Федеральное агентство по образованию

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

ЗАО «Кузбасская ярмарка»

**Международная
научно-практическая конференция**

НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

Сборник научных статей

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк
2007

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, 2007. – 343 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 несколько блоков: геомеханика, совершенствование технологии подземных работ, безопасность, комплексное освоение недр, переработка угля, экология, управление и экономика. Представленные материалы позволит ученым и производственникам оценить эффективность различных подходов к решению угольной проблемы.

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

Редакционная коллегия:
д.т.н., профессор В.Н. Фрянов, д.т.н., профессор Пугачев Е.В.,
к.ф.н., профессор Гершгорин В.С., д.т.н., профессор Сенкус В.В.,
к.т.н., профессор Нифонтов А.И., д.э.н., профессор Петрова Т.В.,
к.т.н, доцент Павлова Л.Д.

© Сибирский государственный индустриальный университет, 2007

УДК 622.6:622.7

ОБСЛЕДОВАНИЕ И ТЕХНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СООРУЖЕНИЙ ГАЛЕРЕЙ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ ОАО ЦОФ «АБАШЕВСКАЯ» С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ НЕРАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ И РАСЧЕТАМИ ФАКТИЧЕСКИХ НАГРУЗОК

Цинкер Л.М., Смирнов С.М., Уланов А.В., Лобанова Л.В.
ОАО «Восточный научно-исследовательский горнорудный институт»
г. Новокузнецк

Опыт эксплуатации сооружений галерей ленточных конвейеров на угольных фабриках показывает, что одной из причин развития процессов разрушения элементов строительных конструкций является неверное установление категории дефектов и повреждений при обследовании и технической оценке строительных конструкций. Выполняемые обмерные работы, освидетельствование строительных конструкций и их техническая оценка с использованием методов фотодокументации, визуального осмотра и визуально-измерительного контроля недостаточны при экспертизе промышленной безопасности сооружений галерей ленточных конвейеров.

Экспертный центр ВостНИГРИ при выполнении обследования и технической оценке строительных конструкций зданий и сооружений на угольных фабриках руководствуется Федеральным законом «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» - ФЗ №116 от 21.07.97 г., правилами безопасности «При обогащении и брикетировании углей (сланцев)» – ПБ-05-580-03, РД-05-432-02 и другими нормативными документами. Проводится экспертиза промышленной безопасности проектной документации на установку технологического оборудования, по противопожарной защите, на автоматическую сигнализацию и т.п. В составе экспертного центра института имеется лаборатория неразрушающего контроля, соответствующее приборное обеспечение и аттестованные специалисты – эксперты в угольной отрасли.

Галереи ленточных конвейеров на угольных фабриках являются ответственными высотными сооружениями и относятся к объектам повышенной опасности разрушения. Поэтому при выполнении экспертизы промышленной безопасности проводится детальная оценка сварных швов, металлоконструкций, узлов опирания и т.д. с применением методов неразрушающего контроля. Дополнительно к визуально-измерительному контролю элементов строительных конструкций используются и другие методы: определение прочности бетона, кирпича и швов кирпичной кладки приборами механического действия (метод ударного импульса); установление толщины защитного слоя бетона, класса и диаметра арматуры в железобетонных конструкциях прибором ИПА-МГ-4; выявление микротрещин в сварных швах порошковым методом.

Галереи ленточных конвейеров ЦОФ «Абашевская» находятся в эксплуатации с начала 60^{х} годов и построены по принятым в то время нормативам снеговой, ветровой нагрузки и другим условиям строительства. Условия строительства и эксплуатации сооружений галерей к настоящему времени существенно изменены. Так, например, согласно СНиП 23-01-99 изменен скоростной напор для III ветрового района, который составляет 38 кг/м^2, существенно увеличена нормативная снеговая нагрузка для IV снегового района, составляющая 240 кг/м^2.

Несущие конструкции сооружений галерей ленточных конвейеров ЦОФ «Абашевская» 45 лет находятся в нагруженном состоянии под воздействием процессов коррозии строительных материалов. При диагностировании строительных материалов несущих конструкций выявлено снижение прочности бетона относительно проектного значения на 10–15%, а кирпичной кладки – на 15–20%. На отдельных участках прочность кирпичной кладки уменьшилась до 50%.

Выявлены дефекты:

- сварных швов;
- армирования железобетонных конструкций;
- отсутствуют болты в соединениях;
- имеются вмятины и искривления металлических конструкций, полученные во время монтажа;
- увеличена толщина песчано-цементной стяжки и покрытия пола.

Установлено, что в процессе эксплуатации сооружений галерей ленточных конвейеров:

- отсутствовали регулярные квалифицированные обследования;
- не проводилось антикоррозийное покрытие;
- не регулярно осматривались катковые опоры;
- к элементам ферм подвешивалось оборудование и механизмы, не предусмотренные проектом;
- применялся гидросмыв просыпей для перекрытий, не защищенных гидроизоляцией.

При проведении обследования обращалось внимание на возможные типовые повреждения и ненадлежащую эксплуатацию технологического оборудования, которые могут привести в дальнейшем к разрушению участков галерей: разрыв пояса ферм в условиях статических нагрузок при пониженных температурах; коррозия металлоконструкций; трещины в болтах пролетного строения; применение высокоскоростных ленточных конвейеров большей производительностью; установка дополнительного оборудования, не предусмотренного проектом.

Вплоть до 1960 года металлоконструкции конвейерных галерей изготавливались из кипящей стали (Ст3кп) – СНиП II-23-81*. Особенностью эксплуатации сварных конструкций, выполненных из этого вида стали, является повышенная опасность возникновения хрупкого разрушения при растяжении и изгибе элементов строительных конструкций. Хрупкое разрушение наибо-

лее опасно, т.к. оно происходит без предупреждающих явлений – деформаций строительных конструкций. Разрушение конструкций может произойти при напряжениях, значительно меньших предела текучести или допустимых напряжений.

При строительстве галерей ленточных конвейеров после 1960 года использовались спокойные и полуспокойные стали (Ст3сп, Ст3пс), которые допускаются для изготовления стальных конструкций конвейерных галерей. Сталь Ст3кп допускается только для строительства конструкций без сварных соединений.

При внутреннем расположении элементов ферм сооружений галерей, коррозия металлоконструкций особенно часто возникает на уровне пола и является следствием плохой гидроизоляции конструкций и некачественного исполнения монолитного железобетонного слоя.

Во время ремонта и монтажа монолитного железобетонного пола деформационные швы конструкции галереи жестко закрепляются с конструкциями здания. Вследствие температурных воздействий возникают значительные дополнительные горизонтальные усилия на анкерную опору.

Для каждого узла опирания сооружений галерей ленточных конвейеров на фабрике рассчитаны нагрузки и несущая способность, учитывающие результаты измерений строительных материалов методами неразрушающего контроля. Проведен сравнительный анализ нагрузок на узлы опирания сооружений галерей и их несущей способности (рисунок 1). Как видно из представленных на рисунке значений нагрузок на опоры и их несущей способности, для опоры 2 необходимо выполнить усиление, поскольку фактическая на настоящее время нормативная нагрузка на опору превышает максимальное значение её несущей способности с учетом конструктивных изменений, деформаций, уже выполненных усилений и имеющихся ослаблений в целом.

Выявленные локальные участки узлов опирания, не соответствующие нормативным требованиям, отнесены к категории Б (не грозящие в момент осмотра опасностью разрушений конструкций, но которые могут в дальнейшем вызвать повреждения других элементов и узлов или при развитии повреждения перейти в категорию А, т. е. представлять опасность разрушения). В мероприятиях по обеспечению условий безопасной эксплуатации сооружений галерей ленточных конвейеров указывается, что выявленные участки категории Б в согласованные сроки должны быть усилены по разработанным рабочим проектам (рабочей документации) на усиление несущих конструкций.

При обследовании и технической оценке строительных конструкций сооружений галерей ленточных конвейеров ОАО ЦОФ «Абашевская» выявлены дефекты и повреждения категории В. Элементы большинства несущих конструкций находятся в работоспособном состоянии и требуют выполнения ремонтно-восстановительных работ. Для отдельных элементов несущих конструкций выявлены дефекты и повреждения категории Б. Элементы несущих конструкций находятся в ограниченно работоспособном состоянии, необхо-

димо разработать рабочий проект (рабочую документацию) на их усиление и выполнить усиление элементов несущих конструкций.

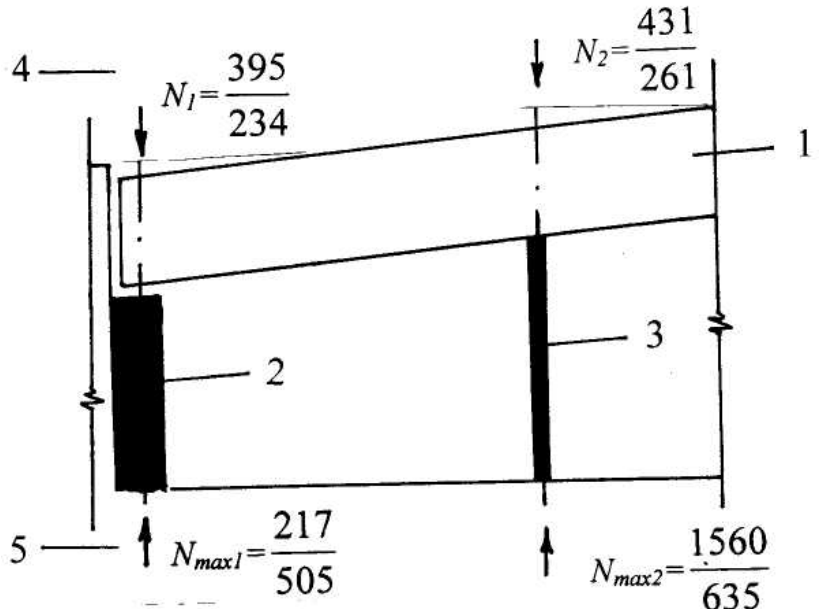


Рисунок 1 - Схема участка сооружения галереи с указанием нагрузок несущей способности опор: 1 – галерея; 2 – опора армокаменная; 3 –опора металлическая; 4 – нагрузки (кН) на опору (в числителе – расчетная нормативная нагрузка на настоящее время, учитывающая конструктивные изменения, дополнительно установленное оборудование, пыль и снеговую нагрузку, в знаменателе – нормативная нагрузка по проекту 1960–1965 гг.); 5 – максимальная несущая способность (кН) опор (в числителе – фактическая с учетом конструктивных изменений, деформаций, усилений и ослаблений, в знаменателе – по проекту 1960–1965 гг.)

Комплексное обследование и техническая оценка экспертными центрами строительных конструкций сооружений галерей ленточных конвейеров угольных фабрик с истекшим сроком эксплуатации позволяет выявлять участки узлов опирания, не соответствующие действующим нормативным требованиям и предотвращать развитие процессов разрушения галерей.

Список литературы

1. Добромыслов А.Н. Диагностика повреждений зданий и инженерных сооружений. – М.: Справочное пособие. Издательство Ассоциации строительных вузов, 2006. – 256с.

2. Рибицки Р. Повреждения и дефекты строительных конструкций: Пер. с нем. К.Ф. Плитта; под ред. И.А. Физделя. – М.: Стройиздат, 1982. – 432с.

УДК 681.518.54

ВИБРОАКУСТИЧЕСКИЕ ПРИЗНАКИ ДЕФЕКТОВ БУРОВЫХ СТАНКОВ И ИХ НОРМИРОВАНИЕ

Герике Б. Л., Абрамов И. Л., Герике П. Б., Ещеркин П.В.
Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово

Для выполнения буровзрывных работ на угольных разрезах наибольшее распространение получили буровые станки марки СБШ.

На буровых станках вибрацию необходимо контролировать на электродвигателе, компрессоре, вращателе, рабочем месте машиниста.

Критическим для данной группы машин можно считать уровень СКЗ виброскорости, равный: для электродвигателей – 7,1 мм/с; для компрессоров – 11,0 мм/с.

Среди наиболее часто встречающихся дефектов необходимо выделить: дисбаланс электродвигателя; дефекты элементов муфт; расцентровка; ослабление посадки подшипников; дефекты подшипников (увеличенные зазоры, дефекты тел качения, сепаратора); дефекты зубозацепления в редукторе. Узлы и оборудование станков СБШ, подвергаемые вибродиагностическому контролю, указаны на схемах виброконтроля (рисунки 1 а, б).

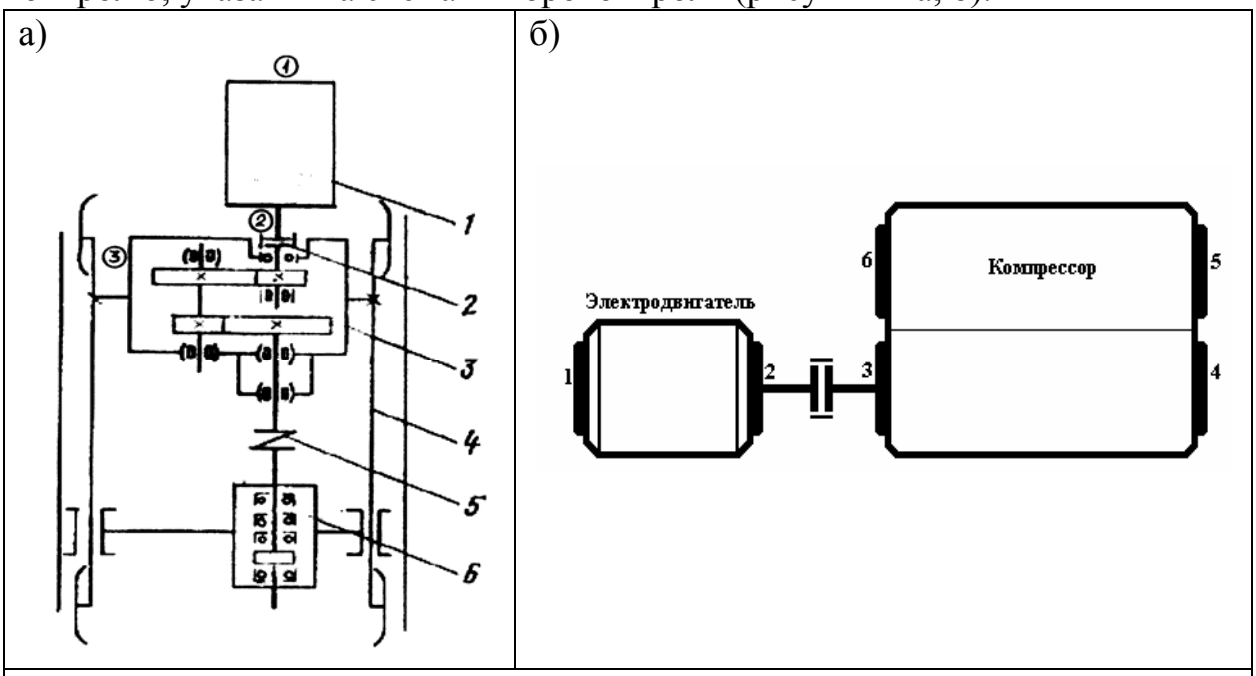


Рисунок 1 - Точки измерения вибрации на вращателе, редукторе вращателя и винтовом компрессоре

На рисунке 1а представлена кинематическая схема вращателя. От электродвигателя 1 через муфту 2 и двухступенчатый редуктор 3 вращение передается на муфту 5. Последняя предохраняет электродвигатель и редуктор вращателя от толчков и вибраций. Она соединена со шпинделем опорного узла 6, через который передается вращение на буровой снаряд. Каретка 4 вращателя движется по направляющим мачты. Усилие на забой создается

нижними канатами механизма подачи, закрепленными на ползунах опорного узла.

Признаками дисбаланса электродвигателя, компрессора и асимметрии электромагнитного поля в спектре виброскорости, измеренном на подшипниковых опорах - в радиальном направлении, являются пики на основной оборотной частоте, а также значительные уровни более высоких гармоник основной оборотной частоты (рисунки 2, 3).

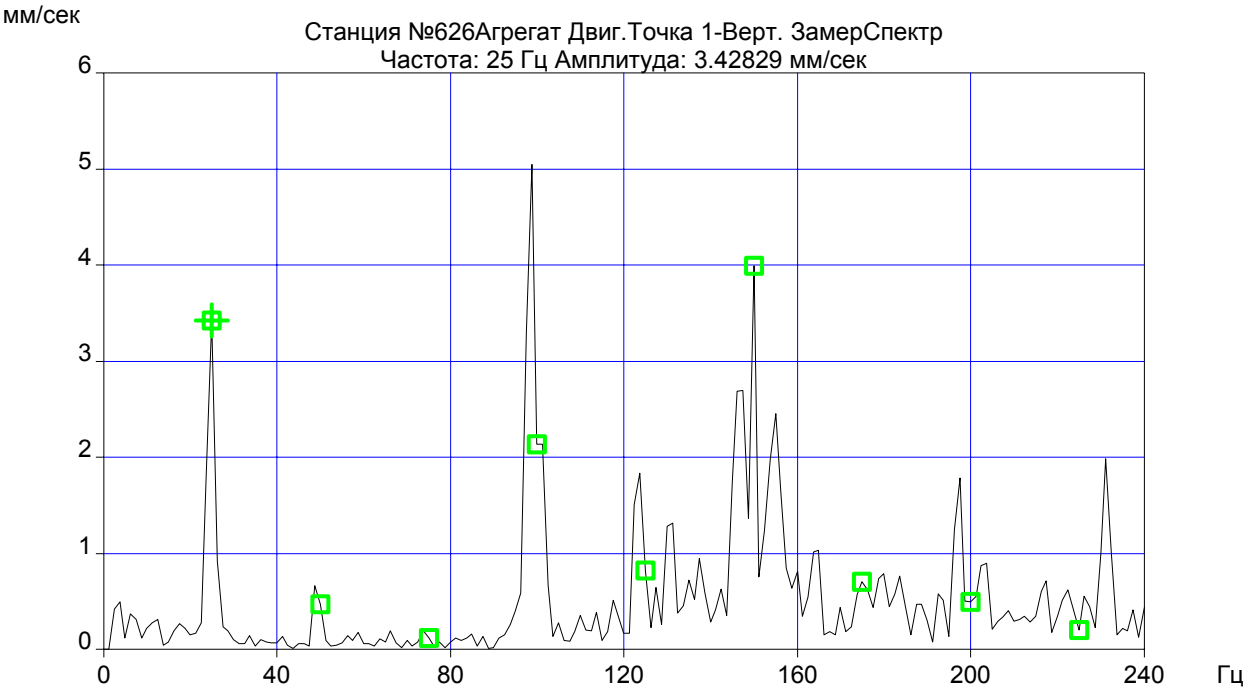


Рисунок 2 - Дисбаланс электродвигателя, асимметрия электромагнитного поля

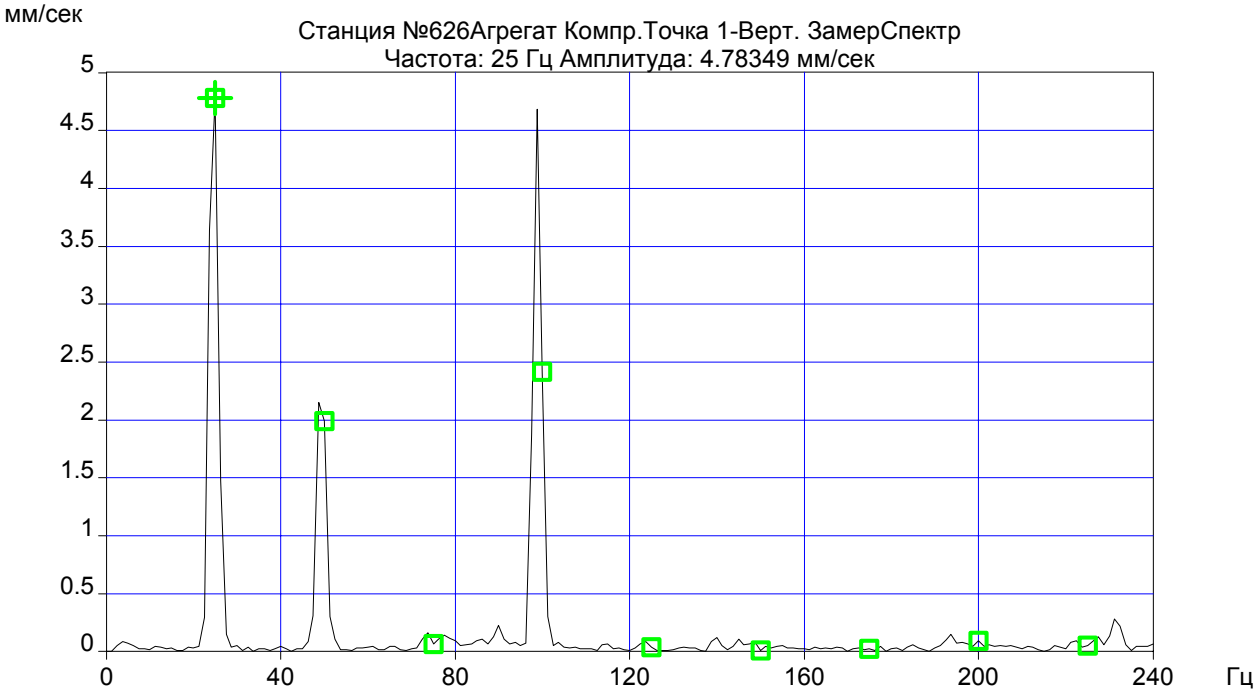


Рисунок 3 - Дисбаланс компрессора, расцентровка валопровода

Причины появления эксплуатационных дефектов: износ трущихся частей, неравномерный износ; ослабление посадки деталей на валах; изгиб вала; излом, повреждение частей ротора; неуравновешенности, образующиеся за счет искривления оси из-за возможной тепловой несимметрии, вследствие влияния местного повышения температур, или неравномерного охлаждения его по сечению, вызванного засорением вентиляционных каналов ротора; термическая нестабильность дисбаланса ротора - изменение дисбаланса ротора вследствие изменения по длине его температуры с течением времени.

На рисунке 4 показан сложный колебательный процесс, формирующийся на штанге вращателя. В нем присутствуют компоненты, обусловленные износом роторной шестерни.

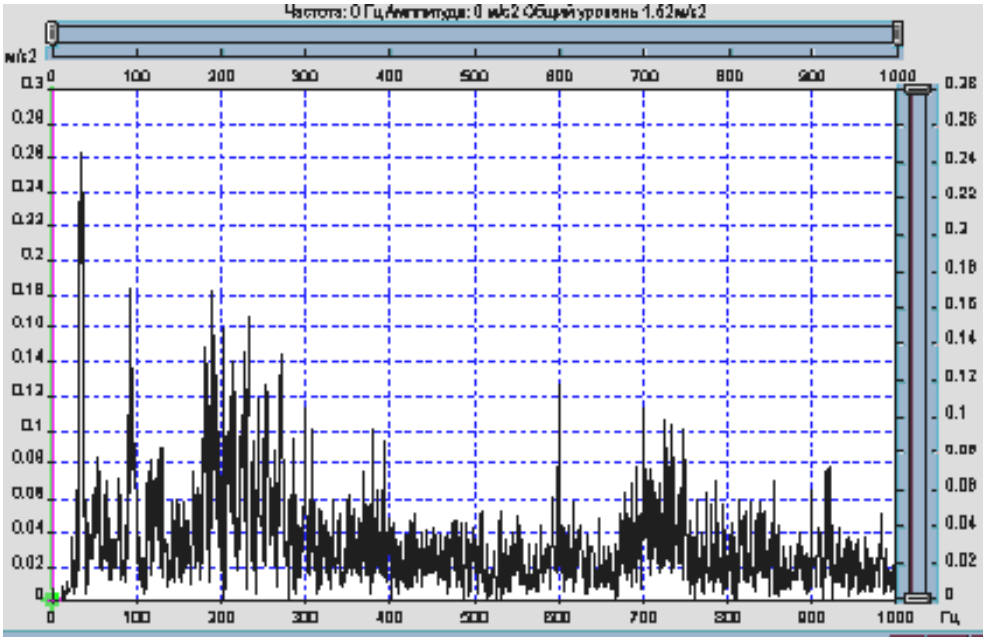


Рисунок 4 - Амплитудно-частотные характеристики абсолютных механических колебаний, зафиксированные на неподвижной части вращателя, максимально приближенных к буровому ставу

Рисунки 5-7 иллюстрируют динамику возрастания уровня виброскорости в частотном диапазоне 3-300 Гц при увеличении скорости вращения и подачи бурового става.

Нормирование уровня вибрации на рабочем месте машиниста определяется в соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.012. Вибрационная безопасность. Общие требования (таблица 1).

Причиной повышенной вибрации на рабочем месте машиниста являются указанные дефекты оборудования бурового станка.

Проведенные экспериментальные исследования по выявлению диагностических признаков дефектов буровых станков позволяют установить критические параметры контроля общего уровня вибрации электродвигателя; компрессора и вращателя. Анализ спектральных характеристик оборудования является эффективным инструментом идентификации дефектов роторного оборудования.

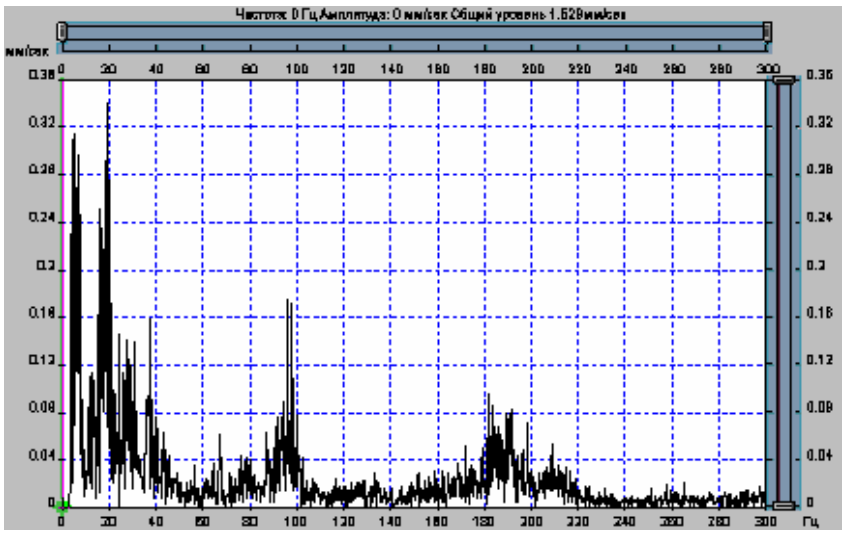


Рисунок 5 - Частота вращения вращателя 20 об/мин, скорость подачи 0,5 м/мин, направление измерения – поперек оси станка

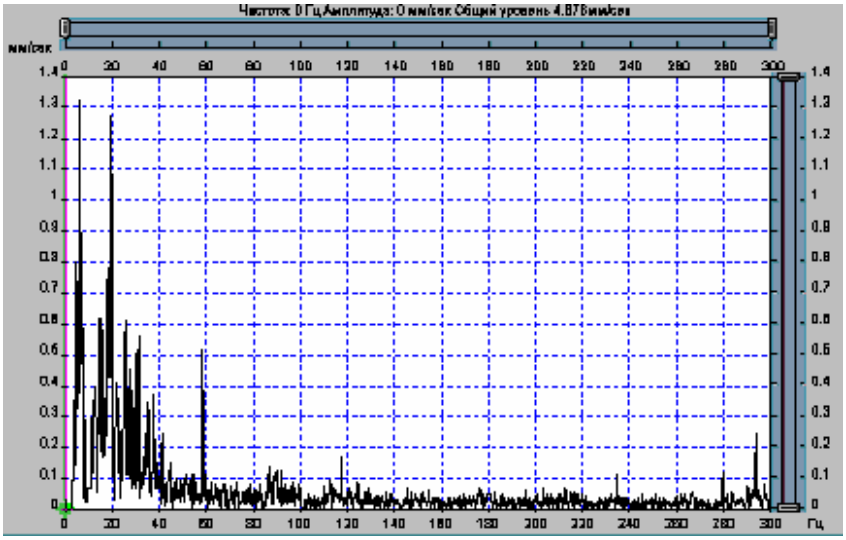


Рисунок 6 - Частота вращения вращателя 80 об/мин, скорость подачи 1,6 м/мин, направление измерения – поперек оси станка

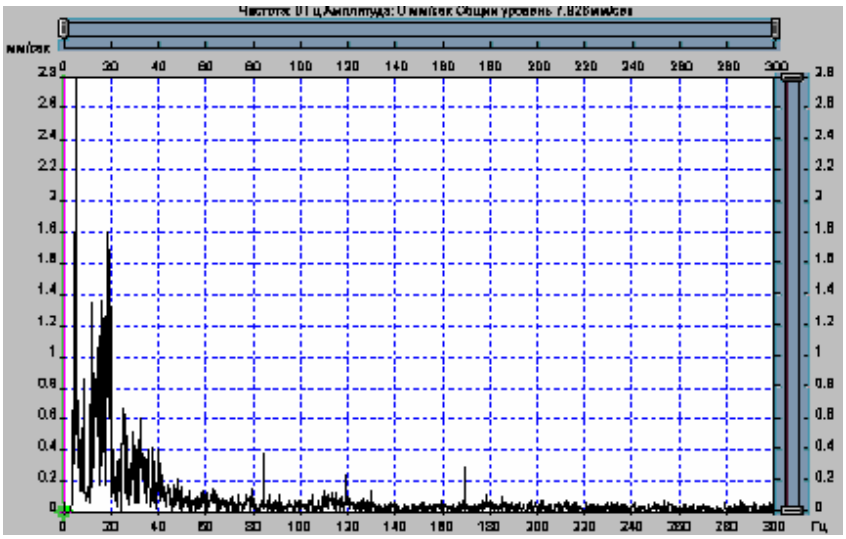


Рисунок 7 - Частота вращения вращателя 120 об/мин, скорость подачи 2,1 м/мин, направление измерения – поперек оси станка

Таблица 1 - Нормирование уровней вибрации на рабочем месте машиниста

Среднегеометрическая частота октавной полосы, Гц	4,0	8,0	16,3	31,5	63,0
Допустимый уровень , мм/с	4,5	2,2	2,0	2,0	2,0
СКЗ виброскорости на сиденье, мм/с	5,8	3,8	2,6	3,7	0,13
СКЗ виброскорости на спинке, мм/с	4,7	3,7	2,1	0,87	0,1
СКЗ виброскорости на рычагах, мм/с	1,4	2,6	0,9	2,5	1,0

Список литературы

1. Герике Б.Л. Мониторинг и диагностика технического состояния машинных агрегатов. – В 2-х ч.: Ч.2. Диагностика технического состояния на основе анализа вибрационных процессов. – Кемерово: КузГТУ, 1999. –230 с.

УДК 622.271

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ НЕРАБОЧИХ БОРТОВ УСТУПОВ ТЕЙСКОГО КАРЬЕРА

Смирнов С.М., Терещенков А.А., Марков А.Л.
ОАО «ВостНИГРИ» г. Новокузнецк
Тейский филиал ОАО «Евразруда» п. Вершина Теи

Тейское месторождение находится в юго-восточной части Кузнецкого Алатау на границе Горной Шории и Хакасии. Приурочено к зоне Тейского разлома и локализуется в пределах развития брекчий смешанного состава.

Месторождение железных руд отрабатывается открытым способом с 1966г. Тейский карьер нагорно-глубинного типа с отметкой поверхности западного борта + 950м и восточного – + 1120м. Проектная глубина карьера 410м. В настоящее время работы ведутся на гор. + 700м. Размеры карьера 1500×1300м. Высота рабочих уступов – 15м, на предельном контуре – 30м и на экспериментальном участке гор. + 790 ÷ + 810м (марк. разрезы 38-43) - 60м. Фактические углы откосов уступов 45°-75°.

Для бурения взрывных скважин используются станки СБШ-250МН. На погрузке руды и породы применяются экскаваторы ЭКГ-5А, ЭКГ-8И. Для транспортировки руды и вскрышных пород используются автосамосвалы БелАЗ-7548А и БелАЗ-7555В грузоподъемностью соответственно 42 и 55т.

Дробление горной массы производится взрыванием блоков скважинными зарядами. Сетка скважин 5×5 м и 6×6 м с количеством до 5 рядов. Масса заряда в скважинах до 900 кг при коэффициенте крепости пород по шкале Протодьяконова – 10 - 14.

Характеристики горных пород на месторождении изменяются с глубиной залегания. Выявлено снижение степени трещиноватости и выветривания горных пород, уменьшение коэффициента структурного ослабления с 0,77 до

0,4 и увеличение плотности пород с 2,4 до 2,8 т/м^3, величины сцепления со 128 до 265 т/м^2, угла внутреннего трения с 33 до 35 градусов. По результатам многолетних наблюдений на Тейском месторождении выявлена системная трещиноватость. Известно [1], что наличие оперяющих Тейский разлом трещин субширотного простирания и, особенно, сочетание таких систем трещин с трещинами Тейского разлома, при определённых условиях, способствует осыпанию и обрушению уступов на отдельных участках карьера. Например, такое обрушение имело место в северной части карьера на горизонтах +1045 ÷ +970 м и восточной части на горизонтах +880 ÷ +820 м.

В процессе разработки Тейского карьера возникают серьезные проблемы с обеспечением устойчивости нерабочих уступов и сохранением берм. Чаще всего это связано с наличием в бортах уступов не обнаруженных ранее разрывных нарушений. Сказывается и отрицательное воздействие массовых взрывов, производимых вблизи проектного контура карьера.

Известно [2,3], что конструкция нерабочих бортов карьера зависит от углов откосов уступов и их высоты, а также ширины и общего количества берм всех назначений. До 1992г., согласно «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» параметры уступов и берм Тейского карьера строго регламентировались, в связи с чем конструктивный угол наклона борта, отстроенного с учетом этих параметров, достигал фиксированного максимума и ни при каких обстоятельствах не подлежал изменению даже в зоне разрывных нарушений, а также контактов рудного тела с вмещающими породами.

Отстроенные откосы уступов со временем разрушались и ширина предохранительных берм сокращалась, а оставшаяся часть заполнялась осыпью. Очищать такие бермы, как предписано §38 «Единых правил безопасности при разработке полезных ископаемых открытым способом», невозможно. Такие борта необходимо было реконструировать и очищать бермы от осыпи, что требовало дополнительных затрат.

В настоящее время имеется возможность регулировать общий угол наклона борта, изменяя высоту нерабочих уступов и ширину предохранительных берм. Эти параметры можно принимать исходя из физико-механических свойств пород и геологической структуры законтурного массива. Появилась возможность придавать «гибкость» конструкции борта, реагирующей на изменения свойств горных пород, и сблизить значения конструктивного и расчетного углов наклона борта. В настоящее время, как правило, в качестве проектного принимается расчетный угол, а конструкция борта вписывается в его расчетный контур. При этом в полной мере учитываются природные свойства массива.

В 1982 и 1988 годах на Тейском карьере отмечены деформации массива на гор. +910 - +880м, в результате чего участок предохранительной бермы горизонта +910 м опустился на 2м по маркшейдерским разрезам 48 - 49. С 1988 года в районе оползня северо - восточного борта карьера за состоянием массива постоянно проводятся маркшейдерские наблюдения. Установлено,

что смещение реперов по телу оползня наблюдается при проведении массовых взрывов, ведущихся в непосредственной близости от оползня. В 1994 году при расчетах устойчивости откосов уступов и бортов карьера было установлено, что в северной и северо - восточной части карьера возможны клиновое обрушение массива горных пород и оползни при пересечении субмеридиональных трещин Тейского разлома оперяющими трещинами разрывных нарушений субширотного простирания.

При дальнейшем углублении карьера, учитывая требования «Единых правил безопасности при разработке полезных ископаемых открытым способом», тектоническую ситуацию и экологические соображения на предприятии внедряется в производство технология упреждающего обрушения законтурного массива, осложненного разрывным нарушением и формирование 60 - метровых откосов нерабочих уступов. Принятая технология отработки исключает обрушение, осыпание и образование оползней с течением времени.

Так, например, при постановке уступов в предельное положение на северо-восточном участке гор. 790м (маркшейдерские разрезы 3 – 41) по принятой технологии были обнажены поверхности разрывных нарушений в количестве 4 штук. Азимут простирания тектонических нарушений от 18° до 65°, а угол падения составляет 65°-75°. Общая длина этих нарушений достигает 180м, а ширина - 25м от верхней бровки откоса уступа.

При постановке нерабочих бортов уступов по применявшейся ранее технологии, в дальнейшем на этом участке было возможно возникновение осыпания и даже оползневых деформаций. Поэтому для обеспечения безопасности горных работ на нижележащих горизонтах было принято решение продолжить применение новой технологии с приведением опасных участков в безопасное состояние. Выбирается наиболее рациональный вариант заоткоски, когда $\alpha \approx \lambda$ (рисунок 1).

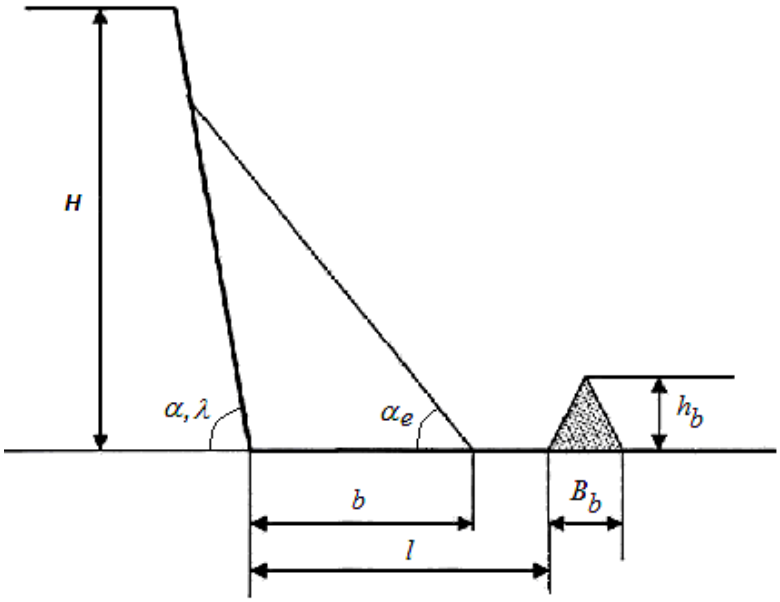


Рисунок 1 – Конструкция нерабочего борта уступа и элементы рабочей площадки

При подрезании откоса уступа разрывным нарушением продольного и согласного с откосом залегания объем разрыхленной породы при возможном обрушении разместится на площадке шириной b

$$b = H\sqrt{K_p(Ctg\ \alpha_e - Ctg\ \lambda)(Ctg\ \lambda - Ctg\ \alpha)},$$

где H - высота уступа; K_p - коэффициент разрыхления, доли ед.; α_e - угол естественного откоса, градус; λ - угол наклона плоскости ослабления разрывного нарушения, градус; α - угол заоткоски, градус.

Для задержания падающих кусков породы на нижних горизонтах отработки Тейского карьера применяются предохранительные валы [3].

Высота предохранительного вала определяется из выражения

$$h_b = 2 \cdot p^2 \cdot (B_n - l),$$

где p - коэффициент восстановления нормальной составляющей скорости породного куска после отскока от поверхности бермы; B_n - длина пути на берме камня, падающего с откоса, м; l - расстояние от нижней бровки уступа до предохранительного вала, м.

Ширина предохранительного вала B_b вычисляется по формуле

$$B_b = R \times \left(\frac{4v_H}{g \cdot tg \cdot \varphi \cdot k_2} \right)^{1/3},$$

где v_H - скорость набегания куска на предохранительный вал, м/с; g - ускорение свободного падения тела м/с^2; φ - угол откоса предохранительного вала, град; k_2 - линейный коэффициент трения качения по горизонтальной поверхности, м; R - средний приведенный радиус породного куска, м.

Скорость набегания куска на предохранительный вал определяется по формуле

$$v_H = \sqrt{v - 2 \cdot g \cdot l \cdot k_2 / R},$$

где v – скорость движения куска породы по уступу.

Для горно-геологических условий Тейского карьера при расчете параметров предохранительного вала были приняты следующие показатели:

p = 0,3; φ= 36°-39°; g= 9,8 м/с^2; B_n=11,5 м; l =5 м; k_2= 0,21-0,26.

За счет применения технологии упреждающего обрушения, учитывающей развитие разрывных нарушений, нерабочие борта уступов Тейского карьера приводятся в безопасное состояние. Формирование предохранительного вала задерживает падающие куски породы и является защитным мероприятием, обеспечивающим безопасную работу на нижележащих горизонтах Тейского карьера.

Список литературы

1. Смирнов С.М., Бобрицкий М.В. Влияние разрывных нарушений и естественной блочности на устойчивость восточного борта Тейского карьера // Горный журнал, 2001. - №7.- С. 30-32.

2. Галустян Э.Л. Совершенствование конструкции нерабочих бортов карьеров // Горный журнал, 1996. - № 1-2. - С. 93-98.

3. Певзнер М.Е., Мозжухин А.В., Федоров Ю.И., Архипова С.Е. Безопасность горных работ при разработке месторождений нагорного типа // Горный журнал, 1991. - № 2. - С. 17-18.

УДК 622.349.4

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА БЕЗВОДНЫХ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОВСКРЫВАЕМЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ МЕТОДАМИ СОЛЬВОМЕТАЛЛУРГИИ (ЭЛЬКОНСКИЙ РАЙОН, ВОСТОЧНОЕ ЗАБАЙКАЛЬЕ)

Поминов Г.А.
ГОУ СПО «Московский колледж управления и новых технологий»
г. Москва

В настоящее время Постановлением Правительства РФ поставлена задача освоения месторождения Элькон, которое рассматривается как базовый источник природного урана. Урановая минерализация месторождения представлена в основном браннеритом и относится к трудновскрываемым рудам. В основу предполагаемых технологий переработки закладывается автоклавные или гидрометеллургические процессы.

Автоклавная технология требует громадных капитальных затрат и приводит к огромным сбросам токсичных промышленных отходов, содержащих ванадий, молибден и другие тяжелые металлы, в том числе радионуклиды. Учитывая огромный объем переработки, речь может пойти о миллионах кубических метров токсичных вод, для очистки которых потребуется строительство самостоятельных заводов.

Гидрометаллургический процесс, несмотря на высокую карбонатность руд, несомненно, приведет к выбросам SO_2 в атмосферу со всеми негативными последствиями.

Альтернативой предлагаемого способа может явиться разрабатываемый в настоящей работе сольватометалургический метод переработки, свободный от указанных недостатков.

В основу технологии закладывается процесс безводного вскрытия урановых руд методом сульфатизации с последующим извлечением полезных компонентов путем экстракционного выщелачивания их из обработанного материала без использования водной среды.

Целью настоящей работы являлась проверка возможности использования сольватометеллургических технологий на рудах месторождения «Элькон» и подбор технологических режимов.

В результате проделанной работы установлено, что предложенный способ сульфатизации урановых руд Эльконского месторождения обеспечивает высокую степень вскрытия урановой минерализации, позволяющей при последующем сернокислотном выщелачивании получать достаточно высокие

степени извлечения (80,0% для пробы №1, 80,34% для пробы №2 и 69,9% для пробы №3)

Испытаны различные способы выщелачивания урана из обработанных руд для 3-х проб.

Для пробы №1 испытано:

1 - выщелачивание раствором 0,1М ТБФ – 0,1М Д2ЭГФК в ТХЭ;

2 - выщелачивание раствором 0,1М ТБФ – 0,1М Д2ЭГФК в ТХЭ, насыщенным серной кислотой;

3 - выщелачивание раствором 0,1М ТБФ – 0,1М Д2ЭГФК в ТХЭ, насыщенного смесью серной и азотной кислот (суммарная кислотность – 0,4, отношение концентраций серной кислоты к азотной –2).

Опыты с пробами 2 и 3 проведены с вводом кислот (серной и азотной) непосредственно в твердую фазу как путем увлажнения материала водными растворами кислот, так и с помощью специально приготовленных эмульсий.

Полученные результаты следует признать неудачными. Причина этого явления связана с действием ряда противоположно направленных факторов. При использовании эмульсий основные негативные явления обусловлены пассивирующим действием гидрофобного растворителя, затрудняющего доступ химического реагента к активным центрам минерального сырья.

Установлено, что наиболее перспективным способом выщелачивания урана является четырехстадийный процесс экстракции урана непосредственно рудной массы с помощью раствора 0,1М ТБФ – 0,1М Д2ЭГФК в ТХЭ, насыщенным смесью серной и азотной кислотой. За 30 минут обработки при соотношении Т:Ж = 1:1 степень извлечения вскрытого урана достигает 97%..

В заключение следует отметить преимущества сольватометалургического метода над другими:

• расход минеральных кислот по сравнению с водным выщелачиванием осуществляется при температурах 25-30°С вместо 60-80°С, по действующей технологии;

• жидкое агрегатное состояние экстрагента и его проникновение в поры рудных частиц позволяет получить помол руды до 0,3;0,5 и даже 1,0 мм;

• сокращение в 10 раз объема используемой воды;

• сокращение в 5-6 раз объема используемого технологического оборудования и кубатуры зданий;

• снижение расхода органических реагентов более чем в 5 раз, так расход органического реагента не превышает 0,2 кг/т;

• схема легко поддается автоматизации и регулировке;

• отвальный сухой кек может использоваться для закладки выработанного пространства в шахтах;

• объем жидкостей стоков минимальный;

• технология позволяет переработать урановые и комплексные руды с выделением всех ценных металлов;

• за счет селективности действия реагентов удается выделить качественный химический концентрат материала;

• диполярные протонные растворители обладают рядом технологических достоинств: доступностью и относительной дешевизной, химической и радиационной устойчивостью;

• процесс осуществляется без выделения взрывоопасных или токсичных газов;

• сокращение числа технологических стадий, за счет совмещения процессов выщелачивания и экстракции;

• высокая летучесть и сравнительно низкая теплоемкость растворителей позволяют осуществить их регенерацию отгонкой, за счет чего достигается экологическая безопасность процесса, резкое сокращение сбросов и энергозатрат.

УДК 622.22; 622.41; 658.155

НОВЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ И ХОЗЯЙСТВЕННО-ПРАВОВЫЕ РЕШЕНИЯ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ СНИЖЕНИЯ ВЕРОЯТНОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФ ПРИ РАЗРАБОТКЕ И ИСПОЛЬЗОВАНИИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ – ИСТОЧНИК НОВЫХ ПРИНЦИПОВ НАЦИОНАЛЬНОЙ И МЕЖДУНАРОДНОЙ ЗАЩИТЫ ИНТЕЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

Лемтюгов В.Н.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Промышленную добычу угля люди ведут уже несколько столетий, в течение которых привыкли воспринимать метан и угольную пыль главными причинами катастроф под землей. Так как метан очень часто служит детонатором взрыва взвеси угольной пыли в шахтной атмосфере, взрыва, проводящего порою к колоссальным разрушениям, к огромным человеческим жертвам.

Метану и угольной пыли была объявлена «война», которая продолжается слабо и неуверенно с применением методов, разработанных на рубеже XIX – XX веков.

В XX веке были созданы предпосылки для свершения очередной научно-технической революции в горном деле посредством развития техники механизации горных работ и способов проветривания горных выработок как основ формирования технологических систем угледобычи в целом. Одной из таких предпосылок стало осознание так называемого человеческого фактора как еще одной из первопричин формирования предпосылок аварийных ситуации на горных предприятиях.

По мере насыщения очистных и подготовительных забоев высокопроизводительной техникой обострилась проблема сочетаемости мониторинга на-

пряженного состояния слагаемых земных недр с мониторингом состояния шахтной газовой среды.

В некоторых странах ведутся научные изыскания в обозначенном направлении. К сожалению, в России, Китае, Украине и ряде других стран, власти и собственники шахт игнорируют предложения изобретателей о формировании национальных и международных хозяйственно-правовых механизмов дальнейшего совершенствования товарно-денежных отношений вообще и применительно к вопросам повышения уровней защиты новых технических решений как новых объектов интеллектуальной собственности, в частности.

Подтверждением вышесказанного может служить то, что еще в 2001 году автор обратил внимание участников VIII Международной научно-практической конференции «Перспективные технологии разработки и использования минеральных ресурсов» (Россия, Новокузнецк, 13 июня 2001 года) на необходимость создания в нашей стране действенных Патентного Суда РФ и Федерального фонда изобретений России как основ повышения культуры экономики и власти государства, стремящегося стать членом Всемирной торговой организации.

Однако, усилиями лиц и кругов, так или иначе заинтересованных в продолжение процессов «прихватизации» национального достояния, судебная реформа, включая процедуры формирования и функционирования Патентного Суда РФ, до настоящего времени не осуществляется в ранее обозначенных направлениях и объемах. А Статья 9 первой редакции Патентного закона РФ от 23 сентября 1992 года № 3517-1 о декларировании создания Федерального фонда изобретений России была в начале 2003 года теми же усилиями исключена из текста обновленной редакции указанного Закона. Тем самым отечественный законодатель отказал российским изобретателям в их праве самостоятельно устанавливать партнерские договорные отношения научно-технического и общественно-политического сотрудничества как друг с другом, так и с народом своего Отечества через его, Государства, официальные структуры власти и хозяйствования.

Сейчас, принимая во внимание недавнюю трагедию на Кузбасской шахте «Ульяновская», автор готов обсудить с полномочными представителями российских властей и собственников шахт вопросы изменения «Правил безопасности в угольных шахтах» в контексте необходимости практического применения разработанных так же и автором новых технических решений по обеспечению снижения вероятности техногенных катастроф на угольных предприятиях.

Предполагаемые изменения в отечественных хозяйственно-правовых и международных отношениях и договоренностях следует понимать как неизменность позиции автора в отношении процессов дальнейшего совершенствования общественных отношений применительно, например, к сообществам стран Шанхайской Организации Сотрудничества и ЕврАзЭС.

УДК 669.725.3

ГИДРОУДАРНОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ БЕРИЛЛА

Самойлов В.И., Куленова Н.А., Винокурова Т.А.
АО «УМЗ», ВКГТУ
г. Усть-Каменогорск

Берилл ($3BeO \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$) – стойкий к действию серной кислоты алюмисиликат бериллия, используется в производстве гидроксида бериллия. Перед сернокислотным вскрытием берилловые концентраты подвергают дорогостоящей активирующей подготовке – концентраты плавят с карбонатами натрия и кальция. С целью удешевления активации берилла нами выполнен поиск альтернативных методов активации данного минерала. В ходе этой работы проведены технологические испытания гидроударной установки для измельчения сыпучих материалов конструкции Чиргина С.Г. (Патенты РФ: 2149680, 2000г.; 2161062, 2000г.; 2179066, 2002г.) с использованием бериллового концентрата Малышевского месторождения (Свердловская область). Результаты этой работы приводятся ниже.

Измельчение крупнодисперсного бериллового концентрата.

Гидроударная установка, созданная на базе центробежного пескового насоса (рисунок 1), представляет собой систему каналов различного сечения, установленных по окружности ротора и статора. Подбор геометрических форм каналов позволяет достичь необходимой степени измельчения и эмульгирования различных веществ. Периодическое перекрытие каналов влечёт за собой изменение давления в роторе, сопровождающееся звуковой волной. Процесс измельчения сопровождается значительным выделением тепла. Для предотвращения закипания гидроизмельчитель подключают системой трубопроводов к баку-смесителю. Слив пульпы после окончания процесса измельчения производится в отдельную ёмкость. Продолжительность одного цикла измельчения составляет в среднем 20÷30 мин.

Технические параметры установки: производительность – до 30 м3/ч; потребляемая мощность – 55÷75 кВт; крупность исходного материала – до 5 мм; степень измельчения – до 10 мкм; соотношение Ж:Т = 1÷3; измельчающая среда – вода, кислота, щелочь. По заказу возможно изменение производительности установки до 50 м3/ч. Действующий опытно-промышленный участок фирмы-изготовителя (г. Екатеринбург) позволяет производить экспериментальное измельчение различных материалов. Срок изготовления оборудования в зависимости от комплектации 2-3 месяца.

Результаты технологических испытаний, проведённых в г. Екатеринбурге на гидроударной установке (рисунок 1), показали следующее (перерабатывался берилловый концентрат крупностью -5 мм, массой 11 кг, среда водная, Т:Ж=1:10, метод анализа измельчённого концентрата – седиментационный). Седиментационным анализом установлено, что уже к 11-й мин циркуляции водно-концентратной пульпы через гидроизмельчитель максимальный раз-

мер частиц концентрата снижен с 5 до 0,08 мм. Дальнейшее измельчение не приводит к снижению максимального размера частиц, однако увеличивает количество мелких фракций. Содержание фракции -5 мкм к 11-й, 31-й и 61-й минутам циркуляции водно-концентратной пульпы через гидроизмельчитель (рисунок 1) составляет 5,9; 12,6; 13,3% соответственно. Установлено, что к 31-й минуте циркуляции пульпа нагревается до ~80°С.

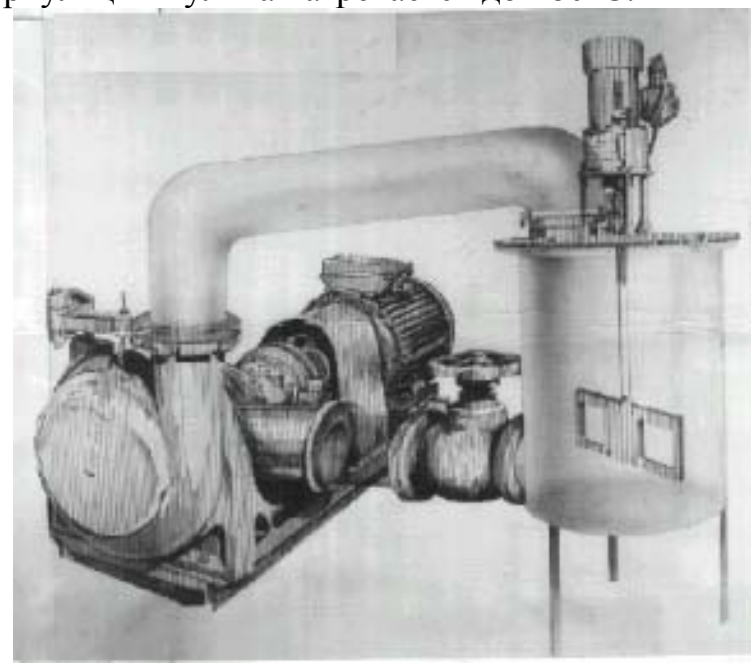


Рисунок 1 – Технологическая обвязка испытательного стенда

Измельчение мелкодисперсного бериллового концентрата.

Целью данного эксперимента являлось определение зависимости эффективности гидроизмельчения бериллового концентрата от продолжительности измельчения. Опыты проводили в водной среде при массовом соотношении Ж:Т=5. В качестве испытуемого материала взят концентрат крупностью -200 мкм. Общая продолжительность измельчения составляла 40 мин. Отбор проб измельчаемого концентрата проводился каждые 10 мин. Гранулометрический состав проб определяли на приборе седиментограф с последующей электронной обработкой результатов.

На гистограммах частных остатков наблюдалось значительное преобладание – до 62% мелких фракций материала (-30 мкм) уже после 10 мин помола. При дальнейшем измельчении содержание фракции -30 мкм в процентном отношении повысилось на 10,9% (после 20 мин. помола) и далее ещё на 4,6% (составив в итоге 77,5% после 30 мин. помола, см. рисунки 2 и 3). Увеличение времени помола до 40 мин. не даёт значительного эффекта, что говорит об агрегации мелких частиц, объясняющей увеличение содержания фракций -30 мкм.

Основываясь на данных анализов, можно сделать следующее заключение: эффективное время помола на гидроизмельчителе для данного материала составляет 30 мин. (рисунок 3). Дальнейший помол может быть эффективен только при условии отвода тонкой фракции в ходе помола.

Материал		ρ, кг/м^3	Среда	Имя файла			$T_{стат.}$, с	$T_{оп}$, с
берилл		2800	вода	C:\ANALYSIS\БР20-4.F			604	1110
N	сита, мкм	dsr, мкм	r, %	R, %	D, %	Ra1, %	Ra2, %	Ra3, %
1	100	125,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0
2	80	90,0	0,0	0,0	100,0	1,5	0,0	0,6
3	63	71,5	0,0	0,0	100,0	2,9	0,4	1,9
4	50	56,5	5,8	5,8	94,2	5,7	2,5	4,9
5	40	45,0	4,9	10,6	89,1	10,5	8,7	10,5
6	30	35,0	11,8	22,5	77,5	21,6	23,8	22,7
7	20	25,0	20,5	43,0	57,0	47,9	50,7	48,3
8	15	17,5	34,1	77,0	23,0	68,4	67,0	67,5
9	10	12,5	6,0	83,0	17,0	87,9	82,8	87,8
10	5	7,5	5,9	88,9	11,1	98,3	94,9	99,3
11	0	2,5	11,1	100,0	0,0	100,0	100,0	100,0

Параметры аппроксимации

	Вид	d_{50},мкм	P	Smin
Ra1,%	Плитта	19.4475	2.97005	222.683
Ra2,%	P-Рамлер	20.2118	1.84575	211.244
Ra3,%	Норм-лог	19.5056	1.15446	254.467

Дата	H, мм	Тпод.,с
21/06/98 22:44	253	610
Сигнал срелы	Проба	
2250	берилл	

Рисунок 2 – Результаты анализа бериллового концентратрата (30 мин. циркуляции водно-концентратной пульпы через гидроизмельчитель)

Возможно также повышение процента мелкой фракции при использовании в ходе помола диспергатора пузырькового типа, препятствующего процессу агрегации мелких частиц в крупные. Важно отметить, что по истечении 30 минут циркуляции пульпы через гидроизмельчитель результатом рентгеноструктурного анализа зарегистрировано частичное разрушение кри-

сталлической решётки берилла (рисунок 4), которое, прогрессирующе нарастало вплоть до окончания эксперимента, длившегося 40 мин.

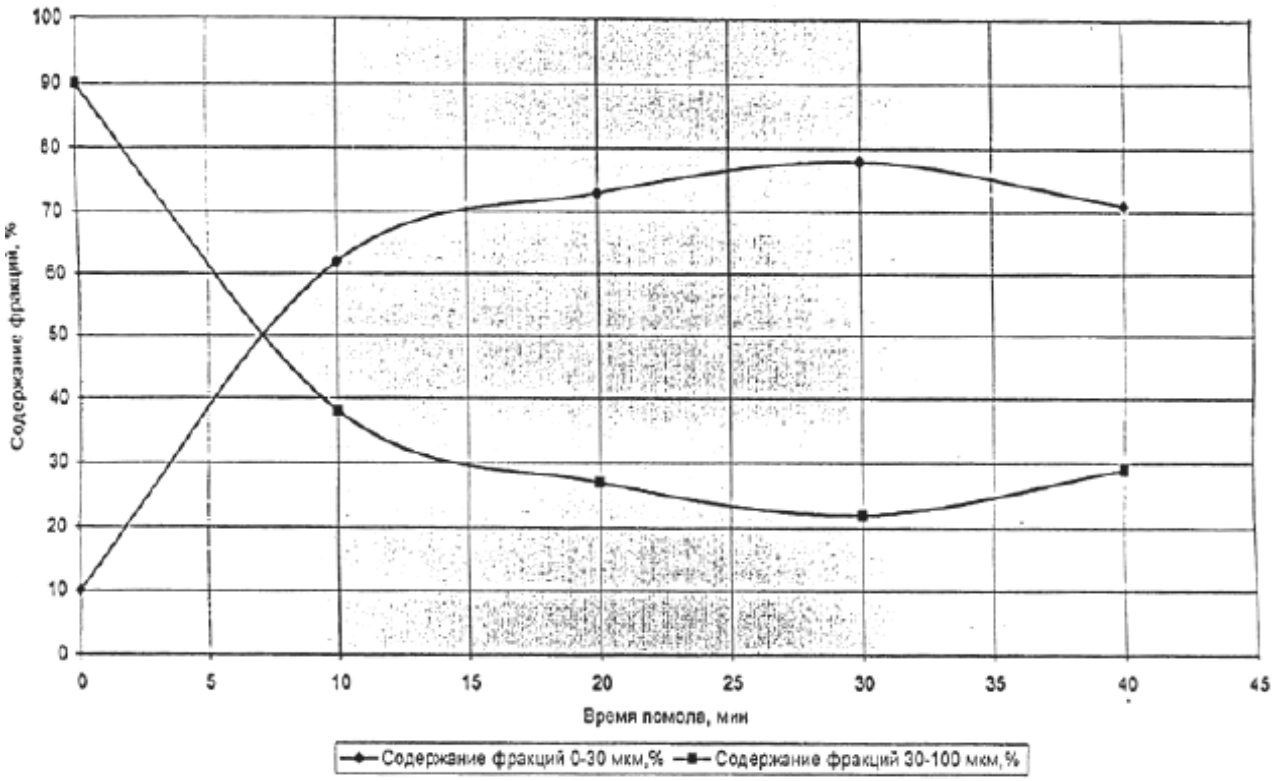


Рисунок 3 – Влияние времени помола бериллового концентрата на эффективность его измельчения

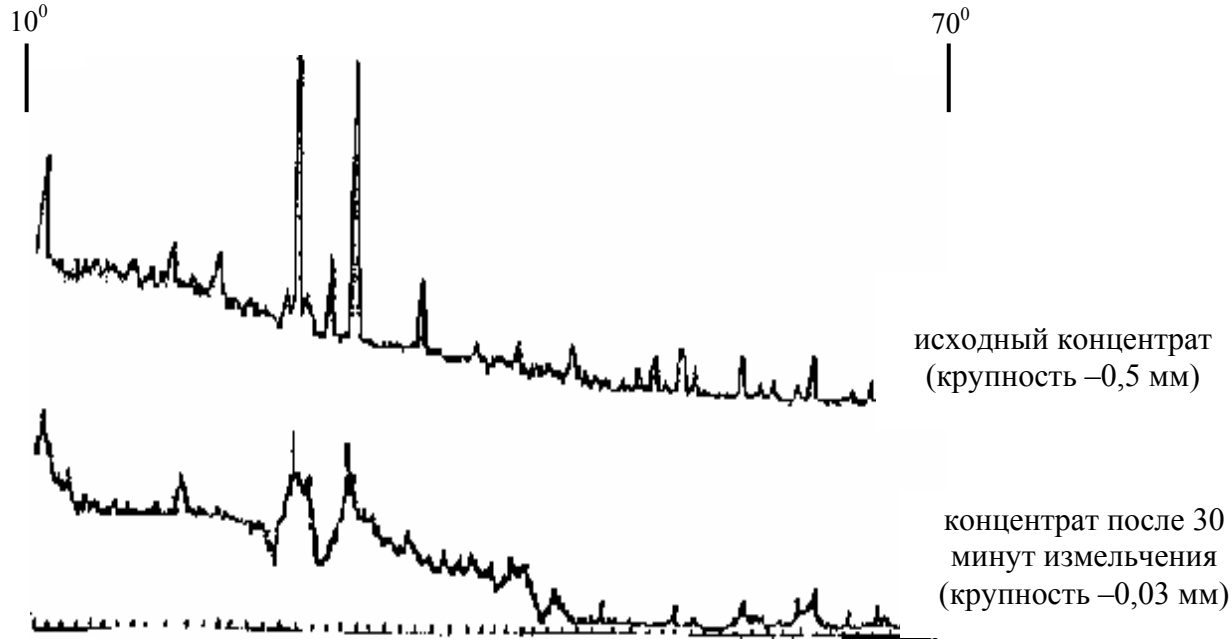


Рисунок 4 – Результаты рентгеноструктурного анализа берилла в диапазоне углов отражения от 10 до 70°

УДК 669.725.3

СОВМЕСТНАЯ ПЕРЕРАБОТКА СИЛИКАТОВ БЕРИЛЛИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ГИДРОКСИДА БЕРИЛЛИЯ

Самойлов В.И.
АО «УМЗ»
г. Усть-Каменогорск

С целью детального изучения проблем, связанных с совместной переработкой берилла, бертрандита и фенакита, в действующем производстве АО “УМЗ” проведено снятие материального баланса по Be, в ходе которого оценивалось качество чернового и технического $Be(OH)_2$ [1, 2]. Баланс металла в производстве технического $Be(OH)_2$ определялся по входу Be с флотоконцентратами и его выходу с готовой продукцией, всеми видами отходов, транспортируемых на хвостохранилище, и вентвыбросами. Концентраты, выписанные со склада сырья, взвешивались в хопперах на железнодорожных весах и завозились в шихтовый двор, где рассыпались по соответствующим отсекам. Поверхности каждого концентрата разравнивались, делились на 10 равных квадратов и от каждого квадрата щупом на всю глубину слоя концентрата отбирались пробы методом конверта. Полученные пробы объединялись, усреднялись, сокращались методом квартования и анализировались на содержание Be. Количество Be в загрузке рассчитывали по массе взятых на шихтовку концентратов и содержанию Be в них. Сброс жидких отходов на хвостохранилище проводили только после заполнения ёмкостей-сборников отходов, замера объёма сбросного раствора (пульпы) и отбора проб. После откачки промеряли объём остатка; люки и запорная арматура ёмкости пломбировали. Пробы отбирали методом вычерпывания непосредственно после остановки мешалки. Контроль содержания Be в жидких отходах проводили по следующим позициям: отвальная кремнёво-сульфатная пульпа; отвальный маточный раствор после осаждения чернового $Be(OH)_2$; отвальный маточный раствор после гидролиза бериллата натрия; отвальный раствор после отмывки цехового металлолома. Контроль за содержанием Be в ферросилиции (сплав, скапливающийся на дне ванны руднотермической печи и сливаемый через специальную лётку ~1 раз в месяц) предполагалось вести по результатам взвешивания его слитка. Однако при снятии баланса слив ферросилиция не проводился (многолетняя эксплуатация руднотермических печей показывает, что содержание Be в ферросплаве не превышает 0,01% масс., а вес получаемого за один слив слитка составляет ~3 т). Для контроля за сбросами Be с полотнами фильтр-прессов учитывали их расход (полосы бельтинга шириной 1 м в пм) по операциям фильтрования следующих пульп: кремнёво-сульфатного кека, чернового, щелочного и технического $Be(OH)_2$. Из отработанных полотен вырезали образцы размером 5x5 см, которые анализировали на содержание в них Be. Сброс Be с полотнами рассчитывали с учётом расхода полотна и содержания в нём Be. Потери Be с вентвыбросами и отрабо-

танными фильтрами систем газоочистки контролировались промышленно-санитарной лабораторией.

Контроль технологических процессов при снятии баланса осуществлялся в соответствии с картой фазного контроля и действующими технологическими инструкциями. Технический $Be(OH)_2$ в период снятия баланса в производство бериллиевой керамики не отгружался, а полностью использовался для получения кристаллов фторбериллата аммония – сырья для производства фторида бериллия. Снятие баланса продлилось в течение 23-х суток. Схема материальных потоков действующего производства показана на рисунке 1.

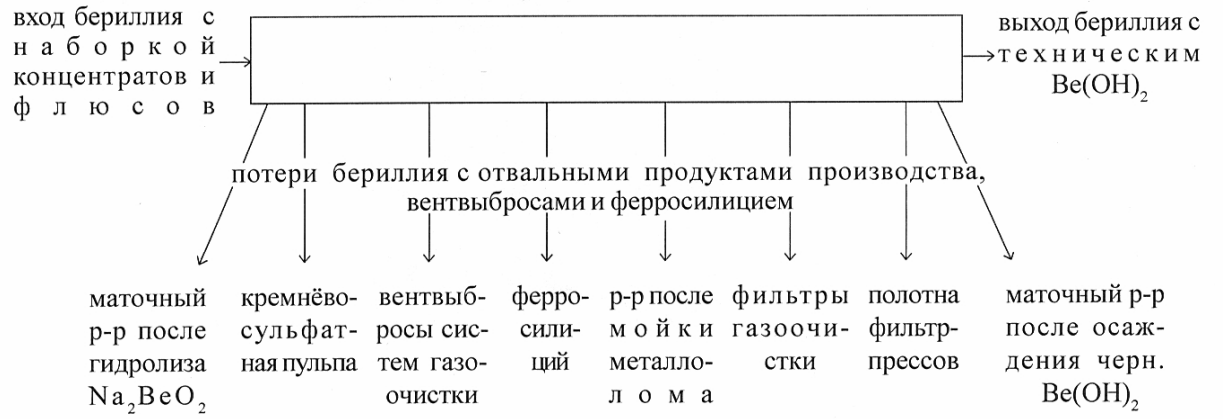


Рисунок 1 – Схема материальных потоков производства технического $Be(OH)_2$

Вход флотокоцентратов с шихтой за период снятия баланса составил: необесфторенный бертрандит-фенакит-флюоритовый Ермаковский – 45,15 т; берилловый Малышевский – 47 т; берилловый Завитинский – 52,3 т. Соотношение концентратов в шихте в период снятия баланса составляло Е:М:З≈1:1:1 (% масс.). Добавка соды и известняка составляла 10% масс. к смеси концентратов (по каждому флюсу). Химсостав исходных флотоконцентратов представлен в таблице 1. Вход Be с шихтой составил: 45150·0,0416+47000·0,0185+ 52300·0,0195 = 3767,59 кг. Результаты анализа химсостава гранулята представлены в таблице 2 (средние данные в период снятия баланса, полученные из суточных).

Таблица 1 – Химический состав исходных флотоконцентратов, % масс

Концентраты	Определяемый компонент							
	Be	Cr	Mn	F	Fe	CaO	SiO_2	Al
Ермаковский	4,16	<0,025	0,49	8,89	3,62	20,44	32,01	2,92
Малышевский	1,85	<0,05	0,17	1,83	1,81	2,55	68,59	-
Завитинский	1,95	<0,03	0,10	<0,50	0,31	0,46	-	7,77

Таблица 2 – Содержание бериллия и примесей в грануляте, % масс.

Be	Ca	Na	Fe*	F
2,31	8,94	7,36	1,02	3,33
Примечания – 1 Содержание невскрытого бериллия в грануляте составляло 0,01% масс. 2 * – пробоотбор гранулята осуществлялся до его измельчения в шаровых мельницах.				

На рисунках 2, 3 приведены результаты рентгеноструктурного и термогравиметрического анализов цехового гранулята, показывающие, что данный полупродукт технологии практически полностью представлен аморфной структурой (при ~900°С происходит кристаллизация гранулята, о чём свидетельствует экзотермический эффект на дифференциальной температурной кривой).

Рисунок 2 – Рентгенограмма цехового гранулята в диапазоне углов отражения от 11 до 45°

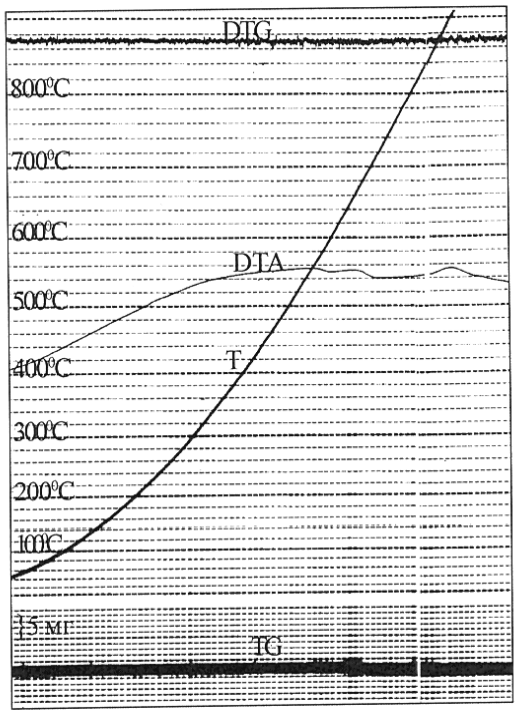


Рисунок 3 – Термограмма цехового гранулята

Данные о потерях Be с отходами производства в период снятия баланса представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Структура отходов производства и потери бериллия с ними, кг

Кремнёво-сульфатная пульпа	Маточный раствор после осаждения чернового $Be(OH)_2$	Алюминатный маточный раствор после гидролиза Na_2BeO_2	Промывной раствор после мойки металлолома
138,50	59,80	14,99	1,65

Ферросилиций	Полотна фильтр-прессов	Вентвыбросы	Фильтры газоочистки	Суммарные потери бериллия
0,00	12,88	0,25	4,84	232,31

Таким образом, по результатам снятия материального баланса по Be установлено, что прямой выход Be из наборки сырья и флюсов в технический $Be(OH)_2$ (рассчитанный по потерям) равен: 100 – 232,31·100/3767,59 = 93,83% масс., что на 5,83% масс. выше планового извлечения в цехе. Суммарный объём сброшенной на хвостохранилище кремнёво-сульфатной пульпы составил 678,6 $м^3$ при среднестатистическом (по откачкам) содержании Be в отвальных кеках 0,105% масс. Суммарный объём отвального чернового маточного раствора равнялся 3766,3$м^3$ при среднестатистическом (по откачкам) содержании Be в нём 0,0159 г/л. Суммарный объём отвального алюминатного маточного раствора составил 1065,7 $м^3$ при среднестатистическом (по откачкам) содержании Be в нём 0,0141 г/л. Суммарный объём промывного раствора после мойки металлолома равнялся 14,5 $м^3$. В период снятия баланса вывезено на захоронение 863 пм отработанных полотен фильтр-прессов (бельтинга).

Данные о качестве чернового и технического $Be(OH)_2$, полученные в период снятия баланса, приведены в таблицах 4, 5.

Таблица 4 – Содержание примесей в черновом $Be(OH)_2$, % масс. к Be (средние данные за период снятия баланса, полученные из среднесуточных)

Al	Fe	Si	Ca	Mn	SO_4^{2-}
201,8	52,6	29,5	23,3	0,77	253,3

Примечание – Содержание Be в пульпе чернового $Be(OH)_2$, поступающей на операцию щелочного растворения, составляло 8,9 г/л.

Из данных таблице 5 следует, что при переработке наборки концентратов с долей необесфторенного Ермаковского концентрата 50% масс. (по Be) содержание Si и Ca в $Be(OH)_2$ превышает допустимые значения; одной из возможных причин ухудшения качества технического $Be(OH)_2$ является высокое содержание F в необесфторенном Ермаковском концентрате (таблица 5). Тем не менее, результаты проведённых впоследствии промышленных испытаний по переработке данной наборки сырья (в течение 10-ти суток) показали принципиальную возможность получения кондиционного технического $Be(OH)_2$ (таблица 6).

Таблица 5 – Содержание примесей в техническом $Be(OH)_2$, % масс. к Be (средние данные за период снятия баланса по результатам анализа произведённых партий гидроксида)

Al	Fe	Mn	Si	Ca	Cr
0,64	0,80	0,06	1,60	1,50	0,05
Требования бериллиевого производства АО “УМЗ”					
≤0,80	≤1,50	≤0,10	≤0,80	≤0,80	≤0,20
Примечание – Содержание Be в пульпе технического $Be(OH)_2$, поступающей в производство фторбериллата аммония, составляло 64,8 г/л.					

Таблица 6 – Содержание примесей в техническом $Be(OH)_2$, отгруженном в производство бериллиевой керамики, % масс. к Be (средние данные, полученные при анализе 6-ти партий гидроксида)

Al	Fe	Ca	Si
0,57	0,91	0,59	0,62

Промышленные испытания по совместной переработке фенакита, бертрандита и берилла, проведённые в течение 33-х суток с использованием сернокислотной технологии АО “УМЗ”, показали возможность производства кондиционного технического $Be(OH)_2$ из данного сырья. Совместно переработано более 145 т различных по минералогии силикатных бериллиевых концентратов и получено более 20 т технического $Be(OH)_2$. В качестве флюса на стадии разложения наборки концентратов использовали смесь соды и известняка; добавка флюса составляла 10% масс. к смеси концентратов по каждому флюсу. Прямой выход Be из наборки концентратов и флюсов в технический $Be(OH)_2$ в ходе испытаний составлял ~94% масс. (по потерям Be).

Список литературы

1. Самойлов В.И. Экспериментальная разработка перспективных химических методов извлечения бериллия и лития из минерального сырья. – Усть-Каменогорск: Медиа-Альянс, 2006. – 551 с.

2. Самойлов В.И., Борсук А.Н. Методы совместной переработки бертрандита, фенакита и берилла в гидрометаллургии бериллия. – Усть-Каменогорск: Медиа-Альянс, 2006. – 200 с.

УДК 330.564.224:338.242

ОПЕРАЦИОННЫЙ ЛЕВРИДЖ КАК ИНСТРУМЕНТ ПРИНЯТИЯ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

Зубкова О.А., Тюфякова О.П.

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

г. Новокузнецк

В условиях рыночной экономики благополучие предприятия напрямую зависит от величины получаемой прибыли.

Требуются обоснованные и взвешенные подходы при принятии как стратегических, так и тактических решений на основе широкого использования экономических методов, базирующихся на системе показателей, отражающих взаимосвязь существующих отношений в реальной экономике.

Одним из инструментов исследования рынка и сохранения конкурентоспособности является анализ финансово-хозяйственной деятельности предприятия, в том числе и анализ его финансового состояния. Порядок и инструментарий анализа, который осуществляется с целью принятия финансовых решений, определяется самой логикой функционирования финансового механизма предприятия.

Одним из наиболее простых, но эффективных видов финансового анализа, является операционный анализ, получивший название CVP (затраты - объем - прибыль).

Целью анализа операционной деятельности является отслеживание зависимости финансовых результатов бизнеса от затрат и объемов реализации продукции.

Идеальные условия для бизнеса - сочетание низких постоянных затрат с высокой валовой маржей. Операционный анализ позволяет установить наиболее выгодное сочетание переменных и постоянных затрат, цены и объема реализации.

Процесс управления активами, направленный на увеличение прибыли, характеризуется как леверидж (рычаг). Это такой процесс, даже несущественное изменение которого приводит к существенным изменениям результативных показателей. Существуют три вида левериджа, которые определяются путем перекомпоновки и детализации статей отчета о финансовых результатах (рисунок 1).

Производственный (операционный) леверидж - это потенциальная возможность влиять на валовую прибыль путем изменения удельных переменных и постоянных затрат. Действие операционного рычага (левериджа) проявляется в том, что любое изменение выручки от продажи продукции всегда порождает большее изменение прибыли. Этот эффект обусловлен разной степенью влияния динамики постоянных и переменных затрат на формирование финансовых результатов при изменении объема производства. Чем выше уровень постоянных затрат, тем больше сила влияния операционного рычага. Сила влияния операционного рычага информирует об уровне предпринимательского риска. Она влияния операционного рычага рассчитывается как отношение маржинального дохода к прибыли и показывает, сколько процентов изменения прибыли дает каждый процент изменения выручки от реализации.

$$C_{вор} = \frac{МД}{П},$$

где $C_{вор}$ - сила влияния операционного рычага; МД – маржинальный доход, тыс. руб.; П – прибыль, тыс.руб.

Сила влияния операционного рычага, как известно, зависит от величины постоянных затрат. Для предприятий, имеющих значительный уровень постоянных затрат, высокий уровень операционного рычага представляет значительную угрозу: в условиях экономической нестабильности, падения покупательной способности клиентов и достаточно высокой инфляции каждый процент снижения выручки может обернуться катастрофическим падением прибыли и вхождением предприятия в зону убытков.

Все это порождает производственный риск, с которым предприятие может столкнуться в любой момент.

Взаимосвязь доходов и левериджа

производственный (операционный леверидж)

Выручка от реализации (за минусом НДС и акцизов).
- Затраты на производство реализованной продукции.
+ Сальдо доходов и затрат от прочей реализации и внепроизводственных операций.
= Валовая прибыль (прибыль до уплаты процентов и налогов).
- Проценты по кредитам
= Прибыль до налогообложения
- Налог на прибыль и другие обязательные платежи.
= Чистая прибыль

Рисунок 1 - Схема взаимосвязи доходов и левериджа

Тенденции развития угледобывающей отрасли, а также специфика производства позволяют судить о необходимости оперировать такими показателями как затраты, объем производства и прибыль. Рассматривая возможные ситуации планового периода на основе базисных показателей, можно спрогнозировать модель поведения предприятия и избежать возникновения рисковых ситуаций.

Механизм применения операционного левериджа зависит от того, какие факторы воздействуют на изменение выручки от продаж в плановом периоде по сравнению с базисным: динамика цен, динамика натурального объема продаж, либо оба фактора вместе. Как правило, на практике выручка растет или снижается под влиянием одновременного действия обоих факторов. Но при планировании прибыли важнейшее значение имеют степень и направление воздействия на выручку каждого фактора. Динамика выручки от продаж в результате снижения или роста цен на продаваемую продукцию сказывается на величине прибыли иначе, чем динамика выручки в результате увеличения или уменьшения натурального объема продаж.

Если изменение спроса на продукцию выражается только через изменение цен, а натуральный объем продаж остается на базисном уровне, то вся сумма прироста или уменьшения выручки от продаж одновременно становится суммой прироста или снижения прибыли. Если сохраняются базисные цены, но изменяется натуральный объем продаж, то рост или снижение прибыли — это по сумме рост или снижение выручки, уменьшенный на соответствующее изменение величины переменных затрат.

Следовательно, изменение цен в большей степени отражается на динамике прибыли от продаж. Операционный леверидж — это измеритель превышения темпов динамики прибыли над темпами динамики выручки. Поэтому, не делая никаких расчетов, можно утверждать следующее: показатель операционного левериджа при изменении выручки только за счет цен всегда будет выше, чем при изменении выручки только за счет натурального объема продаж.

Это означает, что операционный леверидж выражается не одним, а, как минимум, двумя показателями, из которых один рассчитывается для случая, когда в плановом периоде меняются только цены на реализуемую продукцию, второй — для случая изменения только натурального объема продаж. При условии, что плановая выручка от продаж изменяется за счет обоих факторов, в расчетах применяются оба названных показателя операционного левериджа. Назовем условно первый из указанных видов операционного левериджа ценовым, второй — натуральным. Формализация расчета каждого вида базируется на методе прямого счета прироста выручки от продаж и прибыли (или их снижения) в плановом периоде.

Таким образом предприятиям следует стремиться использовать механизм операционного (производственного) левериджа, что в свою очередь позволит управлять соотношением постоянных и переменных затрат, а также снизить производственный риск воздействуя на увеличение объемов продаж.

УДК 622.33.011.4

ИНТЕГРАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШАХТ

Бекренев А.Н.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Сегодня на долю Кузбасса приходится более 55% всей добычи угля России и 80% добычи коксующихся углей. Высококачественный кузнецкий уголь потребляется более чем в 40 странах мира. В 2005 году в отрасль инвестировано 32 млрд. рублей, это на 7,5 млрд. рублей больше, чем в 2004 году. В 2006 году планировалось вложить 37 млрд. рублей, ввести 6 новых угольных предприятий, две обогатительные фабрики. Тем самым будет создано еще 2,5 тыс. рабочих мест. За первые 6 месяцев темп роста зарплаты составил и достиг уровня 15 тыс. руб. но это в среднем. Есть предприятия, где зарплата горняков составляет 40 тыс. руб. За последние годы производительность труда на угольных предприятиях Кузбасса возросла почти в 3 раза в сравнении с началом 1990-х годов. В 2005 году в Кузбассе добыто рекордное количество угля – 167 млн. т. за 7 месяцев прошлого года добыто уже 98 млн. т. угля – на 5,5 млн. больше, чем за такой же период 2005 года. К концу 2006 года установлен еще один рекорд – 170 млн. т. добычи.

Особое внимание уделяется строительству угольных терминалов в морских портах. На сегодняшний день в стадии строительства находятся 15 таких терминалов от Мурманска до Дальнего Востока. Таким образом, продолжается выстраивание технологической цепочки от добычи угля до фрахта. Это позволило в 2005 году направить на экспорт 39% всей производимой продукции.

Естественно в угольной отрасли есть и проблемы. Несмотря на рост объемов добычи угля, выручка от продажи угля снизилась за первое полугодие 2006 года почти на 800 млн. руб. Причины этого – падение цен на уголь на мировом рынке. Так за год цены на энергетические угли в Европе снизились с 70-75 дол. США за тонну до 52 дол. США. Как следствие, существенно сократилась прибыль, инвестиции, налоговые поступления в бюджет области. Только за первое полугодие бюджет области недополучил налогов 2,3 млрд. руб., то есть на 40% меньше, чем в первом полугодии 2005 года.

Сегодня главная задача – сохранить конкурентоспособность угольной отрасли на мировом рынке. А это возможно только при дальнейшей модернизации и техническом перевооружении отрасли. Для этого нужно, прежде всего, увеличить производительность труда. К сожалению, сегодня она ниже мировой в 3-5 раз. И, конечно, необходимо искать пути снижения себестоимости угледобычи, повышения качества угольной продукции.

В статье был проведен анализ деятельности одной из угольных компаний в Кузбассе. За 12 месяцев 2005 года по ОАО ОУК «Южкузбассуголь» при плане добычи угля 18851 тыс. тонн добыто 17000,7 тыс. тонн, в том числе коксующегося – 13022,2 тыс. тонн. Выполнение планового задания по добыче угля составило 90,2% (-1850,3 тыс. тонн к плану 2005г.). Добыча коксующегося угля ниже плана на 1002,8 тыс. тонн (-7,2%).

Добыча угля из очистных комплексно-механизированных забоев составила 14013,2 тыс. тонн (-3001,8 тыс. тонн к плану). Продолжается тенденция интенсивного использования очистного фронта работ. Среднесуточная нагрузка на очистной забой возросла к уровню прошлого года на 19,3% и составила по факту 2005 г. 4460 тонн. С максимальной суточной нагрузкой работали забои филиала «Шахта «Ульяновская» (7082 тонн), филиала «Шахта «Есаульская» (6588 тонн). Наименьшая суточная нагрузка на очистной забой на филиале «Шахта «Томусинская 5-6» (2470 тонн).

Компания обладает мощной сырьевой базой, при этом преобладают угли дефицитных коксующих марок Ж и ГЖ. Зольность добытого угля составила 23,6%, что ниже плана на 0,3% и соответствует уровню 2004 года.

Переработано на обогатительных фабриках 8638,6 тыс. тонн (66,3% от добытого) коксующегося угля. Объем полученного концентрата составил 5933,3 тыс. тонн, выход концентрата - 68,7%, зольность концентрата - 8,2%.

План по проведению подготовительных выработок выполнен на 91,6%, пройдено 76,9 км (-7,1 км к плану, +12,1 км к 2004г.), в том числе вскрывающих и подготавливающих 71,4 км (-8,3 км к плану, +11,9 км к 2004г.).

Средняя численность работников компании составила 15435чел., что выше плана на 942 человека (+1358 чел. к факту 2004г.), в том числе численность работников шахт – 13909 чел., из них промышленно - производственный персонал – 13473 чел. (+ 798 чел. к плану, +1054 чел. к факту 2004г.).

Среднемесячная производительность рабочего по добыче 128,7 тонн (-24,8 тонн к плану, -12,8 тонн к факту прошлого года). Среднемесячная зарплата всего персонала составила 18833 руб., что выше уровня прошлого года на 27 % (+4074 руб.), среднемесячная зарплата ППП – 19179 руб.

В целом, рост имущества предприятия является положительным фактором. Основную долю в структуре имущества занимают внеоборотные активы - 73,7%, за анализируемый период внеоборотные активы увеличились в 1,9 раза (+ 6018,2 млн. руб.), в том числе за счет основных средств (+2695,9 млн. руб.) и незавершенного строительства (+2742,2 млн. руб.). Оборотные активы к началу года увеличились в 1,5 раза (+1519,6 млн. руб.), в том числе за счет запасов (+603,7 млн. руб.) и дебиторской задолженности (+1029 млн. руб.). Основная доля оборотных активов приходится на дебиторскую задолженность - 57,4%.

Для оценки финансового состояния предприятия используется стандартный набор показателей, характеризующих платежеспособность, финансовую устойчивость, деловую активность. В течение 2005 года наблюдается изменение финансовых показателей, как в динамике, так и на конец года. Коэффициент автономии (показывает долю собственных средств в валюте баланса) изменился в динамике с 0,56 до 0,43 при нормативном значении 0,5, коэффициент соотношения заемных и собственных средств изменился с 0,78 до 1,32 при нормативном значении меньше 1. Коэффициент текущей ликвидности снизился в 1,5 раза, достиг значения 0,57 при нормативе 1, коэффициент маневренности (показывает какая часть собственных оборотных средств предприятия находится в оборотных активах) менял свои значения в течение года от -0,2 до -0,71 при нормативном значении 0,5, коэффициент обеспеченности собственными средствами (характеризует наличие собственных оборотных средств у предприятия, необходимых для обеспечения его финансовой устойчивости) изменился от -0,34 до -1,16, не достигнув при этом нормативного значения 0,1.

Таким образом, наблюдается тенденция ухудшения основных производственных и финансовых показателей. Поэтому нужно определить пути дальнейшего развития шахтного фонда, представленного шахтами компании. Высокая стоимость добычи, невостребованность «дорого» угля заставляют поиному представлять проблему развития шахтного фонда. Дефицит инвестиций в этих условиях повышает сложность выбора объектов вложений и форм развития этих объектов. Наиболее обоснованно вкладывать средства в высокодоходные шахты, ожидая быстрый возврат затрат. Убыточные шахты следует закрывать. Но есть такие шахты, которые нельзя отнести ни к убыточным, и передовыми их не назовешь. Эти шахты требуют детального анализа их состояния, перспективы развития, разработки специфических мер повы-

шения экономичности их работы. Поэтому необходимо провести работу по построению модели шахты – эталона, для достижения высоких значений показателей, тем самым оптимизируя затраты по добыче угля и выполняя задачу собственника – получение прибыли и устойчивого состояния предприятия.

Для выполнения работы по построению модели шахты – эталона была использована методика д.т.н. Малкина А.С. и к.т.н. Тучкова Е.Н. – метод суммарных среднеквадратических весовых отклонений. Суть метода представлена в следующем алгоритме интегральной оценки эффективности работы действующих шахт с учетом специфики нашей работы.

1. Анализ отчетных материалов действующих шахт.

2. Все показатели разбиваются по процессам: очистные работы, проведение выработок, прочие подземные работы, работы на поверхности, монтаж – демонтаж горношахтного оборудования.

3. Поиск эталонных значений по каждому показателю отдельно для каждого процесса.

4. Формирование условных эталонов сравнения. При обосновании эталона шахты применяют следующую процедуру. В каждой строке матрицы находят оптимальные (эталонные) значения, соответствующие минимуму или максимуму показателя. Эти эталонные значения, независимо от того, какой шахте они принадлежат, в комплексе составляют условный эталон – проект.

5. Вычисление относительный отклонений.

В связи с тем, что горно-геологические характеристики и технико-экономические показатели шахт разнородны и имеют различную размерность, предусмотрено приведение показателей к безразмерной, относительной форме. Полученные безразмерные эквиваленты натуральных показателей можно в этом случае складывать, умножать, делить. Это позволяет в результате осуществить последовательное суммирование всех отдельных разрозненных показателей и выразить интегральный показатель в количественной форме.

6. Формирование матриц относительных отклонений.

7. Ввод оценок важности и веса. В результате обработки полученной от экспертов информации была определена степень важности (функция полезности) основных технико-экономических показателей, а также степень согласованности мнений всех экспертов.

8. Вычисление интегральных показателей отдельно для каждого процесса.

9. Сопоставление интегральных показателей по процессам для различных шахт.

10. Расчет общего интегрального показателя по всем процессам в сумме.

11. Заключение о сравнительной эффективности работы шахт. Группирование шахт на основе сравнительной оценки интегрального показателя.

12. Предложения по повышению эффективности работы групп шахт и отдельно по каждой шахте.

УДК 621.3.027.3(07)

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕНАПРЯЖЕНИЙ ПРИ КОММУТАЦИЯХ ВАКУУМНЫМИ ВЫКЛЮЧАТЕЛЯМИ ТРАНСФОРМАТОРОВ И РАЗРАБОТКА МЕР ЗАЩИТЫ ОТ НИХ

Барячина Т.В., Лаптев О.И., Лебедев И.А.
ОАО «Энергия Холдинг»
г. Новосибирск

Постановка исследований

В сетях 6-10 кВ вакуумные выключатели (ВВ) занимают прочные позиции. Это связано с целым рядом преимуществ по сравнению с другими типами выключателей. Из-за специфики работы в составе энергетического оборудования некоторых отраслей использование коммутирующих аппаратов с другими дугогасящими средами либо невозможно, либо экономически невыгодно. Примером может служить горно-шахтная отрасль: из-за наличия взрывоопасной среды к оборудованию выдвигаются определенные требования. Этим требованиям в полной мере удовлетворяют ВВ.

Вакуумные выключатели имеют ряд преимуществ перед традиционно применяемыми в средних классах напряжения масляными и электромагнитными выключателями: полная взрыво- и пожаробезопасность, экологическая чистота, большой коммутационный и механический ресурсы, простота в эксплуатации, компактность и быстродействие. Однако, наряду с перечисленными достоинствами, ВВ имеют и недостатки. Основным недостатком ВВ 6-10 кВ является их способность генерировать повышенные перенапряжения при коммутациях индуктивных элементов (трансформаторов, электродвигателей).

Из-за свойств дугогасящей среды дуга в вакуумном выключателе может гаситься при прохождении высокочастотной составляющей тока через ноль. При этом происходит высвобождение энергии, запасенной в индуктивных элементах, что может привести к опасным перенапряжениям.

Целью представленной работы является исследование коммутационных перенапряжений при использовании ВВ и разработка мер защиты от них.

Специфика коммутаций силовых трансформаторов

Известно, что наиболее чувствительным высоковольтным оборудованием к перенапряжениям являются двигатели. Фазная изоляция высоковольтных двигателей способна выдержать (2,6…2,8)Uном, изоляция же масляных трансформаторов способна выдержать (6…7)Uном. Поэтому может быть непонятно, почему речь заходит о защите от перенапряжений трансформаторов. Однако необходимо учесть специфику горно-шахтной отрасли: из-за наличия взрывоопасной среды применение оборудования с горючими диэлектриками неприменимо, поэтому в шахтах используются либо воздушные трансформаторы, либо трансформаторы с литой изоляцией. Испытательное

напряжение трансформаторов с воздушной изоляцией составляет (3…4)Uном, а перенапряжения, вызванные коммутациями, могут достигать (4…6)Uном и выше. Поэтому необходимо определить величину перенапряжений, вызванных коммутациями и разработать меры защиты от данного вида перенапряжений.

Стоит упомянуть о характере воздействия коммутационных перенапряжений: при повторных пробоях межконтактного промежутка возникают крутые волны напряжения. К сожалению, в ГОСТе нет данных о максимальной допустимой крутизне волн напряжения ни для трансформаторов, ни для двигателей; гостируется только амплитудная величина напряжения относительно главной изоляции. Однако данный вид перенапряжений очень опасен для витковой изоляции: из-за поперечных емкостей волна практически полностью оседает на первых витках, возникают так называемые градиентные перенапряжения, которые могут привести к повреждению витковой изоляции между соседними витками и между соседними катушками.

Математическая модель

Известно, что наиболее опасными случаями при коммутациях с точки зрения перенапряжений являются отключение неразвернувшегося двигателя, отключение токов холостого хода и отключение броска тока намагничивания трансформатора. Данная работа посвящена коммутациям трансформаторов, поэтому коммутации двигателя в дальнейшем не рассматриваются.

В реальности отключение броска тока намагничивания возможно при операции апробирования перед отправкой подстанции на шахту. При этом к моменту начала расхождения контактов ток, протекающий через трансформатор, может составлять (3…12)Iхх, в зависимости от параметров питающей сети и параметров коммутируемого трансформатора. Операции отключения холостого тока трансформатора возможны в ходе эксплуатации трансформаторной подстанции в шахте.

В качестве расчетной использовалась схема, приведенная на рисунке 1.

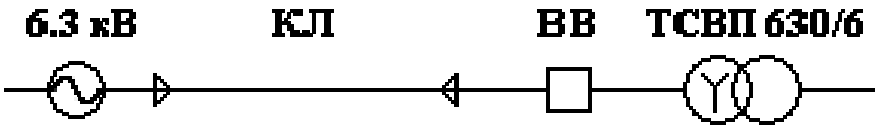


Рисунок 1 - Расчетная схема

При отключении бросков токов намагничивания выключатель моделировался идеальным ключом в коммутируемой фазе, при этом необходимым условием являлось непрохождение токов других фаз через ноль. Если токи других фаз проходили через ноль, использовалась модель с тремя выключателями (во всех трех фазах). В реальности при отключении тока в одной из фаз возможно прохождение высокочастотной составляющей тока двух других фаз через ноль, вакуумный выключатель при этом может обрывать эти токи. Данный процесс носит название виртуального среза тока и может со-

провождаться большими перенапряжениями. Результат моделирования процесса с виртуальными токами среза приведен на рисунках 2, 3.

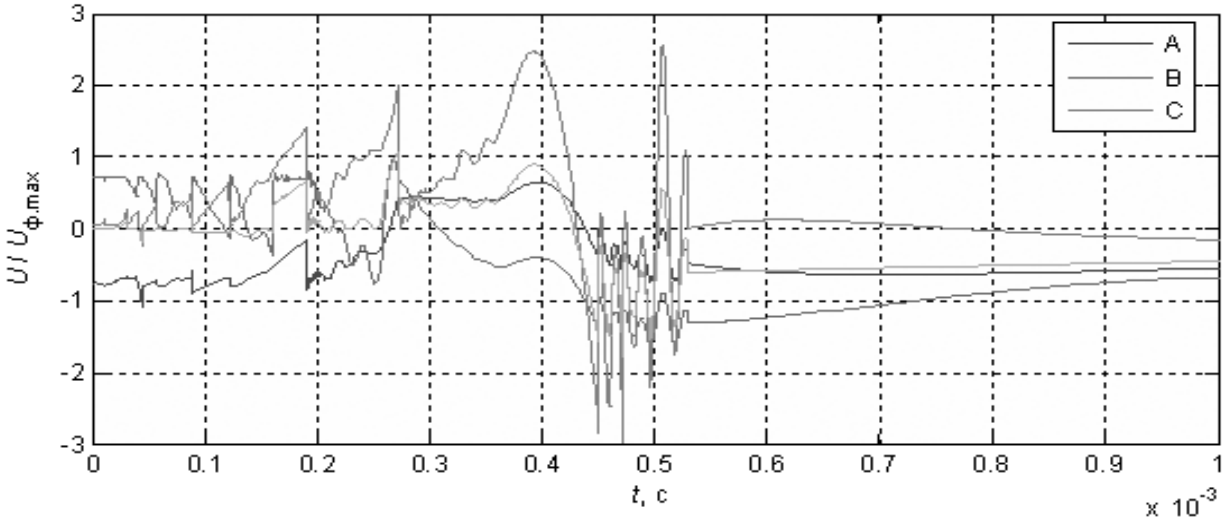


Рисунок 2 - Напряжение на фазах трансформатора при отключении холостого трансформатора (с учетом виртуальных токов среза)

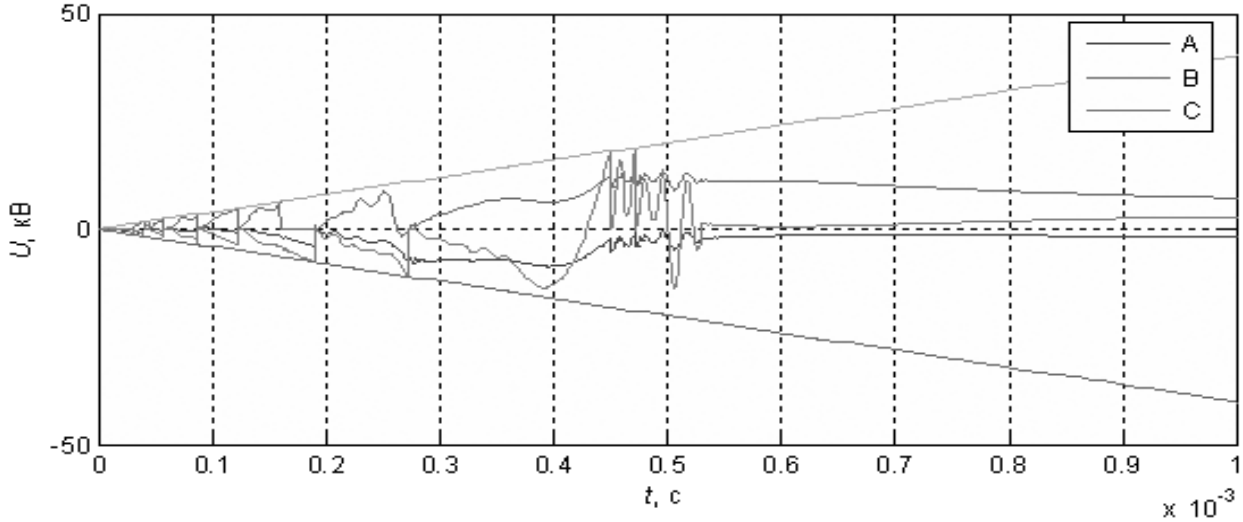


Рисунок 3 - Напряжение между контактами выключателя при отключении трансформатора на холостом ходу

Меры защиты

В качестве мер по защите от коммутационных перенапряжений можно рассмотреть следующие: применение ОПН и применение демпфирующих RC-цепей. ОПН полностью не решает проблему: он ограничивает перенапряжения только при достижении определенного уровня напряжения, кроме того, он не ограничивает частоту процесса – крутые волны по-прежнему будут воздействовать на витковую изоляцию. Кардинальным решением является применение RC-цепи, которая «работает» сразу, понижая частоту переходного процесса и не допуская повторных пробоев, которые являются источником опасных волн. Коммутация с применением RC-цепи приведена на рисунке 4. На осциллограмме видно, что никаких опасных крутых волн напряжения не наблюдается.

Разработка RC-цепи

В данный момент серийно выпускаются готовые RC-цепи, однако они построены на базе маслонаполненных конденсаторов, поэтому применяться в шахте не могут. В соответствии с требованиями по пожаро- и взрывобезопасности была разработана компактная RC-цепь, фото которой приведено выше. Емкость и сопротивление которой подобраны с учетом высокой частоты переходного процесса – они являются безындуктивными.

Важно отметить, что соединительный кабель также обладает собственной индуктивностью, которая возрастает с увеличением его длины. Таким образом, наиболее эффективное подключение RC-цепи – это на вводе трансформатора с минимальной длиной соединяющего кабеля.

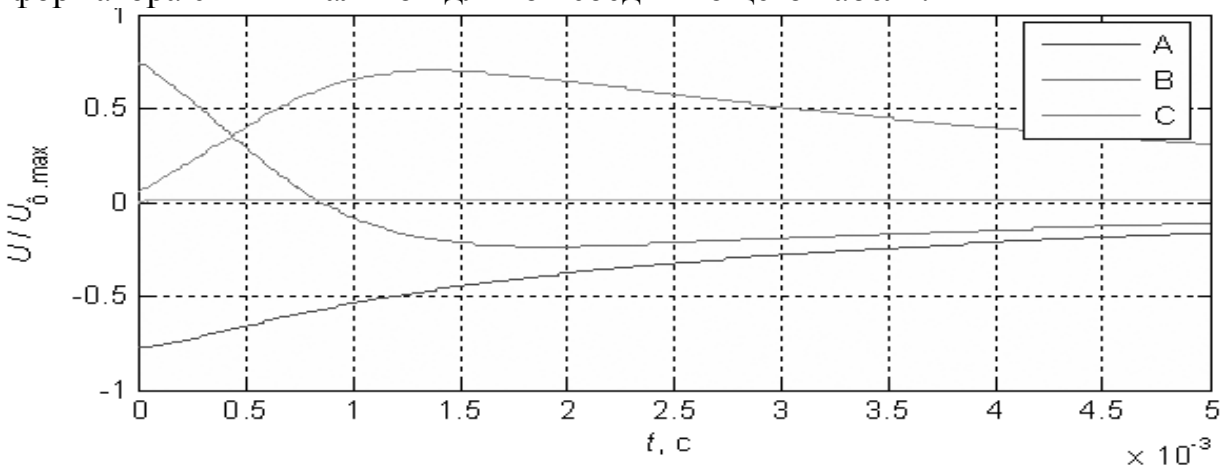


Рисунок 4 - Напряжение на фазах при отключении х.х. трансформатора с применением RC-цепи

Рисунок 5 - Внешний вид RC-цепи в однофазном исполнении

Выводы

Штатные коммутации трансформаторов (апробирование и отключение холостого хода) могут приводить к повреждениям витковой изоляции. Применение демпфирующей RC-цепи позволяет полностью избавиться от по-

вторных пробоев при коммутациях, и, следовательно, позволяют свести к нулю негативное воздействие на витковую изоляцию.

Список литературы

1. Кадомская К.П., Лавров Ю.А., Рейхердт А.А. Перенапряжения в электрических сетях различного назначения и защита от них: Учебник. - Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2004.-368с.

2. Евдокунин Г.А., Корепанов А.А. Перенапряжения при коммутации цепей вакуумными выключателями и их ограничение // Электричество, 1998, №4.

3. А.Г.Мнухин, Б.И.Коневский. Защита электрических сетей шахт от коммутационных перенапряжений. - М.: Недра, 1987.

УДК 681.3(075)

ОСОБЕННОСТИ ПОСТРОЕНИЯ ЦИФРОВОЙ СЕТИ ПЕРЕДАЧИ ДАННЫХ РУДНИЧНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПО КАБЕЛЬНОЙ ЛИНИИ 6-10 кВ

Прохоренко Е.В., Колкер А.Б., Чудиков С.В.
ОАО «Энергия Холдинг»
г. Новосибирск

Введение

Производственные системы передачи данных – важное техническое средство системы контроля и управления производством. Особенно велика её роль в угольной промышленности, где от организации системы передачи информации, её своевременности и достоверности зависят не только эффективность производства, но и обеспечение безопасности труда.

Угольное предприятие представляет собой достаточно сложный объект автоматизации с высокими требованиями к оборудованию, в том числе и систем передачи данных.

В условиях современных темпов развития технологий растет потребность в надежных, быстро развёртываемых и масштабируемых системах передачи информации. Такие преимущества на сегодняшний день могут обеспечить цифровые каналы связи за счет снижения накладных расходов (упаковка и передача разнородной информации по одной физической линии), повышения качества связи (в частности голосовой), повышение степени достоверности.

1 Возможности и способы построения распределенных цифровых сетей в подземных выработках

1.1 Протоколы передачи данных

Горные выработки характеризуются относительно большой протяженностью, значительной разветвленной и изменяющейся топологией. Возможности цифровых каналов связи с этой точки зрения обусловлены выбором

протокола передачи данных. Наиболее подходящим в этой связи представляется положительно зарекомендовавший себя IP-протокол, позволяющий легко реализовывать разветвленные топологии, а также масштабировать сеть без внесения изменений в существующие каналы. Кроме того, IP-протокол применим для большего числа каналов и каналообразующего оборудования (ethernet, wifi, модемы и т.п.).

Развертывание цифровой сети передачи данных само по себе требует внедрения подземных интеллектуальных устройств с целью обеспечения коммутации различных сегментов сети и маршрутизации пакетов информации, что бесспорно предоставляет дополнительные широкие возможности манипулирования информацией.

1.2 Каналы связи

Основной проблемой при развертывании систем связи является обеспечение устойчивого физического канала связи при минимальных затратах на каналообразующее оборудование. Кроме этого существует ряд проблем:

- большая протяженность некоторых сегментов сети;
- высокие требования искробезопасности, что в свою очередь влияет на протяженность за счет ограничения мощности сигналов, потерях на искробезопасных барьерах и т.п.;
- обеспечение надежного питания для элементов каналообразующего оборудования;
- обеспечения надежности (вандалозащищенность, резервирование и т.п.).

Наиболее привлекательным каналом связи является сеть энергоснабжения 6-10кВ. В случае использования кабеля 6-10кВ в качестве канала передачи данных появляется возможность развертывания цифровых сетей передачи данных одновременно с сетью энергоснабжения, кроме того, оборудование энергетической системы решает ряд тех же проблем, а именно: резервирование, взрывозащищенное исполнение, повышенная эксплуатационная надежность. Значительно упрощается обеспечение питания каналообразующего оборудования, появляются дополнительные возможности по встраиванию этого оборудования во взрывозащищенные оболочки объектов энергосистем.

В качестве недостатков существующего на сегодняшний день оборудования для передачи данных по силовым кабелям можно отметить низкую пропускную способность (5-10кБит/сек), недостаточную в частности для передачи голосовой информации.

2 Исследование и оптимизация системы передачи данных

2.1 Оценка необходимой пропускной способности канала связи

Необходимо оценить характер и объем передаваемой информации, для этого выделяются некоторые системы, нуждающиеся в диспетчеризации (в порядке увеличения объёма передаваемой информации): система аэрогазовой защиты (информация с датчиков АГЗ), диспетчеризация технологических процессов (ограничивается передачей нескольких десятков дискретных и аналоговых величин), состояние и управление системой энергоснабжения

(порядка 100 аналоговых величин с одного РПП), голосовая связь (непрерывный поток).

2.2 Способы повышения качества и надежности систем передачи данных

С целью предотвращения перегрузок в каналах связи необходимо обеспечить достаточную избыточность их пропускной способности. Существует два независимых пути решения задачи:

1. Алгоритмический: снижение объёма трафика за счет сжатия информации, оптимизации трафика (выбор наименее загруженных маршрутов), реализации алгоритмов приоритетной передачи информации. Оптимизировать систему передачи данных в этом направлении позволяет использование интеллектуальных магистральных устройств, которые позволяют реализовывать широкий спектр алгоритмов, разработанных в этой области.

2. Физическое повышение пропускной способности. Возможно за счет применения более ёмких каналов связи, например, оптических. В области передачи данных по высоковольтному кабелю наиболее перспективным является внедрение устройств, использующих более эффективные способы модуляции, позволяющие увеличить пропускную способность канала в десятки раз. В этом направлении возникают проблемы снижения помехозащищенности, что в свою очередь, решается введением алгоритмов кодирования / восстановления сигналов.

Заключение

Таким образом, наиболее оптимальным по соотношению цена / качество является развертывание цифровых сетей с использованием канала связи по линии 6-10кВ с ограниченной пропускной способностью, но позволяющей эффективно реализовывать системы диспетчеризации и управления энергоснабжением, а также мониторинг технологических процессов, где объем информации ограничивается несколькими сотнями аналоговых и цифровых величин. Просматриваются большие перспективы с точки зрения возможности увеличения пропускной способности этих каналов связи.

УДК 622.67:681.53-83(07)

СТЕНДОВЫЕ ИСПЫТАНИЯ САР ДЛЯ СТАБИЛИЗАЦИИ НАГРУЗОК ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА 1ГПКС

Мещерина Ю.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

За последние 10÷15 лет парк проходческих комбайнов существенно не изменился. Так, например, в ОАО «Южкузбассуголь» находится на учете свыше 100 единиц проходческих комбайнов 1ГПКС, из них примерно 30% - в ремонте. Значительная часть отказов и повреждений приходится на привод

исполнительного органа комбайнов. Для повышения ресурса работы и надежности проходческих комбайнов разработана быстродействующая САР, стабилизирующая динамические нагрузки в приводе исполнительного органа проходческого комбайна, описанная в работе [1].

Принцип построения САР для стабилизации нагрузок основан на способе починенного регулирования, в которой внутренний контур скорости привода подачи подчинен внешнему контуру стабилизации тока статора асинхронного электродвигателя привода исполнительного органа. Для обеспечения высокого быстродействия САР необходимо, чтобы внутренний контур также обладал высоким быстродействием. На основе анализа динамических и максимальных нагрузок в приводе исполнительного органа разработаны технические требования к САР. В частности САР должна обеспечивать быстродействие по времени переходного процесса $(0{,}25 \div 0{,}3)$ с для предотвращения «опрокидываний» электропривода при контакте исполнительного органа с колчеданным включением, а по перерегулированию - $(10 \div 15)\%$ для исключения значительных динамических ударов в системе приводов комбайна.

Для повышения быстродействия внутреннего контура в состав гидропривода подачи включен быстродействующий следящий золотник с электрогидравлическим управлением, серийно выпускаемый для угольной промышленности типа Г68-13. При синтезе регулятора скорости привода подачи получена передаточная функция

$$W_{р.п.п}(p) = \frac{1}{k_{конт.п.п.}}(ap^2 + bp + c). \qquad (1)$$

Замкнутый контур с подобным корректирующим звеном создает значительное перерегулирование в системе. Чтобы частично скомпенсировать перерегулирование в колебательных переходных процессах привода подачи, последовательно с регулятором включен фильтр с передаточной функцией

$$W_{ф.п.п.}(p) = \frac{1}{ap^2 + bp + c}. \qquad (2)$$

Схемное решение регулятора скорости подачи и фильтра представлено на рисунке 1.

Переходная характеристика контура регулирования скорости привода подачи с настроенным регулятором, полученная на модели системы, изображена на рисунке 2.

Время выхода кривой скорости подачи на заданное значение составляет 0,05с, что позволяет при синтезе регулятора тока статора электродвигателя привода исполнительного органа учитывать систему контура регулирования скорости подачи эквивалентной передаточной функцией

$$W_{С.п.}(p) = \frac{1}{0{,}01p + 1}. \qquad (3)$$

Передаточная функция регулятора тока имеет вид

$$Wр.т.(p) = \gamma p^2 + \beta p + \xi + \frac{z}{p}. \qquad (4)$$

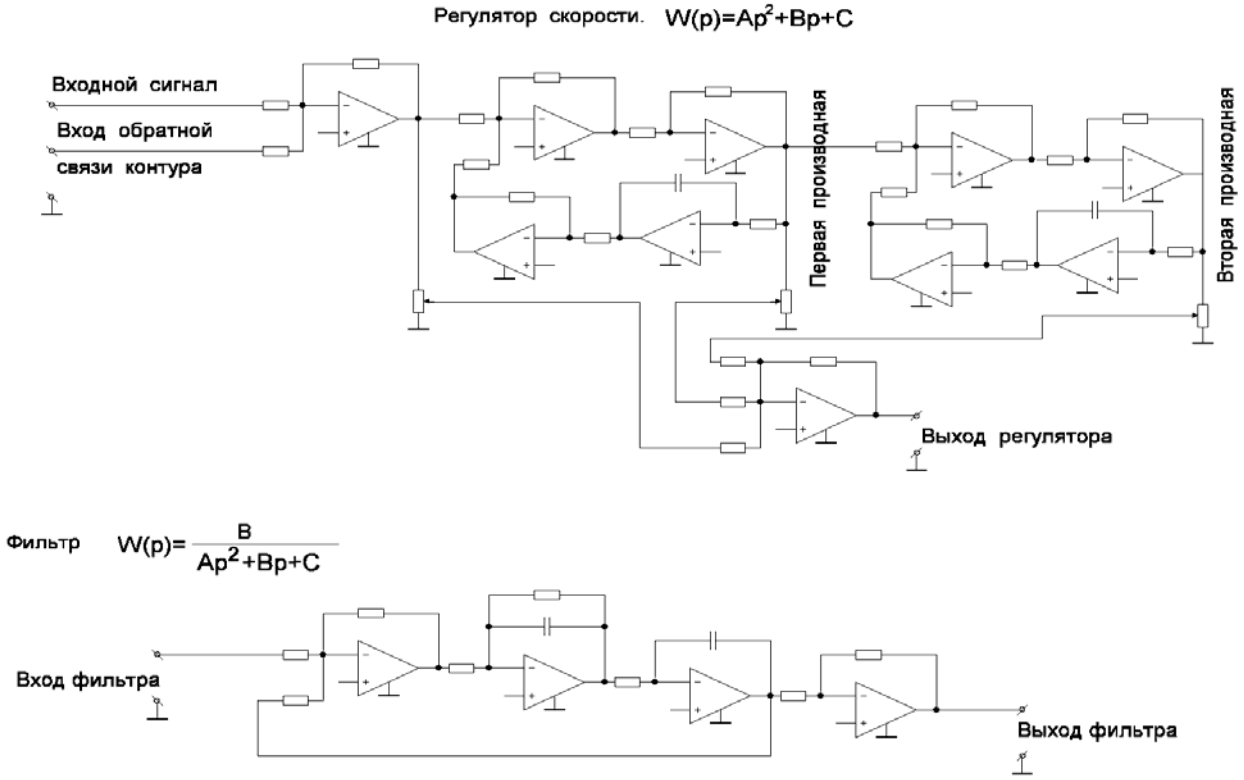


Рисунок 1 - Регулятор скорости подачи и компенсирующий фильтр

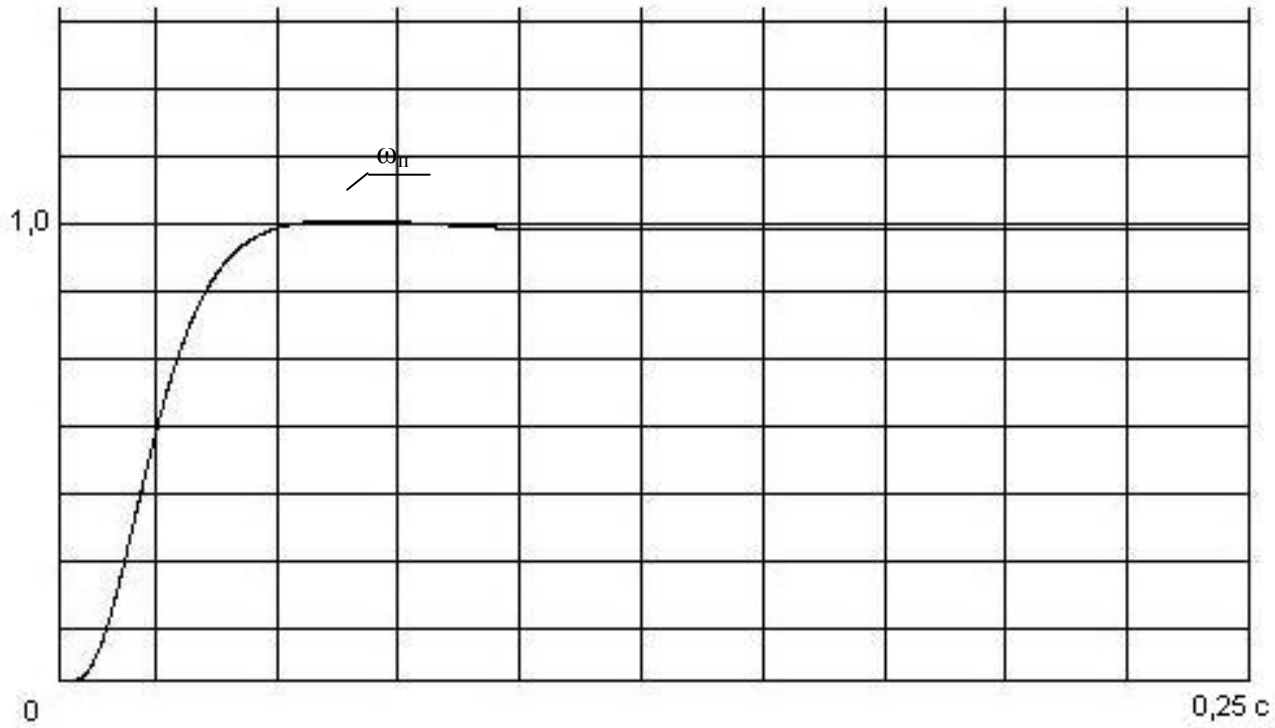


Рисунок 2 - Переходная характеристика оптимизированного контура скорости подачи исполнительного органа

В соответствии с передаточной функцией разработана схема регулятора тока (рисунок 3).

Поскольку САР для стабилизации динамической нагрузки предстоит работать в составе приводов исполнительного органа с существенными механическими дефектами, которые генерируют собственные сигналы, искажающие рабочие динамические процессы, то для эффективной работы комбайна необходимо включить на входе САР фильтр для подавления нерабочих нагрузок с наиболее вероятными частотами f=0,9; 3,2; 8,7; 24,6 Гц. Наиболее приемлемым для реализации фильтром по компактности и простоте схемотехники, является цифровое устройство (нерекурсивный фильтр) на основе DSP цифрового сигнального контроллера TMS 320LC2401A фирмы Texas Instruments, который реализует алгоритм трех фильтров для подавления нерабочих нагрузок. Исходный аналоговый сигнал оцифровывается встроенным в DSP аналого-цифровым преобразователем (АЦП).

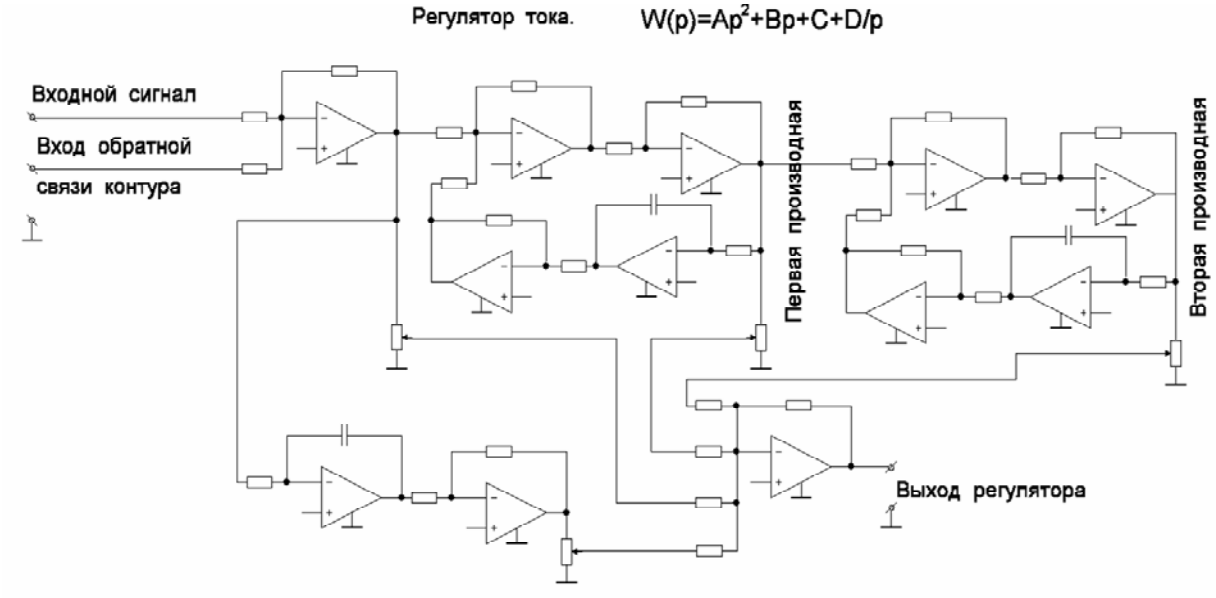


Рисунок 3 - Регулятор тока статора асинхронного электродвигателя

Согласование уровней входных и выходных напряжений измерительной аппаратуры и АЦП производится входным усилителем, реализованным на основе операционных усилителей (ОУ) А3 и А4. Операционный усилитель А1 используется в схеме цифрового фильтра для формирования опорного напряжения отрицательной полярности. Микросхема монитора питания DA1 формирует сигнал сброса DSP при включении монитора. Выход DSP PWMO – необходим для формирования выходного аналогового сигнала цифрового фильтра. Выходной сигнал формируется широтно-импульсным модулятором и фильтруется выходным фильтром низкой частоты R12, C7.

Схема нерекурсивного фильтра изображена на рисунке 4. Нерекурсивный фильтр и САР для стабилизации динамической нагрузки привода исполнительного органа проходческого комбайна испытаны в условиях стенда в лаборатории «Рудничное электрооборудование» ООО Научно-производственной фирмы «ИНТЕХСИБ». В результате стендовых испытаний получены амплитудно-частотные характеристики фильтров для подавления нерабочих нагрузок, представленные на рисунке 5.

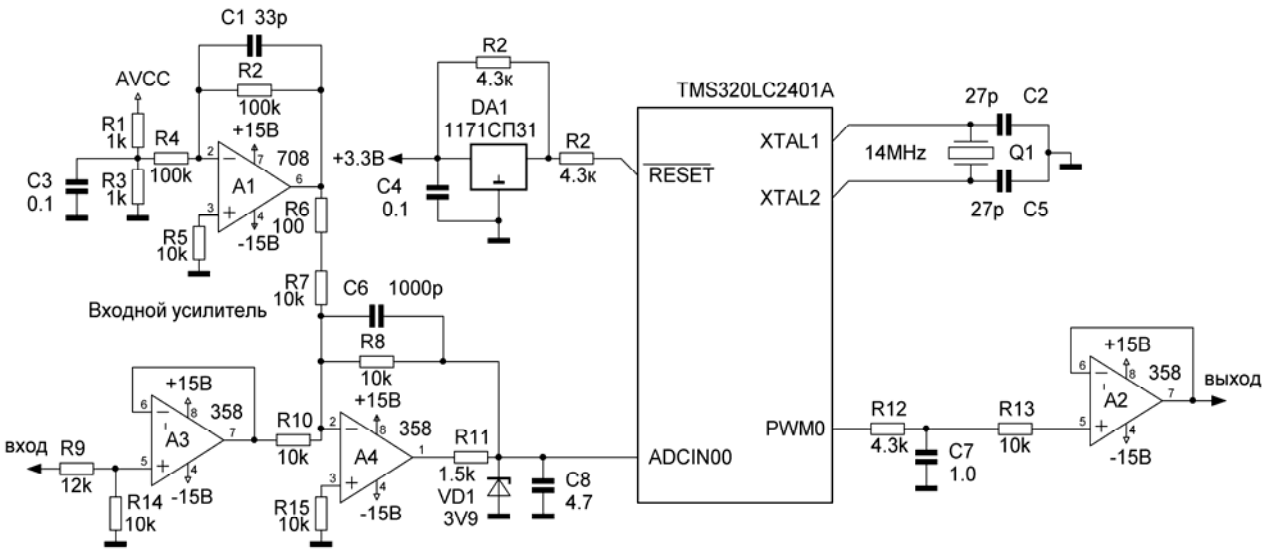


Рисунок 4 – Принципиальная схема цифрового фильтра

Испытания САР нагрузки в условиях стенда позволили установить ее работоспособность, необходимое быстродействие и соответствие расчетных параметров фактическим. Переходные процессы тока статора и скорости подачи в системе привода исполнительного органа, оснащенного САР для стабилизации нагрузки при ступенчатом набросе и сбросе нагрузки изображены на рисунке 6.

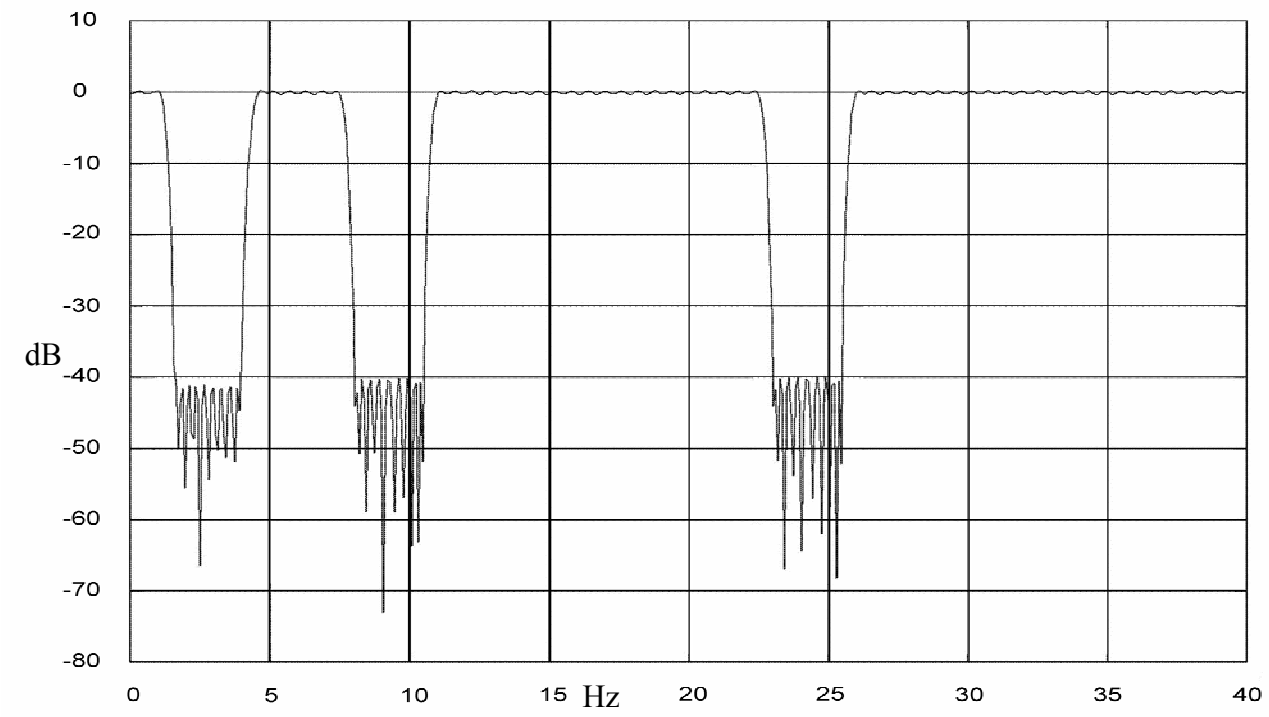


Рисунок 5 - АЧХ фильтров для подавления нерабочих нагрузок

На рисунке 7 представлен график переходного процесса тока статора при ступенчатом набросе нагрузки в пределах 70% от номинального значения без регулятора тока, но при наличии регулятора скорости подачи.

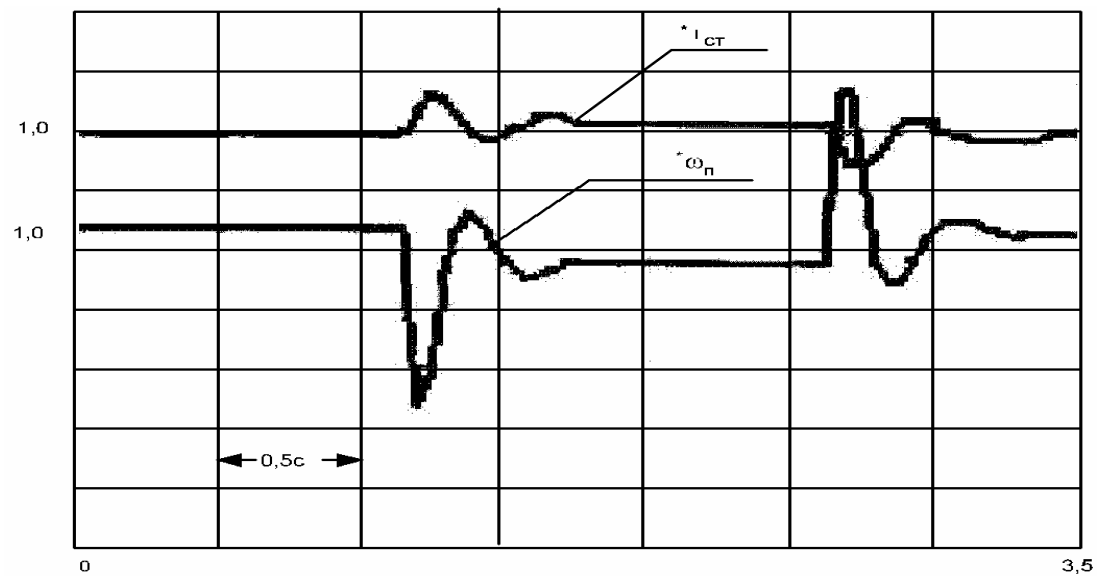


Рисунок 6 - Переходные процессы тока статора электродвигателя привода исполнительного органа и скорости подачи при набросе и сбросе нагрузки

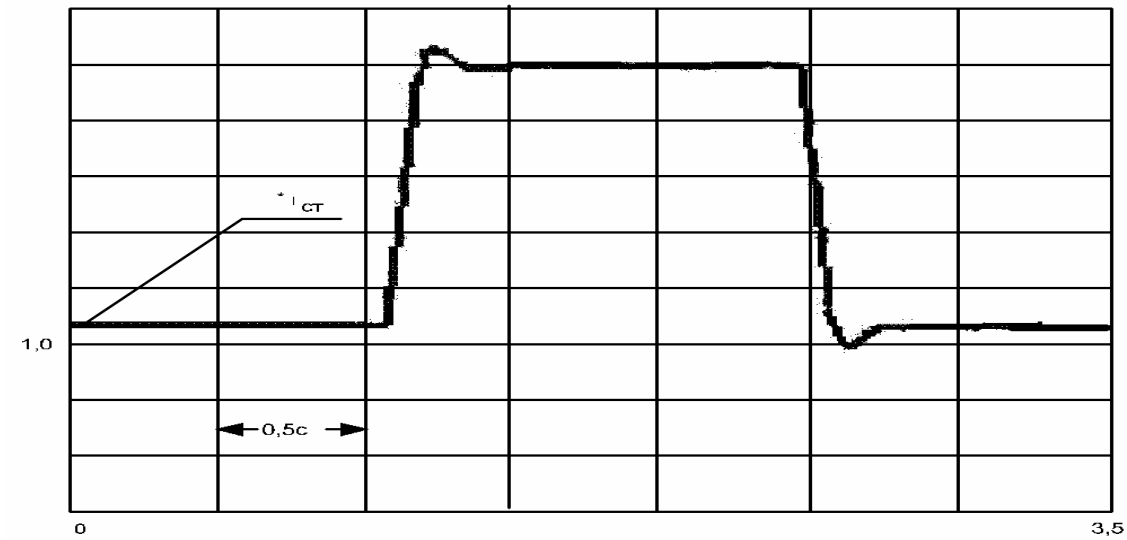


Рисунок 7 - Переходной процесс тока статора электродвигателя привода исполнительного органа при набросе и сбросе нагрузки без регулирования величины тока

Выводы

1. Цифровой фильтр отвечает заданным требованиям по добротности, значение которой составляет Q≅100, коэффициенту подавления гармоник $К_{ПГ}$ ≅50Дб и полосе пропускания фильтра $f_Ф$=120 Гц.

2. САР для стабилизации нагрузки электродвигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна обеспечивает следующие показатели процесса регулирования:

- при ступенчатом набросе нагрузки в пределах 70% номинального значения, перерегулирование по току составляет 12%;

- время достижения регулируемой величиной заданного значения составляет – 0,25 с.

Список литературы

1. Мещерина Ю.А. Принцип построения быстродействующей САР для стабилизации нагрузки в приводе исполнительного органа проходческого комбайна. Сборник научных статей «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов». Новокузнецк : 2006. – с.203-211.

УДК 681.51: 622.33

КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА ДЛЯ ТУРБОКОМПРЕССОРА

Ваулин Г.А., Мещерин А.Т., Мещерина Ю.А., Пугачев Е.В., Сорокин А.А., Сорокин В.А., Сухов М.В.
ООО Научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ»
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

По заданию ОАО «Евразруда» разработан, изготовлен и введен в эксплуатацию комплект контрольно-измерительной аппаратуры для компрессора К-250. Эта аппаратура контролирует и регистрирует основные параметры турбокомпрессора с индикацией на персональном компьютере. Основными регистрируемыми параметрами являются: температура обмоток синхронного электродвигателя, выносных подшипников, охлаждающей воды, масла и воздуха; вибрация основных узлов редуктора и выносных подшипников; текущих значений расхода воздуха; тока статора приводного электродвигателя. Разработанное В.А. Сорокиным программное обеспечение контроля и регистрации основных параметров турбокомпрессора выполняет функции:

- текущего контроля основных параметров режимов работы турбокомпрессора с возможностью просмотра одновременно четырёх осциллограмм на мониторе ПК;
- создания архива для анализа режимов работы турбокомпрессора с переменной разверткой по времени;
- диагностики состояния отдельных приборов и устройств;
- индикации о достижении основными параметрами опасного уровня, что соответствует предупредительной сигнализации.

На рисунке 1 изображена схема индикации основных параметров турбокомпрессора на главном экране ПК.

Для контроля параметров температуры применены широко распространенные приборы УКТ38-Щ4 (ОВЕН), а для измерения вибрации узлов механического оборудования разработаны и изготовлены специализированные устройства, состоящие из датчиков вибрации, корректирующих и согласующих усилителей, фильтров НЧ (низких частот), детекторов среднеквадратичных значений. Выходные цепи этих фильтров подключены ко вторичным приборам УКТ38-Щ4 (ОВЕН), имеющим потенциальные входы. Ввод ин-

формации в ПК осуществляется независимо от каждого прибора на свой COM-порт.

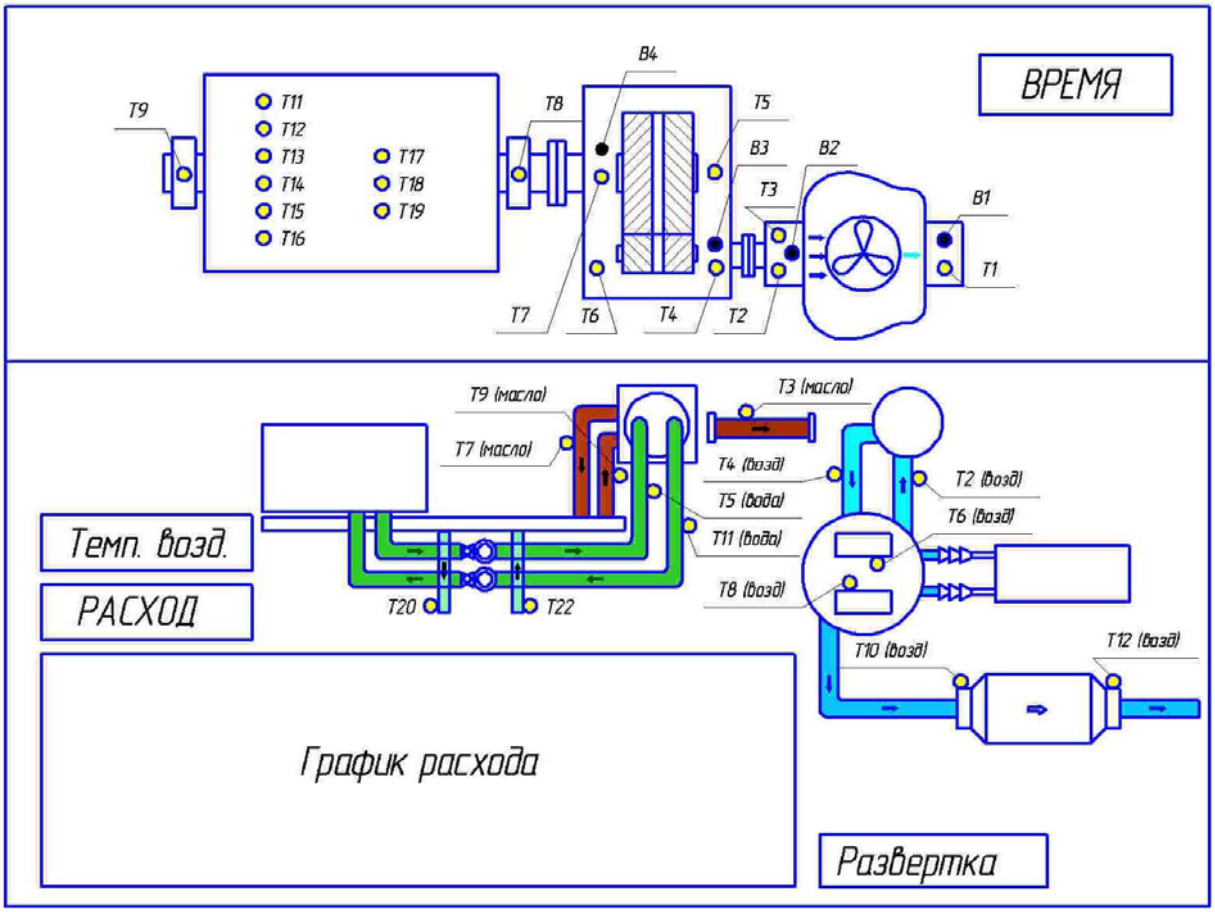


Рисунок 1 - Схема индикации главного экрана ПК

Для повышения скорости ввода информации в ПК используется блок сопряжения, основой которого является микроконтроллер ATmega16 фирмы ATMEL, имеющий восьмиканальный десятиразрядный АЦП.

Для расширения функциональных возможностей контрольно-измерительной аппаратуры предусмотрено формирование сигналов, соответствующих приближению любого параметра к заданному критическому уровню.

Диагностика работоспособности приборов и устройств контрольно-измерительной аппаратуры осуществляется путем анализа параметров, поступающих на экран ПК. Внешний вид контрольно-измерительной и диагностической аппаратуры, используемой для наблюдения за функционированием турбокомпрессора К-250, представлен на рисунке 2.

Выводы

Предлагаемая аппаратура обеспечивает:

- температурную защиту технологического оборудования компрессорной станции;
- виброзащиту механического оборудования турбокомпрессора;
- предупредительную сигнализацию регистрируемых параметров;
- представление измеряемых параметров в удобной форме;

- хранение информации в электронной памяти ПК;
- диагностику работоспособности датчиков и линий связи.

Рисунок 2 - Внешний вид контрольно-измерительной аппаратуры турбокомпрессора

УДК 621.311.2/4.06

ПОВЫШЕНИЕ НАДЁЖНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЗАЩИТ ОТ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ В СЕТЯХ 6КВ С ИЗОЛИРОВАННОЙ НЕЙТРАЛЬЮ

Кангиссер В.Э., Мещерин А.Т., Пугачёв Е.В., Сорокин А.А., Сухов М.В.
ООО «Сибэлектромаш», ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», ООО НПФ «ИНТЕХСИБ»
г. Новокузнецк

В последнее время усиливается внимание потребителей электроэнергии, в том числе, и со стороны органов Ростехнадзора, к проблеме оснащения отходящих фидеров 6кВ устройствами земляной защиты. Известно, что этот вид защиты повышает электробезопасность персонала, снижает перенапряжения в 1,7 раза относительно земли в электрических цепях и дополнительно повышает безопасность от токов однофазного короткого замыкания на землю в угольных шахтах.

На рудниках реализация функции земляной защиты построена на базе трансформатора нулевой последовательности (ТНПП) и блоков типа РТЗ-50,

РТЗ-51. Существенным недостатком данного типа защиты является отсутствие селективности работы.

Для угольщиков в 80^{-x} годах прошлого века предпринималась попытка создания направленной защиты, построенной на анализе фазовых соотношений между основными гармониками тока и напряжением нулевой последовательности. Информация о токе нулевой последовательности передавалась с ТНПП, а напряжение нулевой последовательности определялось между нулевой точкой звезды и фазами 6кВ. При металлических однофазных замыканиях угол сдвига фаз между током и напряжением нулевой последовательности однозначно определяется местом, где произошло это замыкание, то есть до ТНПП или после него со сдвигом фаз до 180°.

К сожалению, это соотношение справедливо только для стационарных режимов. В действительности в большинстве случаев замыкание на землю начинается с перемежающихся замыканий, при которых фазовые соотношения становятся неопределёнными и носят случайный характер. Эти исследования проведены в Новосибирском и Санкт-петербургском электротехнических университетах. Аналогичные результаты были получены на высоковольтной установке ООО "Сибэлектромаш" г. Новокузнецк. Длительность фазовых переходных процессов составляла от 0,5 до 5 секунд при конкретных параметрах ёмкости линии и сопротивления замыкания на землю.

Вместе с тем установлено, что перемежающиеся замыкания формируют спектр частот тока нулевой последовательности выше основной гармоники 50Гц, причём амплитуды высших гармоник возрастают в повреждённом фидере. Эти факторы способствовали созданию комплекта направленной земляной защиты с улучшенными по сравнению с прототипом эксплуатационными характеристиками. На рисунке 1 приведена функциональная структура предлагаемого комплекта защиты.

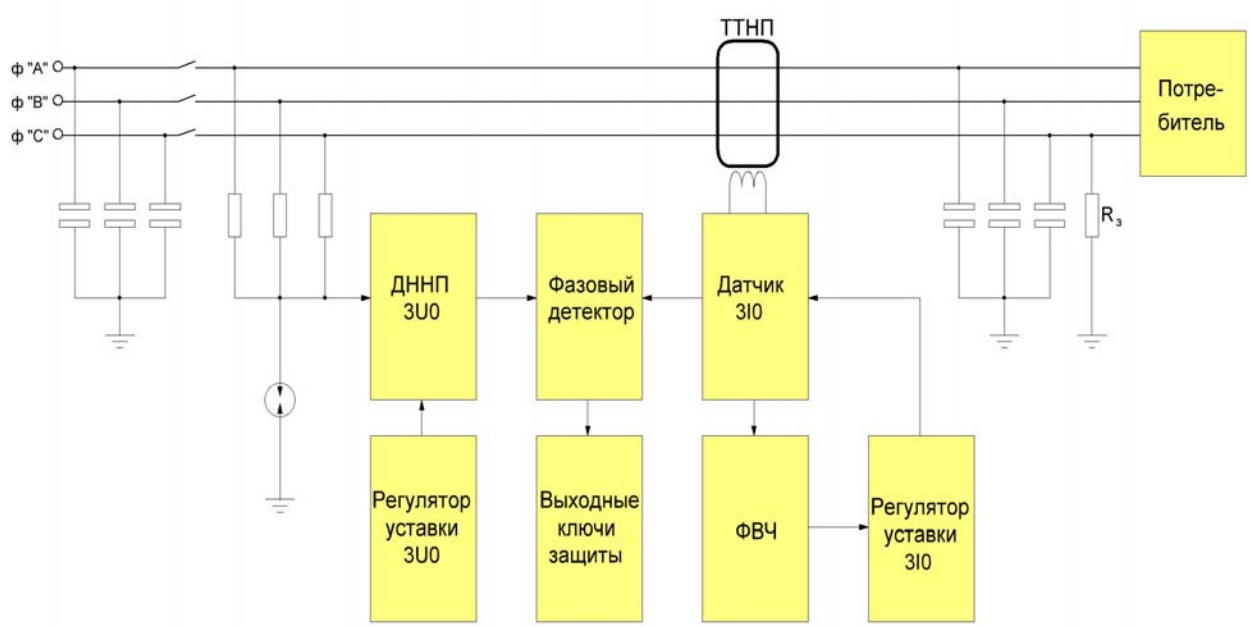


Рисунок 1 – Функциональная структура комплекта направленной защиты от замыканий на землю

Выводы

Комплект направленной защиты от замыканий на землю испытан на специализированном, высоковольтном стенде, установленном в ООО «Сибэлектромаш» в условиях, приближенных к эксплуатационным.

Экспериментально подтверждена селективность работы комплекта от замыканий на землю, необходимое быстродействие и соответствие расчётных параметров фактическим.

УДК 658.012.2:622.33

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ ПЛАНИРОВАНИЯ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Чайковская И.Н., Сенкус В.В.
ГОУ ВПО «Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета»
г. Новокузнецк

Использование математических методов дает возможность количественно оценить большое число вариантов организации производственной системы и выбрать оптимальный. В качестве критерия оптимальности целесообразно использовать показатель издержек в системе, близкий по своему содержанию к показателю приведенных затрат, который имеет вид

$$G = \min[\sum(q_{1i}M_{ожj} + q_{2j}S_i + q_{3i}N_{oi} + q_{4j}N_{зi} + m_iE_нK_j)T], \quad (1)$$

где G – суммарные издержки в системе за время T, руб.; q_{1j}, q_{2i}, q_{3j}, q_{4i} – соответственно в единицу времени потери, связанные с простоем в очереди одного требования; издержки на содержание единицы запаса; потери, связанные с простоем одного канала обслуживания; затраты на обслуживание одного требования в i-й фазе, руб.; $M_{ожi}$ – средняя длина очереди перед i-й фазой, ед.; S_i – средняя величина запаса (задела) предметов труда перед i-й фазой, ед.; N_{oi} – среднее число простаивающих каналов обслуживания в i-й фазе, ед.; $N_{зi}$ – среднее число занятых каналов обслуживания в i-й фазе, ед.; m_i – количество каналов обслуживания в i-й фазе, ед.; $E_н$ – нормативный коэффициент сравнительной экономической эффективности, приведенный к принятой в данном расчете единице времени, руб/руб.; K_i – капитальные вложения в расчете на один канал обслуживания в i-й фазе, руб.; n – количество фаз.

Значения составляющих $M_{ожi}$, S_i, N_{oi}, $N_{зi}$ определяются путем моделирования. Если объем производства остается неизменным, составляющая $q_4N_з=const$ и из выражения (1) может быть исключена. В нем вместо составляющих $M_{ож}T$ и N_oT могут использоваться характеристики τ_1 и τ_2 – соответственно суммарное время простоя предметов труда в очереди и простоя каналов обслуживания за время T.

Для определения значения критерия (1) необходимо иметь экономическую оценку потерь от простоев оборудования. Следует выявить последствия, вызванные простоем единицы оборудования (элемента системы), для всей производственной системы и на основании этого найти состав потерь. Эти последствия определяются значимостью данного элемента в системе и производственной мощностью участка, где располагается элемент.

Простой вспомогательного оборудования при незначительном его мощности над мощностями других участков может привести к аналогичным последствиям, а при значительном превышении – к потерям на участке, где установлено данное оборудование. Потери будут особенно ощутимы при жесткой связи между участками, что характерно для технологических схем горнодобывающих предприятий. При наличии буферного устройства в схеме потери от простоя на взаимосвязанных участках могут возникнуть через некоторое время, в течение которого будет израсходован запас буфера.

Следовательно, потери в производственной системе от простоя какого-либо элемента системы неоднозначны и зависят от многих факторов – мощности участка, где расположен простаивающий элемент, наличия буферных устройств, времени простоя. В общем случае потери определяются по формуле

$$Q(t_i) = \sum_{j=1}^{i=1} q_i t_j k_j + q_i t_i + \sum_{j=i+1}^{n} q_j t_j k_j + \Pi, \tag{2}$$

где $Q(t_i)$ – потери в производственной системе из-за простоя i-го элемента в течение времени t_i, руб.; q_i – потери от простоя i-го элемента в единицу времени, руб.; q_j – потери от простоя единицы оборудования на j-том участке, технологически связанном с участком, где расположен i-й элемент, руб.; t_j – время простоя единицы оборудования на j-м участке ($0 \le t_j \le t_i$), ед. времени; k_j – число единиц оборудования, простаивающих на j-м участке ($0 \le k_j \le m_j$), где m_j общее число единиц оборудования на j-м участке; Π – потери прибыли, связанные с сокращением объема производства, руб.; n – число участков на шахте.

В основу расчета потерь в единицу времени от простоев отдельных элементов системы $q_{i(j)}$ можно положить формулу, используемую в настоящее время в практической деятельности для определения потерь от простоев системы в целом и имеющую такой вид:

$$q_{i(j)} = \alpha P_c, \tag{3}$$

где α – условно-постоянные расходы в данной системе, руб/т; P_c – средняя производительность системы в единицу времени, т.

Как правило, в формуле (3) за единицу времени принимается час. Однако, нет ясности относительно того, в какой час следует рассчитывать производительность: фактический, номинальный или календарный.

Например, агрегат со средней производительностью 100 т в фактический час. Среднесуточная сумма условно-постоянных расходов равна 10 тыс. руб. Рассчитаем потери от простоя агрегата в календарный, номинальный и фак-

тический час за трое суток его работы, характеризующихся данными, приведенными в таблице 1.

Анализ показывает, что расчет потерь от простоев по фактическому и номинальному времени приводит к различным результатам по отдельным суткам, отличающимся коэффициентом использования календарного времени. Стабильное значение искомой величины получается при ее расчете по календарному времени, когда исключается искажающее влияние значений текущих простоев и простоев на ремонтах. Откуда следует, что потери от простоев нужно рассчитывать применительно к календарному времени.

Таблица 1 – Расчет потерь от простоя агрегата

Показатель	Сутки		
	1	2	3
Календарное время, ч	24	24	24
ППР, ч	–	–	2
Номинальное время, ч	24	24	22
Текущие простои, % к номинальному времени	20	30	20
Фактическое время, ч	19,2	16,8	17,6
Объем производства, т/сут	1920	1680	1760
Производительность агрегата, т/ч:			
по фактическому времени	100	100	100
по номинальному времени	80	70	80
по календарному времени	80	70	73,3
Условно-постоянные расходы, руб./т	5,21	5,95	5,68
Потери от простоя, руб./ч:			
по фактическому времени	521	595	568
по номинальному времени	417	417	454
по календарному времени	417	417	417

Для определения потерь от простоев единицы оборудования $q_{i(j)}$, руб./ч, предлагается формула

$$q_{i(j)} = \frac{C_2}{mT}, \tag{4}$$

где C_2 – сумма условно-постоянных расходов на участке, где установлено данное оборудование за период времени T, руб.; m – число единиц однотипного оборудования на участке; T – календарное время работы оборудования, ч.

При неизменном числе единиц оборудования расчет q_3 не представляет сложности, так как сумма условно-постоянных расходов по шахте известна, и задача заключается лишь в том, чтобы разнести ее по отдельным участкам. Трудности с расчетом C_2 возникают при варьировании числа единиц оборудования (например, на стадии проектирования производственных систем), при этом следует рассчитать себестоимость по каждому варианту, отличающемуся числом единиц оборудования.

Для пересчета суммы условно-постоянных расходов предлагается изменение числа единиц основного оборудования связать с изменением объема производства.

Увеличение числа единиц вспомогательного оборудования приводит к незначительному росту объема производства – за счет улучшения использования основных агрегатов. Общая сумма условно-постоянных расходов по участку увеличится при этом на величину амортизационных отчислений, заработной платы дополнительного персонала.

Включение затрат на текущий ремонт и содержание основных средств связано с характером проведения текущих ремонтов. В ряде случаев изменение числа единиц вспомогательного оборудования не приводит к изменению числа ремонтов или изменяет его незначительно. В этом случае увеличение суммы условно-постоянных расходов по статье «Текущий ремонт и содержание основных средств» не произойдет.

В остальных статьях калькуляции себестоимости, например, топливо технологическое, энергетические затраты, прочие расходы и др., их изменение при незначительном изменении объема производства будет не существенным, которым можно пренебречь.

Приращение суммы условно-постоянных расходов на вспомогательном участке ΔC_2, руб., при изменении числа единиц оборудования определится по формуле

$$\Delta C_2 = A + K_1 З + K_2 P, \tag{5}$$

где A, $З$, P – соответственно амортизационные отчисления, заработная плата, затраты на текущий ремонт и содержание основных средств в расчете на вновь вводимое (выводимое) оборудование за период времени T, руб.; K_1, K_2 – соответственно коэффициенты, учитывающие долю условно-постоянных расходов в заработной плате и затратах на текущий ремонт и содержание основных средств.

Формула (5) принимает вид

$$q_{i(j)} = \frac{(C_2 + \Delta C_2)}{m_1 T}, \tag{6}$$

где m_1 – новое значение числа единиц вспомогательного оборудования.

В некоторых случаях возможна приблизительная оценка потерь от постоев вспомогательного оборудования. В расчете на единицу оборудования потери, руб./ч, рассчитывают по формуле

$$q_{i(j)} = (A + K_1 З + K_2 P)/T, \tag{7}$$

В формуле (7) составляющие A, $З$, P рассчитываются на единицу оборудования за время T.

Использование предложенной методики для угольных шахт позволяет совершенствовать хозрасчетные взаимоотношения на предприятии.

УДК 658.53:622.002.5

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ И АЛГОРИТМА РАСЧЕТА НОРМ И НОРМАТИВОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Сенкус В.В., Чайковская И.Н.
ГОУ ВПО «Новокузнецкий филиал-институт Кемеровского государственного университета»
г. Новокузнецк

Простои горношахтного оборудования являются нормообразующими показателями и расчет коэффициента его использования производится по формуле

$$K_u = T_p : T_o ,$$

где T_p – время работы оборудования, $T_p = T_o - T_n$; T_o – календарное рабочее время предприятия; T_n – время простоя оборудования.

На практике коэффициент использования горношахтного оборудования определяется как среднее значение за период планирования, а время работы оборудования берется фактическим за тот же период, что полностью исключает технологические перерывы, связанные с подготовкой и обслуживанием техники и противоречит, утвержденной методике его расчета.

В работе для расчета коэффициента использования горношахтного оборудования предлагается фиксировать его простои индивидуально и классифицировать их по видам, чтобы отнести простои по технологическим или организационным причинам для корректировки их временных рядов.

Алгоритм расчета предполагает следующие этапы.

1. Сбор информации о простоях горношахтного оборудования и потерях добычи угля за смену по типам оборудования и причинам

$$П_c = \sum_{i=1}^{l} П_i; \qquad (1)$$

$$Д_c = \sum_{i=1}^{l} Д_{i,},$$

где $П_c$ – общие простои оборудования за смену (час и %); $П_i$ – простои оборудования по i-й причине (час и %); l – число, учитываемых простоев; $Д_c$ – потери добычи угля в смену от простоя оборудования; $Д_i$ – потери добычи угля от простоя оборудования по i-й причине.

2. Простои горношахтного оборудования ($П_{сут}$) и потери добычи угля за сутки ($Д_{сут}$)

$$П_{сут} = \sum_{j=1}^{4} П_{cj}; \qquad (2)$$

$$Д_{сут} = \sum_{j=1}^{4} Д_{cj},$$

где j – номера смен в сутках.

3. Простои горношахтного оборудования ($П_{мес}$) и потери добычи угля ($Д_{мес}$) за месяц

$$П_{мес} = \sum_{k=1}^{l} П_{сут\,k}; \qquad (3)$$

$$Д_{мес} = \sum_{k=1}^{l} Д_{сут\,k},$$

где k – дата суток; l – количество дней в месяце.

4. Простои горношахтного оборудования ($П_{год}$) и потери добычи угля за сутки ($Д_{год}$)

$$П_{год} = \sum_{m=1}^{12} П_{мес\,m}; \qquad (4)$$

$$Д_{год} = \sum_{m=1}^{12} Д_{мес\,m}.$$

5. Расчет коэффициент использования горношахтного оборудования $К_и$ для каждого типа оборудования

$$К_и = \frac{T_o - T_n}{T_o}, \qquad (5)$$

где T_o – общее рабочее время за период; T_n – простои горношахтного оборудования по организационным причинам за отчетный период

$$T_n = T_o - П_o, \qquad (6)$$

где $П$ – общие простои; $П_o$ – простои горношахтного оборудования по организационным причинам.

6. Коэффициент использования конкретного вида оборудования не может характеризовать технологическую схему шахты, в которой оборудование образует технологические цепи с последовательной или параллельной работой.

Надежность работы индивидуального типа оборудования в технологических звеньях и схемах при последовательной его расстановке определяется надежностью работы слабого звена, следовательно, коэффициент использования оборудования технологической схемы будет определяться наименьшим значением коэффициента у агрегата в последовательной цепи, при этом время простоя технологической цепи определяется по формуле

$$T_n = n \sum_{i}^{n} T_i, \qquad (7)$$

где n – число элементов цепи; i – вид оборудования в технологической цепи; T_i – время простоя i – вида оборудования.

При параллельной расстановке оборудования коэффициент использования оборудования технологической схемы из положений надежность работы определяется по формуле

$$К_и = \frac{\prod_{i=1}^{n} К_{ui}}{\sum_{i=1}^{n} К_{ui}}, \qquad (8)$$

где K_u – коэффициент использования оборудования технологической схемы; K_{ui} – коэффициент использования отдельного вида оборудования в технологической схеме.

По методике рассчитывается коэффициент использования горношахтного оборудования для технологической схемы на планируемый период, обоснованность которого будет зависеть от точности прогноза простоев горношахтного оборудования и введения корректировки на простои по организационным причинам.

Сводные данные представлены в таблице 1, где даются коэффициенты использования различных типов оборудования, полученных из результатов фотохронометражных наблюдений, рассчитанных по существующей и предлагаемой методикам.

Таблица 1 - Коэффициенты использования горношахтного оборудования по видам на шахтах ОАО УК «Южкузбассуголь»

Шахта	Ки по стандартной методике	Ки по предлагаемой методике	Ки комбайна	Ки лав. конв.	Ки уч. конв	Ки маг. конв.	Ки ПТК	Ки электр. обор.	Ки ГТУ	Ки прочие
Абашевская	0,6504	0,6643	0,90853	0,95855	0,932508	0,905405	0,980149	0,979167	0,995873	0,990238
Алардинская	0,8255	0,8770	0,949666	0,972524	0,993436	0,98241	0,991057	0,987893	0,964862	0,983687
Грамотеинская	0,6447	0,7505	0,929658	0,912205	0,984414	0,959257	0,988758	0,976219	0,904383	0,989845
Есаульская	0,7424	0,8295	0,972877	0,931604	0,984493	0,958412	0,98752	0,994595	0,92954	0,983392
Кушеяковская	0,8392	0,8786	0,974646	0,97158	0,997799	0,945165	1	0,989446	0,99548	0,965035
Осинниковская	0,7009	0,8622	0,977162	0,97557	0,979265	0,944556	0,988601	0,997022	0,904776	0,933903
Томская	0,8275	0,8538	0,949155	0,986281	0,987657	0,944556	0,993219	0,992964	0,982508	0,991156
Юбилейная	0,6689	0,8394	0,944261	0,954147	0,979363	1	0,968318	0,993318	0,899273	0,930189

В таблице 2 приведены коэффициенты использования оборудования в технологических схемах по существующей и предлагаемой методике. Анализ данных таблиц показывает, что при вычитании времени простоев организационных причин коэффициент использования горношахтного оборудования на шахтах увеличился 1.5-18%, однако такое увеличение не объясняет прирост добычи угля на 17% при проведении хронометрожа, в которые легко можно уложиться, если полагать, что учет простоев оборудования должно вестись индивидуально для каждого типа, а коэффициент использования оборудования должен рассчитываться на технологическую схему.

На основании методики расчета норм и нормативов использования горношахтного оборудования предлагается разработать структуру автоматизированной системы норм и нормативов использования горношахтного оборудования ОАО УК «Южкузбассуголь» на основе выдвинутых требований к ее реализации.

Таблица 2 - Коэффициенты использования оборудования в технологических схемах по существующей и предлагаемой методике

Шахта	Ки по стандартной методике	Ки по предлагаемой методике для технологической схемы
Абашевская	0,6504	0,2733
Алардинская	0,8255	0,6106
Грамотеинская	0,6447	0,2469
Есаульская	0,7424	0,5118
Кушеяковская	0,8392	0,7063
Осинниковская	0,7009	0,5721
Томская	0,8275	0,6407
Юбилейная	0,6689	0,3783

Прогнозирование норм и нормативов производится на основе алгоритмов обработки временных рядов, выбор которых производится на ретроспективных временных рядах, созданных на основе сбора информации о работе горношахтного оборудования за предыдущий период.

УДК 330.44:338.512

ОСОБЕННОСТИ КАЛЬКУЛИРОВАНИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ МЕТОДОМ АВС

Пидченко А.Б.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В Кемеровской области наиболее динамично развивающейся отраслью экономики является угольная промышленность. Добыча угля сопровождается необходимостью вложений инвестиций в течение всего периода функционирования угольного предприятия. Поэтому для собственника одним из важнейших вопросов является определение направлений финансирования, т.е. выявление наиболее инвестиционно привлекательного предприятия. Для этого также необходимо провести интегральную оценку функционирующих угольных предприятий.

Таким образом, необходимость создания методики интегральной оценки функционирования угольных шахт продиктована современными экономическими условиями, требованиями менеджмента угольных компаний. Использование интегральной оценки функционирования угольных шахт, позволит улучшить экономическое положение в регионе, снизить социальную напряженность и сбалансировать развитие горных работ с экологическим потенциалом территории.

Сложная система бизнес-процессов, протекающих в промышленных предприятиях, характеризуется необходимостью управления ими для обеспечения своевременного и комплексного управления затратами, которые формируют интегральную информационную базу для определения эффективности предприятия в целом. В настоящее время все более широкое распространение получает методика управления затратами на основе процессно-ориентированного учета (ПОУ) затрат или Activity Based Costing (ABC).

В условиях жесткой конкуренции одним из основных преимуществ компании становится низкая себестоимость продукции. Ошибки при расчете себестоимости могут привести к неверным управленческим решениям. Применение методики Activity based costing (ABC) позволяет руководителю более точно определить стоимость того или иного продукта.

Моделирование бизнес-процессов позволяет сделать процессы, существующие на предприятии, прозрачными для руководства компании, а метод ABC дает возможность руководству подходить к вопросам управления с точки зрения стоимости, качества и производительности выполняемых действий, а также оценивать связанные с ними риски. На основании такой информации топ-менеджер способен принимать обоснованные управленческие решения как стратегического, так и оперативного характера.

ABC представляет собой методологию определения стоимости деятельности, продуктов и услуг путем более точного отнесения накладных расходов и предоставляет инструменты для обеспечения контроля за источниками этой стоимости (источниками затрат) и принятия управленческих решений.

В ABC предприятие рассматривается как набор рабочих операций. Работы (процессы) определяют специфику предприятия, работы потребляют ресурсы (материалы, информацию, оборудование) и имеют какой-либо результат.

Процесс – это поток работ, идущий сквозь организацию, направленный на получение определенного результата (продукта процесса) и использующий ресурсы организации.

Метод ABC основан на том, что затраты образуются в результате выполнения определенных операций.

Начальной стадией применения ABC является определение перечня и последовательности работ на предприятии. Это обычно производится путем разложения сложных рабочих операций на простейшие составляющие параллельно с расчетом потребляемых ими ресурсов.

На первом этапе стоимость косвенных затрат на предприятии переносится на ресурсы пропорционально выбранным драйверам затрат. Для того чтобы рассчитать стоимость ресурсов, рекомендуется, во-первых, определить структуру ресурсов, а также перечень затрат, направляемых на обеспечение деятельности каждого ресурса, а во-вторых, распределить затраты на ресурсы.

На втором этапе разрабатывается структура операций, необходимых для создания продукции (работ, услуг). После этого стоимость ресурсов, рассчи-

танная на предыдущем этапе, переносится на операции пропорционально выбранным драйверам ресурсов.

Для переноса затрат на ресурсы используются драйверы затрат. Сначала определяется стоимость единицы драйвера затрат, а затем сумма затрат, переносимая на данный ресурс, рассчитывается исходя из количества потребляемых единиц драйвера.

На третьем этапе стоимость операций «поглощается» объектами затрат пропорционально драйверам операций. Прежде чем переходить к третьему этапу – распределению стоимости операций на объекты затрат, – нужно разнести стоимость обслуживающих и управляющих операций.

На последнем этапе стоимость основных операций распределяется на объекты затрат. В аналогии с предыдущими этапами это распределение осуществляется пропорционально драйверам. В качестве драйверов операций выступают количественные характеристики самих объектов затрат, например объем продаж или объем производства в денежном или натуральном выражении.

Обычно в результате внедрения этого метода удается выявить 30-40% затрат в общем объеме расходов, которых можно избежать. Это позволяет получить дополнительную прибыль.

Внедрение ABC на предприятии позволит улучшить:

- информированность руководства о себестоимости продукции;
- определение потребности в ресурсах, выявление недофинансируемых или избыточно финансируемых направлений;
- распределение ограниченных ресурсов;
- снижения издержек: реальная картина издержек дает возможность точнее определять виды затрат, которые необходимо оптимизировать.

Таким образом, применение метода ABC направлено на выявление внутреннего резерва снижения затрат.

В деятельности шахт, входящих в состав угольной компании, можно выделить следующие процессы: очистные работы, монтаж-демонтаж горно-шахтного оборудования, подготовительные работы, работы на поверхности шахты, прочие подземные и общешахтные расходы.

Для достижения целей, поставленных перед системой ABC, необходимо для каждой шахты, входящей в компанию выявить удельный вес затрат на эти процессы, т.е. определить их структуру в общей сумме затрат. После этого, основываясь на горно-геологических особенностях и сильных сторонах каждой отдельно взятой шахты, необходимо выявить потенциальные резервы для снижения, на сколько это возможно, сумму затрат на определенный процесс.

УДК: 622.275.013

ОСОБЕННОСТИ ИННОВАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Зауер Д.В.
ОАО «Междуреченская угольная компания-96»
г. Междуреченск

Угольная отрасль, несмотря на улучшение некоторых технико-экономических показателей, по-прежнему, значительно отстает от достигнутого зарубежного уровня производительности, доходности и эффективности. Активизация инвестиционной деятельности, особенно в части инноваций, является одним из шагов по повышению эффективности работы предприятий.

Сегодня перед отраслевой наукой и инженерным корпусом, призванными обслуживать инновационный контур российской угольной отрасли, стоит ряд непростых задач. Часть из них, по-видимому, вообще не может быть полноценно решена только внутренними силами. Прежде всего, это касается угольного машиностроения, в котором отставание выглядит критическим, это касается и организации добычи и комплекса мер безопасности. Существенное отставание наблюдается в областях обогащения и переработки угля.

Тем не менее, отдельные исследовательские и конструкторские организации не утратили окончательно научного и кадрового потенциала, в состоянии предложить вполне конкурентоспособные разработки. Сегодня самое время проявить интерес к ним бизнесу. В свете грядущей тотальной приватизации отечественной прикладной науки крупным угольным компаниям должны стать интересны наиболее конкурентоспособные НИИ и ПКБ угольного сектора.

Подробно проанализировав состояние с инновациями в области геологоразведки, добычи угля подземным (включая очистные и проходческие работы) и открытым (включая добычные и вскрышные работы) способами, модернизации и ремонта горного и транспортного оборудования, в вопросах охраны труда и промышленной безопасности на угольных предприятиях эксперты сделали ряд выводов.

1. В технологии угледобывающих предприятий, по-прежнему, укрупнено выделяют два способа – подземная и открытая добыча, выбор которых определяется исходя из глубины и контуров карьера по критерию минимизации затрат на 1 т (1 м^3). Открытый способ угледобычи как наиболее экономичный и безопасный является наиболее приоритетным. Объем открытой добычи угля предполагается увеличить и довести к 2020г. до 300 млн. т. Согласно прогнозу имеется возможность уже к 2010г. увеличить мощности открытой добычи на 33,8 млн. т за счет строительства и реконструкции действующих угольных разрезов. По ряду причин, развитие российских техноло-

гий угледобычи проходит в русле инновационного развития западного мира с некоторым запаздыванием.

2. При использовании открытого способа разработки угольных месторождений все большее значение имеют бестранспортные технологии. Основное их преимущество – снижение величины транспортной составляющей в себестоимости. В этой связи целесообразно использование новой выемочно-погрузочной техники, к примеру, экскаватора, обеспечивающего возможностью принудительной прицельной разгрузки.

3. В части технологий добычи на действующих и перспективных угольных разрезах исследуется применение нескольких типов экскавационного оборудования.

4. В случае, когда разработка месторождения открытым способом становится экономически нецелесообразной, но в недрах при этом остаются большие объемы неизвлеченных запасов угля и наличие инфраструктуры создает предпосылки для продолжения добычи, обращает на себя внимание технология выбуривания пластов с применением комплексов их глубокой разработки.

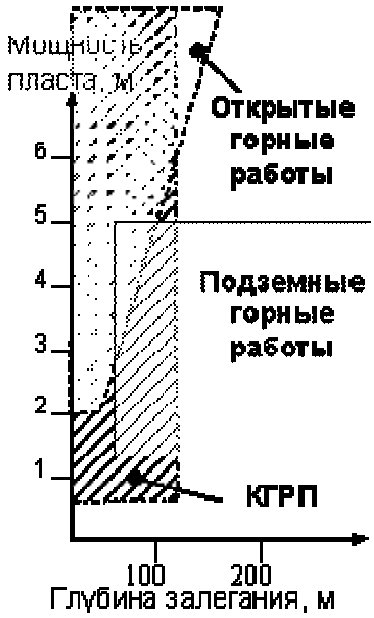


Рисунок 1 - Позиционирование технологий добычи угля в зависимости от мощности пласта и глубины его залегания

Открытым способом в основном добывают пласты мощностью от 2,0-2,5 м на глубине до 30-350 м. Добыча более тонких пластов и ведение открытых работ на больших глубинах является экономически нецелесообразным. Подземным способом добываются пласты мощностью до 4,0-4,5 м.

В Кузбассе имеется большое количество маломощных пластов, существенная часть которых расположена за граничными контурами разрезов. Вследствие малой мощности пластов, большой мощности породных междупластий и высокого коэффициента вскрыши разработка их открытым способом экономически не целесообразна. Низкие показатели эффективности выемки таких запасов с использованием элементов технологии подземных работ обусловлены большим объемом горнопроходческих работ, поддержанием выработок, затратами на проветривание и различными вспомогательными работами.

В этом случае также возможно использование комбинированного открыто-подземного способа разработки. Такой способ может быть применен в зоне выхода пластов под наносы. При этом открытые работы обеспечивают доступ с дневной поверхности к пласту и транспортирование угля, подземные – выемку пласта автоматизированными очистными агрегатами, не требующими постоянного присутствия людей в забое. Сочетание способов открытой и подземной разработки позволяет использовать их преимущества.

Развитие инновационного процесса в угольной отрасли тормозится также из-за отсутствия финансирования практического внедрения новых технологий на предприятиях, несмотря на то, что коммерческая эффективность таких проектов, как правило, достаточно высокая: индекс доходности инвестиций не менее 1,3-1,8 ед.; срок окупаемости до 3,0-4,0 лет; внутренняя норма доходности на уровне 30-40%.

Помимо этого применение новых технологий позволяет достичь более высоких технико-экономических показателей работы предприятия. Так при применении технологии глубокого выбуривания возможно достижение следующих показателей:

- рост производительности труда персонала до 12-18 тыс. т/чел. в год;
- увеличение уровня извлечения угля до 60-75%;
- снижение себестоимости угля до 9-10 $/т;
- снижение коэффициента вскрыши до 3-4 $м^3$/т.

Одной из причин низкого объема финансирования внедрения инновационных проектов является высокая вероятность неподтверждения запланированных результатов (риск). При значительной капиталоемкости большинства инновационных проектов в угольной отрасли высокие риски неприемлемы для частных инвесторов. Поэтому большинство таких проектов не реализуются.

Так, на примере применения технологии глубокого выбуривания на участке разреза «Распадский» (первая очередь) в проект было вложено порядка 30-40 млн. долл. Планируемые показатели коммерческой эффективности представлены в таблице 1.

Таблица 1 -Показатели эффективности инвестиционного проекта

Наименование показателя	Единицы измерения	Значение
Чистый доход проекта	млн. руб.	1 568,3
Простой срок окупаемости	лет	2,80
Норма дисконтирования	% в год	15
Чистый дисконтированный доход	млн. руб.	635,9
Внутренняя норма рентабельности	% в год	38,2
Дисконтированный период окупаемости	лет	3,69
Индекс прибыльности	ед.	1,48

Однако при внедрении рассматриваемой технологии расхождения между проектными и фактическими значениями технологических параметров составили: по производительности оборудования – в 2,0-2,5 раза; извлекаемым запасам – в 2,5-3,0 раза; удельным затратам – в 3-5 раз. Основной причиной расхождения является несоответствие проектируемой глубины выбуривания фактически достигнутой. Согласно расчетам, проектируемая глубина выбуривания на разрезе «Распадский» составляла 270 м, фактически же максимальная глубина выбуривания достигала 224 м, а в среднем по факту – 93 м.

Снижение показателя практически в три раза привело к соответствующему снижению производительности, увеличению себестоимости продукции и, в итоге, к уменьшению прибыли практически в четыре раза (рисунок 2).

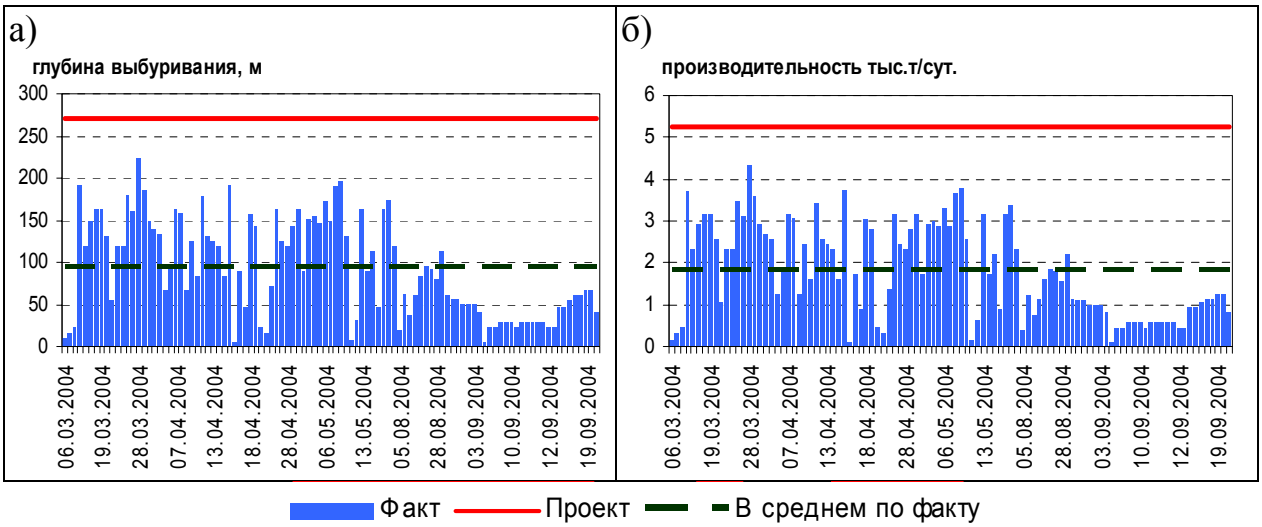


Рисунок 2 - Соотношение проектных и фактических технико-экономических показателей применения технологии глубокого выбуривания

Еще одним примером несоответствия прогнозных результатов фактическими служит практика внедрения добычного комплекса «Джой» на шахте «Распадская». Около 10-15% шахт, разрезов и рудников уже используют механизированные комплексы «Джой», очистные комбайны 4SL, лавные конвейеры AFG-30, перегружатели SL-800, экскаваторы «Морион-Дрессер-301», «Харнишвегер-2300 XPA» и т.д. Мероприятия по техническому перевооружению, как правило, обеспечивают кратковременный рост эффективности, а производительность приобретенного дорогостоящего оборудования на 30-60% ниже его технических возможностей. Достигнутая суточная нагрузка на комплексе «Джой» на шахте «Распадская» составляет 8000 т, а среднесуточная на шахте имени С.М. Кирова – 5843 т при технологически возможной – 12000 т/сут.

При существующей концепции государственной поддержки угольной отрасли, предусматривающей перенесение всех рисков инновационного процесса на предприятие, требуется высокая достоверность планирования результатов внедрения и освоения новой техники.

Таким образом, в настоящее время, несмотря на инновационный кризис в угольной отрасли, по-прежнему, предлагаются вполне конкурентные разработки, способные значительно повысить эффективность, как отдельных предприятий, так и отрасли в целом. Однако по причине высокой капиталоемкости и риска неподтверждения запланированных результатов, связанного с недостаточной достоверностью расчетов, большинство инновационных проектов становятся непривлекательными для частных инвесторов. В результате чего существенная часть перспективных инновационных технологий не внедряется на практике.

УДК: 622.275

ПОВЫШЕНИЯ ДОСТОВЕРНОСТИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ

Зауер Д.В.
ОАО «Междуреченская угольная компания-96»
г. Междуреченск

Эффективность инвестиционного проекта - категория, отражающая соответствие проекта целям и интересам его участников.

В соответствии с представленными методическими изданиями эффективность проекта определяется системой показателей, отражающих соотношение затрат и результатов применительно к интересам его участников.

Различают следующие показатели эффективности проекта:

– показатели коммерческой эффективности, учитывающие финансовые последствия реализации проекта для его непосредственных участников;

– показатели бюджетной эффективности, отражающие финансовые последствия осуществления проекта для федерального, регионального или местного бюджетов;

– показатели общественной эффективности, которые учитывают социально-экономические последствия осуществления инвестиционного проекта.

Показатели коммерческой эффективности проекта учитывают финансовые последствия его осуществления для участника, реализующего инвестиционный проект, в предположении, что он производит все необходимые для реализации проекта затраты и пользуется всеми его результатами.

В качестве основных показателей для расчета коммерческой эффективности рекомендованы:

– чистый дисконтированный доход (ЧДД);
– внутренняя норма доходности (ВНД);
– индекс доходности затрат и инвестиций;
– срок окупаемости;
– дисконтированный срок окупаемости.

За рубежом, обычно при оценке одновременно используют не менее двух показателей – основной и дополнительный. Причем часто сочетаются показатели, получаемые дисконтными и бухгалтерскими методами. Согласно методическим рекомендациям основным критерием оценки эффективности инвестиций в России следует считать чистый дисконтированный доход. В случае возникновения противоречия между чистым дисконтированным доходом и внутренней нормой доходности, предпочтение следует отдавать чистому дисконтированному доходу.

Для повышения достоверности и адекватности оценки эффективности инвестиционных проектов можно выделить следующие принципы:

– рассмотрение проекта на протяжении всего его жизненного цикла (расчетного периода) - от проведения прединвестиционных исследований до прекращения проекта;

– моделирование денежных потоков, включающих все связанные с осуществлением проекта денежные поступления и расходы за расчетный период;

– сопоставимость условий сравнения различных проектов (вариантов проекта);

– учет фактора времени;

– учет только предстоящих в ходе осуществления проекта затрат и поступлений;

– учет всех наиболее существенных последствий проекта;

– учет наличия разных участников проекта, несовпадения их интересов и различных оценок стоимости капитала, выражающихся в индивидуальных значениях нормы дисконта;

– многоэтапность оценки;

– учет влияния на эффективность проекта потребности в оборотном капитале, необходимом для функционирования создаваемых в ходе реализации проекта производственных фондов;

– учет влияния инфляции и возможности использования при реализации проекта нескольких валют.

Эффективное управление инвестиционным процессом на предприятии в значительной степени зависит от того, насколько достоверно было проведено планирование затрат, результатов и эффективности, что зависит от качества прогнозирования.

Одной из важнейших проблем, возникающих при экономической оценке инвестиционных проектов, является неопределенность, выраженная в недостатке необходимой информации. Когда прирост степени определенности информации не адекватен результатам дополнительных усилий (затрат) по пополнению информации в связи с объективным характером неопределенности и когда необходимость принятия решения в таких условиях сопряжена с риском возможных значительных экономических потерь.

Таким образом, разработана научно-методическая база экономической оценки инвестиционных проектов, позволяющая оценивать эффективность проектов, риски, принимать решения в различных условиях. Однако ее применение для оценки экономических результатов инновационных процессов на угледобывающих предприятиях требует совершенствования в части учета специфических особенностей угольной отрасли, связанных с высокой степенью разбросанности технико-экономических параметров и невозможностью определить их вероятностные характеристики.

Из вышесказанного можно сделать следующие выводы.

1. Достигнутые на сегодняшний день результаты развития угольной отрасли недостаточны и явно далеки от уровня эффективной деятельности западных компаний. При условии дальнейшей интеграции России в мировое

сообщество большинство угледобывающих предприятий станут неконкурентоспособными. Важным условием развития и становления российских угольных компаний является активизация инвестиционного процесса. В первую очередь требуется увеличение уровня финансирования инновационных проектов, соответствующих современным требованиям по производительности, экономичности, безопасности, экологии.

2. В настоящее время, несмотря на инновационный кризис в угольной отрасли, по-прежнему, предлагаются вполне конкурентные разработки, способные значительно повысить эффективность предприятий. Однако установлено, что их использование связано с высокими рисками по причине неопределенности получаемых результатов. Регулярные отклонения важнейших параметров достигают: по производительности до 1,5-2,0 раз; по объемам фактически отрабатываемых запасов – до 2,5-3,0 раз; по удельным затратам – до 3-5 раз. Это приводит к повышенному расходу ресурсов, простою дорогостоящего оборудования и, как следствие, к экономическим потерям, сопоставимым с объемом инвестиций. В результате этого существенная часть перспективных инновационных технологий не внедряются на практике.

3. Разработанная научно-методическая база экономической оценки инвестиционных проектов позволяет оценивать эффективность проектов, их риски, принимать инвестиционные решения.

УДК 336.64

НАПРАВЛЕНИЯ И НАЗНАЧЕНИЯ ФИНАНСОВОГО АНАЛИЗА ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Кушнеров Ю.П., Метсанурк Э.Г., Нифонтов А.И.
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Для предприятий любых организационно-правовых форм свойственно стремление работать с максимальной экономической отдачей, что заставляет внедрять наиболее эффективные методы управления бизнесом. Управление предполагает анализ хода и результатов финансово-хозяйственной деятельности, которая отражается на финансовом состоянии организации.

Финансовое состояние характеризуется обеспеченностью финансовыми ресурсами, необходимыми для нормального функционирования, целесообразным их размещением и эффективным использованием, финансовыми взаимоотношениями с другими юридическими и физическими лицами, платеже- и кредитоспособностью, финансовой устойчивостью.

Назначение анализа финансового состояния (финансового анализа) - своевременно выявлять и устранять недостатки в финансовой деятельности,

находить резервы улучшения финансового состояния организации. При этом необходимо решать следующие задачи:

1. На основе изучения взаимосвязи между разными показателями производственной, коммерческой и финансовой деятельности дать оценку выполнения плана по поступлению финансовых ресурсов и их использованию с позиции улучшения финансового состояния.

2. Построить модели оценки и диагностики финансового состояния, провести факторный анализ, определив влияние факторов на изменение финансового состояния организации.

3. Спрогнозировать возможные финансовые результаты, исходя из реальных условий хозяйственной деятельности, наличия собственных и заемных ресурсов и разработанных моделей оценки и диагностики состояния диагностики при разнообразных вариантах использования ресурсов.

4. Разработать конкретные мероприятия, направленные на более эффективное использование финансовых ресурсов и укрепление финансового состояния

Многообразие решаемых задач порождает многочисленные функции и обязанности финансовой структуры предприятия. В работе основное внимание должно быть сосредоточено на задачах, решаемых в области финансово-кредитного планирования, что предполагает внутренний и внешний финансовый анализ.

Классический процесс воспроизводства (создания и использования фондов денежных средств) происходит по следующей схеме:

$$Д \rightarrow Т \rightarrow \ldots \; П \rightarrow \ldots \rightarrow Т' \rightarrow Д'.$$

Из представленной схемы следует, что на имеющиеся денежные средства (Д) происходит процесс подготовки производства, приобретаются необходимые основные и оборотные средства (Т), осуществляется производство товара (П→…→Т′), реализация которого приводит к наращиванию денежных средств (Д').

Денежные средства отожествляют с финансовыми ресурсами, которые, как и любой вид ресурсов, могут использоваться с различной степенью эффективности, отражая финансовое состояние организации.

Под финансовым состоянием понимается способность организации финансировать свою деятельность. Оно характеризуется обеспеченностью финансовыми ресурсами, необходимыми для нормального функционирования, целесообразным их размещением и эффективным использованием, финансовыми взаимоотношениями с другими юридическими и физическими лицами, платеже- и кредитоспособностью, финансовой устойчивостью. Основной финансовый ресурс организации - выручка от продажи товаров, работ и услуг. Поскольку выручка является основным финансовым ресурсом, то следует максимизировать ее значение, т.е. $N \rightarrow \max$. При этом должен наращиваться экономический потенциал организации. Экономический потенциал организации наращивается, если выполняется условие:

$$\frac{d\Pi}{dt} > \frac{dN}{dt} > \frac{dC}{dt}, \qquad (1)$$

где *П* - прибыль; *N* - объем товарооборота (выручка); *С* - себестоимость.

При выполнении условий неравенства (1) темп изменения прибыли превышает темп изменения товарооборота и темп изменения себестоимости. Необходимость такого условия для наращивания экономического потенциала вытекает из формулы *П=N-С.* Особое внимание при анализе следует уделять тем периодам, где условие (1) не выполняется. На рисунке 1 это участок 2.

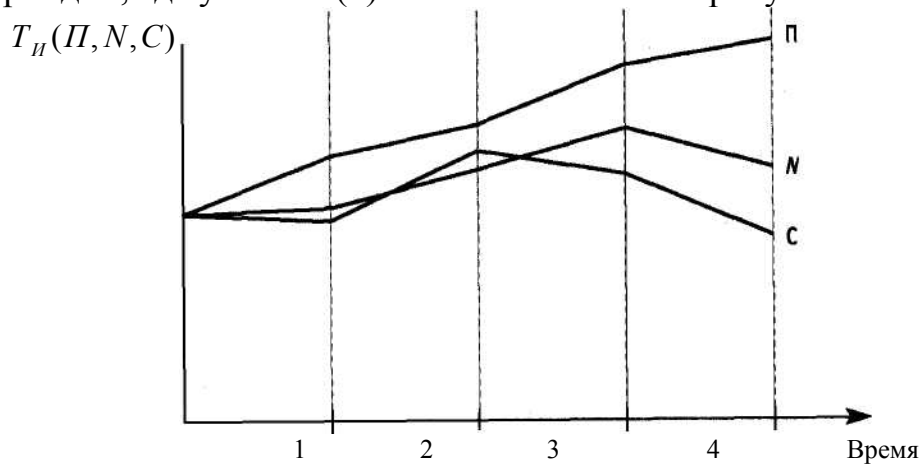


Рисунок 1 - Темпы изменения прибыли, товарооборота, себестоимости

Чтобы развиваться в условиях рыночной экономики и не допустить банкротства, нужно знать, как управлять финансами, какой должна быть структура капитала по составу и источникам образования, какую долю должны занимать собственные средства, а какую - заемные. Следует знать и такие понятия рыночной экономики, как платежеспособность, финансовая устойчивость, деловая активность, рентабельность и др., а их уровни и отклонения от нормативных значений определяются с помощью финансового анализа, который является составной частью экономического анализа, (рисунок 2).

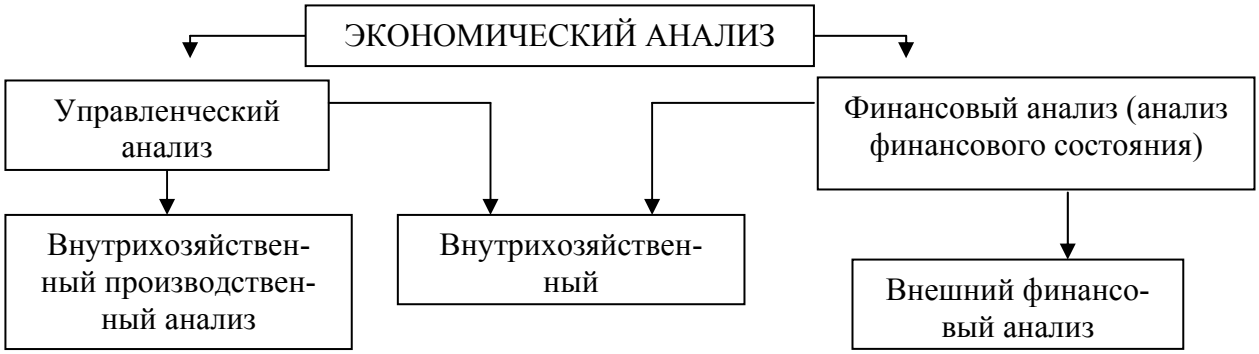


Рисунок 2 - Место финансового анализа в экономическом анализе деятельности организации

При этом необходимо решать следующие задачи:

1. На основе изучения взаимосвязи между разными показателями производственной, коммерческой и финансовой деятельности дать оценку вы-

полнения плана по поступлению финансовых ресурсов и их использованию с позиции улучшения финансового состояния.

2. Построить модели оценки и диагностики финансового состояния, провести факторный анализ, определив влияние факторов на изменение финансового состояния организации.

3. Спрогнозировать возможные финансовые результаты, исходя из реальных условий хозяйственной деятельности, наличия собственных и заемных ресурсов и разработанных моделей оценки и диагностики финансового состояния при разнообразных вариантах использования ресурсов.

4. Разработать конкретные мероприятия, направленные на более эффективное использование финансовых ресурсов и укрепление финансового состояния.

УДК 338.583

УСИЛЕНИЕ ЗАПАСА ФИНАНСОВОЙ ПРОЧНОСТИ И КОНЦЕПЦИЯ СТРАТЕГИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ИЗДЕРЖКАМИ

Нифонтов А.И., Метсанурк Э.Г.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»
г. Новокузнецк

Стратегическое управление издержками предусматривает создание базовых установок для системы управления затратами, в то время как существующие методы позволяют осуществлять корректировку себестоимости, используя различную их классификацию, в том числе зависимость от объема добычи полезного ископаемого.

Основное положение данной системы базируется на фундаментальных показателях и принципах стратегического менеджмента.

Одним из трех направлений стратегического менеджмента является анализ и управление факторами, определяющими затраты.

Анализ управления факторами, определяющими затратами, предполагает создание условий работы, которые обеспечили бы наиболее благоприятное сочетание функциональных возможностей предприятия и его эффективности с точки зрения получения максимальной прибыли за счет минимизации издержек.

Необходимо иметь в виду, что сокращение затрат может принести увеличение прибыли на эту сумму, а чтобы получить такой прирост прибыли за счет увеличения объема продаж нередко требуется дополнительное финансирование производства. При этом необходимо учитывать наличие спроса на дополнительную продукцию на рынке. В то время как управление и снижение затрат на производство и реализацию продукции не связано с перечисленными проблемами.

Например, одному угледобывающему предприятию в 2002 году, когда оно имело статус юридического лица, планировался бюджет продаж 40 млн. руб., затраты на производство и реализацию продукции 34 млн. руб. и прибыль 6 млн. руб. При возможности снижения затрат до 32 млн. руб. (9,4%) дополнительная прибыль составила бы 2 млн. руб.

Чтобы получить увеличение прибыли на сумму 2 млн. рублей, нужно увеличить объем продаж с 40 млн. руб. до 53,3 млн. руб. (33,25%).

Для определения увеличения объема продаж и достижения прибыли 8 млн. руб. используют выражение:

$$B = \frac{П}{P} \cdot 100,$$

где В - выручка от реализации продукции (объем продаж), необходимая для сохранения прибыли, полученной от снижения себестоимости, млн. руб.; П - прибыль после увеличения объема продаж продукции, млн. руб.; Р - рентабельность продаж до снижения затрат, %.

$$C = B - П,$$

где С - себестоимость реализации продукции при увеличении объема продаж и сохранении рентабельности продаж на уровне исходного варианта.

Сокращение затрат в рассматриваемом примере, обеспечивает усиление запаса финансовой прочности на 6,8%.

Управление затратами - это комплекс мероприятий, направленных на снижение и контроль затрат. Процесс создания системы управления затратами на предприятии можно разбить на следующие этапы:

1) Установление связи между системами управления затратами и бюджетного управления. Опыт зарубежных компаний показывает, что управление затратами эффективно только при его жесткой увязке с системой бюджетирования. Внедрение на филиале-шахте системы бюджетирования можно расценивать как первый шаг на пути к управлению затратами. Бюджет филиала-шахты составляется с использованием нормативов затрат, путем жесткого ограничения затрат структурных подразделений и установления менеджментом филиала-шахты лимитов. Как показывает практика, оптимальным является сочетание этих методов.

2) Определение перспективных направлений снижения затрат. Для выявления затрат, которые могут быть сокращены целесообразно использовать следующие виды анализа (или их сочетание): анализ структуры затрат, сравнительный анализ, анализ носителей затрат.

3) Разработка мероприятий по снижению затрат.

Из приведенного примера видно, что целью традиционного подхода является снижение издержек любыми путями как основной способ удержания и завоевания конкурентных преимуществ.

Концепция стратегического управления издержками предусматривает, что планирование системы управления ими может меняться в зависимости от основного стратегического позиционирования предприятия: лидерство по затратам или совершенствование структуры выпускаемой угольной продукции

(марки, качество, повышение в структуре продукции обогащенного и рассортированного угля и т.д.). В рамках каждого из стратегических направлений возможно увеличение издержек на каком-либо технологическом процессе (участке), предприятии в составе компании, если это приведет к адекватному снижению издержек на других процессах (участках), предприятии или принесет предприятию (компании) другое конкурентное преимущество.

В традиционном подходе производится оценка удельных затрат технологического процесса или предприятия в составе компании.

Концепция стратегического управления издержками предусматривает их дифференциацию на приносящую дополнительную ценность (следовательно, их наличие оправдано) и не приносящую дополнительную ценность.

При традиционной системе издержки рассматриваются как функция объема продукции с выделением переменных, постоянных и смешанных издержек.

Концепция стратегического управления рассматривает объем производства как критический фактор образования затрат.

В этой связи они являются функцией более общих структурных и функциональных факторов.

В заключении можно отметить, что между концепцией стратегического управления издержками и традиционным подходом нет противоречия, т.к. концепция дает стратегические установки, а традиционные методы корректируют себестоимость, в том числе используя зависимость издержек от объема продукции.

УДК 658.15:622.013

ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ СТРАТЕГИИ ГОРНОГО ПЕРЕДПРИЯТИЯ В УПРАВЛЕНИИ ЗАТРАТАМИ И ПРИБЫЛЬЮ

Смирнова С.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В настоящее время стратегическое планирование становится все более актуальным для горных предприятий, которые вступили в жесткую конкуренцию, как между собой, так и с иностранными субъектами хозяйственной деятельности. Рост эффективности производства и его конкурентоспособности невозможен без постоянного совершенствования системы планирования. Особенностью современных производственных условий стала нестабильность экономической жизни, то есть непредсказуемость ее будущего, постоянное изменение рыночной среды, что приводит к возникновению новых проблем. В связи с этим требуется более точное перспективное планирование.

При выборе оптимальной стратегии горного предприятия в управлении затратами и прибылью следует использовать показатель производственный леверидж. С его помощью можно прогнозировать изменение прибыли предприятия в зависимости от изменения объема продаж и определить точку безубыточной деятельности.

Рассмотрим маржинальный метод, который основан на делении текущих затрат предприятия на условно-постоянные и переменные.

Эффект производственного левериджа определяется с помощью формулы

$$Э_{пл} = \frac{МД}{П} = \frac{З_{пост} + П}{П} = 1 + \frac{З_{пост}}{П}, \quad (1)$$

где $Э_{пл}$ – эффект производственного левериджа; МД – маржинальный доход; П – прибыль; $З_{пост}$ – условно-постоянные затраты .

При использовании механизма производственного левериджа становится возможным прогнозирование изменения прибыли предприятия в зависимости от изменения выручки, определение точки безубыточной деятельности.

Рассмотрим механизм управления прибылью одного из горных предприятий, основанный на оптимизации соотношения условно-постоянных и переменных затрат. По результатам работы за год предприятие получило следующие показатели (таблица 1).

Таблица 1 –Показатели деятельности предприятия за год

Наименование показателей	Значение показателя
Объем реализованной продукции, млн. т	15,623
Цена единицы продукции, руб./т	1079
Выручка от реализации, млн. руб.	16857,2
Переменные затраты, млн. руб.	2333,8
Маржинальный доход (п. 3 – п.4), млн. руб.	14523,4
Условно-постоянные затраты, млн. руб.	6805,2
Прибыль (п.5 – п.6), млн. руб.	7718,2
Эффект производственного левериджа (п.5 : п.7)	1,88

На данном предприятии эффект производственного левериджа составляет 1,88 ед. (14523,4 млн. руб. предприятия : 7718,2 млн. руб.). Это означает, что при снижении выручки предприятия на 1% прибыль сократится на 1,88%, а при снижении выручки на 53,19% (маржинальный запас прочности) предприятие достигнет точки безубыточности, то есть прибыль станет нулевой.

Найденное значение эффекта производственного левериджа может использоваться в дальнейшем для прогнозирования изменения прибыли в зави-

симости от изменения выручки предприятия. Определим, как изменится прибыль предприятия, если выручка сократится на 10 %?

Для нахождения изменения прибыли необходимо воспользоваться следующей формулой:

$$Э_{пл} = \frac{ДП}{ДВ}, \quad (2)$$

где ΔП – изменение прибыли, %; ΔВ – изменение выручки, %.

Из этой формулы определим изменение прибыли:

$$ДП = Э_{пл} \cdot ДВ \quad (3)$$

$$ΔП = 1,88\ (–10\%) = – 18,8\%.$$

Таким образом, прибыль предприятия при снижении выручки на 10% (с 16857,2 млн. руб. до 15171,5 млн. руб.) сократится на 18,8% и составит 6267 млн. руб. (7718,2 – 7718,2*18,8 : 100).

Производственный леверидж является показателем, помогающим управляющему персоналу горного предприятия выбрать оптимальную стратегию в управлении затратами и прибылью.

Величина производственного левериджа может изменяться под влиянием любых перечисленных факторов: цены, объема продаж, переменных и условно-постоянных затрат.

Рассмотрим влияние условно-постоянных затрат на эффект производственного левериджа.

При снижении условно-постоянных затрат на 10% (с 6805,2 до 6124,4 млн. руб.) прибыль предприятия увеличится и составит 8399 млн. руб. (16857,2 – 2333,2-6124,4), то есть возрастет на 8,82%. В этих условиях точка безубыточности в денежном выражении составит 7108,5 млн. руб., (6124,4 : (14523,4 : 16857,2)), а в натуральном выражении – 6,588 млн. т (7108,5 млн. руб. : 1079 руб./т).

Маржинальный запас прочности предприятия будет соответствовать 9748,7 руб. (16857,2–7108,5), или 9,035 млн. т (9748,7 млн. руб. : 1079 руб./т).

В результате снижения условно-постоянных затрат на 10% эффект производственного левериджа составит 1,73 ед. (14523,4 : 8399) и по сравнению с первоначальным уровнем снизится на 0,15 ед. (1,88 – 1,73).

На основании приведенных расчетов можно сделать вывод о том, что в основе изменения эффекта производственного левериджа лежит изменение удельного веса условно-постоянных затрат в общей сумме затрат предприятия. Однако чувствительность прибыли к изменению объема продаж может быть неоднозначной по конкретным структурным подразделениям рассматриваемого предприятия. Структурные подразделения горного предприятия имеют различное соотношение условно-постоянных и переменных затрат (таблица 2).

Следует отметить, чем выше сумма условно-постоянных затрат в общей сумме затрат горного предприятия (или структурных подразделений), тем позже, при прочих равных условиях, предприятие достигнет точки безубыточности своей деятельности. Это связано с тем, что предприятие обязано

возмещать свои условно-постоянные затраты независимо от конкретного объема продаж. Для того чтобы положительный эффект производственного левериджа начал проявляться, предприятие сначала должно получить достаточный размер маржинального дохода для покрытия своих условно-постоянных затрат.

Таблица 2 – Удельный вес условно-постоянных затрат в общей сумме затрат по структурным подразделениям горного предприятия

Удельный вес условно-постоянных затрат, %	Наименование структурных подразделений предприятия
60 – 70	1, 2, 3
71 – 80	4, 5, 6
81 –90	7, 8, 9, 10

Поэтому чем ниже удельный вес условно-постоянных затрат в общей сумме затрат предприятия, тем в большей степени изменяется величина прибыли по отношению к темпам изменения выручки.

Рассмотрим влияние производственных процессов горного предприятия на эффект производственного левериджа при изменении условно-постоянных затрат по каждому процессу. В таблице 3 приведен удельный вес процессов в общих условно-постоянных затратах предприятия и определен размер расчетной прибыли при снижении условно-постоянных затрат на 10% в каждом процессе. Как видно из таблицы 3 наибольшее влияние на прибыль предприятия оказывает процесс Е. Это означает, что при снижении условно-постоянных затрат данного процесса на 1% прибыль предприятия сократится на 1,977%.

Таблица 3 – Расчет прибыли и эффекта производственного левериджа при снижении условно-постоянных затрат на 10% по каждому структурному подразделению предприятия

Наименование процесса структурного подразделения предприятия	Удельный вес процесса в условно-постоянных затратах предприятия, %	Влияние каждого процесса на прибыль предприятия, млн. руб.	Эффект производственного левериджа
А	5,24	7682,8	1,89
Б	4,71	7686,4	1,89
В	12,82	7631,3	1,90
Г	17,00	7602,8	1,91
Д	5,45	7681.4	1,89
Е	54,78	7345,6	1,977
Всего	100,0%	-	-

Таким образом, понимание механизма производственного левериджа позволяет целенаправленно управлять соотношением условно-постоянных и переменных затрат в целях повышения эффективности производственно-хозяйственной деятельности в конкретных условиях. Оперативное изменение соотношения условно-постоянными и переменными затратами при меняющихся условиях хозяйствования позволят увеличить потенциал формирования прибыли предприятия.

УДК 658.15:622.33

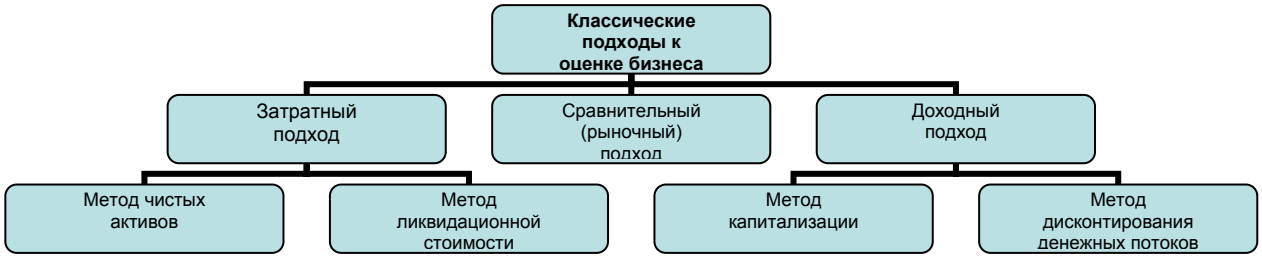
ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СТОИМОСТИ ОКАЗАННЫХ УСЛУГ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ В СОСТАВЕ УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ

Ардатова Н.А., Ячменев К.Л., Гринкевич О.В.
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»,
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В качестве критерия успешности компании многие российские руководители рассматривают прибыль. Однако может выясниться, что тот же капитал, вложенный в другой бизнес или размещенный на рынке ценных бумаг, принесет больший доход. Цель финансового управления фирмой состоит в устойчивом увеличении экономического благосостояния ее владельцев или акционеров. Благосостояние ее владельцев иногда достигается неожиданными способами — например, продажей фирмы. На сегодняшний момент ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» имеет около 15 действующих вспомогательных предприятий. Все они имеют свою специфику. Некоторые могут быть использованы только для обслуживания процесса угледобычи, другие же имеют потенциальную возможность переориентации на другой круг потребителей. Каждое предприятие рассматривается как целостный имущественный комплекс и имеет свою стоимость, которая может быть реализована на рынке. Цель работы – определить границы мобилизации (денежный поток) и условия эффективности (доходность) приложения капитала.

На Западе в условиях развитого фондового рынка хорошим индикатором для определения приблизительной стоимости предприятия является биржевая котировка акций, которая умножается на количество эмитированных акций. Разумеется, окончательная стоимость зависит от размеров контрольного пакета и определяется в процессе переговоров сторон. Для России такой подход практически неприемлем – на открытом фондовом рынке котируются акции лишь нескольких крупнейших компаний. Поэтому оценка российского бизнеса строится на других принципах и подходах, которые также заимствованы из западной практики. На наш взгляд, самый приемлемый подход, наиболее реально отражающий стоимость предприятия - это доходный подход,

в котором используются создаваемые компанией денежные потоки от основной деятельности, то есть величина чистой прибыли.



Дальнейший анализ эффективности использования капитала построен на сравнении варианта владения вспомогательным предприятием с альтернативным вариантом вложения средств, вырученных от продажи вспомогательного предприятия. В итоге имеем 2 варианта сравнения:

1. Имеем в составе холдинга вспомогательное предприятие и имеем постоянную скидку с цены услуг.

2. Продаем вспомогательное предприятие, теряем скидку с цены услуг (рост себестоимости холдинга за минусом налога на прибыль 24%), но получаем альтернативную доходность на капитал.

Очевидно, что эффективность решений по альтернативным вариантам вложения капитала зависит от определенных условий:

– Стоимость предприятия зависит от возможностей нового собственника увеличить тарифы на услуги (доведение их до рыночных цен). Величина изменения тарифов на услуги определяется в процессе переговоров. Здесь стороны ограничены потребностью угольного холдинга в услугах с одной стороны и существованием альтернативных поставщиков услуг с другой стороны.

– Экономия угольного холдинга на тарифах на услуги постоянна и составляет 20% выручки вспомогательного предприятия (определена путем экспертной оценки как разница между существующим прейскурантом цен в плане 2007 года и среднерыночными ценами аналогичных услуг).

– Учитываются различные размеры ставки доходности по альтернативным вложениям средств. Денежное выражение доходов дисконтируется к сегодняшнему моменту времени.

– Эффект от продажи бизнеса занижается на сумму неполученной скидки с цены услуг, имеющей место на сегодняшний момент для холдинга. (Так как угольный холдинг уже имеет в своем составе вспомогательное предприятие, а значит и имеет скидку, то при продаже предприятия холдинг одновременно получит и прибыль и убыток. Убыток равен величине удорожания потребляемых услуг).

Таким образом, чем выше оцениваются будущие денежные потоки предприятия, тем выше его текущая стоимость на сегодняшний момент времени, следовательно, тем более заманчивы перспективы владения им для нового собственника. Чем выше стоимость, вырученная при продаже вспомогательного предприятия, тем меньшая ставка доходности требуется, чтобы по-

лучить ту же прибыль даже с учетом компенсации роста себестоимости угольного холдинга в части удорожания услуг проданного вспомогательного предприятия.

В другом варианте, чем ниже оценка будущих денежных потоков, соответственно, тем ниже текущая стоимость фирмы. Низкая цена продажи актива требует больших ставок альтернативной доходности для компенсации абсолютного выражения имеющихся выгод от владения вспомогательным предприятием.

Предложенная в данной работе методика может быть использована при оценке эффективности использования вспомогательного предприятия в составе угольного холдинга, является универсальной и применимой для всех отраслей народного хозяйства.

УДК 622.233:622.235:622.831

УПРАВЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНОЙ ЭНЕРГИЙ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ, ПРОВОЦИРУЕМЫХ МАССОВОЙ ОТБОЙКОЙ НАПРЯЖЕННЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Волченко Г.Н., Волченко Н.Г.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В условиях высоких гравитационно-тектонических и техногенных напряжений при взрывном разрушении крепких руд приходится сталкиваться с двумя основными проблемами. Первая заключается в снижении управляемости массовой отбойки, за счет увеличения потерь взрывных полостей до 30%. Но даже при удовлетворительном техническом осуществлении взрыва в данных условиях непременно возникает вторая проблема, связанная с провоцированием динамических событий высокого класса в горных породах в окрестностях отбиваемого технологического блока. Это связано с тем, что в процессе отработки подземных железорудных месторождений Сибири происходит изменение сейсмической активности массива горных пород. При этом массовые взрывы из всех техногенных факторов горного производства являются наиболее сильными инициаторами динамических проявлений горного давления. С понижением горных работ отмечается тенденция увеличения частоты и энергетического класса динамических проявлений горного давления, повышая трудозатраты на ликвидацию их последствий и создавая реальную угрозу работающим. На рисунке 1 представлены тенденции проявлений горного давления в динамической форме на шахте Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда».

Шерегешевское месторождение отнесено к склонному, а часть участка «Главный» к опасному по горным ударам. Граница отнесения опасного по горным ударам массива по вертикали составляет – с гор. +325м по гор. +115м

и ниже (до выклинки рудных тел). По горизонтали удароопасным является стык участка «Главный» и участка «Болотный» (так называемый блок-целик), а также массив, ограниченный разведочной линией 2-2 и породным контактом в лежачем боку (северо-западное направление) участка «Главный», за исключением северо-восточной части участка «Главный». При отработке участков месторождения службой прогноза горных ударов стали отмечаться геодинамические процессы, аналогичные процессам, возникающим при отработке Таштагольского месторождения. Например, 2.01.06 г. в 12^{18} в районе Шерегешевского рудного поля произошло сейсмическое событие энергетического класса 5 (по данным сейсмостанции «Таштагол») после массового взрыва по блоку 57 (вторая очередь) участок «Главный». Взрыв был проведен 22.01.06 г. в 12^{15}. Масса ВВ 280,356 т. Сам взрыв зарегистрирован как сейсмическое событие энергетического класса 8,8. После осмотра выработок 23.01.06, по орту 57отмечены заколы и обрушения по кровле и бокам в районе взрыва.

Рисунок 1 – Частота проявления горного давления в динамической форме на Шерегешевском месторождении

Основными факторами, способными вызвать динамические проявления горного давления в массиве пород после массовых взрывов, являются упругие сейсмические волны [1] и процессы, вызванные изменением формы очистного пространства. Как известно [2], величина сейсмической энергии взрыва пропорциональна величине его заряда, а короткозамедленное взрывание при использовании замедлений равных 20 мс и выше снижает сейсмическое действие взрыва до уровня соответствующих масс зарядов инициируемых одной ступенью замедления. Для условий подземных рудников филиалов ОАО «Евразруда», в целях сохранения коммутационной сети пучков скважин, величина замедлений между пучками ограничивается нижним и верхним пределами, и не должна быть менее 20-25 мс при общей величине замедления взрыва не более 750-1000 мс [3]. Обеспечение рационального использования ВВ на отбойку массива пород при исключении вероятности разрушения коммутационной сети приводит к тому, что общее число замедлений

специальных взрывов практически остается постоянным в пределах 12-16. Увеличение общего заряда ВВ взрыва ведет к росту величин зарядов замедлений.

И.Ф. Матвеевым для условий Таштагольского рудника установлена устойчивая статистическая зависимость энергии динамических проявлений горного давления, вызываемых сейсмическим эффектом взрыва, от величины максимального заряда ВВ в ступенях замедлений взрыва. Математическое выражение функции регрессии имеет вид

$$\ell gE = 0{,}230 \cdot Q_{BB}^{\max} - 3{,}1,$$

где ℓgE – класс величины энергии динамического проявления; $Q_{BB}^{\max}$ - величина заряда ВВ максимального по заряду замедления взрыва, т.

Отмечается, что одновременно с массовым взрывом и в первые секунды после него имеют место динамические проявления горного давления, вызванные сейсмическим эффектом взрыва, энергия которых обусловлена замедлениями взрыва и определяется величиной максимального заряда ВВ замедлений взрыва. С ростом величины максимального заряда ВВ замедлений увеличивается энергия максимального динамического события в серии событий после взрыва. Автором обоснована максимальная величина заряда ВВ замедлений взрыва до 10-25 т, что позволяет снизить величину энергии динамических проявлений горного давления после массовых взрывов на 1-2 и более класса[4].

Исходя из выше представленного анализа, определение оптимальной массы заряда ВВ в ступенях замедления при короткозамедленном взрывании напряженных массивов на наш взгляд возможно по следующей методике.

Хотя в работе [4] максимальная величина превышения заряда ВВ между соседними замедлениями и динамическим проявлением горного давления основаны на слабой корреляционной связи, на наш взгляд это превышение должно быть минимальным. Нами предполагается, что равновеликие динамические импульсы вызывают меньшую реакцию напряженной среды, чем равные им по суммарной энергии разновеликие. Количество ступеней замедления должно быть максимально возможным (по условиям сохранения коммутационной сети пучков скважин). Масса зарядов в первых ступенях замедления (1, 2, 3 ступень) должна плавно нарастать с выходом на расчетный уровень равновеликих масс зарядов последующих ступеней замедления. После воздействия на вмещающий массив равномерными динамическими нагрузками необходимо обеспечить плавный выход из события (процесса короткозамедленного взрыва) с минимальным последним возмущением. То есть, масса зарядов последних ступеней замедления (13, 14, 15) должна плавно уменьшатся.

На наш взгляд такой принцип проведения короткозамедленного взрывания технологического блока в условиях действия высоких гравитационно-тектонических и техногенных напряжений наиболее оптимален с целью снижения вероятности провоцирования динамического события высокого класса. На рисунке 2 сплошной линией (кривая 1) показано распределение массы

зарядов ВВ по ступеням замедления при короткозамедленном взрывании технологического блока № 57 (вторая очередь) участка Главный в этаже +185-+255м на шахте Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда». В качестве примера на рисунке 2 пунктирной линией (кривая 2) показан вариант распределения массы зарядов ВВ в ступенях замедления по предлагаемой методике с равным суммарным зарядом 280,356 т ВВ. При проектировании массового взрыва возможно не соответствие расчетных масс зарядов в ступени замедления с практическими (из-за отсутствия плоскостей обнажения, и др.), однако с целью снижения вероятности провоцирования динамического события высокого класса необходимо стремиться к указанному алгоритму.

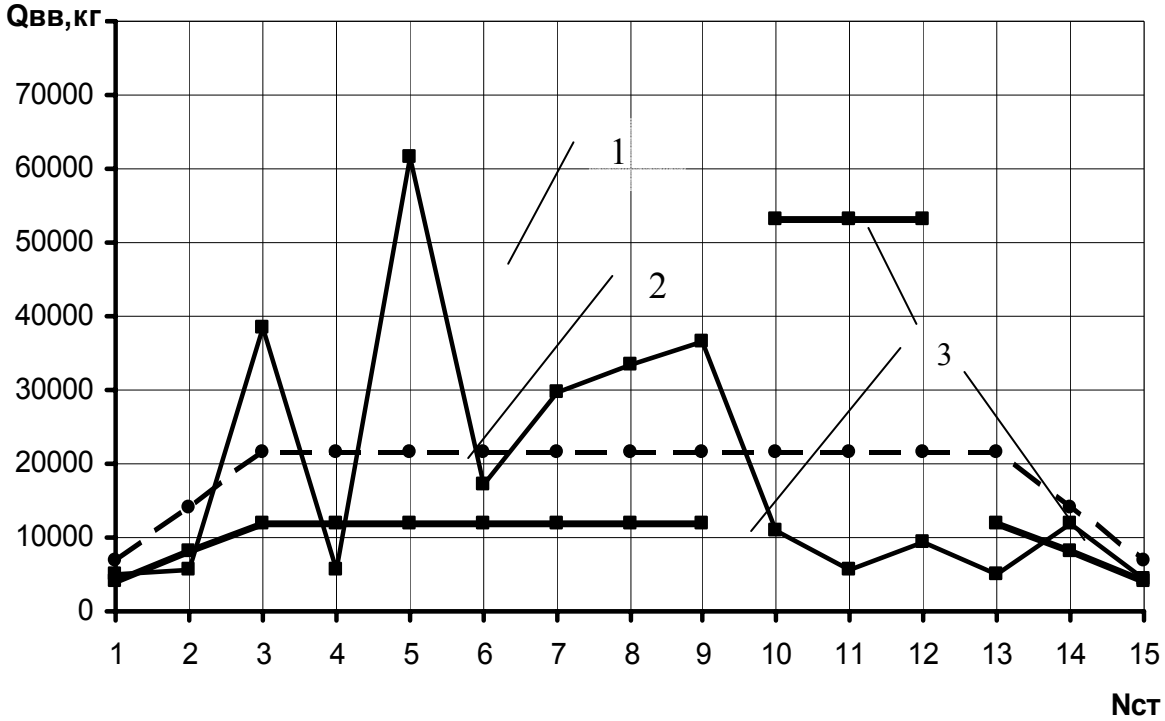


Рисунок 2 – Распределение массы зарядов ВВ $Q_{вв}$ по ступеням замедления $N_{ст}$ при короткозамедленном взрывании технологического блока № 57 (вторая очередь) участка Главный в этаже +185-+255м на шахте Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда»: 1 - фактическое; 2 – по предлагаемой методике; 3 – по предлагаемой методике с отрезкой от вмещающего массива

Дальнейшее снижение массы зарядов ВВ в ступени замедления возможно за счет использования эффективной схемы короткозамедленного взрывания с формированием отбиваемого массива в виде синусоиды («Способ выемки целиков» по патенту РФ №2175434). Схематично отбойку блока можно разделить на несколько этапов (рисунок 2, кривая 3). Первыми степенями замедления (1– 6), по предлагаемому выше алгоритму, образуют ослабляющие полости со стороны компенсационных камер и массива зажимающей среды и формируют в плане синусоидальный массив отбиваемого блока (первый этап массового взрыва). Формирование синусоидального массива позволит вернуть часть энергии из вмещающих пород, которая затрачивается на деформа-

ционные процессы в массиве синусоиды с образованием обширных зон растягивающих напряжений, в поле которых процесс взрывного разрушения происходит менее энергоемко.

Второй этап взрыва (7 – 9 ступень замедления) заключается в отрезке массива синусоиды от вмещающих пород в торцевых частях блока взрыванием расположенных там зарядов ВВ. Данное мероприятие преследует две цели. Первая - динамическое воздействие на предварительно ослабленный растягивающими напряжениями массив при взрыве зарядов ВВ, расположенных на флангах блока, и осуществляющих отрезку. При этом по данным работы [5], возможна реализация малоэнергоемкого механизма разрушения, вследствие изменения типа разрушения: от одноочагового разрушения в области квазистатического нагружения к многоочаговому при импульсном растяжении. В результате этого формируется ансамбль одновременно растущих и взаимодействующих микротрещин большой концентрации. Закономерности развития микротрещин в ансамбле существенно отличаются от закономерности развития одиночных трещин, что определяет поведение твердых тел в условиях импульсного растяжения.

Таким образом, возможно принципиальное изменение механизма и энергоемкости разрушения синусоидальной части блока, т.к. параметры взрывного импульса соответствует исследуемым диапазонам скорости нагружения. Вторая цель - это дальнейшее разрушение изолированного массива последующими ступенями замедления 10 – 12, а это около 40% от объема разрушаемого блока, без контакта с вмещающими породами, что максимально ограничит выплеск энергии взрывных волн напряжений во вмещающий массив даже при максимальных зарядах ВВ в указанных ступенях замедления. Третий заключительный этап – обрушение потолочины, взрывы по оконтуриванию рудного тела в торцах блока и др., осуществляют последними ступенями замедления (13-15), с плавным убыванием массы зарядов ВВ в ступени.

Разработанный алгоритм проектирования схемы специальных массовых взрывов позволит существенно уменьшить максимальную массу заряда ВВ в ступенях замедления, что приведет к значительному снижению объема выплеска сейсмической энергии во вмещающий массив и вероятности провоцирования динамических проявлений горного давления высоких классов энергии.

Список литературы

1. Курленя М.В. Влияние массовых взрывов на сейсмическую энергию при динамических проявлениях в массиве горных пород / М.В. Курленя, А.А. Еременко, И.Ф. Матвеев и др. // Горный журнал. – 1996. - №5. – с.12-14.

2. Демидюк Г.П. Техника и технология взрывных работ на рудниках / Г.П. Демидюк, Л.В. Дубнов, В.В. Стоянов и др. – М.: Недра, 1978. – 238 с.

3. Дубынин Н.Г. Технология подземной разработки руд / Н.Г. Дубынин, В.А. Коваленко, А.С. Умнов др. – М.: Недра, 1983. – 128 с.

4. Матвеев И.Ф. Управление удароопасностью горного массива изменением параметров взрывной отбойки при разработке железорудных месторождений Сибири: автореф. дис. докт. техн. наук / Матвеев И.Ф.; СибГИУ. – Новокузнецк, 2004. – 34с.

5. Белендир Э.Н. Сопротивление разрушению горных пород при временах нагружения 10^2 – 10^6с / Э.Н. Белендир, В.Ф. Клятченко, А.И. Козарчук, и др. // ФТПРПИ.-.1991. - № 2. – с.46-49.

УДК 622.235:622.831

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СХЕМ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ПРИМЕНЕНИИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ КОНЦЕНТРИРОВАННЫХ И ПУЧКОВЫХ ЗАРЯДОВ ВВ

Волченко Г.Н., Байбородов Я.Н.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк
Абаканский филиал ОАО «Евразруда»
г. Абаза

Совершенствование техники и технологии взрывной отбойки при подземной отработке месторождений железных руд Сибири осуществляется с учетом изменения состояния взрываемой среды, возможностей буровой техники, элементов системы разработки и применяемых взрывчатых материалов. Ведение подготовительных и очистных работ на глубине более 700м привело к тому, что исходное напряженное состояние породного массива в районе отработки достигает уровня, сопоставимого с величинами пределов прочности среды на разрушение, а в местах концентрации напряжений превосходит их, создавая реальную угрозу работающим и провоцируя горные удары. Удароопасная геомеханическая ситуация возникает в результате взаимодействия исходного гравитационно-тектонического поля напряжений для данного участка литосферы с техногенными полями напряжений, формирующихся вокруг техногенных полостей, образующееся после выемки полезного ископаемого. В таких условиях работы шахт и рудников неизбежны нарушения и потери взрывных скважин. По причине потерь взрывных скважин в результате динамических и статических проявлений горного давления в массиве пород в условиях, например, Таштагольской шахты фактические показатели БВР, связанные с величиной заряда ВВ в скважинах (пучках скважин), обычно отличаются от проектных до 30 %. Очистка скважин и их перебуривание - трудоемкий процесс, который не всегда возможно осуществить. Все это ведет к изменению параметров БВР, корректировка которых, в основном, не дает ожидаемого результата взрыва. Особенно это ощутимо при обуривании массива скважинами (пучками скважин) диаметром 105мм стан-

ками НКР–100МА. С целью снижения негативного влияния напряженного состояния массива на сохранность взрывных скважин и возможность проведения удовлетворительных взрывов испытывались расширители скважин до 220мм (РС-220). Однако применение данных устройств приводит к существенному удорожанию глубокого бурения. И только разработанная технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири [1] позволила удовлетворительно проводить массовую отбойку в вышеуказанных условиях. Данная технология включает применение вертикальных концентрированных зарядов (ВКЗ) и пучковых зарядов ВВ для взрывного разрушения технологических блоков. Пучковые заряды несут вспомогательную функцию, инициируются первыми ступенями замедления в общей схеме короткозамедленного взрывания (КЗВ) и этим обеспечивают оконтуривание массива вокруг ВКЗ. ВКЗ формируют в восстающих выработках малого диаметра (800-1200мм) и взрывают последними ступенями замедления, на которые приходится основной объем разрушаемого массива. Широкомасштабное промышленное использование подтвердило эффективность данной технологии, которая была отмечена премией Правительства РФ в 2005г.

С целью выявления эффективности взрывного дробления при применении (ВКЗ) и пучковых зарядов ВВ для отбойки технологических блоков в удароопасных условиях, совершенствования схем КЗВ нами были проведены исследования на физических моделях для условий Абаканского рудника. Для этих целей был изготовлен взрывной бокс с нагружающим устройством физических моделей (рисунок 1), для создания горизонтальной статической нагрузки, имитирующей действие максимальных сжимающих напряжений при отработке технологических блоков на Сибирских рудниках.

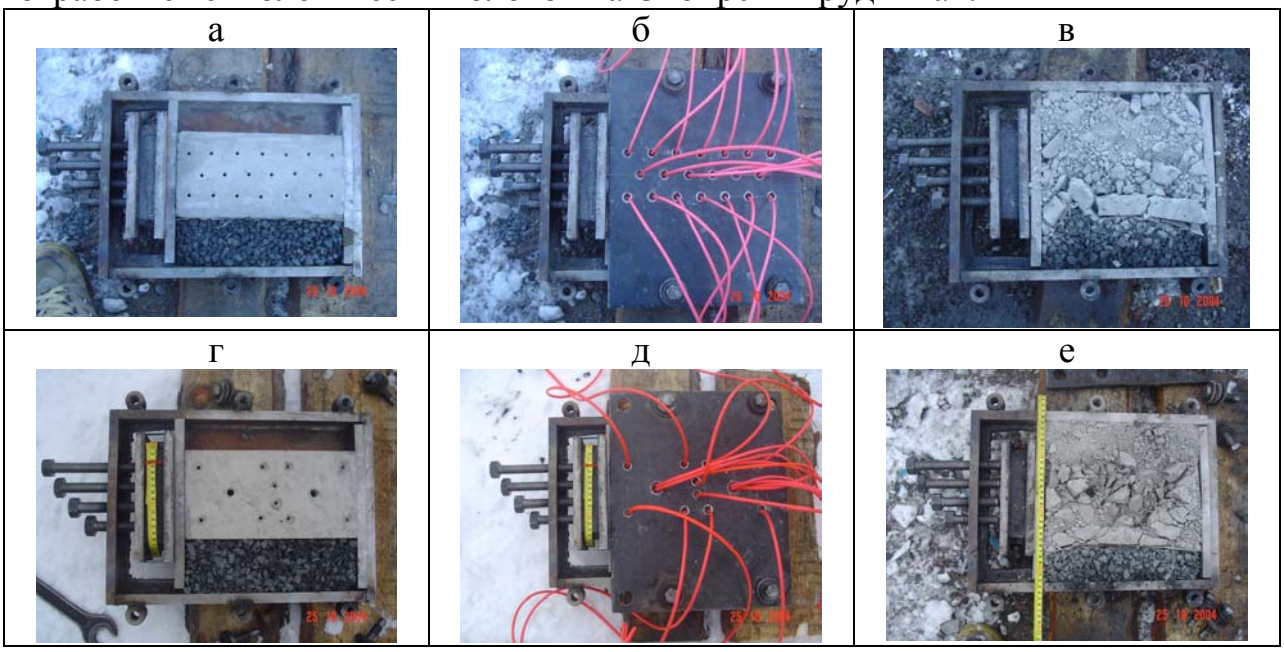


Рисунок 1 – Схема эксперимента по установлению качества взрывного дробления материала на физических моделях при распределении зарядов ВВ по площади модели и $\sigma_{сж}$=0: а, б, в – равномерное; г, д, е – концентрированное

В качестве устройства статического нагружения модели разработан резиновый динамометр. Он состоит из резиновой пластины, помещенной между двумя стальными пластинами, одна из которых контактирует с прижимными винтами, а другая с торцом взрываемой физической модели. Для осуществления фиксированной нагрузки получен тарировочный график динамометра, отражающий увеличение периметра резиновой прокладки от величины сжимающей нагрузки. Изготовление физических моделей из песчано-цементного состава производилось по известной методике [2].

После набора прочности модели рассверливались победитовым сверлом по определенным схемам. Взрывание моделей осуществлялось детонирующим шнуром (ДШ) ДШЭ-12. Отрезки ДШ вставляли в просверленные отверстия на всю толщину модели и соединяли в косы по ступеням замедления. Замедления создавались за счет различной длины ДШ с инициированием от электродетонатора ЭД-8. Все модели заряжались одинаковым количеством отрезков ДШ с общей массой ТЭНа 9,6 г. После помещения модели во взрывной бокс, с одной стороны насыпалась рудная мелочь, имитирующая массив зажимающей среды, с противоположной стороны модели оставлялась свободная поверхность, имитирующая компенсационную камеру.

Проведена серия экспериментов, в результате которых устанавлена зависимость качества дробления моделей от исходного напряженного состояния и очередности взрывания при равномерном и концентрированном распределении зарядов ВВ по площади моделей. В данной работе представлены некоторые результаты.

Одним из экспериментов предусматривалось определить качество взрывного дробления при равномерном и концентрированном распределении зарядов ВВ по площади моделей без приложения сжимающей нагрузки. Схема КЗВ при равномерном распределении ВВ по площади модели порядно-волновая, по варианту с концентрированным распределением зарядов ВВ - аналогична очередности описанной выше по технологии крупномасштабной отбойки с применением ВКЗ (рисунок 2 а).

Оценка результатов взрывов при проведении исследований проводилась по данным визуальных наблюдений (фотографирование) и путем рассева взорванной массы с определением фракционного состава и диаметра среднего куска.

Проведенные опытные взрывы подтвердили ранее установленные закономерности, что равномерное насыщение взрываемого массива горных пород зарядами ВВ при рациональном удельном расходе ВВ положительно сказывается на эффективность дробления [2]. При равномерном распределении ВВ $d_{ср}$= 10,4мм, при концентрированном $d_{ср}$= 14,7мм. Результаты взрывов подтверждают и необходимость увеличения энергетических параметров взрыва на массив зажимающей среды. При равномерном (порядном) расположении зарядов ВВ увеличение массы зарядов на 20-30% [3], при концентрированном распределении зарядов ВВ – смещение ВКЗ от центральной оси блока в сторону массива зажимающей среды [4]. Несмотря на худшие результаты

дробления, схема КЗВ с комплексным применением вертикальных концентрированных и пучковых зарядов ВВ в удароопасных условиях все же наиболее предпочтительна, за счет снижения вероятности нарушения взрывных полостей и возможности производства успешного взрыва.

В настоящее время применение технологии массовой отбойки технологических блоков с комплексным использованием вертикальных концентрированных и пучковых зарядов ВВ получила широкое распространение на Таштагольском, Абаканском, Шерегешском рудниках. Основная идея этой разработки, как отмечалось выше, заключается в том, что первыми ступенями замедления инициируют пучковые (вспомогательные) заряды ВВ, которые оконтуривают массив, для более эффективного последующего взрыва зарядов ВКЗ. Логичность данной схемы взрывания не вызывает сомнения при отбойке ненапряженных массивов. В удароопасных условиях, при наличии высоких гравитационно-тектонических напряжений, такой подход, на наш взгляд не рационален, так как оконтуривание массива пучковыми зарядами ВВ не позволяет использовать энергию напряжений, упругих деформаций для дополнительного воздействия на отбиваемый ВКЗ массив. Проведенные ранее исследования [5] по разработке и исследованию способов взрывной отбойки технологических блоков с учетом напряженно-деформированного состояния позволили обоснованно подойти к разработке перспективных схем КЗВ. Часть экспериментов была посвящена моделированию этих схем взрывания типа «синусоида», в результате применения которых в разрушаемом массиве возникают обширные зоны действия растягивающих напряжений, снижающих энергоемкость взрывного дробления. Данные исследования методом математического моделирования наиболее подробно представлены в работах [6,7].

С целью подтверждения теоретических изысканий были проведены опытные взрывы на физических моделях. На рисунке 2 (а, б – традиционный вариант, в, г – предлагаемый) представлена характерная картина взрывного разрушения моделей без учета влияния массива зажимающей среды на результаты дробления (отбойка производилась на две свободные поверхности модели). Взорванная масса подвергалась ситовому анализу с получением распределения гранулометрического состава и определением диаметра среднего куска $d_{ср}$.

Из анализа опытных данных можно сделать следующие выводы:

1. При взрыве по традиционному варианту $d_{ср}$=18,2мм (рисунок 2 а, б);

2. При взрыве по предлагаемому варианту (рисунок 2 в, г), несмотря на то, что количество вспомогательных зарядов для оконтуривания ВКЗ снижено в 2 раза, и расход ВВ на отбойку снижен на 35%, диаметр среднего куска уменьшился до 17,5мм. При этом можно отметить качественное дробление модели в той части, где должны формироваться области растягивающих напряжений.

3. Привлекает внимание наличие при обеих схемах взрывания областей нерегулируемого дробления, расположенных в торцевых частях моделей, что

требует размещения там дополнительных зарядов ВВ и инициирования их после взрыва ВКЗ.

4. Предлагаемая схема взрывания реализует механизм использования энергии упругих деформаций, формирования обширных зон растягивающих напряжений, позволяющих снизить энергоемкость взрывного разрушения модельного материала.

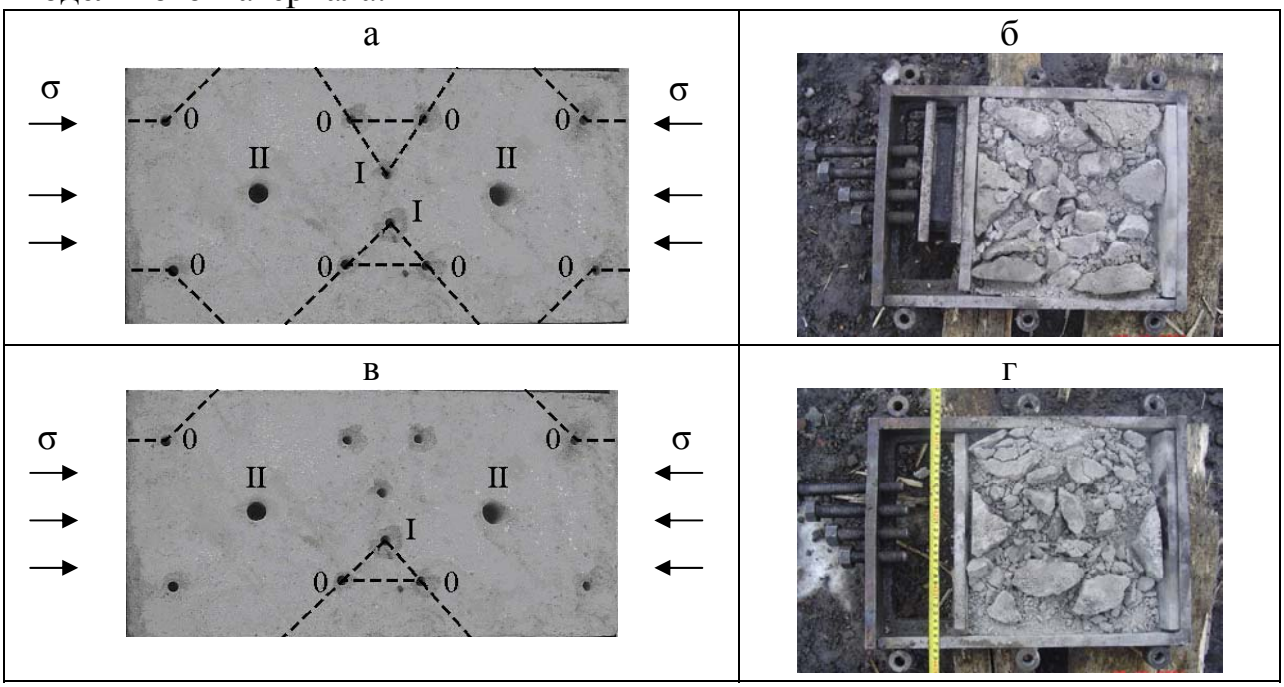


Рисунок 2 – Характер взрывного разрушения физических моделей, моделирующих комплексное использование вертикальных концентрированных и пучковых зарядов ВВ при исходной сжимающей нагрузке $\sigma = -0{,}7[\sigma]_{сж}$: а, б – традиционная; в, г – предлагаемая схема КЗВ, 0, I, II - очередность взрывания

Результаты теоретических и экспериментальных исследований характера разрушения предварительно напряженной среды позволяют и в дальнейшем уверенно применять комплексный подход, который показывает эффективность и перспективность предлагаемой схемы взрывания в удароопасных условиях разработки месторождений. Разработанная схема взрывания включена в проект на отработку блока № 7 V рудного тела, в этаже +65м - +145м на Абаканском железорудном месторождении.

Список литературы

1. Викторов С.Д. Технология крупномасштабной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири / С.Д. Викторов, А.А. Еременко, В.М. Закалинский, И.В. Машуков. - Новосибирск: Наука, 2005. – 212с.

2. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. - М: Недра, 1975. – 195с.

3. Волченко Н.Г. Влияние геометрии расположения скважинных зарядов и схем КЗВ на показатели дробления массива в зажиме // ФТПРПИ.- Новосибирск, 1977.-№5.- с.57-63.

4. А.с.№ 1478772 СССР, МКИ F 42 D 3/04. Способ взрывного дробления целиков / Г.Н. Волченко, Н.Г. Волченко, А.П. Махов, Ю.М. Карапетян - № 4280923/23-03; заявлено 09.07.87.

5. Волченко Г.Н. Разработка способов взрывной отбойки рудных блоков с учетом напряженно-деформированного состояния массива / дисс. канд. техн. наук // ИГД СО РАН.- Новосибирск. - 2003. - 142с.

6. Серяков В.М. Перераспределение напряжений в рудном блоке при отбойке / Серяков В.М., Волченко Г.Н. // ФТПРПИ. – 2003. - №1. – С. 18-24.

7. Серяков В.М. Геомеханическое обоснование схем отбойки рудных блоков, учитывающих перераспределение статического поля напряжений при короткозамедленном взрывании / В.М.Серяков, Г.Н. Волченко, А.В. Серяков // ФТПРПИ. – 2005. - №1. – С. 46-52.

УДК 622.023.42

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОКОВЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ДЛЯ УСТАНОВЛЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ И БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Сухоруков В.В., Шенгерей С.В.

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

г. Новокузнецк

На горных предприятиях Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса накоплено более 300млн.т горной массы, при этом объём вскрышных пород составляет около 200млн.т. Кроме того, ежегодно вывозится за пределы городов более 5млн.т бытовых отходов. Площадь, занимаемая производственными и бытовыми отходами, превышает 2000км^2. На месте складирования отходов полностью уничтожены природные ландшафты, а смежные к ним территории испытывают все возрастающее влияние техногенной деятельности.

Задача сглаживания негативных последствий техногенной деятельности потребовала провести исследования по разработке альтернативных технологий, позволяющих не только продуктивно отрабатывать крутые пласты, но и использовать подземные пространства для размещения производственных и бытовых отходов.

Горно-геологические условия залегания крутых пластов предопределили ряд опасных явлений при их разработке, из которых наиболее опасными являются пожары от самовозгорания угля, внезапные выбросы угля и газа, горные удары, опасность прорывов глины и пульпы в горные выработки и т.д.

Применяемые системы разработки с обрушением и закладкой выработанного пространства имеют низкие технико-экономические показатели.

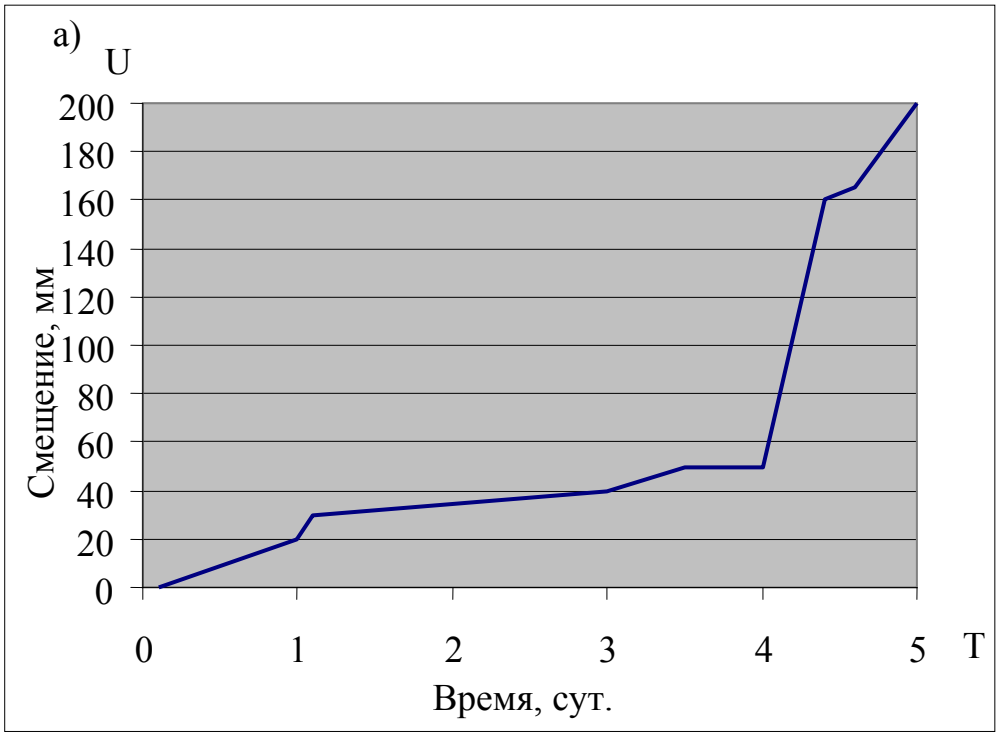
Сложность управления кровлей при этих системах возрастает как при весьма устойчивых (зависающих), так и при неустойчивых породах. Наиболее благоприятны кровли, сложенные породами средней устойчивости, устойчивыми в призабойной зоне и легко обрушающимися в выработанном пространстве. Для размещения в выработанном пространстве производственных и бытовых отходов необходимы устойчивые боковые породы.

Устойчивые боковые породы имеют пласты Садовый, Пионер, Угловой, Юнгор, Подспорный и др. Эти пласты на ненарушенных участках могут быть отработаны без крепления призабойного пространства. Площадь обнажения кровли при работе без крепления призабойного пространства до обрушения, в отдельных случаях достигает 2000м^2.

Существующие системы разработки предусматривают (в окрестности выработанного пространства) проведение и сохранение выработок, погашаемых по мере подвигания очистного забоя.

На начальном этапе наблюдений в этих выработках важно было получить сведения о характере наблюдаемого процесса сдвижения кровли в выработанном пространстве и критические значения контролируемых параметров. Контролируемые параметры (скорость смещения кровли, предельная площадь её обнажения и время устойчивого обнажения) измерялись по известной методике с использованием самописцев, а также глубинных и контурных реперов.

Проведенные исследования позволили установить влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на площадь устойчивого обнажения кровли пласта, а также возможность размещения производственных и бытовых отходов в выработанном пространстве. Основные горно-геологические факторы, влияющие на площадь устойчивого обнажения кровли ранжируются следующим образом: угол падения пласта –27%, устойчивость боковых пород – 30%, мощность пласта – 28%, прочие факторы – 15%. К основным горнотехническим факторам относится выемка угля, на которую приходится более 50% общих величин смещения боковых пород. Проведенными исследованиями в ходовых печах при отработке щитовых столбов установлено, что после буровзрывных работ в выработке происходят скачкообразные смещения. Величина этих смещений составляет 6 – 10мм, а через сутки они увеличиваются еще на 4 – 6мм. В последующие трое суток на этом участке устанавливается относительное равновесие (рисунок 1а). В интервале 10 – 30м от забоя в это время были зафиксированы незначительные смещения, однако после буровзрывных работ вновь произошло скачкообразное смещение глубинного репера на 100мм. В последующем смещения репера протекали с постоянной скоростью 10 – 12мм/ сут., что позволило сделать заключение о начал6е активной стадии разрушения кровли (рисунок 1б). Через трое суток после буровзрывных работ под щитом произошло обрушение кровли. Суммарное критическое смещение кровли к моменту обрушения составило 200мм. При этом скорость смещения реперов не превысила 80мм/ сут.



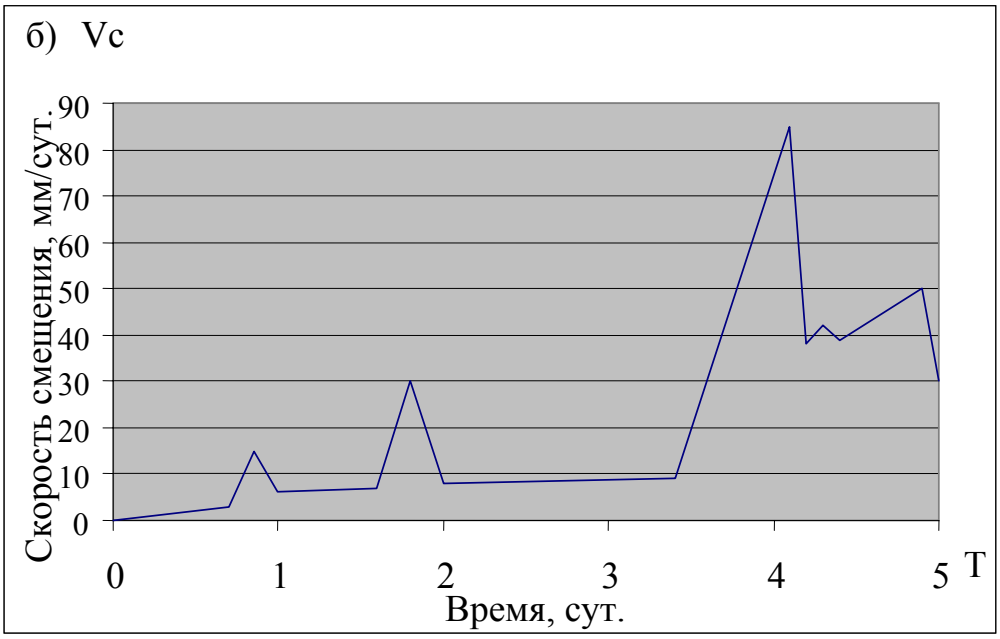


Рисунок 1 – Смещение (а) и скорость смещения (б) кровли в выработанном пространстве

Последующая очистная выемка под щитом на длину 10м от наблюдательной станции привела к обрушению непосредственной кровли без обрушения приконтурного массива у призабойного пространства. Значительных смещений, с образованием трещин в восстающей выработке со стороны кровли пласта не отмечено.

Таким образом, предложенная методика наблюдений на станциях, установленных в ходовой печи, обеспечила контроль за состоянием кровли в

выработанном пространстве, а также прогноз развития активной ее деформации вплоть до обрушения.

На основании проведенных исследований получены следующие важные для прогнозирования количественные показатели процесса деформирования кровли:

- предвестником наступления начальной стадии развития обрушения являются скачкообразные прикращения смещений в пределах 5 – 10мм, отмеченные после буровзрывных работ и посадки щита;
- установившаяся критическая скорость смещений кровли, отмеченная в 25 – 30м от забоя, составляет 10 – 12мм/ сут.;
- продолжительность активной стадии деформирования с установившейся скоростью составляет 2 – 3 суток.

Полученная информация послужила основой для установления режима наблюдений и возможности принятия оперативных решений с целью обеспечения заполнения выработанного пространства производственными и бытовыми отходами.

УДК:622.272

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГИС ДЛЯ ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТ НА ЗЕМНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ

Писаренко М. В.
Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово

В процессе добычи угля и проведении горных выработок изменяется напряженное состояние горных пород, это приводит к их деформации и сдвижению. Сдвижение горных пород при определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины достигает земной поверхности, и она так же претерпевает деформацию. Часть породного массива, подвергшегося сдвижению под влиянием горных разработок, принято называть областью сдвижения горных пород, а соответствующую часть земной поверхности – мульдой сдвижения.

Границы мульды сдвижения определяются граничными углами. Это внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды горизонтальной линией и линиями, соединяющими границы выработанного пространства с граничными точками сдвижения (в качестве которых принимают обычно точки, получившие оседание 10-15 мм или наклоны и горизонтальные деформации $0{,}5x10^{-3}$[1].

При определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины разработки в мульде сдвижения образуется плоское дно, т.е. участок с максимально возможными оседаниями при данной мощности,

глубине и угле падения пласта. На этом участке сдвижения носят в основном равномерный характер. Условия, при которых в мульде сдвижения образуется плоское дно принято называть полной подработкой земной поверхности.

Границы плоского дна определяются углами полных сдвижений ψ_1, ψ_2, ψ_3. При неполной подработке положение точки, имеющей максимальное оседание определяется углом максимального оседания θ.

Расчет параметров мульды сдвижения и ожидаемых оседаний земной поверхности выполняется согласно [1]. Однако процесс вычисления и особенно построения мульды сдвижения в плане с учетом рельефа является весьма трудоемким и поэтому ограничивается расчетами в главных сечениях (по простиранию и падению пласта).

Использование интегрированных геинформационных систем, которые имеют возможности пространственного представления, манипулирования, анализа и визуализации пространственных данных, позволяют решать задачи такого плана достаточно быстро и эффективно.

Для создания модели расчета ожидаемых сдвижений земной поверхности использовались следующие программные продукты:

- «MapInfo 6.5» - для визуализации, привязки и работы с таблицами;
- «Surfer 8» - расчетов гридов и построения карт;
- Microsoft Office Excel для работы с таблицами (проведения расчетов).

В качестве исходных данных использовались совмещенные с поверхностью планы горных работ (в представленных материалах использовались данные по шахте «Березовская»), горно-геологическая информация необходимая для выполнения расчетов. Для автоматизации процессов расчета был создан макрос на языке программирования средствами Visual Basic в среде Microsoft Office Excel. Оседание земной поверхности в любой точке мульды сдвижения определяется по формуле [1]

$$\eta_{xy} = \eta_m S(z_x) S(z_y),$$

где $S(z_x)$ и $S(z_y)$- функция типовой кривой оседания, определяемая в зависимости от коэффициентов N_1 (для точек главного сечения вкрест простирания пластов) и N_2 (для точек главного сечения по простиранию пластов).

В результате расчетов создается табличный файл, в котором хранятся пространственные координаты и значения ожидаемых оседаний земной поверхности в точках мульды. Этот файл передаются Surfer где строится грид-темы. Грид-тема - это растровый эквивалент темы объектов. Она представляет собой графический слой, где пространство вида разделено на квадратные ячейки. Каждая ячейка хранит числовое значение данных, передающее информацию о географическом слое, который она представляет. На основе грид-тем можно выполнять следующие аналитические операции: определение уклонов склона, создание рельефа с отмывкой, вычисления кривизны поверхности, математические и статистические расчеты. Перечисленные выше операции использовались для оценки влияния горных работ

на земную поверхность. Полученная грид-тема может быть представлена в виде трехмерной или двухмерной поверхности в виде изолиний (рисунок 1).

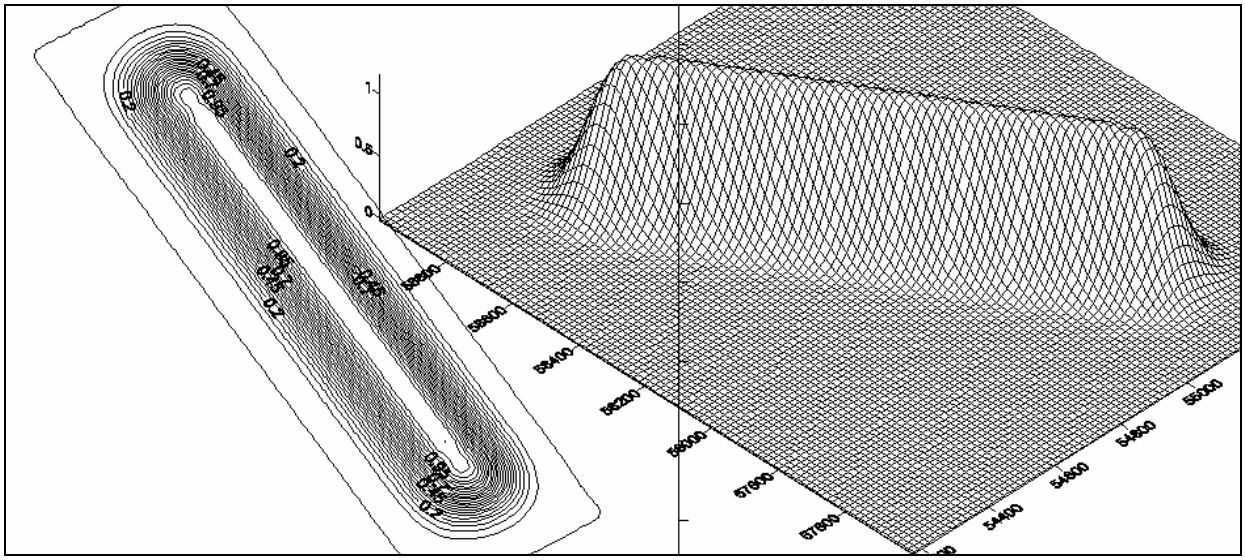


Рисунок 1 - Мульда сдвижения представленная в двух и трех мерном пространствах (для лавы 16-16 шахты «Березовская»)

Нормативные документы рекомендовали при расчете параметров ожидаемых оседаний земной поверхности от влияния нескольких очистных выработанных пространств при мощности целика между участками меньше 0,1 глубины, выполнять как от одного выработанного пространства, принимая средние значения длины лавы и выемочного столба, глубину. Однако выработанные пространства могут иметь сложную форму, поэтому расчет по средним значениям вносит ошибки и неточности. Демонстрация этого показана на рисунке 2, где представлен фрагмент построенной мульды сдвижения в изолиниях, от влияния трех очистных выработок по средним значениям, при этом граница мульды сдвижения имеет меньший размер, нежели площадь, которая была отработана или больше.

Для преодоления этих неточностей необходимо для каждой отдельной очистной выработки сделать расчет и строить гриды. Кроме того, очистная выработка может иметь неправильную форму, поэтому ее делят на отдельные части и далее выполняют аналогично. Складывая созданные грид-темы получаем результирующий грид. Последний через обменный формат передается в MapInfo, где полученный результат накладывается на планы горных работ. Результат описанного выше представлен на рисунке 3.

Путем вычитания гридов поверхности и ожидаемых оседаний можно получить новую поверхность, которая отразит результат влияния отработки пласта на земную поверхность.

Таким образом, описанный выше метод с использованием информационных систем позволяет довольно быстро и наглядно оценить степень влияния подземных горных разработок на земную поверхность.

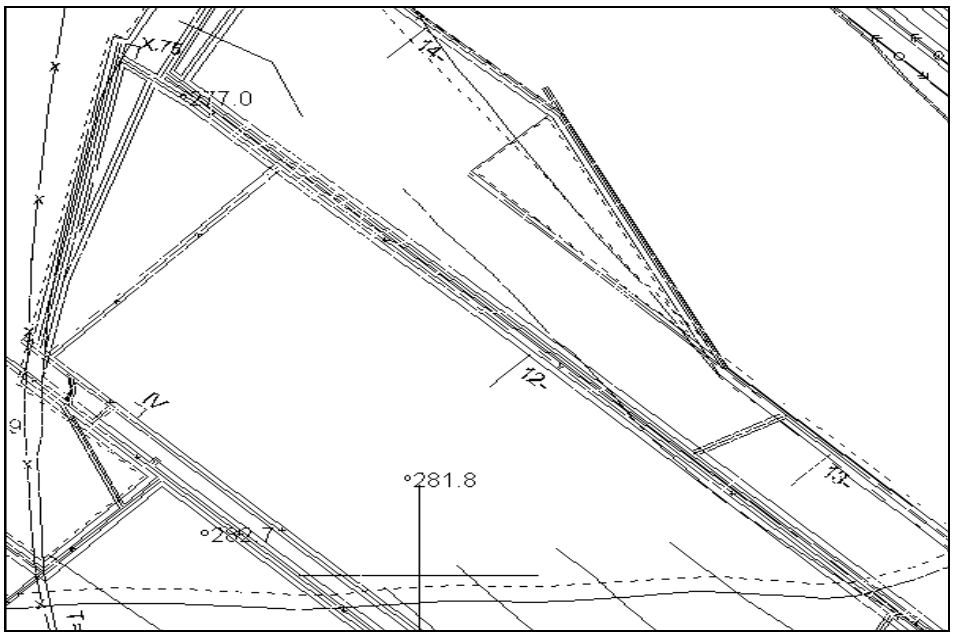


Рисунок 2 - Оседание поверхности от трех очистных выработок при средних геометрических размерах

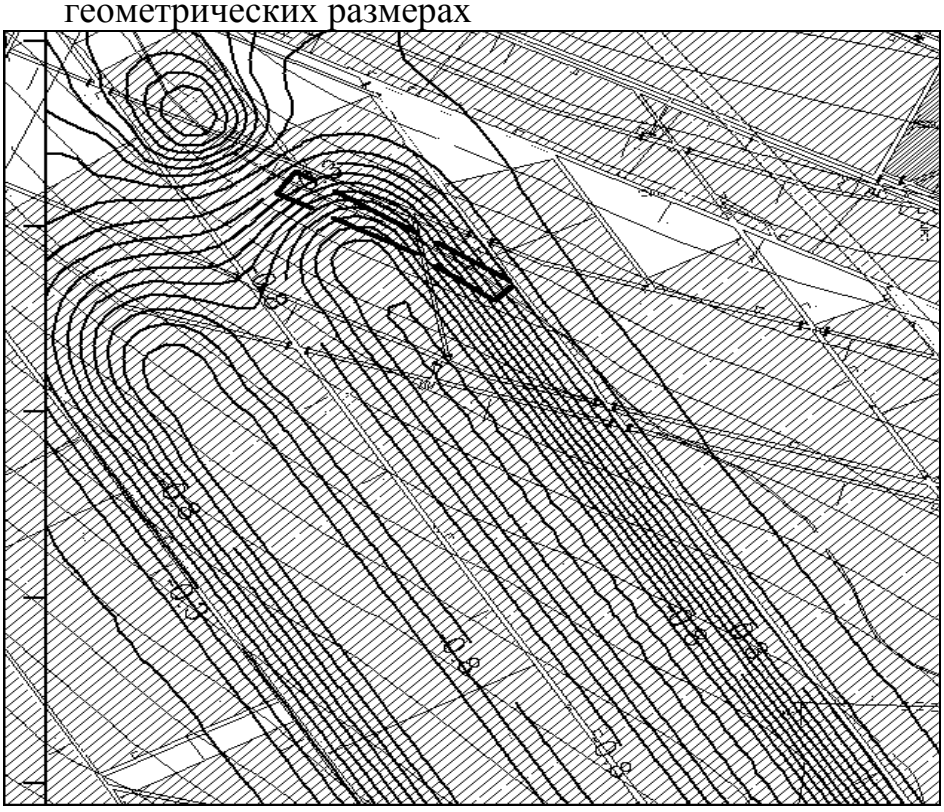


Рисунок 3 - Оседание поверхности представленные в изолиниях от влияния двух очистных выработок, одна из которых имеет переменную длину, представленная в MapInfo.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. – М.: Недра, 1996. - 288 с.

УДК: 622.272

ВОЗМОЖНОСТИ КУЗБАССА НА РОССИЙСКОМ И МИРОВОМ РЫНКАХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ

Кузьмин А.П., Писаренко М.В.
Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово

В настоящее время в мировом топливном балансе уголь занимает около 3,5 млрд. т у.т. или 26% относительно всей потребляемой энергии.

По прогнозу Международного энергетического агентства (МЭА) до 2020 года ожидается годовой прирост потребления по углю около 2%. Примерно такими же темпами будет наращиваться добыча нефти, чуть больше газа и возобновляемых источников энергии (ВИЭ), (таблица 1).

Если темпы прироста, прогнозируемые МЭА, сохранятся и в дальнейшем, то к 2050 году можно ожидать потребление ископаемых видов энергии до 34 млрд.т у.т, а возобновляемых около 1,2 млрд. т у.т., т.е всего около 3% от общей потребности в энергии. При этом удельное энергопотребление на душу населения в развивающихся и слаборазвитых странах мало изменится в сравнении со странами с развитой экономикой. Если в 2000 г. это соотношение составляло как 1,04:5,5, то к 2050 году составит 2,3:6,5. А по странам, где ожидается наибольший прирост населения, соотношение будет еще с большей разницей. Например, в Индии как 1,9:6,5, в Африке как 1,5:6,5, а во многих слаборазвитых странах и того меньше.

Таблица 1 - Возможная мировая потребность в энергоносителях в перспективе до 2050 года, млн. т у.т.

Наименование энергоносителя	Темп с 2005 до 2020, %	Рост потребности при сохранении темпов				
		2020	2030	2040	2050	Доля, %
Уголь	2,0	4786	5834,107	7111,744	8669,177	22%
Нефть	2,0	7849	9567,887	11663,2	14217,38	37%
Газ	2,6	5073	6557,503	8476,412	10956,85	28%
Ископаемое топливо	2,1	17708	21959,5	27251,36	33843,4	87%
Всего	2,3	19584	24584,29	30861,29	38740,96	100%
В т.ч. возобновляемая энергия без крупных ГЭС	2,8	516	680,1126	896,4209	1181,526	3%

Очевидно, что с таким низким уровнем душевого энергопотребления 80% людей планеты не согласятся. И для этого есть основания. Уже сего-

дня многие страны Южной Америки, Африки, Азии и Океании вышли на высокие темпы развития (5-10% ВВП в год и более), что в 2-3 раза выше, чем в развитых странах. Тогда можно ожидать, что к 2050 году удельное энергопотребление может составить в КНР около 5 т у.т./чел, по другим развивающимся странам около 3,5 т у.т./чел, а по слаборазвитым странам около 2,5 т у.т./чел. Тогда мировое энергопотребление может составить около 50 млрд. т у.т., в т.ч. по углю 16 млрд. т у.т. (25 млрд.т).

Топливный баланс России существенно отличается от мирового. Так доля угля в 2006 г. составила лишь 16%, а в мире этот показатель 28%. Согласно энергетической стратегии в России до 2020 года ожидается увеличить добычу угля до 430 млн.т в год, в т.ч. кузнецких до 175-180 млн.т, из которых треть коксующихся. Таким образом, прирост добычи угля также как и в мире составит 2 % в год. Если годовой темп сохранится и в дальнейшем, то в 2050 году в России будет вероятно добываться 780 млн.т, в т.ч. энергетических углей 700 млн.т (70%), из них в Кузбассе 560 млн. т, в т.ч. энергетических 450 млн.т.

В перспективе в топливном балансе России намечается тенденция вытеснения газового топлива углем, который может составить около 5-7%, а в малой энергетике напротив твердое топливо будет заменяться газом. Такова на сегодня политика Газпрома РФ на перспективу.

Таблица 2 - Возможная добыча углей в Росси в дальней перспективе, млн.т

Наименование	Годы			
	2020	2030	2040	2050
Всего углей	430	620	800	1000
- в т.ч. энергетические - в.т.ч. экспорт	340 170	460 190	580 210	700 240
- в.т.ч. коксующиеся - в т.ч. экспорт	90 30	190 80	290 130	300 180

Однако по многим оценкам ученых дальнейшее наращивание ископаемых видов топлива может привести к экологической катастрофе. Экологи утверждают, что в мировом ТЭКе невозобновляемая энергия не должна превышать 16 млрд. т у.т. и этот уровень может наступить где то к 2010 году.

Несмотря на некоторое усилие стран снизить вредные выбросы, мировое сообщество (саммит в Йоханнесбурге в 2002 году) пришло к выводу, что за предыдущие 15 лет принципиальных изменений по снижению нагрузки на природу не произошло, и, что, по-существу глобальное потепление уже началось под антропогенным воздействием.

Исторически так сложилось, что в мире господствует чисто потребительское отношение к природе, и что соответствующая ему стихийно-рыночная экономика имеет наименьшую перспективу в контексте устойчивого развития. Необходима стратегия выживания общества, основанная на

принципиально иной социально-экономической модели, т.е. к переходу, согласно учению В.М. Вернадского, к ноосферному мышлению по отношении к природе.

Многие мировые институты и ученые предполагают, что переход на новую стратегию возможен в следующих направлениях. Во-первых, с использованием новейших технологий сжигания топлива, позволяющих повысить КПД ориентировочно на 20-25%. Естественно только этот путь не обеспечивает необходимого снижения потребления невозобновляемой энергии до приемлемого уровня.

Во-вторых, привлечением в ТЭК большого количества возобновляемой энергии - ВИЭ (солнечной, ветровой, морской, гео и биоэнергии). Например, в странах ЕС прогнозируют, что к 2020 году на транспорте около 10% будет использоваться биоэтанол и биодизельное топливо, а в энергетике 20% энергии будет выработанного из возобновляемых видов.

В США этанол, производимый из растительного сырья (сахарный тростник, зерно, сахарная свекла и т.п.), будет использоваться как добавка к бензину - 15% к 2010 и 25 % к 2025 году. Во многих странах намечаются государственные программы перехода на возобновляемые виды энергии, а также переход к экономически чистому топливу – водороду.

Потенциал ВИЭ экономически и технически возможный для освоения огромен. Он составляет 48×10^{12} т у.т. в год. Использование только одного процента этой энергии составляет 480×10^{10} т у.т. в год, т.е с избытком покрывает все мыслимые в перспективе потребности в энергии.

Однако в настоящее время использование ВИЭ в мире составляет около 500 млн. т у.т. в год, т.е в мировом ТЭКе около 1,5%.

Россия по использованию ВИЭ в мире занимает последние позиции и, судя по государственным программам, не стремится в будущем существенно развивать эти виды энергии. Располагая огромными природными ресурсами ископаемых видов топлива, Россия может себе позволить не развивать в значимых объемах ВИЭ, кроме биоэнергии и геоэнергии в отдаленных регионах страны.

Таким образом, в мире с ростом потребности в энергии, переход к возобновляемым источникам необходим и неизбежен.

Некоторые аналитики полагают, что через 50 лет около 50% потребляемой энергии будет производиться из возобновляемых источников. В этом случае потребность в ископаемом топливе может снизиться до 14,5 млрд. т у.т., в том числе по энергетическим углям до 5,6 млрд.т у.т., т.е. не будет превышать современного уровня. Это именно тот уровень потребления невозобновляемой энергии, к которому стремятся экологи.

Однако приведенная гипотетическая оценка все же маловероятна. За 43 года стратегия перехода к ВИЭ не будет в полной мере осуществлена. Судя по современным темпам наращивания ВИЭ в мире, наиболее вероятно снизить потребление ископаемого топлива где-то на 20%. Тогда общая потребность в этих видах энергии может составить (с учетом повышения КПД

сжигания топлива) всего около 32 млрд. т у.т., в том числе по углю до 10 млрд. т у.т. (15 млрд.т) из них энергетических углей до 7,7 млрд. т у.т. (11 млрд.т).

Таблица 3 - Источники получения электроэнергии, млрд.т у.т.

	Традиционный путь	При снижении потребления ископаемых топлив	
		ВИЭ 50%	Повышение КПД на 20%
Вся энергия	Около 50	18*)	14,5
в т.ч. уголь	16	9,1	7,9
из них энергетический	13,7	7,7	5,6
*) Потребность в коксующемся угле в количестве 2,3 млрд. т у.т. не зависит от ВИЭ и остается постоянной			

И все же переход мира на новую природосберегающую стратегию развития уже начался и в дальнейшем будет все ускоряться. Многие страны мира развивают и будут развивать возобновляемую энергетику по двум причинам. Во-первых, чтобы уменьшить импорт топлива и на этой основе укреплять свою государственную независимость. Во-вторых, активно участвовать в мировом снижении антропогенного воздействия на природу.

Россия существенного отличается от многих стран мира по энергетическому потенциалу. Имея огромные запасы ископаемого топлива и ограниченные возможности по возобновляемым источникам энергии (кроме био и геоэнергии), еще долгие годы Россия будет ориентироваться на ископаемые виды топлива, гидро и атомную энергию.

Возникает вопрос способен ли Кузбасс обеспечить в дальнейшей перспективе требуемые объемы добычи?

Общие запасы и прогнозные ресурсы углей Кузбасса до глубины 600 м составляют 218,5 млрд.т, из них учтенные Госбалансом - 68,36 млрд. т, прогнозные ресурсы 118,5 млрд.т, из них более 50 % приходятся на энергетические угли.

Горно-геологические условия залегания угольных пластов в бассейне самые разнообразные, т.е. мощность пластов от 0,7 до 8 м и более, а по углам падения от 0 до 90°. При этом наиболее высокая производительность и, следовательно, наиболее высокие экономические показатели, при подземном способе добычи достигаются на пластах мощностью от 1,3 до 5 м, и с углами наклона до 20^0 (т.е. там, где эффективно работает комплексно-механизированная техника). Для открытых работ наиболее эффективная работа при отработке пластов более 2 м. Кроме того, эффективность добычи угля на шахтах снижается при отработке участков месторождений осложненных, дизъюнктивными нарушениями.

В настоящее время потери при добыче угля по Кузбассу составляют около 17%. Однако в последнее время все более проявляется тенденция вы-

борочной отработки наиболее продуктивных пластов. В этом случае коэффициент извлечения составляет менее 50%. С учетом отмеченного выше, приведена в таблице 4 оценка угольных энергетических ресурсов по Кузбассу для наиболее эффективной добычи угля.

Таблица 4 - Оценка ресурсов энергетических углей по Кузбассу

Наименование	Всего, до глубины 600 м, млрд.т	В т.ч. для наиболее эффективной добычи (по углу и мощности)
Балансовые запасы	34	19,4
Прогнозные запасы	47	23,5
Итого запасов	81	42,9
Обеспеченность балансовыми запасами в годах, при уровне добычи 280 млн.т (в среднем) и потеря при добыче 50%	61	35
Обеспеченность прогнозными запасами в год, при уровне добычи 280 млн.т. и потерях 50%	84	41
ИТОГО	145	76

В любых вариантах развития мирового и российского ТЭКа угольные ресурсы России, и в первую очередь Кузбасса, даже для отработки наиболее эффективных запасов угля, позволяют обеспечить возрастающие потребности в твердом топливе, как для внутреннего пользования, так и на экспорт.

Вместе с тем выборочная отработка наиболее продуктивных запасов, которая принимается в настоящее время на стадии проектирования и эксплуатации угледобывающих предприятий, приводит к потерям ресурсного потенциала России. Поэтому необходимо утвердить более жесткие требования в существующей нормативной и законодательной базе, направленные на рациональную отработку ресурсов.

УДК 622.272

ПЕРСПЕКТИВЫ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА

Писаренко М.В.
Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово

После периода стагнации угольной отрасли в последние годы (начиная с 1999 года) наметился новый период – период возрождения, выражающийся в устойчивом росте объемов добычи и прибыльности (рисунок 1). Добыча по

угледобывающим предприятиям Кузбасса выросла со 107,3 до 174,3 млн.т, превысив по горной массе уровень 1988г. (159,4 млн.т). Растет производительность труда рабочего, по сравнению с 1988 годом увеличилась 1,56, при этом производительность по шахтам выросла более чем 2,56, а по разрезам снизилась почти в 2 раза относительно 1988г.

Благоприятная конъюнктура мирового рынка угля сложившаяся в последние годы (цена угля выросла в 2 раза в 2004г.), отразилась и на внутреннем рынке, увеличила разницу между ценой и себестоимостью 1 т угля (рисунок 1), особенно существенна эта разница в 2004-2005 годы. Прибыль по официальным данным в 2005 годы составила 12 млрд. руб. (72 руб./т). Коэффициент эффективности производства (как отношение прибыли к затратам) вырос с 4 до 30% (при расчете использовались статистические данные без учета экспортной цены).

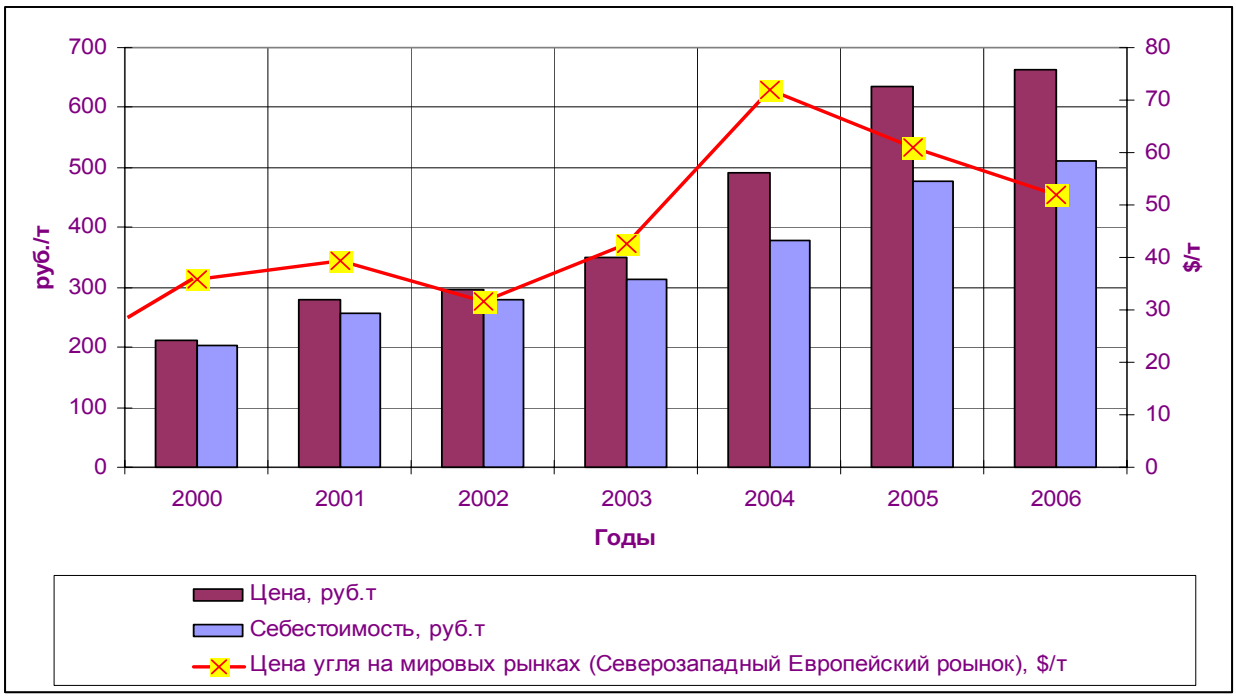


Рисунок 1 - Динамика отпускной цены и себестоимости 1 тонны угля по Кузбассу

Сложившиеся обстоятельства позволили получить ополнительные сверх прибыли владельцам угольных предприятий и сделали угольный бизнес в Кузбассе инвестиционно-привлекательным и доходным. Часть вырученных от продажи угля средств расходуется на развитие угольной отрасли и региона. Так инвестиции в угольную отрасль с 2000г. увеличились в 5 раз (с 6,4 до 34 млрд. руб.), выросла и доля привлеченного капитала. За это время введено около 32 новых угледобывающих предприятий (из них 15 крупных), 15 шахт и 17 угольных разрезов суммарной производственной мощностью около 20,9 млн.т в год (суммарная проектная 48 млн.т угля в год), 7 обогатительных фабрик – 25,4 млн.т в год. В 2007 году планируется ввести еще 2 шахты и 2 угольных разреза, суммарной проектной мощностью 6,4 млн.т в год, одну обогатительную фабрику мощностью – 4,5 млн.т в год.

За этот период выбыло около 14 угледобывающих предприятий суммарной производственной мощностью около 8 млн.т в год (за годы реструктуризации в результате закрытия шахт производственные мощности уменьшились на 24 млн.т в год).

Растут налоговые поступления в бюджет области, так в 2005 году составили 14,3 млрд. руб. (38% общего бюджета Кемеровской области). В 2005-2006 году на решение социальных проблем угольщиками было направлено свыше 7 млрд. рублей.

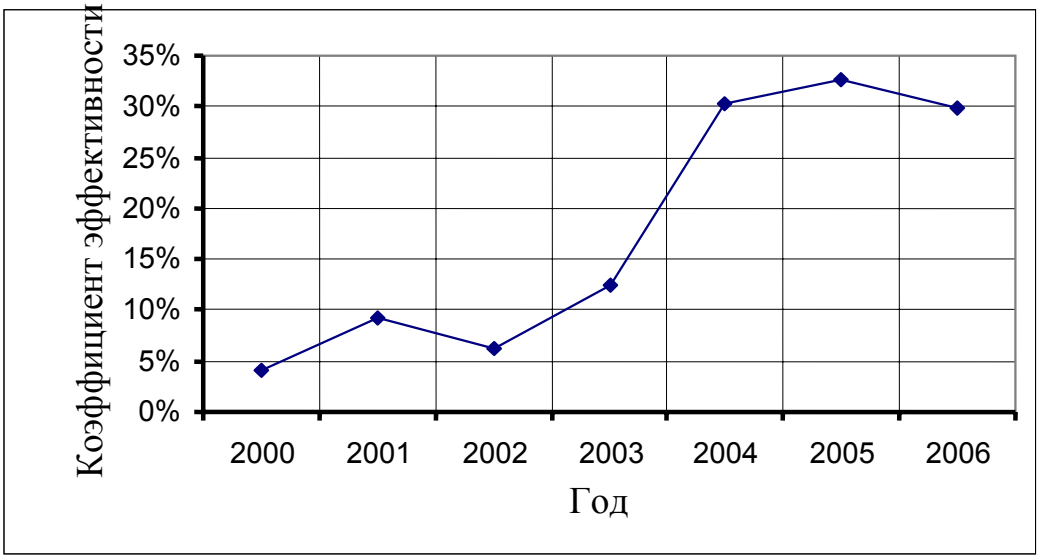


Рисунок 2 - Динамика коэффициента эффективности производства

За 2005-2006гг. проведено 46 аукционов на получение права пользования участками недр с целью добычи каменного угля в Кемеровской области (в 2005г. - 33), вырученные средства составили более 15 млрд. руб.

Интересным становиться проследить наметившуюся тенденцию динамики производственных мощностей по добыче угля до 2020 года с учетом условий выдачи лицензий на недропользование новым предприятиям. На сегодняшний день планируется ввести до 2015 года около 70 новых предприятий общей производственной мощностью около 95 млн.т. угля в год, из них около 50 млн.т угли коксующихся марок. Таким образом, к 2020 году производственные мощности по состоянию на 01.01.2007 г. составят около 240 млн.т, из них около 90 млн. т коксующиеся угли (таблица 1).

Как видно из представленных материалов, производственные мощности вырастут по всем маркам угля за исключением марки СС, особенно существенно по маркам ГЖО, ГЖ, Г и ДГ. В производственных мощностях коксующихся углей доля марок, относящихся к коксовой группе (марки К, КО, ОС) снизится с 23% до 18%, спекающая (марки Ж, ГЖ) почти не изменится, (однако внутри группы вырастет доля марки ГЖ), доля слабоспекающейся группы вырастет с 29% до 35%. Таким образом дефицит марок коксовой группы остается. Намеченные объемы наращивания добычи энергетических углей ориентированы преимущественно на марки Г, Д.

Возникает резонный вопрос, а будет ли востребован кузбасский уголь в таких объемах и будет ли угольный бизнес прибыльным?

На сегодняшний день весь отмеченный рост объемов добычи угля связан с экспортными поставками. Так с 1999 года до 2006 года объем добычи кузнецкого угля увеличился на 67 млн.т., экспорт – на 50 млн.т (3 раза). Такая ориентация развития угольной промышленности на внешний рынок, делает ее зависимой от конъюнктуры мирового рынка угля, а огромные расстояние до поставщиков, высокие транспортные тарифы и растущие затрат на добычу, снижают доходность угольного товара, делая угольный бизнес рискованным.

Таблица 1 – Динамика прогноза производственных мощностей по добычи кузнецких углей

МАРКА	Добыча (факт)		Прогнозные производственные мощности			
	2005г.	% в общей добычи	2010г.	2015г.	2020г.	% в общей добыче 2020г.
К	1197,6	0,72	2755	4600	4600	1,9
КО	3716,3	2,22	5060	6640	6640	2,7
ОС	7624,6	4,56	7730	7170	6530	2,6
Ж	10498,8	6,28	9440	12490	13670	5,5
ГЖ	14847,9	8,88	18305	28225	32035	13,0
КС	13141,2	7,86	12850	14080	14400	5,8
КСН	1026,8	0,61	2800	2800	2800	1,1
ГЖО	1452,1	0,87	3400	13995	17835	7,2
Г	24746	14,8	24841	25841	40603	16,5
Д	24586	14,71	24132	43511	38743	15,7
ДГ	20563	12,3	19258	22258	21883	8,9
СС	25847	15,46	25127	24827	20152	8,2
Т	16055	9,6	20839	23539	23539	9,5
Б	318	0,19	350	350	350	0,1
А	434	0,26	400	1750	1750	0,7
ТС	1133	0,68	1200	1200	1000	0,4
ИТОГО	167187	100	178487	233276	246530	100

Подтверждением этому является 2006г., когда цена угля на мировых рынках снизилась в среднем на 10 %, и это снижение, как предполагают аналитики, продолжится дальше. Эта отразилось и на внутреннем рынке, прибыль (разница между ценой и себестоимостью) по сравнению с 2005г. не-

сколько снизилась (рисунок 1), хотя конечно ненамного, но дальнейшее снижение мировой цены угля может вытеснить многих кузбасских поставщиков угля. Поэтому становится необходимо, расширять внутренний рынок, благо здесь есть перспективы. Россия занимает седьмое место по производству электроэнергии на человека (5690 кВт в ч./чел.), что 2,23 раза ниже, чем в США и 1,5 раза ниже, чем во Франции, хотя является «северной» страной, потребность которой в энергетике значительно выше. Потребление стали на душу население в 2004 г. составило -198 кГ (в 1990г. - 440 кГ), что в 2 раза меньше чем в странах ЕС. Кроме того, либерализация цены на газ на внутреннем рынке расширит ареал экономически выгодного использования угля для выработки тепло и электроэнергии.

Таким образом, перспектива угля на внутреннем рынке есть, однако этому должна способствовать продуманная политика государства, которая при разработке программ направленных на обеспечение энергетической безопасности России, должна уделить внимание углю как надежному и стабильному источнику получения электро- и теплоэнергии. Собственникам угледобывающих предприятий, для того чтобы выдержать конкуренцию с другими источниками энергии и ведущими странами производителями угля, необходимо снижать затраты на добычу и повышать ценность конечного продукта за счет внедрения новых высокоэффективных технологий добычи и переработки. Будущее угольной промышленности, в том числе и Кузбасса, напрямую, зависит от того, насколько эффективно будут решены обозначенные выше проблемы.

УДК 622.831.322

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ТРЕЩИНОВАТОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА НА ЕГО ВЫБРОСООПАСНОСТЬ

Шадрин А.В. Смирнов К.Г.
ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»
г. Кемерово

Внезапный выброс угля и газа – быстропротекающий лавинообразный процесс разрушения угольного пласта и выноса тонкоизмельченного угля газом из забоя выработки – по своей природе, неожиданности и последствиям для шахты и работающих в ней людей значительно сложнее и опаснее, чем какое-либо другое из газодинамических явлений (ГДЯ), происходящих при подземной разработке угольных пластов.

Трещины тектонического и техногенного происхождения являются объектами ослабления угля, по которым происходит его разрушение при приложении внешних механических нагрузок и внутреннего давления свободного газа. Трещины в большей мере определяют интегральные прочностные свойства угольного массива и, следовательно, напряженное состояние угольного

пласта вблизи горной выработки, степень его устойчивости силам горного и газового давления и сопротивление разрушению при ГДЯ. Поэтому развитие трещин играет большую роль в подготовке и развитии внезапного выброса угля и газа и других газодинамических явлений. Изучение условий их роста имеет большое значение для прогноза внезапных выбросов и для разработки мер борьбы с ними и другими типами ГДЯ.

Рассмотрим рост трещины, находящейся от свободной поверхности выработки на расстоянии, значительно превышающем её размер. Внутри трещины находится свободный газ. Поскольку трещина весьма мала и её рост происходит благодаря притоку энергии упругих деформаций, можно рассматривать неограниченное упругое тело с приложенным на бесконечности наибольшим сжимающим напряжением σ_1 и наименьшим σ_3, перпендикулярным ему (для простоты задачи действием третьей составляющей напряжения σ_2 будем пренебрегать, т.е. рассматривается случай плоского нагружения).

В работе [1] рассмотрен процесс распространения трещины в угольном пласте, находящейся в поле двуосного сжатия, при нагнетании в него жидкости и получены результаты для критического давления воды $N_{кр}$, действующего на поверхности произвольно ориентированной в пространстве трещины, при котором трещина начинает расти или выходит из устойчивого состояния:

$$N_{kp} = \sigma_3(\sin^2\theta + \frac{\sigma_3}{\sigma_1}\cos^2\theta) + \sqrt{\frac{E\gamma}{\pi l(1-\mu^2)} - \sigma_3^2(1-\frac{\sigma_3}{\sigma_1})^2\sin^2\theta\cos^2\theta}, \qquad (1)$$

где σ_3 – горизонтальное напряжение, действующее на трещину, МПа; θ – угол между осью трещины и горизонтальным напряжением σ_3, град; γ – плотность энергии на разрыв, МПа·м; E – модуль Юнга, МПа; l – полудлина трещины, м; μ – коэффициент Пуассона.

Как видно из постановки двух задач (развитие трещины под действием сил горного давления и газа, в одном случае, и горного давления и воды - в другом), разница лишь в содержимом трещины (газ и вода). Поскольку давление воды и газа действует одинаково на поверхность трещины, за исключением ее вершины, где в случае жидкости сказывается эффект смачивания, которым для упрощения задачи пренебрегается, можно считать эти задачи эквивалентными. Таким образом, в формуле (1) вместо критического давления воды, действующего на поверхность трещины, можно рассматривать критическое давление газа внутри трещины $p_{кр}$, действующее также на её поверхность:

$$p_{kp} = \sigma_3(\sin^2\theta + \frac{\sigma_3}{\sigma_1}\cos^2\theta) + \sqrt{\frac{E\gamma}{\pi l(1-\mu^2)} - \sigma_3^2(1-\frac{\sigma_3}{\sigma_1})^2\sin^2\theta\cos^2\theta}. \qquad (2)$$

Данное выражение позволяет определить критическое давление газа внутри произвольно ориентированной в пространстве трещины.

Общепринято, что вблизи забоя выработки развиваются несколько систем трещин разной ориентации, в результате чего создается, так называемая, блочная структура угольного массива (чем ближе к забою, тем меньше раз-

меры блоков) [2, 3]. Поэтому рассмотрим условия развития трещин наиболее характерных ориентаций для создания блочной структуры: горизонтальной и вертикальной.

Вначале рассмотрим частный случай горизонтально ориентированной трещины ($\theta=0^o$). Известно, что $\sigma_3=\lambda\sigma_1$, где λ – коэффициент бокового давления. Тогда, преобразовав выражение (2) и выразив предельные вертикальные напряжения, действующие на трещину, получим:

$$\sigma_1 = \frac{p}{\lambda^2} - \frac{Z}{\lambda^2\sqrt{l}}, \quad \text{где} \quad Z = \sqrt{\frac{E\gamma}{\pi(1-\mu^2)}}\ . \tag{3}$$

Рассмотрим зависимость предельного вертикального напряжения от полудлины трещины. Расчет произведем при следующих реальных значениях величин, входящих в формулу (3): $\gamma_1=0{,}9\cdot10^{-5}$ *МПа·м; E=5000 МПа;* $\mu=0{,}3$; $\pi=3{,}14$; $\lambda=0{,}6$; *p=0;1;2 МПа* [2,3]. Полученная зависимость представлена на рисунке 1. Как видно из рисунка, с ростом начальной длины горизонтальной трещины и давления газа в ней растет и предельное вертикальное напряжение, при котором трещина выходит из устойчивого состояния.

Из этого рисунка видно также, что совокупность трещин в угольном пласте условно можно разделить на две группы в зависимости от длины: первая – трещины, для которых вертикальное предельное напряжение отрицательное; вторая группа – трещины с положительным предельным вертикальным напряжением. Можно отметить, что первая группа трещин не представляет угрозы для потери устойчивого состояния массива, потому что для выхода из состояния равновесия таких трещин к ним необходимо приложить растягивающие усилия, действующие противоположно весу вышележащих пород, что нереально.

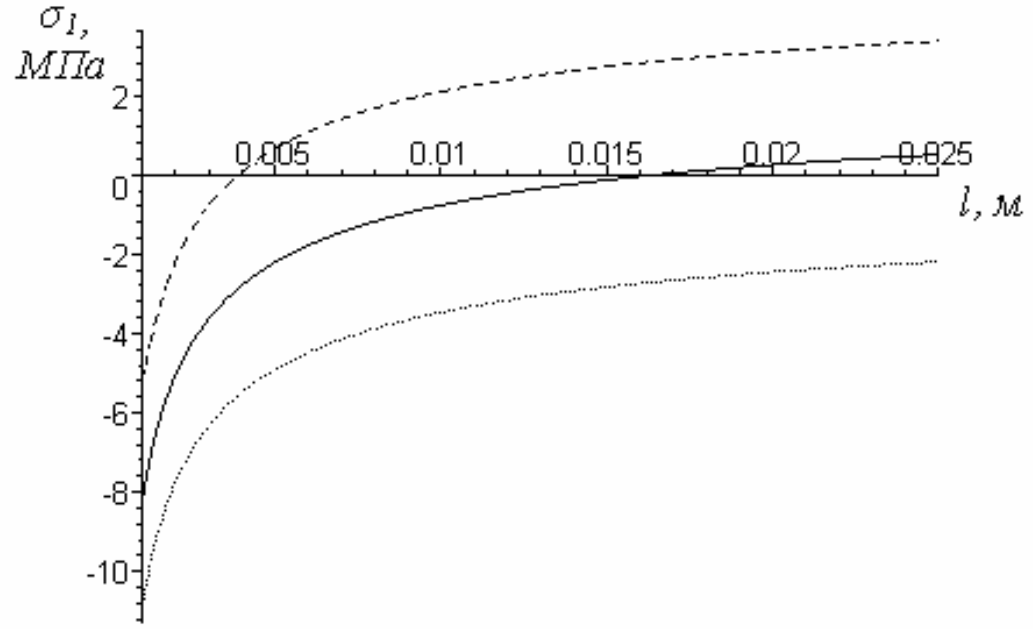


Рисунок 1 - Зависимость предельного вертикального напряжения от полудлины горизонтальной трещины при различном давлении газа внутри трещины (*p=0 МПа* - тонкий пунктир; *p=1 МПа* - сплошная линия; *p=2 МПа* - жирный пунктир)

Вторая группа трещин с положительным предельным напряжением (при давлении в *1 МПа* это трещины, полудлина которых при указанных выше параметрах угля больше *0,015м*) является потенциально опасной. Выход из состояния равновесия и дальнейшее развитие таких трещин может произойти при изменении внутреннего давления газа, при резком увеличении или уменьшении напряженного состояния угольного пласта, и при других изменениях основных факторов, влияющих на развитие трещины.

Для оценки влияния ориентации трещины в пространстве на потерю устойчивости необходимо выявить зависимость предельного вертикального напряжения от угла ориентации трещины.

На рисунке 2 представлены графики зависимости предельного вертикального напряжения от угла расположения трещины относительно горизонтали при следующих параметрах угольного пласта: $\gamma_1=0{,}9\cdot10^{-5}$ *МПа·м;* $E=5000$ *МПа;* $\mu=0{,}3$. Давление газа внутри трещины $p=1$ *МПа*, коэффициент бокового давления $\lambda=0{,}6$. Левый график построен для трещин полудлиной $l=0{,}016$*м*, правый – для трещин полудлиной $l=0{,}014$*м,* т.е. в диапазоне длин трещин, при котором в предыдущем примере (рисунок 1), горизонтальные трещины могли развиваться практически за счет лишь сил давления газа.

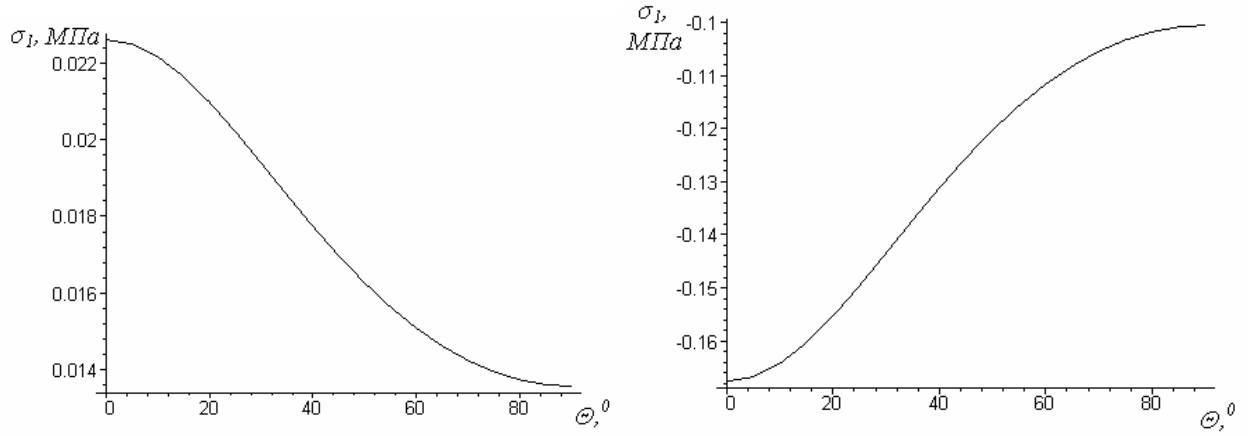


Рисунок 2 - Зависимость предельного вертикального напряжения от угла ориентации трещины

Заметим, что для рассматриваемого угольного пласта при давлении газа внутри трещины в *1 МПа*, зависимость предельного напряжения от угла ориентации для «опасных» трещин (полудлиной более *0,015м)* и для «неопасных» трещин (полудлиной менее *0,015м)* противоположная. При столь большой начальной полудлине трещин для их развития (роста) достаточны незначительные внешние нагрузки.

Дальнейшему исследованию подлежат трещины, входящие по параметру полудлины в группу «опасных». С помощью рисунка 1 можно определить, что для данного угольного пласта при давлении газа внутри трещины *2 МПа* «опасными» будут считаться трещины полудлиной большей примерно *0,004м*, а при давлении газа в трещине *1 МПа* «опасные» трещины длиной большей примерно *0,015м*. Большую угрозу для развития выброса среди прочих трещин представляют те, для которых предельное вертикальное напря-

жение минимально. Из рисунка 2, левый график, видно, что трещины, расположенные под углом 90^0 к горизонтали, представляют наибольшую угрозу для потери устойчивости горного массива и развития ГДЯ.

Преобразовав формулу (2) для угла $\theta=90^0$ и учитывая, что $\sigma_3=\lambda\sigma_1$, получаем формулу для определения предельного вертикального напряжения угольного пласта для вертикальных трещин:

$$\sigma_1 = \frac{p}{\lambda} - \frac{Z}{\lambda\sqrt{l}}, \quad \text{где} \quad Z = \sqrt{\frac{E\gamma}{\pi(1-\mu^2)}} \ . \qquad (4)$$

Построим зависимость предельного напряжения σ_1 от полудлины трещины для вертикальных трещин (рисунок 3). Из рисунка видно, что при прочих равных условиях для трещин малой длины нарушение устойчивости возможно лишь при приложении растягивающих усилий. Для трещин больших длин выход из состояния равновесия происходит при сжимающих усилиях, причем с увеличением давления свободного газа в трещине и при приближении к забою выработки ($\lambda=0,6$) предельные напряжения возрастают.

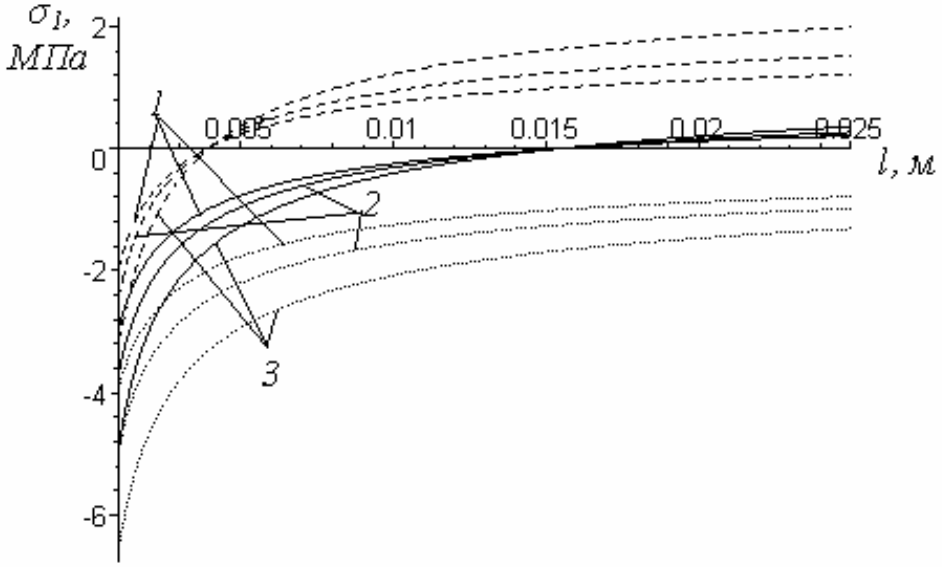


Рисунок 3 - Зависимость предельного вертикального напряжения от полудлины вертикальной трещины при различном давлении газа внутри трещины (*p=0 МПа* - тонкий пунктир; *p=1 МПа* - сплошная линия; *p=2 МПа* - жирный пунктир) и при различном коэффициенте бокового давления 1,2,3 – λ=1; 0,8; 0,6 соответственно

Список литературы

1. Москалев А.Н., Васильев Л.М., Млодецкий В.Р. Предельное равновесие трещин в угольном пласте при нагнетании в него жидкости. ФТПРПИ, 1979, №5, С. 91-96.

2. Петухов И.М., Линьков А.М., Механика горных ударов и выбросов. М., Недра, 1983, 280 с.

3. Чернов О.И., Пузырев В.Н. прогноз внезапных выбросов угля и газа. М., Недра, 1979. 296 с.

Работа поддержана РФФИ, № гранта 07-05-96015-Р_урал_а.

УДК 531.66

БУРОВЫЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПУТЕМ ОБРАЗОВАНИЯ В ХРУПКИХ СРЕДАХ ОТВЕРСТИЙ НЕКРУГЛОГО СЕЧЕНИЯ

Дворников Л.Т., Жуков И.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Разработка месторождений твердых полезных ископаемых сопряжена с необходимостью разрушения и транспортировки больших объемов горных пород. Для реализации этих целей создаются разнообразные машины и механизмы. К настоящему времени одним из известных, апробированных, получивших широкое применение способов отделения массивов горных пород, является механический, основанный на непосредственном воздействии буровым инструментом, выполненным из прочных и износостойких материалов, на разрушаемую породу. Современные бурильные машины создаются по одной из трех схем, обеспечивающих вращательно-поступательное движение инструмента (вращательное бурение), вращательно-поступательное движение инструмента с одновременным нанесением по нему ударов (вращательно-ударное бурение), дискретные повороты инструмента вокруг его геометрической оси с нанесением по нему ударов (ударное или ударно-поворотное бурение).

Согласно описанным схемам разрушение хрупких сред ведется посредством образования в них отверстий в результате вращательного движения режущих лезвий инструмента, неизбежно приводящего к их абразивному износу. В практике горного дела находят также широкое применение безлезвийные инструменты, не имеющие острых краев. Любой острый край, являясь концентратором напряжений, позволяет передавать через себя ограниченную его физико-механическими свойствами энергию, что препятствует решению проблемы повышения производительности буровых работ. Опытным путем установлено, что безлезвийный инструмент может применяться как при ударно-поворотном бурении, так и при ударном.

При разрушении хрупких сред преимущественное применение получил ударный способ. Это обусловлено тем, что при нанесении удара по инструменту можно передать в разрушаемый объект наибольшую энергию в единицу времени. Бурение без вращения инструмента позволяет существенно упростить конструкцию бурильной машины исключением механизма вращения, бурить шпуры любой геометрической формы, исключить составляющую абразивного износа инструмента от вращения инструмента. К тому же, вращая инструмент, нельзя получить иной вид отверстия, кроме круглого. Однако, например, при бурении отверстий в бетонных створах плотин и при сооружении с помощью бурения шахтных стволов и подземных выработок требуются скважины строго прямоугольного и квадратного сечения.

Трудно представить себе, что с помощью вращательного или поворотного движения бывает достижимо прямоугольное сечение. Изобретателями создано много специальных инструментов [1]. В 80-х годах прошлого века США запатентовано буровое устройство (рисунок 1, а) для получения скважин прямоугольного сечения. Основные элементы устройства включают буровую головку, планетарный редуктор, коленчатую бурильную трубу и радиальные упоры. Буровая головка имеет форму выпуклого равнобедренного треугольника и оснащена твердосплавными резцами. Интересная конструкция бурильного инструмента с криволинейной рабочей поверхностью (рисунок 1, б) предложена в Казахском политехническом институте. Долото выполнено в виде усеченного сектора плоского диска. Рабочая поверхность сектора оснащена твердосплавными зубьями. На усеченной части сектора размещены шарниры, связывающие долото с механизмом циклического действия, например эксцентрикового типа, вращаемого бурильными трубами. Разрушение горной породы на забое прямоугольной скважины происходит при периодическом перекатывании долота по забою. Однако обе эти конструкции не только не эффективны, но и достаточно сложны для изготовления.

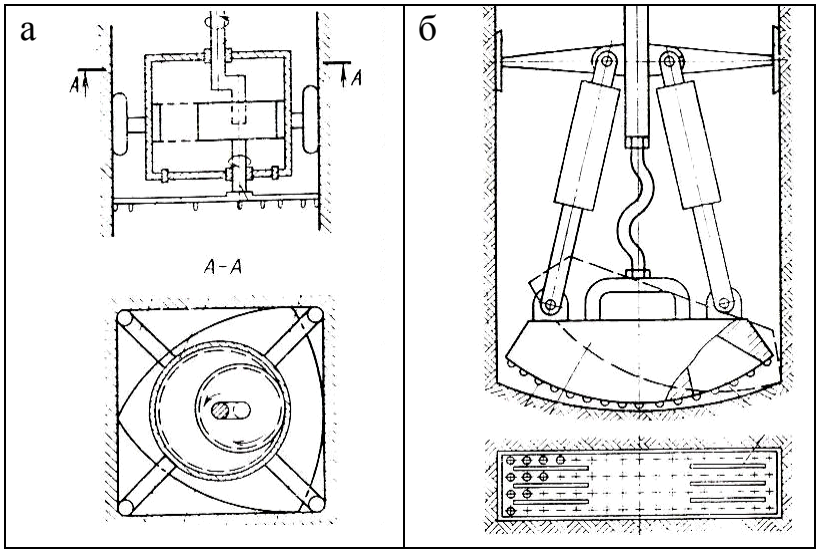
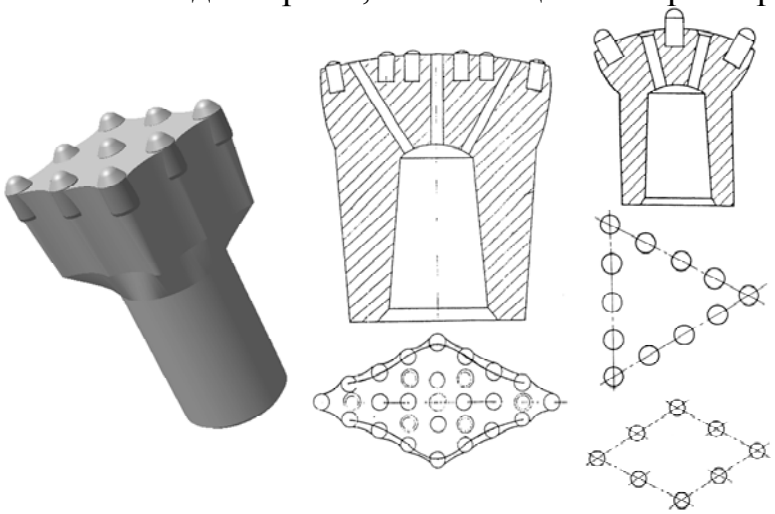


Рисунок 1 – Конструкции долот для бурения скважин прямоугольного сечения

С точки зрения разрушения горных пород круглый шпур наименее эффективен, т.к. он не позволяет концентрировать напряжения ни в одном из направлений. Любая иная форма шпура – ромбическая, треугольная, квадратная – более предпочтительная. Именно ударный способ бурения хрупких сред без поворота инструмента вокруг его оси позволяет получать любую форму сечения шпура – круглую, овальную, треугольную, прямоугольную, ромбическую и др. В связи с этим, бурение без поворота инструмента открывает новые перспективы в механическом способе разрушения горных пород. Для реализации теоретических основ разработки месторождений путем образования в хрупких средах отверстий некруглого сечения в практике горного дела, необходимы принципиально новые технологии, бурильные машины, инструменты.

Новые виды породоразрушающего инструмента – буровых коронок должны обеспечивать возможность бурения шпуров некруглого поперечного сечения, когда в острых углах пробуренного шпура создаются концентраторы напряжений и появляются возможности целенаправленного воздействия на массив и существенного снижения объемов бурения. С этой целью был разработан ряд форм буровых коронок (рисунок 2), оснащенных твердосплавными вставками – инденторами, не имеющими острых краев.

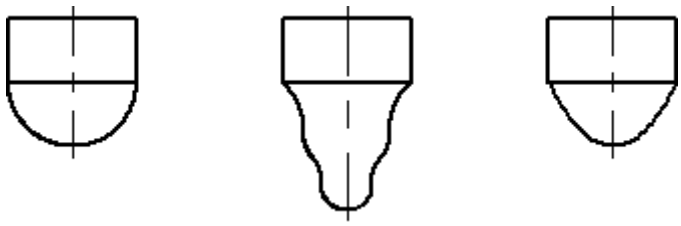


а б в

Рисунок 2 – Буровые коронки с твердосплавными вставками

Причем вершины периферийных вставок расположены с образованием геометрических фигур с прямолинейными сторонами (типа треугольник, ромб, квадрат и т.п.), а на каждой стороне геометрической фигуры расположены не менее трех подряд вставок. За один удар по забою коронкой таких типов разрушается вся площадь забоя, и поперечное сечение шпура будет иметь такую же форму, какую имеет поперечное сечение коронки. Возможно, также выполнение контура коронки в плане в виде выпукло-вогнутой кривой (рисунок 2, б). При этом можно не только получить шпур некруглого сечения, но и заметно уменьшить объемы бурения, за счет отказа от необходимости выбуривать породу на участках вогнутой части кривой контура.

Результативность воздействия на горную породу безлезвийных вставок может быть повышена за счет изменения традиционной сферической воздействующей поверхности (рисунок 3, а). Образующая поверхность рабочего участка вставки может быть выполнена по дугам окружности с переменным радиусом, увеличивающимся к цилиндрическому участку, и переменной по знаку кривизной (рисунок 3, б). Поверхность может быть выполнена также в виде тела вращения участка плоской кривой, называемой верзьерой Аньези, вокруг ее оси симметрии (рисунок 3, в). При внедрении в горную породу таких вставок площадь сечения их при одной и той же глубине внедрения в породу будет меньше, чем у цилиндросферических, и это облегчает проникание вставки в породу, что способствует повышению производительности бурового инструмента.



а *б* *в*

Рисунок 3 – Безлезвийные вставки

Ударно-поворотные бурильные машины бывают двух типов, первый с зависимым (с помощью геликоидального механизма) и второй тип с независимым (с помощью отдельного двигателя с редуктором) вращением. Но даже отключение вращателя у машин второго типа не приведет к желаемому эффекту (точному формированию некруглого профиля шпура, повторяющего контур буровой коронки), т.к. в процессе работы нельзя исключить самопроизвольного поворота буровой штанги, что приводит к разбиению стенок шпура, вследствие чего он примет либо круглое сечение, либо сечение без выраженных участков концентрации напряжений.

Исследования в этом направлении позволили разработать конструкцию бурильной машины (рисунок 4, а), которая содержит заключенный в корпус ударник, механизм подачи с подвижным элементом, направляющую балку и буровую штангу с коронкой. Штанга жестко связана с подвижным элементом механизма подачи, а хвостовик буровой штанги установлен в корпусе ударника с возможностью ограниченного осевого смещения. Машина способна обеспечить бурение шпуров любого поперечного сечения. Это достигается тем, что буровая штанга выполнена за одно целое с подвижным элементом - гайкой подачи механизма. Однако такое соединение может привести к усложнению замены износившихся штанг и уменьшению производительности бурения при их наращивании.

Позднее конструкция машины была усовершенствована. Сущность ее заключается в том, что применяется разъемный неподвижный люнет, а буровые штанги выполнены некруглыми (рисунок 4, б). Внутреннее отверстие люнета выполнено подобным профилю штанги, а подвижный элемент жестко связан с корпусом ударника. Такое выполнение люнета позволяет штанге перемещаться относительно люнета в осевом направлении без возможности ее поворота вокруг собственной оси.

Таким образом, найдено техническое решение, позволяющее, во-первых, существенно упростить буровую машину исключением из ее состава двигателя и редуктора вращателя, а, во-вторых, гарантированно исключить возможность самопроизвольного вращения буровой штанги в процессе бурения.

К настоящему времени известны различные способы и технические средства для отделения горных пород от массивов. В зависимости от прочности и абразивности блоки камня отделяются от массива лишь буровыми машинами и последующим использованием различных клиньев или взрывчатых веществ; при помощи машин с разнообразными режущими органами,

оснащенными твердосплавными и алмазными резцами; канатными пилами с абразивной смесью или алмазными режущими элементами. Чаще всего используются буровзрывные работы. Однако большие затраты времени, взрывчатых веществ, бурового инструмента являются непременными составляющими такого процесса. В связи с этим отыскание наиболее экономичного и производительного способа, а так же разработка новых схем буровых устройств является первоочередной задачей в камнедобывающей промышленности.

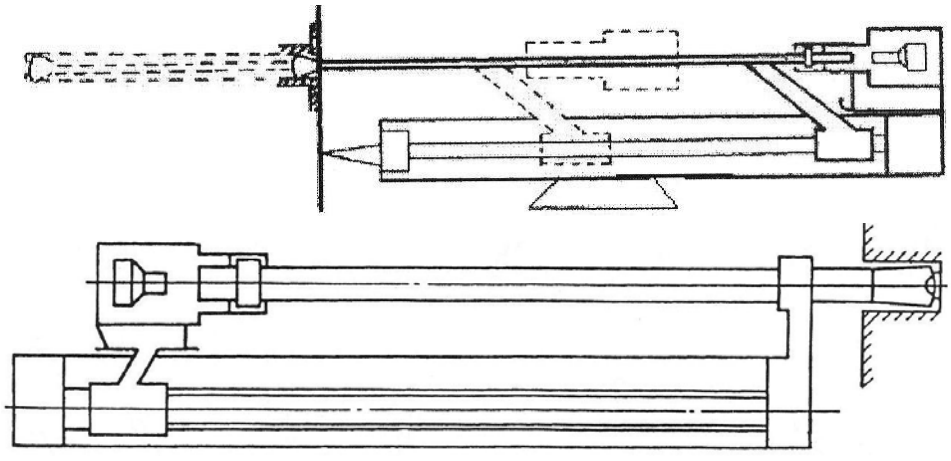


Рисунок 4 – Буровые машины для ударного разрушения хрупких сред

С целью повышения производительности, снижения себестоимости и достижения возможности получения продукции высокого качества – каменных блоков нужных форм, был разработан новый способ обуривания массивов горных пород (рисунок 5), сущность которого заключается в ориентации невращающейся буровой коронки, имеющей ромбическую форму (рисунок 2, а), большей диагональю вдоль контурной линии откола природного камня и получения нужного поперечного сечения шпура за один проход при использовании бурильной машины с невращающейся штангой (рисунок 4, б). В описываемом способе присутствует целый ряд новых технических решений [2], защищенных патентами РФ.

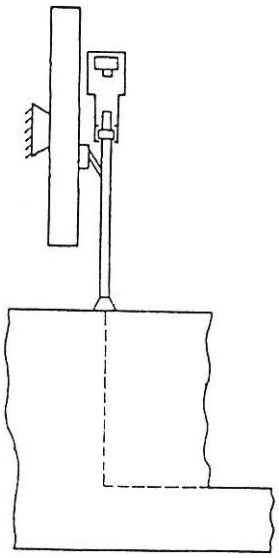


Рисунок 5 – Способ отделения строительного камня от массива

Разработанная экологически безопасная технология разработки месторождений на основе бурения шпуров без вращения инструмента позволит:

– значительно уменьшить выбросы в атмосферу продуктов взрыва;

– существенно упростить конструкцию бурильной машины путем исключения механизма вращения;

– бурить шпуры в крепких горных породах практически любого сечения (треугольные, прямоугольные и т.п.);

– исключить составляющую абразивного износа твердого сплава, обусловленную вращением инструмента.

Список литературы

1. Копылов В.Е. Бурение?.. Интересно! – М.: Недра, 1981. – 160 с.
2. Губанов Е.Ф. Ударное разрушение хрупких сред при образовании в них отверстий без поворота инструмента: дис. кан. тех. наук / Губанов Евгений Федорович. – Новокузнецк, 2003. – 147 с.

УДК 531.66

К ПОИСКУ НАПРАВЛЕНИЙ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СЕКЦИЙ ГОРНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Дворников Л.Т., Князев А.С.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В настоящее время механизированная крепь представляет собой горную машину, предназначенную для поддержания пород кровли с целью сохранения призабойного пространства по длине очистного забоя в рабочем и безопасном состоянии, обеспечивающая механизацию процессов крепления и управления кровлей, передвижки и удержания забойного скребкового конвейера или базовой балки вместе с выемочной машиной.

Создание механизированных крепей послужило основой для создания современных систем забойного оборудования – комбайновых и струговых очистных узкозахватных комплексов, а в последующем и очистных агрегатов. Техническое развитие средств крепления очистных забоев оказало революционное влияние на технологию и рост технико-экономических показателей добычи угля. Благодаря многочисленным исследованиям и опыту, полученному на практике, можно прийти к выводу, что представляется важным создавать секции механизированных крепей в виде одностепенных, т.е. обладающих одной степенью подвижности кинематических цепей с использованием рычажных дополнений, обеспечивающих высокую жесткость конструкции и заданную определенность движения. Такие секции механизированных крепей, должны приводиться в движение одним гидродомкратом.

Пример, удовлетворяющий названным требованиям цепей, приведен на рисунке 1. Секция состоит из распорного гидродомкрата 1, поршня со штоком 2, звена 3 поддержки, шатуна 4, звена 5 ограждения, первого коромысла 6 звена 5 ограждения и второго коромысла 7 звена 5 ограждения, т.е. из 7 подвижных звеньев.

Эта схема может явиться прототипом создания нового поколения секций механизированных крепей для горного производства.

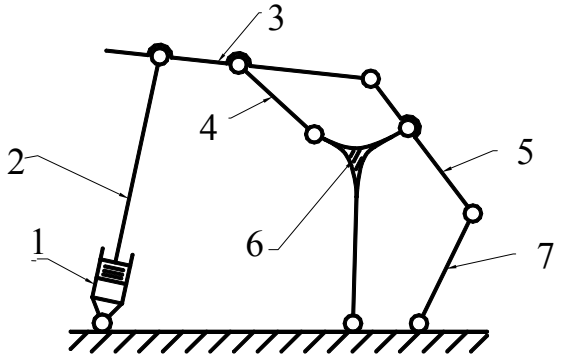


Рисунок 1 – Пример секции механизированных крепей

Список литературы

1. Александров Б.А. Расширение технологических возможностей механизированных крепей. / Б.А. Александров, А.Н. Коршунов, А.И. Шундулиди и др. – Кемерово: Кузбассвузиздат., 1991. – 372 с.

УДК 622.333

РАЗРАБОТКА МОЩНОГО ПОЛОГОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА СТОЛБАМИ-КАМЕРАМИ

Варфоломеев Е.Л.
Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово

Значительное количество запасов угля сосредоточено в пологих мощных угольных пластах имеющих геологические нарушения, так же на участках неправильной формы, остающихся при раскройке шахтных полей для отработки длинными столбами.

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

Имеющийся мировой опыт отработки мощных нарушенных пластов в ведущих угледобывающих странах мира – США, Австралия, ЮАР, и др. недостаточен и не позволяет эффективно решить предстоящие проблемы на шахтах юга Кузбасса. Опыт отработки мощных пластов в КНР, Индии и других странах, указывает на весьма низкий коэффициент извлечения, снижающийся до 20% [1].

Исходя из вышеизложенного, необходим поиск нетрадиционных технологических решений, обеспечивающих в большей мере безопасность труда, значительный рост экономических показателей.

Идея технологии заключается в одновременной отработке двух слоев мощного пласта (более 6 метров) [2].

Выемочный столб длиной 1000 м и более подготавливается двумя спаренными штреками, проводимыми проходческими комбайнами JOY на верхнем слое, а выемку ведут в два слоя, причем мощность нижнего слоя может быть больше верхнего. Это снижает объем работ и время на подготовку очистного фронта.

По верхнему слою проводится монтажная камера, закреплённая двухуровневой системой анкерования (сочетание анкеров стандартной длины с анкерами глубокого заложения), обеспечивая безопасность ведения выемки нижнего слоя, которая ведется с почвы верхнего слоя. Анкерование кровли ведется с использованием двух специальных самоходных анкероустановочных машин.

Отработка верхнего слоя осуществляется нишенарезной машиной (ННМ) в коротком забое, размещенном в длинном столбе.

Прототипом ННМ может служить быстроходная выемочная машина БВМ производства ОАО «ПНИУИ» (рисунок 1).

БВМ обладает малой шириной захвата исполнительного органа (0,24-0,33 м) и повышенной скоростью подачи – до 45 м/мин. Необходимо при габаритах данной модели увеличить размеры шнекового исполнительного органа до 0,8 м. Скоростные характеристики выемочной машины верхнего слоя для данной технологии большой роли не играют, т.к. узким местом (самым длительным технологическим процессом) является выемка нижнего слоя, поэтому с учётом мощности пласта рекомендуемая рабочая скорость подачи ННМ составляет 3-5 м/мин.

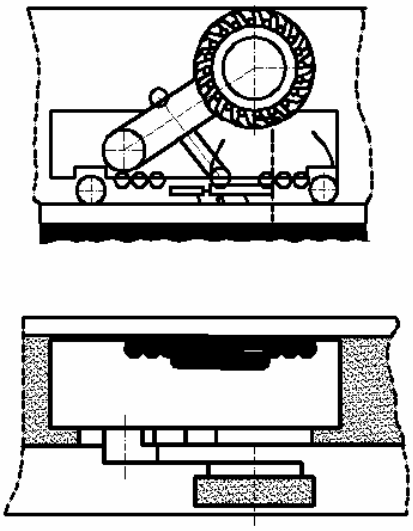


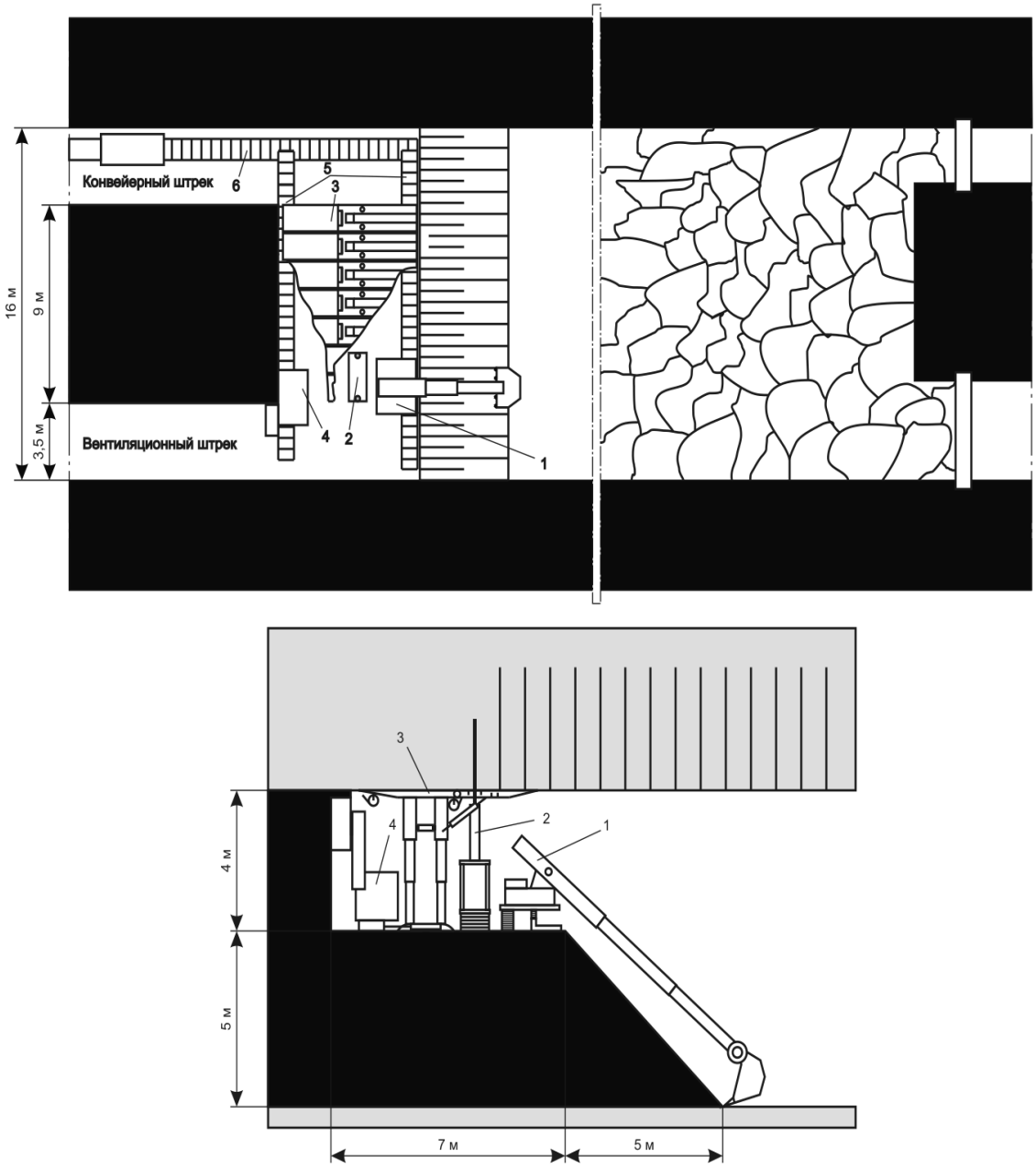
Рисунок 1 - Общий вид быстроходной выемочной машины (БВМ)

Выемку угля начинают с забоя верхнего слоя ННМ. Отбойка и погрузка угля на конвейер осуществляется шнеком ННМ. Следом за подвиганием забоя верхнего слоя ведут передвижку секций, крепление кровли анкерами, посредством анкероустановщиков, через отверстия, проделанные в перекрытии секции, затем передвижка забойного конвейера.

После отхода забоя верхнего слоя от фланговой границы столба примерно на 10м, одновременно с работой на верхнем слое, ведется отработка нижнего слоя экскаватором, который находится на границе между слоями. Отработанный в нижнем слое уголь грузят ковшом на конвейер, установленный под экскаватором.

Уголь от верхнего и нижнего слоев транспортируется по забойным конвейерам, которые расположены соответственно под нишенарезной машиной и экскаватором, на ленточный конвейер и далее по конвейерному штреку на

конвейерный уклон. Выемку пласта в два слоя ведут длинными столбами с оставлением межстолбовых (ленточных) целиков. Технология отработки представлена на рисунке 2.



1- экскаватор нижнего черпания; 2 – анкероустановщик; 3- секции механизированной крепи; 4- нишенарезная машина; 5- забойные конвейеры; 6 – участковый конвейер

Рисунок 2 - Технология одновременной отработки слоев мощного пологого пласта короткими забоями

Коэффициент извлечения в данной технологии 0,64 - 0,71, в зависимости от числа столбов в группе. Основные технико-экономические показатели технологии приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Технико-экономические показатели технологии

№	Наименование показателей	Показатели
1	Добыча угля за сутки, т	4500
2	Добыча угля за год, т	1500000
3	Списочная численность, чел	190
4	Производительность труда, т/чел/мес	675
5	Коэффициент извлечения	0,71

Монтажные работы, включающие доставку и монтаж нишенарезной машины (ННМ), секций крепи, экскаватора нижнего черпания и другого оборудования для очистного забоя в первом выемочном столбе, производятся с фланга. После отработки первого выемочного столба транспортировка демонтированного оборудования на монтаж производится по вентиляционному штреку нижележащего столба с помощью монорельсовой дороги.

Вследствие подготовки выемочных полей выработками в одном верхнем слое затраты на подготовку снижаются на 50 %, материальные затраты на демонтажные работы и времени сокращаются примерно на 70 %. Сокращаются затраты на монтаж, т. к. применяется легкое и в основном самоходное оборудование. Снижаются так же капитальные затраты, связанные с приобретением дорогостоящих механизированных комплексов межслоевых перекрытий, т. к. применяется менее материалоемкое оборудование.

Разработанная короткозабойная технология основана на новых для коротких забоев горно-планировочных и технологических решениях, не применявшихся до настоящего времени.

Наиболее важные решения состоят в нижеследующем:

1. Короткий забой размещается в выемочном столбе длиной до одного километра и более. Такое решение позволяет:

- кратно увеличить первоначальные запасы угля выемочного участка;
- упростить процесс добычи угля, освободиться от частых перемещений комбайнов в течение смены в новые «заходки», что существенно увеличит рабочее время и объем добычи угля.

2. В технологии предусмотрено использование в коротком забое т.н. нишенарезной машины, что делает процесс добычи угля более производительным, чем при использовании проходческих комбайнов.

3. Нижний слой пласта отрабатывается одновременно с верхним с помощью специального экскаватора, установленного на «почве» верхнего слоя;

4. Вентиляция выработок участка и коротких забоев осуществляется за счет общешахтной вентиляционной системы.

5. Поле участка профилированное, размещается таким образом, чтобы обеспечивался приток шахтной воды в нижнюю часть поля, а так же отток метана в верхнюю часть поля и далее на поверхность.

6. Коэффициент извлечения угля выше, а потери ниже, чем в других технологиях.

Список литературы

1. Фиссгус З. «Проблемы подземной разработки весьма мощных угольных пластов в Индии». Глюкауф 1997, №2.

2. Патент РФ №2295037 от 10.03.2007 г. Способ разработки мощного пологого угольного пласта столбами-камерами. Ялевский В.Д., Федорин В.А., Ануфриев В.Е., Анферов Б.А., Варфоломеев Е.Л., Кассина О.В.

УДК 621

ВЛИЯНИЕ НАТЯЖЕНИЯ ЛЕНТЫ НА КОЭФФИЦИЕНТ ПОГЛОЩЕНИЯ СИЛЫ УДАРА КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТОЙ

Захаров А.Ю., Ерофеева Н.В., Прокопьев Д. И.
ГУ «Кузбасский государственный технический университет»
г. Кемерово

В Кузбасском государственном техническом университете разработано устройство для обеспечения сегрегации насыпного груза по крупности непосредственно на ленте ленточного конвейера. При этом крупные куски горной породы всплывают и оказываются изолированными от ленты подушкой из мелкокускового груза. Благодаря такому устройству снижаются динамические нагрузки на конвейерную ленту при прохождении роликоопор линейного става конвейера. Под рабочую ветвь конвейера устанавливается ударное устройство, совершающее удары определенной амплитуды и частоты по нерабочей обкладке груженой ветви конвейерной ленты. В процессе удара часть энергии поглощается конвейерной лентой. При выборе мощности ударного устройства необходимо знать, сколько энергии передается непосредственно крупному куску и сколько энергии рассеивается. В данной работе предлагается метод оценки составляющей рассеивания, приходящейся на конвейерную ленту.

Для определения коэффициента поглощения конвейерной лентой силы удара разработан стенд с использованием ленточного конвейера 1Л80 в лабораторных условиях. Над ставом линейной части конвейера 1 установлена рама 2, к которой при помощи нерастяжимой нити 3 подвешен имитатор груза 4 (рисунок 1).

Ударная установка состоит из основания 5, к которой при помощи шарнира 6 крепится коромысло 7. На равных расстояниях от оси крепления коромысла установлены на ней с одной стороны ролик 8 диаметром 51мм и длиной, соответствующей длине ролика линейного става. С другой стороны при помощи пальца фиксируется противовес 9 различной массы. Использованы противовесы массой 1,5; 2,1; 2,9 и 3,4кг. Рабочая ветвь конвейерной ленты ТК-200х4 проходит между имитатором груза и роликом ударной установки. На рисунке 1 показана установка без ленты. К нижней части имитатора груза при помощи четырех винтов закреплен тензодатчик С2. Рабочий

элемент тензодатчика представляет собой небольшой выступающий цилиндр со сферически закругленным основанием.

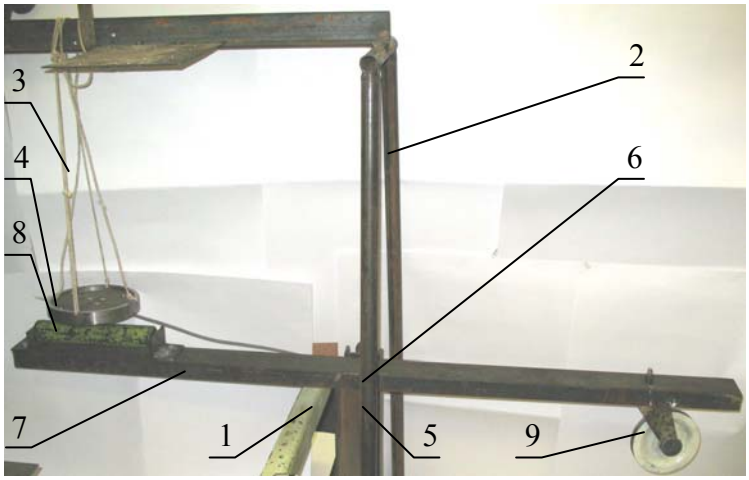


Рисунок 1 - Ударная установка

Ударный процесс моделируется следующим образом. Часть коромысла, на котором закреплен противовес, поднимается на заранее определенную высоту и отпускается. Под действием силы тяжести противовес падает, а в это время с другой стороны ролик приближается к датчику и происходит удар. Проводилось несколько серий экспериментов. Первая серия – удар по свободно подвешенному имитатору куска. Последующие серии – удар по аналогично подвешенному имитатору куска через ленту при различном её натяжении.

После обработки результатов был вычислен коэффициент поглощения конвейерной лентой, полученный как отношение силы удара непосредственно по датчику к силе удара через конвейерную ленту. Результаты экспериментов приведены на рисунке 2. Из графика видно, что с увеличением натяжения ленты коэффициент поглощения уменьшается, причем, с увеличением силы удара рассевание энергии удара снижается.

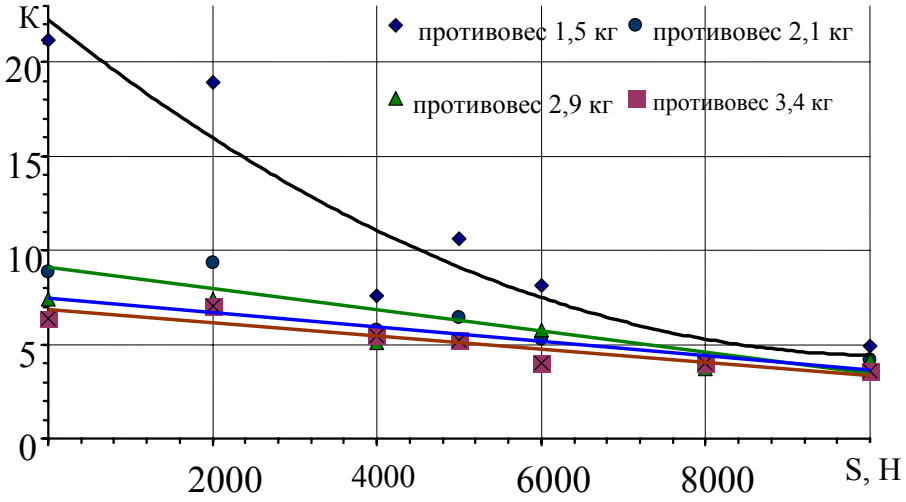


Рисунок 2 - Зависимость коэффициента поглощения силы удара конвейерной лентой от ее натяжения

Таким образом, используя экспериментальные зависимости коэффициента поглощения конвейерной лентой силы удара, возможно определение необходимого вынуждающего усилия вибратора для обеспечения сегрегации крупнокускового груза на конвейерной ленте.

УДК 62-83-52:622

ОПЫТ ЭКСПЛУАТАЦИИ КОМПЛЕКТНОГО АСИНХРОННОГО АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН

Ваулин Г.А., Мещерин А.Т, Пугачев Е.В., Сорокин А.А.
ООО научно производственная фирма «ИНТЕХСИБ»
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Возрождение горнодобывающей промышленности Кузбасса неразрывно связано с повышением нагрузки на технологический комплекс шахтного подъема и шахтные подъемные машины (ШПМ). Социальные явления конца двадцатого века затормозили обновление электромеханического оборудования ШПМ. Эксплуатационные затраты на поддержание работоспособности морально и физически устаревшего оборудования на приемлемом уровне увеличиваются с каждым годом по причинам исчезновения парка запасных частей и прекращения выпуска отдельных видов специальной продукции.

В 2006г. только в Кузбассе находилось в эксплуатации более 30 ШПМ, выпущенных не позднее семидесятых годов прошлого столетия. При этом большая часть ШПМ имеет удовлетворительное состояние основных механизмов и приводных электродвигателей.

С целью минимизации затрат и сокращения времени реконструкции ШПМ ООО научно производственная фирма «ИНТЕХСИБ» разработала комплект автоматизированного электропривода для ШПМ, оснащенных высоковольтным асинхронным электродвигателем с фазным ротором.

Комплект электропривода состоит из: тиристорного коммутатора роторных сопротивлений; высоковольтного реверсора с вакуумными контакторами; тиристорного преобразователя динамического торможения; системы технологической автоматики. Вся аппаратура управления размещена в одном шкафу с габаритами 1500x700x1700. Отдельно устанавливается высоковольтный реверсор и тиристорный преобразователь динамического торможения.

Существенным преимуществом предлагаемого комплекта оборудования является компактность и возможность использования вакуумных контакторов динамического торможения. Перед отключением вакуумного контактора динамического торможения тиристорный преобразователь динамического торможения переводиться в инверторный режем и производиться рекупера-

ция энергии магнитного поля электродвигателя в питающую сеть, а в случае наложения тормоза предохранительного (ТП), контактор принудительно удерживается включенным в течении 10с от бесперебойного источника питания, что обеспечивает надежное рассеивание энергии поля электродвигателя.

С целью бесступенчатой регулировки величины момента на валу электродвигателя используется тиристорный коммутатор роторных сопротивлений, заменяющий три контактора первых ступеней роторной станции, традиционной схемы управления ШПМ. Эти контакторы интенсивно используются в режимах дотягивания, разгона и ревизии, и их замена тиристорной схемой значительно улучшает качество регулирования частоты вращения ротора электродвигателя на малых скоростях и повышает надежность ШПМ.

Технологическая автоматика выполнена на релейной схеме, оснащенной малогабаритными, герметичными реле с коммутационным ресурсом 10^7 циклов. Простота, устойчивость к электромагнитным помехам и действию неблагоприятных атмосферных факторов упрощает эксплуатацию предлагаемого оборудования, так как диагностика и устранение неисправности может проводиться контрольно-диагностической аппаратурой, разработанной ООО «ИНТЕХСИБ». Многие ШПМ географически удалены, поэтому ремонтопригодность на месте эксплуатации имеет важное значение, и схема технологической автоматики обеспечивает это требование.

Безопасность эксплуатации является приоритетным направлением деятельности ООО «ИНТЕХСИБ». Аппаратура для регистрации основных режимов работы ШПМ, в режиме реального времени фиксирует показания шести аналоговых и 32 дискретных каналов измерения, и является неотъемлемой частью всей аппаратуры управления ШПМ. Это позволяет: отображать работу ШПМ в виде мнемосхемы на экране ПК; вести электронный архив и выявлять причину отключений реле ТП; диагностировать работу электропривода и основных узлов ШПМ; рассчитывать статистическую информацию о количестве поднятого груза и количестве циклов подъема.

Технические характеристики комплекта электропривода ШПМ:

Номинальный ток статора электродвигателя, А	до 200
Напряжение питания статора электродвигателя, кВ	6.0
Оперативное напряжение высоковольтного реверсора, В	220
Напряжение реле автоматики, В	24
Время уменьшения тока динамического торможения от максимального значения до уровня 1-4 А, с	0,5
Тип регулятор скорости	ПИД
Диапазон роторных сопротивлений, коммутируемый тиристорным коммутатором	50%
Количество аналоговых каналов системы регистрации, шт.	6
Количество дискретных каналов системы регистрации, шт.	32

Аппаратура управляемого динамического торможения и реверсор с вакуумными контакторами находится в эксплуатации с октября 2006 года на

ШПМ ствола «Главный», Горно-Шорского филиала ОАО «ЕВРАЗРУДА». За время эксплуатации аппаратура показала высокую надежность и эффективность регулирования скорости в режиме динамического торможения.

Опытный образец системы автоматического управления частотой вращения ротора электродвигателя и тиристорный коммутатор роторных сопротивлений с фазовым управлением тиристорами эксплуатируется с середины 2005 года на шахте «Есаульская». Как показала эксплуатация – синхронная многоканальная импульсно-фазовая система управления тиристорами обеспечивает надежное, бесступенчатое регулирование момента на валу электродвигателя до уровня 40% номинальной частоты вращения вала электродвигателя.

Несоизмеримые затраты между реконструкцией, связанной с заменой высоковольтного, асинхронного электродвигателя на систему электропривода тиристорный преобразователь – двигатель (ТП-Д) или преобразователь частоты – двигатетель (ПЧ-Д), фактически приводящая к постройке новой ШПМ и предлагаемого комплекта автоматизации подчеркивают его конкурентоспособность в сравнении с самыми современными системами электропривода. Как следует из работы [1] рациональное использование современных средств управления ШПМ, оснащенных высоковольтными асинхронными электродвигателями, повышает среднесуточный КПД ШПМ до уровня немногим меньше, чем у самых дорогостоящих систем электропривода.

Отличительной особенностью системы регулирования электропривода с высоковольтным асинхронным электродвигателем является зависимость КПД системы электропривода от режима работы ШПМ, и может варьироваться в пределах 20-70%. Некоторые множества координат электропривода имеют конечную мощность, что значительно усложняет управление:

$$\omega^* = \{\omega \mid \omega \in R, \omega < \omega_{гр}(S)\},$$

$$i^* = \{i \mid i \in R, i < i_{\max}, i < i_{перег}(t)\},$$

$$i_{дт}{}^* = \{i_{дт} \mid i_{дт} \in R, i_{дт} < i_{\max}\},$$

$$a^* = \{a \mid a \in R, i < a_{доп}\},$$

$$r^* = \{r_1, r_2, r_3, ..., r_8\},$$

$$A = \{<\omega, i, i_{дт}, a>, P(<\omega, i, i_{дт}, a>), <\omega, i, i_{дт}, a> \in \omega^* \times i^* \times i_{дт}{}^* \times a^*\},$$

где ω - частота вращения ротора электродвигателя, i - ток статора, $i_д$ - ток динамического торможения, a - ускорение, r - дополнительные сопротивления в роторе, A - отношение координат электродвигателя на определяемых безопасной работой координатах.

В свою очередь на электропривод наложены дополнительные условия, определяемые технологией

$$D_k = \{d_{k1}, d_{k2}, ..., d_{kn}\},$$

$$A_м = \{<d_1, d_2, ..., d_k>, P(<d_1, d_2, ..., d_k>), <d_1, d_2, ..., d_k> \in \prod D_k\},$$

где D_k - множество состояний режимов работы, положения стопоров и т.д.; $A_м$ - отношение блокировок и дискретных ограничений системы электропривода.

В общем случае управление осуществляется перемещением точки *c*:

$$\forall c \in c^*, \chi_c = \{\chi_A \times \chi_{A_м}\},$$

где χ_c - характеристическая функция множества c^*, χ_A - характеристическая функция отношения A, $\chi_{A_м}$ - характеристическая функция отношения $A_м$.

Выполнить подъем груза при минимальных затратах энергии, значит отыскать экстремум c^*, что при традиционных схемах управления не представляется возможным, однако разработанная и внедренная система позволяет решать эту задачу, так как регулирование тока динамического и частично роторных сопротивлений осуществляется бесступенчато, т.е. удается обеспечить $card(r^*) \to \aleph$. Главным образом применение системы управления, охватывающей весь технологический комплекс подъема необходима для скиповых ШПМ, где реализуется автоматический режим работы. Это удается обеспечить специиально разработанным алгоритмом управления, оценивающим вес поднимаемого груза и оптимизирующим диаграмму скорости движения сосуда при каждом цикле подъема.

Выводы:

1. Преимуществами разработанного комплекта аппаратуры, являются: отсутствие необходимости замены асинхронного подъемного электродвигателя на электропривод, выполненный по системе ТП-Д или ПЧ-Д; минимальны время и затраты на реконструкцию; повышение среднесуточного КПД электропривода ШПМ на 5-8% [1].

2. Положительный результат эксплуатации комплекта автоматизированного электропривода и низкие затраты на внедрение позволяют рекомендовать его для реконструкции действующих ШПМ Кузбасса и России, оснащенных высоковольтным асинхронным электродвигателем с фазным ротором.

Список литературы

1. Ваулин Г.А., Мещерин А.Т. «Средства повышения эффективности и надежности шахтных подъемных машин с электроприводом, оснащенным асинхронным электродвигателем с фазным ротором» / Техника и технология разработки месторождений полезных ископаемых. – Новокузнецк: СибГИУ, ООО научно-производственная фирма «ИНТЕХСИБ», 2006.

УДК 004.588:622

ПЕРВЫЙ ЭТАП ВНЕДРЕНИЯ СЕТЕВОГО УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОГО И ИНФОРМАЦИОННОГО КОМПЛЕКСА ПО КУРСУ «ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

Домрачев А.Н.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В предлагаемой на рассмотрение статье анализируется опыт разработки и первого этапа внедрения в учебный процесс сетевого учебно-методического и информационного комплекса (СУМИК) “Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений”, разработанного на кафедре РПМ ГОУ ВПО “Сибирский государственный индустриальный университет”.

Первой задачей при разработке комплекса стал выбор базовой программной среды. В качестве вариантов рассматривались разработка новой специализированной или многоцелевой оболочки для операционной системы Windows, использование СУМИК по негорной дисциплине в качестве базовой оболочки, использование языка HTML в качестве средства представления и интернет-браузера в качестве средства отображения дидактического материала, разработка комплекса на основе редактора latex с последующим экспортом в формат *.pdf, а также комбинация перечисленных выше подходов. В итоге в качестве основы был выбран язык HTML с использованием Java-скриптов и апплетов для создания системы навигации и встроенных программ для выполнения технологических расчетов.

Основные достоинства принятого подхода - работоспособность комплекса практически в любой операционной системе (Windows, Linux, FreebSD и др.), отсутствие ограничений на использование растровой графики, развитый инструментарий интеграции программного кода на языке Java, возможность использования при создании комплекса программных средств под лицензией GPL (свободные компиляторы java для Linux, редактор кода Kwrite, графический редактор GIMP и др.).

Основными недостатками, выявленными в процессе реализации принятого подхода, стали сложность использования векторной графики, неполная поддержка наиболее распространенным браузером Internet Explorer технологии Java, необходимость инсталляции дополнительных программных пакетов для отображения видеофайлов и материалов в формате *.pdf. Укрупненная структурная схема комплекса приведена на рисунке 1.

При формировании структуры и создании системы навигации комплекса рассматривались два альтернативных подхода – использование текстового оглавления, сходного с традиционной формой (например как в элек-

тронных лекциях) или использование в качестве объекта привязки навигационного скрипта графических элементов. В результате работы над комплексом приоритетного направления выявлено не было, и в итоговой реализации представлены оба подхода.

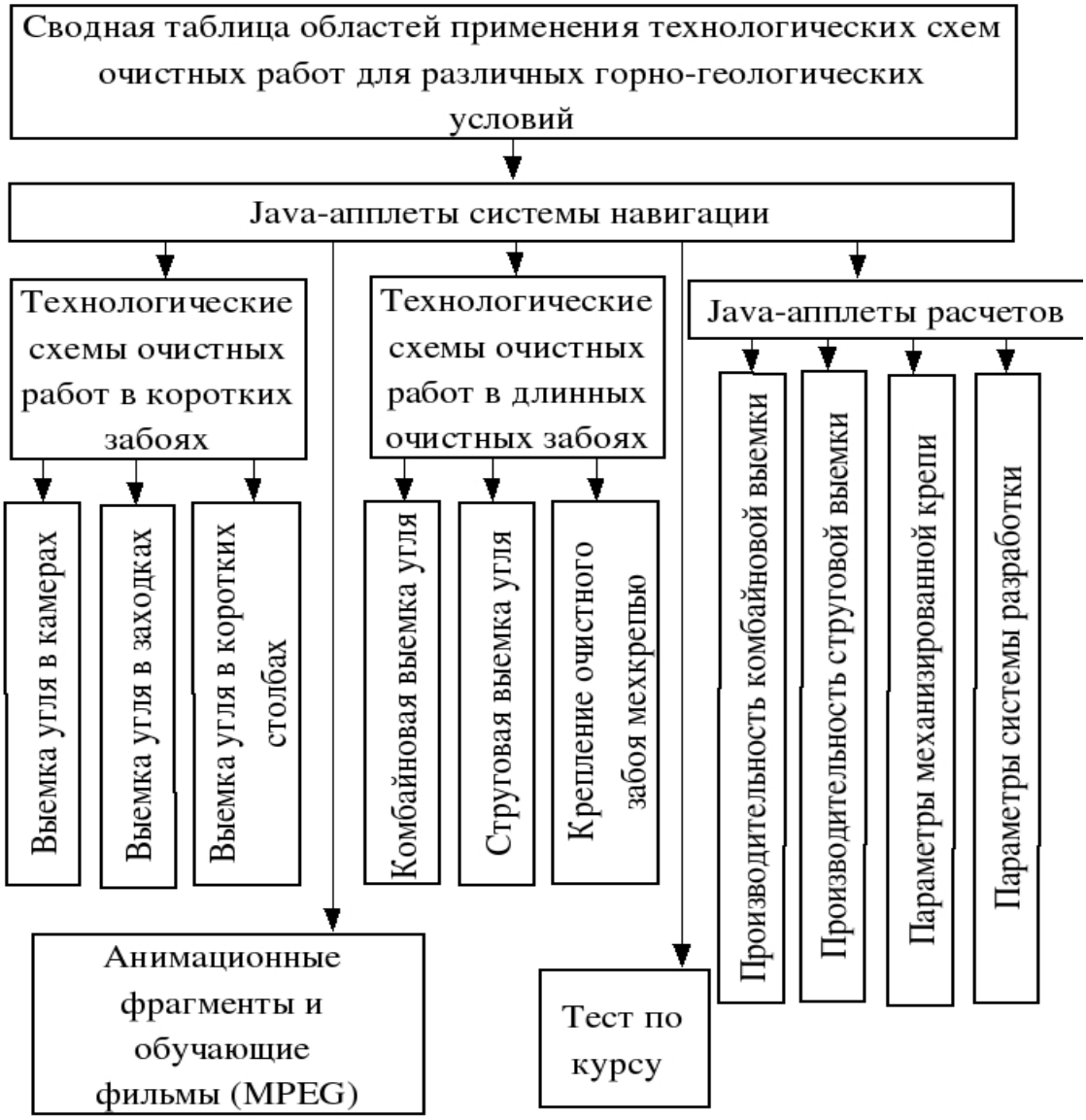


Рисунок 1- Укрупненная структурная схема СУМИК

Обучающий комплекс состоит из отдельных HTML-страниц, связанных между собой системой гиперссылок и навигационных Java-скриптов (апплетов). По содержанию страницы разделяются на индексирующие, дидактические и интерактивные, позволяющие выполнять технологически расчеты с использованием Java-апплетов.

Графический материал представлен в виде растровых рисунков, анимационные фрагменты - в виде HTML-страниц, содержащих скрипт смены кадров и набора растровых изображений для каждого кадра. Для повышения эффективности обучения комплекс содержит два обучающих фильма в формате MPEG. Однако использование видеоматериалов серьезно ограничено

отсутствием фильмов необходимого содержания (в качестве учебного материала пришлось использовать видеоролики производителей горношахтного оборудования). Кроме того, ряд форматов цифрового видео требует инсталляции дополнительных кодеков.

В ходе опытного использования комплекса при ведении лекционных и практических занятий с использованием оборудования компьютерного класса и компьютерного проектора выявлен ряд особенностей эксплуатации, основные из которых приведены ниже.

1. Сложность создания комплекта раздаточного материала в виде лекций в формате *.pdf , полностью отображающего содержание СУМИК. Проблема заключается как в невозможности включения в электронный лекционный материал анимационных и интерактивных фрагментов, так и в нежелании автора делать двойную работу (СУМИК в html и конспект лекций для студентов в другом формате). Таким образом, полный отказ от традиционного конспектирования излагаемого на лекции материала не состоялся и едва ли будет возможен в ближайшем будущем.

2. Недостаточная яркость стандартного проектора (1200-1500 люмен) при полном солнечном освещении делает изображение на экране трудно воспринимаемым. Затемнение окон частично решает проблему, но это мешает студентам делать необходимые записи.

3. Для полного усвоения материала по системам подземной разработки угольных пластов желательно использование 3d-анимации. Однако создание таких роликов слишком трудоемко для СУМИК, который используется в течение двух семестров.

4. Система навигации в виде интерактивных блок-схем и разделенных на интерактивные фрагменты элементов графики не повысила дидактическую эффективность СУМИК, существенно усложнив его реализацию. Поэтому при разработке последующих комплексов принято решение ориентироваться на традиционные для html-документов средства навигации в виде кнопок и гиперссылок.

5. Использование в качестве обучающих видеофрагментов рекламных фильмов фирм-производителей горношахтного оборудования оказалось достаточно эффективным, однако для следующих комплексов (в частности СУМИК по открыто-подземной технологии) уже используются фрагменты специально снятого учебного фильма. Следует отметить, что будущее мультимедийного наполнения СУМИК именно за учебными фильмами, снятыми специально для конкретного учебного комплекса.

6. Для оценки эффективности встроенной системы тестирования была проведена проверочная аттестация остаточных знаний студентов, уже прослушавших курс «Технология и механизация комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых» и сдавших экзамен в традиционной форме.

Результаты (без указания фамилии и группы) приведены в таблице 1.

Таблица 1- Результаты традиционного экзамена и тестирования

Студент	Оценка, полученная на традиционном экзамене	Результаты тестирования
1	4	4
2	5	4
3	5	4
4	5	4
5	3	4
6	3	3
7	4	4
8	3	3
9	4	3
10	3	3
11	4	3
12	4	3
13	4	4
14	4	5
15	5	5
16	3	3

Таким образом, налицо снижение числа отличных оценок и среднего балла в целом по группе. В настоящее время заканчивается эксперимент по проведению занятий с использованием СУМИК по курсу «Технология и механизация комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых» в группе ГК-04 (специальность 130404) горного факультета. По окончании курса будет проведено тестирование, и, после сравнения полученных результатов с итогами обучения групп по традиционной форме, будет принято окончательное решение о целесообразности использования СУМИК при дневной форме обучения студентов.

УДК 658.012.122:622.7

ЛОГИСТИЧЕСКАЯ ИНТЕГРАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА ЦЕНТРАЛЬНОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ «АБАШЕВСКАЯ»

Медведев Б.Н., Леонтьев И.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В настоящее время продолжается интенсивный переход угольного производства на рыночные отношения. При этом постепенно внедряются новые

подходы к товародвижению угольного производства. Таким подходом является логистический. Одной из главных задач логистики (т.е. науки по управлению материальными, информационными и другими потоками) является создание интегрированных систем регулирования и контроля за различными потоками. При этом рассматриваются следующие логистические аспекты товародвижения: наиболее рациональная организация пространственного размещения и формирования материального потока; формирование хозяйственных связей (внутри-внепроизводственных), в свою очередь взаимоотношение между поставщиком и потребителем формируется за счет того, что существует: 1) территориальное разобщение - преодолевается путем создания транспортных связей; 2) разобщение во времени из-за несовпадения процессов производства и потребления - преодолевается путем создания запасов; изучение рынка и прогнозирование спроса; определение потребностей в материальных ресурсах (определение объемов и направление перевозок, требуемого количества и видов транспорта, количество и объем складов); выбор поставщиков; установление последовательности и звенности передвижения продукции через места складирования; формирование и регулирование запасов; выполнение операций непосредственно предшествующих и завершающих перевозку продукции.

В целом в угольных компаниях постепенно внедряется логистический подход, но он ограничивается только шахтами и мало проводится исследований на обогатительных фабриках, которые являются основным звеном в цепочке «забой-потребитель», так как без обогащения трудно сбыть товары горного производства. Поэтому на кафедре экономики и управления горным производством СибГИУ совместно с сотрудниками ОФ «Абашевская» были проведены комплексные исследования по созданию задела для внедрения логистического подхода в производственный процесс по обогащению рядовых углей.

В этом случае методика исследования основывается на следующих положениях:

1) предприятие рассматривается как самостоятельная единица и основное внимание уделяется операциям. связанным с входом и выходом материального потока;

2) внимание уделяется деталям прохождения продукта внутри предприятия. В условиях дефицита, когда существует полная уверенность, что продукция будет реализована, большое внимание уделяется вопросам высокой загрузки оборудования, увеличению производственных серий, сокращению номенклатуры выпускаемой продукции, увеличению запасов.

При этом реализуются такие направления работ по реализации функций логистики на предприятии:

1) выбираются технические средства для выполнения программного задания;

2) устанавливаются требования к качественным характеристикам и определяется объем необходимых финансовых и трудовых ресурсов;

3) определяются базовые методы формирования программных заданий;
4) составление сетевой модели выполнения этапов и работ;
5) разработка системы критериев оценки и мотивации действий;
6) организация контроля, учета и оценки хода работ.

Базы данных содержат информацию по различным областям коммерческой деятельности: справочники номенклатур товаров, справочники о потребителях, производителях, банках биржах и т.д. Данные о заявках на сбыт, на рекламу и приобретение услуг. Базы знаний отличаются высокой структурированностью данных.

В системе математического обеспечения информационной системы используются следующие модели:

- модель факторного анализа строится на базе информации о деятельности изучаемых объектов и предназначена для количественной оценки вкладов различных факторов в диагностику результирующих показателей;
- модель обобщения информации предназначена для построения интегральных показателей в соответствии с целями анализа;
- модель прогноза необходима для определения вариантов развития объекта, которые существенны для предпринимательской деятельности.

В целом для моделирования предлагается укрупненная схема логистической интеграции производственных процессов ЦОФ «Абашевская», которая приведена на рисунке 1.

Рядовой уголь на рисунке (в объеме до 3,5 млн.т/год) поступает от поставщиков (шахты «Абашевская», «Есаульская», «Осинниковская») на ЦОФ «Абашевская» в ж/д полувагонах, каждый массой 65-70т. По прибытии на фабрику рядовой уголь поступает через вагоноопрокидыватель и цепочку внутрифабричного транспорта в аккумулирующие бункера (емкостью 200т), для создания определенного запаса сырья (складирование рядового угля), чтобы поддерживать необходимую часовую производительность по переработке (500-600 т/ч). Далее уголь транспортируется непосредственно в процесс обогащения и превращения рядового угля в товарный продукт-концентрат.

На ЦОФ «Абашевская» применяют три способа обогащения угля: отсадка, спиральная сепарация и флотация. После процесса обогащения концентрат складируется в бункерах готовой продукции для создания необходимого товарного запаса, чтобы обеспечить стабильную и непрерывную работу по загрузке ж/д полувагонов концентратом.

На представленной схеме можно выделить следующие виды материального и информационного потоков:

1) внешний (доставка рядового угля от поставщика потребителю-фабрике и сбыт концентрата);
2) внутренний (внутрифабричные процессы: разгрузка, обогащение, складирование, погрузка);
3) входной (от поставщика до фабрики);
4) выходной (от фабрики до потребителя).

Что касается информационного потока, то он начинает формироваться задолго до поступления рядового угля в процесс обогащения, а именно, на стадии изучения рынка рядовых углей и ценовой политики возможных поставщиков. Далее следует сбор информации по изучению потребительского рынка концентрата и его ценовой политики. Имея в активе информацию о конъюнктуре рынка поставщиков и потребителей, предприятие эффективно распределяет полученную информацию для управления производственными процессами (наладка технологической схемы на другие параметры.

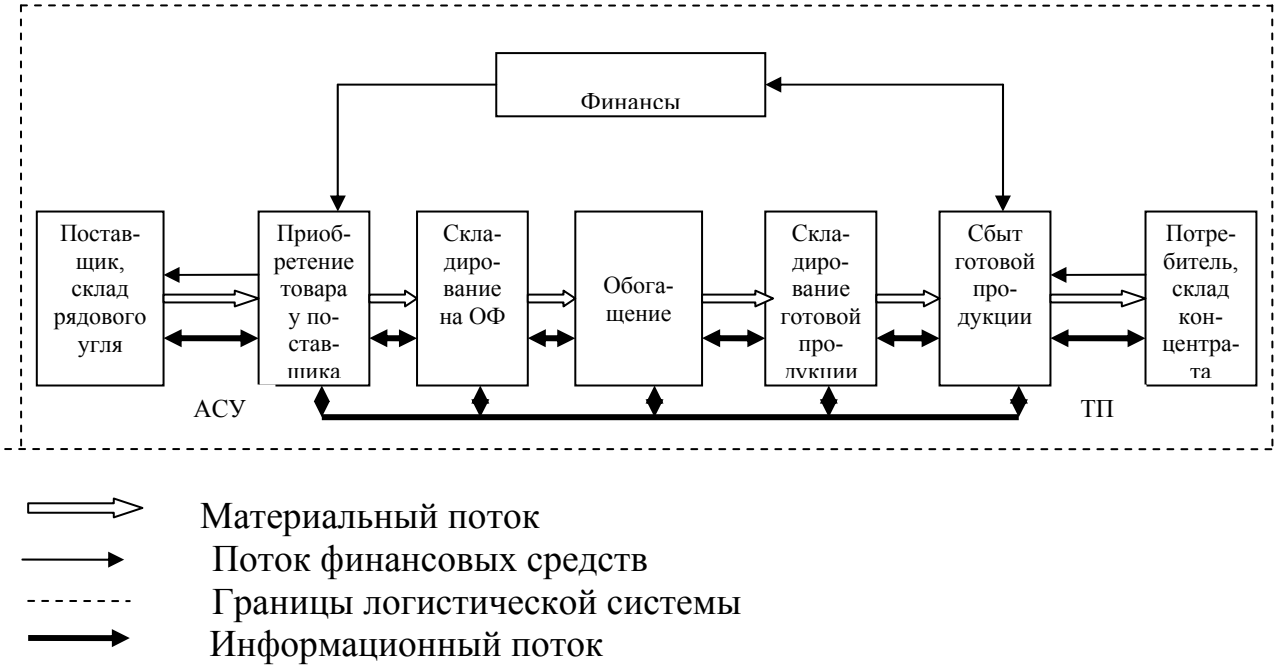


Рисунок 1 - Логистическая интеграция производственных процессов ОАО ЦОФ «Абашевская» (от склада поставщика до склада потребителя)

Реконструкция производства с заменой оборудования, снижение себестоимости процесса обогащения, снижение транспортных простоев и т.д.). Информационный поток идет параллельно каждого производственного процесса, а затем направляется в АСУТП, где информация обрабатывается, анализируется, обобщается и выдается на центральный диспетчерский пульт управления. С диспетчерского пульта и осуществляется централизованное управление всем технологическим процессом.

Управление информационным потоком на ЦОФ «Абашевская» происходит с помощью изменения направления движения потока (в случае каких-либо не стандартных ситуаций), а также методом ограничения скорости перемещения информации от одной технологической операции до соответствующей скорости приема другой (последующей) технологической операции.

Таким образом, в результате исследований была обоснована логистическая схема по управлению потоками на ЦОФ «Абашевская», которая в последствии может быть включена в логистическую схему компании ОАО

«ОУК «Южкузбассуголь». Внедрение логистического подхода в деятельность компании позволит успешно конкурировать на мировых рынках углепродуктов.

УДК 622.817.4

ДЕГАЗАЦИЯ ШАХТНОГО ГАЗА И ИНВЕСТИЦИИ ПО МЕХАНИЗМАМ КИОТСКОГО ПРОТОКОЛА

В.А. Безпфлюг
«Демета ГмбХ», ФРГ

В настоящее время в печати и в выступлениях на конференциях очень часто можно слышать о необходимости использования инвестиций по механизмам Киотского протокола для повышения безопасности угольных шахт с газоносными пластами. К сожалению, реализовать эти предложения не так просто и до принятия в России законов о реализации эмиссионных проектов совместного осуществления (ПСО) инвестировать в такие проекты нельзя, так как полученные эмиссионные сертификаты невозможно будет продать, нарушается критерий дополнительности ПСО. Проекты законов по ПСО были подготовлены еще в 2005г., в 2006 г. согласованы со всеми министерствами, но до сих пор (1.05.07) не приняты, официального объяснения задержки принятия законов не имеется.

Кроме задержки законодательной базы имеются и проблемы в целях и назначениях финансирования работ по дегазации и по ПСО. Дегазация выполняется для обеспечения безопасности подземных работ и снятия ограничения по объему добычи угля, относится к обязательным работам для шахт. По ПСО же могут финансироваться только дополнительные работы, связанные с утилизацией метана и мероприятия по предотвращению дальнейших выбросов метана в атмосферу. Этот так называемый «критерий дополнительности», который очень тщательно проверяется валидаторами, международными экспертами ООН по признанию утилизационных проектов эмиссионными согласно критериям Киотского протокола. Нельзя продавать эмиссионные сертификаты, полученные из проектов, которые необходимо выполнять согласно технологии обеспечения добычи угля или из мероприятий, законодательно предусмотренных правилами безопасности, а дегазируемый шахтный газ по ним уже должен иметь концентрацию более 25%. То есть инвестиции по проектам Киотского протокола могут быть направлены только на повышение концентрации метана более 25% и оплату дальнейших затрат по его утилизации. Возможные в отдельных случаях инвестиции в дегазацию по ПСО должны иметь убедительное обоснование, что для шахты эти дополнительные затраты для добычи и безопасности не нужны, а необходимы они только для реализации эмиссионного проекта, который без продажи эмисси-

онных сертификатов является убыточным. Данный критерий «дополнительности» является основой любого ПСО.

Кроме законодательных ограничений имеются и технические ограничения. Исходя из развития мировой техники и действующих норм безопасности в России, в настоящее время можно утилизировать, только шахтный газ с содержанием метана более 25%. В Кузбассе таких шахт, с длительным содержанием газа такой концентрации, практически нет. В июне 2006 г. фирма Демета ГмбХ вместе со своим кемеровским партнером «Метанобезопасность ООО» и СП «Новая энергетика ООО» проанализировали все выбросы шахтного метана в ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» за 18 месяцев (1.01.2005 - 30.06.06). Результаты анализа фактического состояния, показали, что метан с концентрацией 25 и более процентов имелся периодически только на дегазационных станциях шахт «Есаульская» и «Алардинская». Из анализируемых 548 календарных дней на шахте «Есаульская» концентрация метана 25% и более была только 96 дней, а на шахте «Алардинская» только 91 день, это всего 17% по анализируемым дням. Аналогичная ситуация и на большинстве других шахтах Кузбасса. При такой концентрации метана исключаются из рассмотрения варианты выработки электроэнергии, когда стабильная концентрация должна превышать 30(25)% в течение всего года. Кроме того, если объем утилизации не достигает величины, предусмотренной эмиссионным договором, предусматриваются значительные штрафы.

Немецкая группа фирм во главе с государственным институтом УМЗИХТ и СП «Новая энергетика» предложила СУЭК, а также кемеровским фирмам «Метанобезопасность» и «Углеметан» совместную разработку технологий по утилизации шахтного газа с концентрацией 7-25%. Немецкие коллеги готовы перенять финансирование разработок с последующим расчетом эмиссионными сертификатами. Задержка в законодательной базе России по ПСО. По этой же причине СП «Новая энергетика» с мая 2006 года не может запустить экологическую утилизационную установку на шахте «Чертинская-Коксовая», чтобы отработать технологию обеспечения стабильной качественной смеси и запустить в работу имеющийся контейнерный газогенератор мощностью в 1 мВт электрической энергии. Два письма-обращения в Минэкономику России, с просьбой разрешить начало эксплуатации до принятия законодательной базы по ПСО остаются без ответа.

Инвесторы и покупатели эмиссионных сертификатов оценивают риск по проектам ПСО с шахтным газом выше, чем по другим проектам. Кроме низкой и нестабильной концентрации СН4, привлекательность проектов снижают:

- небольшой и непостоянный объем газа из одного источника или по одной шахте;
- небольшой срок действия скважин, большой объем постоянных подземных выработок;
- требования к концентрации СН4 смеси, более 25 (30)%;
- отсутствие, как правило, постоянных потребителей тепла;

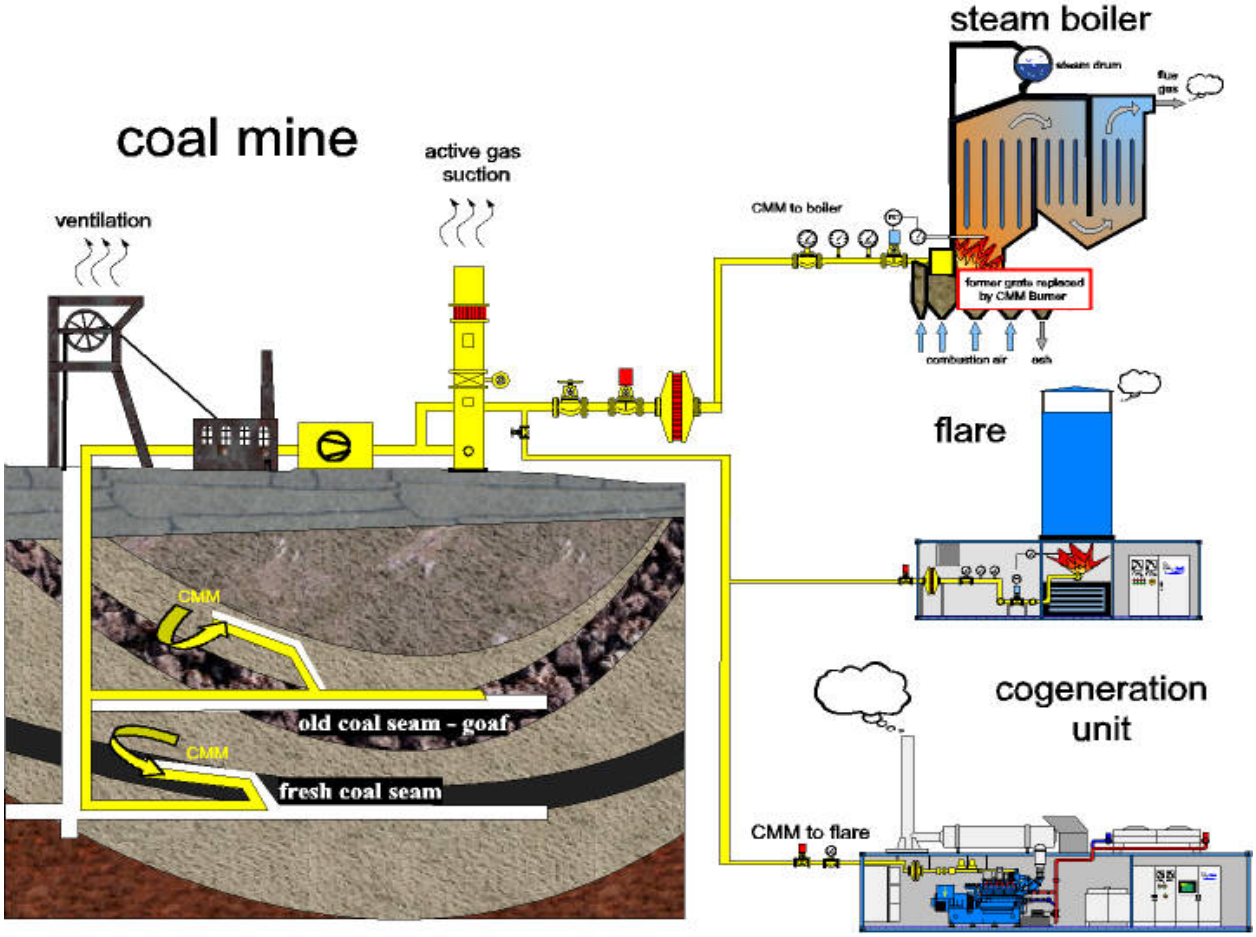
- большая себестоимость вырабатываемой электроэнергии, более 5-6 евросент/кВтч, что снижает общую рентабельность проекта;

- нерешенность вопросов передачи электроэнергии в сеть в законодательном порядке.

Лучший мировой опыт в комплексном решении вопросов с шахтным метаном

www.DEMETA.net

Emissions-Trader ET



Несмотря на перечисленные трудности, считаем работы по утилизации шахтного газа перспективными и при правильной организации эмиссионные проекты ПСО могут служить дополнительным источником финансирования мероприятий по дегазации. В договоре по ПСО на шахте «Чертинская-Коксовая» предусмотрено часть получаемой прибыли направлять на совершенствование дегазации. В ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» имеется, по нашему мнению, самая полная информационная подборка по достижениям и опыту дегазации и утилизации шахтного метана в мире.

Для помощи шахтам, покупателям и инвесторам по оценке и организации эмиссионных проектов, эксплуатации или техобслуживания утилизационных установок немецкая группа фирм (А-ТЕС Анлагентехник ГмбХ, Демета ГмбХ и Эмиссионс-Традер ЭТ ГмбХ) совместно с кемеровской фирмой «Метанобезопасность ООО» создали в Кузбассе уже названное СП ООО «Новая энергетика», трое их специалистов прошли двухмесячные стажировки на заводах ФРГ.

В заключении следует отметить:

- наибольшие цены на эмиссионные сертификаты ожидаются в 2008-2009гг;
- оформление ПСО с проведением анализа, подготовкой эмиссионных проектов (ПИН и ПТД), проведением валидации, получение писем поддержки и одобрения в правительственных органах двух стран и согласование в регионах разрешительных документов на эксплуатацию эмиссионных установок длится около года;
- основными статьями в калькуляции цены на эмиссионные сертификаты являются страхование от рисков недопоставки газа для утилизации и от снижения цены на сертификаты, поэтому наибольшую прибыль владельцы шахт (газа) могут получить при осуществлении собственного финансирования данных проектов;
- эмиссионные проекты по шахтному газу уже реализуются, первые отрицательные и положительные примеры уже имеются. При правильной реализации ПСО согласно Киотского протокола выигрывают все и в первую очередь шахты и экология.

УДК 622.67.681.53-83(7)

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ САР СКОРОСТИ ШАХТНОГО АККУМУЛЯТОРНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА С ТИРИСТОРНЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ

Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Бачин С.В.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

На транспорте шахтного и общепромышленного назначения (электровозах, электрокарах, электропогрузчиках и т.п.) электропривод с автономными источниками питания (АИП), представленными тяговыми аккумуляторными батареями (ТАБ), находит самое широкое применение. Несмотря на очевидную целесообразность автоматизации указанных видов транспорта, заключающуюся в повышении их производительности, экономии электроэнергии, эффективности использования заряда и увеличении ресурса автономных источников питания, а также в повышении безопасности и культуры труда, они не оборудованы необходимыми средствами автоматического регулирования

и управления, что обусловлено недостаточной изученностью ТАБ как источника питания и отсутствием научно обоснованных методов анализа и синтеза САР их электроприводов, определяющих цель данной работы.

Трудность достижения поставленной цели состоит в том, что рассматриваемые системы электропривода «ТАБ - тиристорный широтно-импульсный преобразователь - двигатель постоянного тока последовательного возбуждения» имеют автономные источники питания ограниченной мощности с существенно переменными параметрами. Причём, их мощность соизмерима с мощностью двигателей. Свойства ТАБ как динамического звена учтены в [1] при исследовании линейной и нелинейной математических моделей двухмассовой системы тиристорного электропривода шахтного аккумуляторного электровоза. Однако, влияние ТАБ на динамику системы рассмотрено недостаточно [1], а предложенные математические модели привода предполагают только малые отклонения входных воздействий.

В свете изложенного представляет несомненный интерес разработка и исследование линеаризированной «в большом» и нелинейной вариантов математических моделей рассматриваемой системы электропривода на примере электропривода шахтного аккумуляторного электровоза (ШАЭ) типа АРП-14-900-У5.

В основу математического моделирования положены результаты экспериментальных исследований [1], на основании которых получена математическая модель электропривода электровоза.

При разгоне электровоза, оснащённого батареей типа 161 ТНКШ-550 У5, с порожним составом из 48 вагонов типа ВГ-2.5 на подъём с уклоном 3‰. При этом предварительно посредством измерений и расчётов были определены следующие параметры системы:

$K'_Д$=13,3333 1/Ом; $K_Д$ =0,588 1/В·с; $T_Э$ =0,015 с; $T_М$=1,834 с; C'_e=1,7 В·с; $I_С$=208 А; $E_Б$=195 В; $T_Б$=0,114 с; T_n=0,16 с; $K_Б$=6,65 1/Ом; $K_{ТП}$=0,2 1/В; $T_{ТП}$=0,01 с; T_γ=10 с,

где $K'_Д = 1/R_{ВН}$ - передаточный коэффициент эквивалентного электродвигателя ($R_{ВН}$ – величина омического сопротивления цепи), 1/Ом; $K_Д = 1/C_E$ - передаточный коэффициент эквивалентного электродвигателя (Се - конструктивная постоянная по противо-ЭДС $e_д$ данного двигателя), 1/В·с; $T_Э$ - электромагнитная постоянная времени эквивалентного электродвигателя, с; $T_М$ - электромеханическая постоянная времени электропривода электровоза, с; $I_С$- статический ток эквивалентного двигателя, А; T_γ - постоянная времени, характеризующая апериодический закон изменения скважности при разгоне ШАЭ, с; $KБ = \frac{I_Д(\infty)}{\Delta U_Б(\infty)}$ - передаточный коэффициент ТАБ, 1/Ом; $E_Б$ - напряжение разомкнутой цепи батареи, В; $\Delta U_Б$ - падение напряжения на внутреннем сопротивлении ТАБ при её нагрузке током $I_Д$, В; $I_Д$ - ток эквивалентного электродвигателя, А; T_n - постоянная времени контура поляризации ТАБ, с; $T_Б$ - постоянная времени ТАБ, с; $K_{ТП}$ и $T_{ТП}$ - передаточный коэффициент и постоянная времени тиристорного преобразователя.

Во время эксперимента производилась запись тока разряда батареи (суммарного тока двух батарей), скорости вращения вала электродвигателя, напряжение на батарее; положение ключа управления тиристорного преобразователя и времени протекания процессов.

Запись указанных параметров производилась для наиболее тяжёлого режима работы системы, каковым является режим пуска.

Расчёт переходных процессов осуществляется на ЭВМ Intel Pentium 333 с использованием программы TAU - собственной разработки кафедры горной электромеханики, а также с применением программы Matlab 5.2.1.

Расчёт переходных процессов осуществляется для параметров батареи находящейся в трёх разных состояниях:

1) параметры батареи соответствуют экспериментальным данным;

2) параметры батареи соответствуют параметрам полностью заряженной батареи;

3) параметры батареи соответствуют параметрам разряженной батареи.

Так для первого случая:

$$E_Б=195В;\ К_Б=6,65\ 1/Ом;\ T_Б=0,114с;\ T_п=0,16с.$$

Для полностью заряженной батареи её параметры принимают следующие значения:

$$E_Б=229В;\ К_Б=7,75\ 1/Ом;\ T_Б=0,12с;\ T_п=0,19с.$$

Если батарея находится в разряженном состоянии, то её параметры будут иметь значения:

$$E_Б=161В;\ К_Б=4,35\ 1/Ом;\ T_Б=0,102с;\ T_п=0,135с.$$

В отечественной и зарубежной практике при реализации систем тиристорного управления электроприводами преобладает применение принципов оптимизации, основанных на использовании критериев оптимизации «симметричный оптимум» и «технический оптимум». Сравнение критериев оптимизации показывает, что достаточно высокое быстродействие и большой процент перерегулирования (43%) ограничивает применение критерия «симметричный оптимум» при проектировании САР и отдаёт предпочтение при разработке тиристорных систем управления электроприводами постоянного тока по критерию «технический оптимум», который и принят для синтеза САР скорости ШАЭ типа АРП-14-900-У5.

Специфической особенностью исследуемой системы электропривода является то, что параметры ТАБ как АИП существенно переменны и изменяются в 1,5-3,0 раза в зависимости от её технического состояния, степени заряженности и продолжительности эксплуатации.

В подобных случаях при синтезе САР рационально использование минимаксного критерия оценки оптимальности работы системы, заключающегося в обеспечении заданного качества процесса регулирования при наиболее неблагоприятном для динамики системы сочетании параметров ее элементов [3].

Для выполнения синтеза САР скорости необходимо построить исходную алгоритмическую структуру, в которой все звенья представлены конкретны-

ми передаточными функциями, а передаточные функции регуляторов тока и скорости даны в общем виде как $W_{РТ}(p)$ и $W_{РС}(p)$ соответственно. В основу построения структуры положена алгоритмическая структура линеаризованной модели электропривода. Исходная алгоритмическая структура линейной САР скорости изображена на рисунке 1.

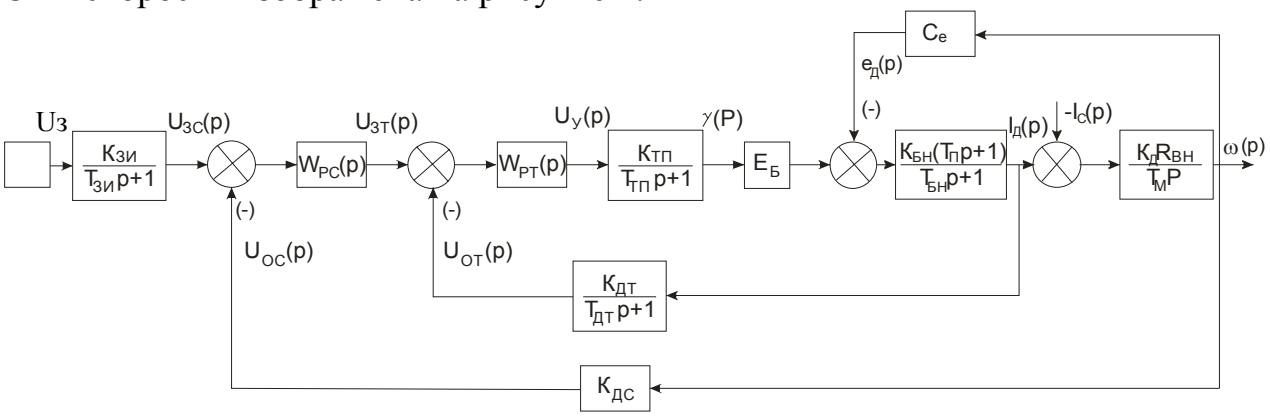


Рисунок 1 - Исходная алгоритмическая структура линейной САР скорости тиристорного электропривода ШАЭ

На рисунке1 приняты следующие обозначения:

$U_{ЗС}$ - задающее напряжение по скорости; $U_{ЗТ}$ - задающее напряжение по току; $U_У$ - напряжение управления тиристорным преобразователем, В; ω - угловая скорость на валу двигателя, с; γ - скважность широтно-импульсного преобразователя; $\varepsilon_Т$ - сигнал ошибки по току; $\varepsilon_С$ - сигнал ошибки по скорости; $U_{ОС}$ - напряжение обратной связи по скорости; $U_{ОТ}$ - напряжение обратной связи по току; $К_{ДТ}$ - передаточный коэффициент датчика тока; $Т_{ДТ}$ - постоянная времени фильтра датчика тока; $К_{ДС}$ - передаточный коэффициент датчика скорости.

Полученная передаточная функция регулятора тока имеет вид:

$$W_{РТ} = \frac{T_{БН}\,p + 1}{2T_{\mu} \cdot К_{ТП} E_Б К_{БН}\, p\left(T_П\, p + 1\right)}, \tag{1}$$

где $Т_{\mu}$ - некомпенсированная постоянная времени, с.

Регулятор тока представляет собой звено общего вида первого порядка (интегро-дифференцирующее звено).

Передаточная функция регулятора скорости имеет вид

$$W_{РС}(p) = \frac{К_{ДТ} T_М}{4T_{\mu} \cdot К_Д R_{ВН} К_{ДС}}. \tag{2}$$

Регулятор скорости представляет собой П-регулятор.

Схемная реализация полученных регуляторов осуществляется на основе операционных усилителей.

С учетом передаточных функций регуляторов тока и скорости в соответствии с алгоритмической структурой рисунка 1 при апериодическом законе изменения заданного воздействия получены уравнения статики для линейной САР:

$$\omega = \frac{U_{ЗС}}{K_{ДС}} - \frac{4T\mu \cdot K_Д R_{ВН}}{T_М} \cdot I_С; \quad (3)$$

$$I_Д = I_С; \quad (4)$$

$$U_{ЗС} = K_{ЗИ} U_З, \quad (5)$$

где $U_З$ - значение напряжения на входе задатчика интенсивности; $K_{ЗИ}$ - передаточный коэффициент задатчика интенсивности.

В соответствии с принятым минимаксным критерием оценки оптимальности для исследования САР выбирается самый тяжёлый режим ее работы - разгона электровоза. При этом параметры регуляторов рассчитываются на максимальные параметры ТАБ.

Для максимальных параметров ТАБ передаточные функции регуляторов тока и скорости соответственно имеют вид:

$$W_{РТ}(p) = \frac{0{,}1512p + 1}{0{,}03412p^2 + 0{,}17958p}; \quad (6)$$

$$W_{РС}(p) = 173{,}2804. \quad (7)$$

Чтобы получить наиболее полные представления о поведении системы в режиме пуска, проведено моделирование САР при трёх состояниях ТАБ, рассмотренных ранее для разомкнутой системы [1].

Для замкнутой САР справедливо следующее статическое уравнение

$$U_{ЗС} = K_{ДС} \cdot \omega. \quad (8)$$

Так как на вход задатчика интенсивности подаётся единичное воздействие, то в установившемся режиме $U_{ЗС}$ численно равно $K_{ЗИ}$.

При максимальных параметрах ТАБ $\omega(\infty)$=109,968 $с^{-1}$ и $K_{ЗИ}$=6,54.

При экспериментальных параметрах ТАБ $\omega(\infty)$=86,6 $с^{-1}$ и $K_{ЗИ}$=5,225.

При минимальных параметрах ТАБ $\omega(\infty)$=66,56 $с^{-1}$ и $K_{ЗИ}$=3,91.

При синтезе нелинейного варианта математической модели САР скорости приняты полученные при синтезе линейного варианта САР алгоритмы регуляторов тока и скорости, которые настроены также на максимальные параметры той же тяговой батареи типа 161ТНКШ-550-У5. Построены переходные процессы нелинейной САР для трёх различных состояний батареи ($E_Б$=229В; $E_Б$=195В и $E_Б$=161В).

Анализ переходных процессов линейной и нелинейной вариантов САР показал:

- при апериодическом законе изменения задающего воздействия система астатическая по управлению и статическая по возмущению (статическая ошибка по скорости в обоих случаях равна 0,4 $с^{-1}$);

- отработка задающего воздействия по скорости для рассматриваемых вариантов САР достаточно высокая, а сам характер переходных процессов качественно одинаков и имеет несущественные различия в количественной оценке;

- в момент запуска электродвигателей имеет место значительный бросок тока, достигающий для заряженной батареи ($E_Б$=229В) значения 650А, то есть близкого к уставке токовой защиты (690А), а также наблюдается в интервале времени 3-4 с, незначительные колебания тока и скорости относительно их среднего значения, что наиболее выражено для нелинейной модели САР.

Для устранения отмеченных недостатков функционирования САР в дальнейшем при математическом моделировании переходных процессов в её алгоритмическую структуру вводятся датчик скорости, снабжённый фильтром и ограничители выходных сигналов регуляторов скорости и тока.

Следующим этапом данной работы является математическое моделирование САР скорости ШАЭ при оптимальном управлении его электроприводом.

При синтезе оптимальных систем управления возможны различные подходы к оптимизации управления электроприводом. В данном случае представляется интересным определение управления, обеспечивающего минимум количества теплоты, выделяющегося в якоре двигателя постоянного тока и, следовательно, минимум энергии, требующейся для функционирования электропривода.

На основании выше сказанного к синтезируемой системе оптимального управления можно предъявить следующие требования:

- система должна обеспечивать минимум потерь в якоре при заданных значениях перемещения и времени;
- система должна быть достаточно точной и обеспечивать отработку задающего воздействия;
- система должна быть достаточно надёжной и помехоустойчивой.

Дополнительные требования:

- система должна самостоятельно отслеживать оптимальный (экстремальный) закон управления и обеспечивать его реализацию с достаточной степенью точности и надёжности.

Основываясь на работах Петрова Ю.П. [4, 5] установлено, что в данном случае для достижения минимальных потерь в якоре двигателя необходимо осуществлять его разгон по восходящей прямой линии, а величина тока при его пуске должна поддерживаться постоянной и равной удвоенному значению тока, то есть переходные процессы по скорости и току в идеале должны иметь вид, представленный на рисунке 2.

Для обеспечения линейного закона, изменения скорости эквивалентного электродвигателя при разгоне ШАЭ в алгоритмическую структуру САР вводится задатчик интенсивности с передаточной функцией

$$W_{ЗИ}(p) = \frac{K_{ЗИ}}{p}. \tag{9}$$

В (9) передаточный коэффициент задатчика интенсивности находится из граничного условия исключения пробуксовки колёсных пар электровоза от-

носительно рельс, то есть из условия допустимого ускорения. В данном случае $К_{ЗИ}$=1.

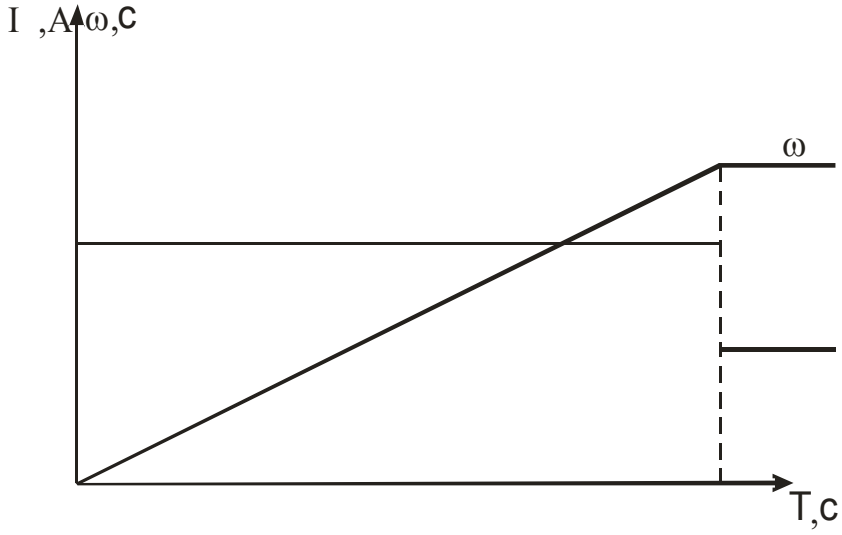


Рисунок 2 - Переходные процессы при частном оптимальном управлении

На рисунке 3 приведена обобщённая алгоритмическая структура оптимизированной нелинейной САР, а соответствующая ей расчётная структура с ранее полученными регуляторами тока

$$W_{PT}(p) = \frac{0{,}1512p + 1}{0{,}03412p^2 + 0{,}17958p},$$

и скорости

$$W_{PC}(p) = 173{,}2804,$$

настроенными на максимальные параметры заряженной батареи ($Е_Б$=229В) иллюстрирована на рисунке 4.

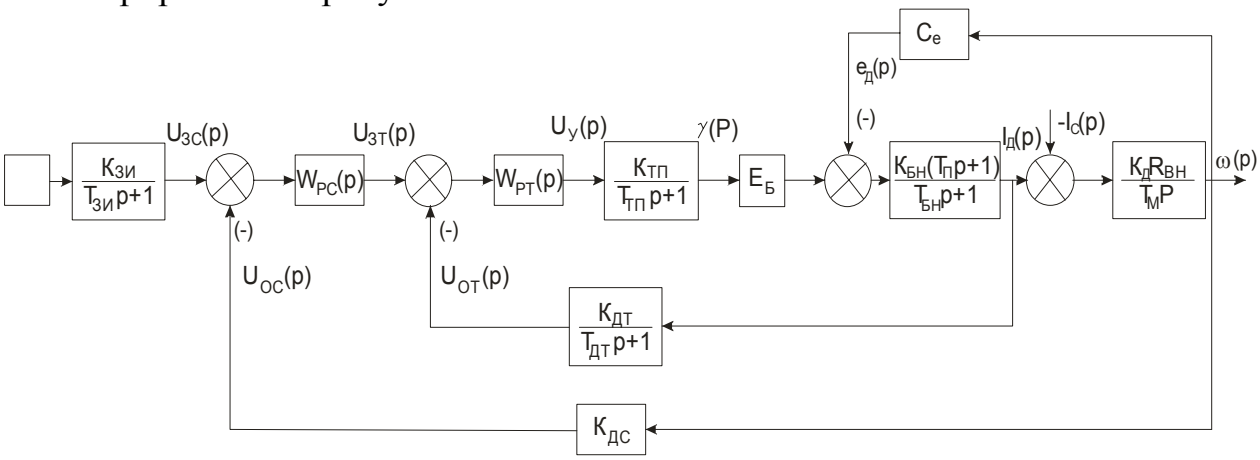


Рисунок 3 - Исходная алгоритмическая структура оптимизированной САР скорости тиристорного электропривода ШАЭ

Для этой структуры САР естественно предполагалось, что переходные процессы должны быть оптимальными, и это предположение практически оправдалось (рисунок 5 а). Подтвердилась и рабочая гипотеза, что регуляторы, настроенные на максимальные параметры ТАБ и полученные в результа-

те синтеза линейной математической модели, будут вполне приемлемы для нелинейных САР, включая оптимальные, и в случае, когда параметры батареи будут отличаться от максимальных, о чём свидетельствуют рисунок 5 б ($E_Б$=195В) и рисунок 5 в ($E_Б$=161В).

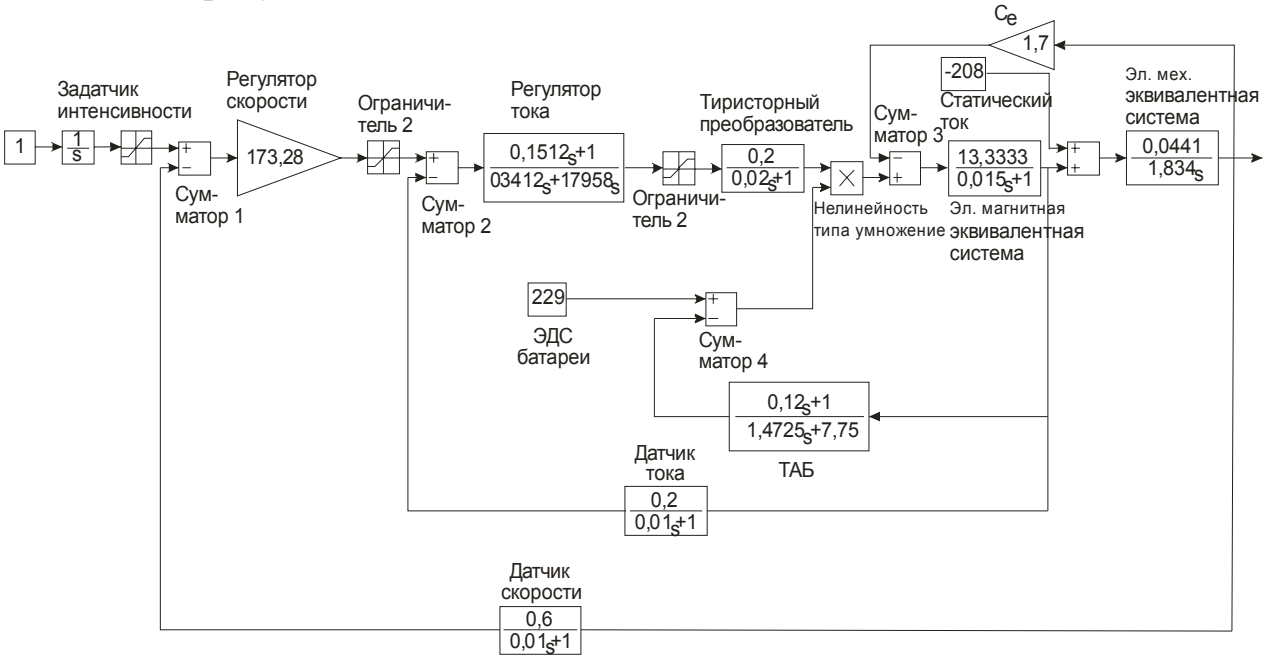


Рисунок 4 - Алгоритмическая структура оптимизированной нелинейной САР скорости электропривода ШАЭ

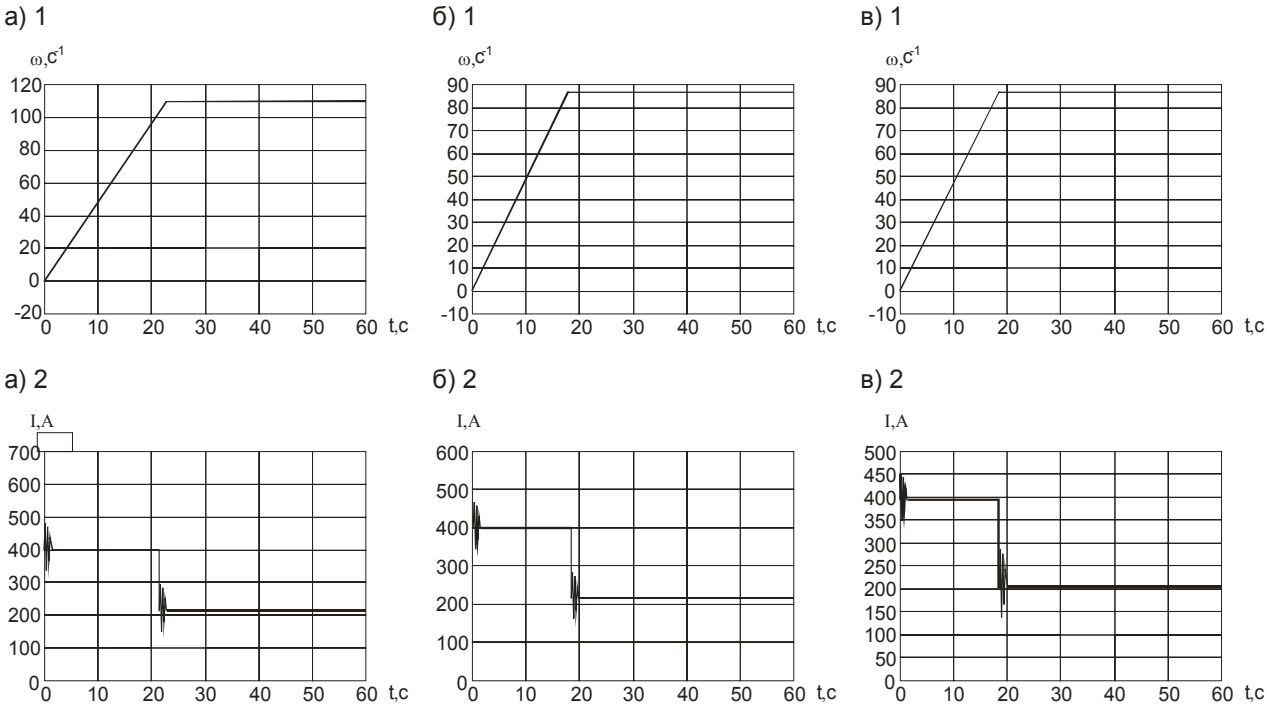


Рисунок 5 - Переходные процессы САР скорости электропривода

Однако следует отметить, что наряду с идеальным переходным процессом по скорости, переходные процессы по току при запуске электродвигателей ШАЭ и при переходе системы к установившемуся состоянию в течении

времени не более 1,5 ... 2 с имеют резко затухающий характер. При этом максимальные броски тока более выражены при включении. Максимальное значение броска тока в оптимальной системе 540А при ТАБ с $E_Б$=229В, а в рассмотренной ранее обычной САР при той же батареи - 650А, то есть разница весьма ощутима. В оптимальной САР при $E_Б$=195В бросок равен 540А, а при $E_Б$=161В - 450А.

Отмеченный характер переходного процесса и бросок тока, равный 540А продолжительностью, измеряемой десятыми долями секунды, свидетельствуют о том, что исследуемая САР скорости фактически обеспечивает оптимальное управление тиристорным электроприводом ШАЭ и в перспективе может быть использована при создании автоматизированной системы управления шахтным аккумуляторным электровозом без машиниста.

В целом результаты данного исследования могут быть рекомендованы к использованию при разработке не только САР скорости рассмотренного типа шахтного электровоза, но и других транспортных средств общепромышленного применения с аналогичными системами электропривода.

Список литературы

1. Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Бурдуковский С.И. Структурный анализ и синтез САР скорости шахтного аккумуляторного электровоза с тиристорным электроприводом. Вестник Российской Академии естественных наук (Западно-Сибирское отделение) Выпуск 5.- Кемерово.2002-с251-266.

2. Пугачёв Е.В. Системы шахтного электрооборудования с аккумуляторными источниками питания: Учебное пособие. РИО СибГИУ - Новокузнецк. 1986.-89 с.

3. Пугачев В.С. Основы автоматического управления. -М.:Наука. 1974.-720 с.

4. Петров Ю.П. Оптимальное управление электроприводом. - М. - Л.: Госэнергоиздат. 1961. - 187 с.

5. Петров Ю.П. Вариационные методы теории оптимального управления. – Л.: Энергия. 1977. - 280 с.

УДК 366.67

ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ФИНАНСОВЫМИ РИСКАМИ

***Проскурина* М.А.**
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В условиях множества трудностей, являющиеся специфическими для современного состояния отечественной экономики, представляют интерес современные методы и способы экономического анализа, используя которые проблема оценки и учета экономического риска приобретает самостоятельное значение как составляющая часть менеджмента.

На степень и величину риска можно воздействовать через финансовый механизм. Важным является не избежание риска вообще (это практически невозможно), а предвидение и снижение его до минимального уровня. Поэтому в процессе управления деятельностью предприятия в финансовом менеджменте система управления рисками занимает все более значимое место.

Сегодня финансовые аспекты деятельности предприятия выдвигаются на первый план, возрастает роль финансов, так как руководство современного предприятия четко должно знать, за счет каких источников ресурсов оно будет осуществлять свою деятельность и в какие сферы деятельности будет вкладывать свой капитал. Иными словами, здесь неизбежен анализ финансового риска предприятия - вероятности возникновения неблагоприятных финансовых последствий в форме потери дохода или капитала в ситуации неопределенности условий осуществления финансовой деятельности хозяйствующего субъекта.

Для финансовой операции, начальное и конечное состояние которой имеет денежную оценку, окончательной целью является максимизация дохода, равная разности между конечной и начальной оценками. Таким образом, более высокую доходность, по сравнению со сложившейся средней доходностью в отрасли, на финансовом рынке можно получить лишь ценой риска.

Кроме прямых потерь, под риском понимают возможность неполучения ожидаемых доходов от вложений в активы, складывающихся из дохода от повышения стоимости актива (акций) и процентного дохода от его использования (дивиденды). Это риск снижения рентабельности собственного капитала.

На наш взгляд, более правильно рассматривать управление рисками с точки зрения концепции контроллинга.

Контроллинг рисков - это процесс, обеспечивающий приемлемое для данного предприятия соотношение между потенциальными возможностями достижения целей и угрозами негативных отклонений в результате реализации рисковых событий.

Контроллинг рисков осуществляет информационно-аналитическую поддержку менеджмента рисков. Иными словами, для улучшения финансового положения предприятия, снижения финансовых рисков необходимо совершенствовать систему планирования прибыли и рентабельности на уровне стратегического и тактического планирования, сокращения затрат и рационального использования различных факторов и ресурсов производства.

При финансовом анализе все показатели рентабельности рассматриваются независимо друг от друга, что не позволяет установить причинно-следственные связи, а это может привести к неверному их объяснению и, соответственно, принятию неправильных управленческих решений, другими словами, они не служат целям контроллинга.

Для того чтобы показатели были применимы для контроллинга, они должны отражать состояние и результаты деятельности какой-либо сферы

предприятия, обладать актуальностью, компактностью, динамичностью, ориентировать на прогнозирование, допускать сравнение.

Существует достаточно большое количество отдельных показателей и систем показателей, которые можно систематизировать по различным критериям. Например, различают логико-дедуктивные и эмпирико-индуктивные системы показателей. В основе логико-дедуктивных систем лежит конкретный показатель верхнего уровня, который постепенно в определенной последовательности расщепляется на показатели более низкого уровня, находящиеся в смысловой связи с основным показателем.

Эмпирико-индуктивные системы созданы путем статистического отбора информационно более значимых показателей.

Достаточно широко распространена система показателей Дюпона, или вершина ROE - коэффициент рентабельности собственного капитала.

Также ROE используется в качестве критерия распределения полученных средств за счет прибыли:

$$ROE = (1 - C_{НП}) \cdot ROA + Э_{фр}, \qquad (1)$$

где $C_{НП}$ - ставка налога на прибыль; ROA - рентабельность активов; $Э_{фр}$ - эффект финансового рычага.

Эффект финансового рычага $Э_{фр}$ можно представить в следующем виде:

$$Э_{фр} = (1 - C_{НП}) \cdot (ROA - C_{ПС}) \cdot \frac{ЗК}{СК}, \qquad (4)$$

где $C_{ПС}$ - средняя процентная ставка, %; ЗК - заемный капитал; СК - собственный капитал.

Окончательно рентабельность собственного капитала можно представить в следующем виде:

$$ROE = (1 - C_{НП}) \cdot ROA + (1 - C_{НП}) \cdot (ROA - C_{ПС}) \cdot \frac{ЗК}{СК}, \qquad (6)$$

или

$$ROE = (1 - C_{НП}) \cdot \left[ROA + (ROA - C_{ПС}) \cdot \frac{ЗК}{СК} \right]. \qquad (7)$$

С учетом формулы (7) достигнутую величину рентабельности ROE следует сравнивать со стоимостью капитала на рынке, то есть с тем процентом, который может быть получен предпринимателем, например, от вложения в акции, облигации другого предприятия. Если рентабельность собственного капитала ниже цены капитала на рынке, то следует предпринять компенсационные меры по увеличению финансового рычага. В противном случае следует задуматься о том, стоит ли вообще продолжать производство в том виде, в каком оно ведется в настоящий момент. Возможно, надо переходить на новую продукцию, или провести мероприятия по снижению издержек, или просто продать предприятие.

Рассмотрим более детально первое направление - компенсацию снижения доходности собственного капитала за счет увеличения силы воздействия финансового рычага.

Составляющими эффекта финансового рычага, формула (4), являются:

- налоговый корректор $(1 - C_{НП})$;

- дифференциал финансового рычага $(ROA - C_{ПС})$;

- плечо финансового рычага или коэффициент финансового левериджа ($\frac{ЗК}{СК}$), которые характеризуют возможности управления финансовыми рисками.

Налоговый корректор $(1 - C_{НП})$ снижает результативность воздействия финансового рычага на доходность собственного капитала.

Величина корректора практически не зависит от деятельности предприятия и характеризует влияние налогового риска на финансовые потери. Эти потери могут быть вызваны введением дополнительных видов налогов, увеличением налоговых ставок, отменой налоговых льгот, изменением порядка и сроков уплаты налогов.

Вместе с тем в процессе управления финансовым риском налоговый корректор может быть задействован в следующих случаях:

- если по различным видам деятельности предприятия установлены дифференцированные ставки налогооблагаемой прибыли;

- если «дочерние» фирмы предприятия осуществляют свою деятельность в свободных экономических зонах своей страны или в других государствах, где действует льготный режим или более низкий уровень налогообложения прибыли.

В этих условиях, используя принцип минимизации налогового риска, воздействуя на структуру производства, можно снизить среднюю ставку налогообложения прибыли и тем самым повысить воздействие налогового корректора при прочих равных условиях влияния на эффект финансового рычага.

Дифференциал финансового рычага $(ROA - C_{ПС})$ представляет разность между рентабельностью активов и фактической ставкой процента по заемным средствам. Дифференциал рычага представляет информацию для выбора целесообразной структуры источников финансирования, то есть является главным условием, формирующим положительный эффект финансового рычага. Чем больше положительное значение дифференциала, тем выше при прочих равных условиях будет эффект рычага, а следовательно, и финансовый риск.

В связи с высокой динамичностью величина дифференциала требует постоянного мониторинга в процессе управления финансовым риском. Это вызвано действием следующих факторов:

- резким возрастанием стоимости заемных средств в период ухудшения конъюнктуры финансового рынка, которая может превысить уровень рентабельности активов предприятия;

- снижением финансовой устойчивости предприятия в процессе повышения доли используемого заемного капитала. Это вынуждает кредиторов увеличить уровень ставки процента за кредит с включением в нее премии за дополнительный финансовый риск. При определенной степени риска величина дифференциала может быть сведена к нулю или иметь отрицательное

значение. В первом случае использование заемного капитала не дает прироста рентабельности собственного капитала, а во втором - рентабельность собственного капитала снизится, так как часть чистой прибыли генерируемой собственным капиталом, будет уходить на формирование используемого заемного капитала по высоким ставкам процента;

- сокращением объема и прибыли от реализации продукции в период ухудшения конъюнктуры товарного рынка. В этих условиях отрицательная величина дифференциала может формироваться даже при неизменных ставках процента за кредит. Причиной является снижение экономической рентабельности.

Плечо финансового рычага ($\frac{ЗК}{СК}$) характеризует сумму заемного капитала в расчете на единицу собственного капитала. Плечо в эффекте финансового рычага выполняет роль мультипликатора. Он является именно тем рычагом, с помощью которого увеличивается положительный или отрицательный эффект, получаемый за счет дифференциала, то есть в зависимости от величины дифференциала прирост соотношения долга и собственного капитала вызывает еще большую динамику эффекта рычага в целом (положительную или отрицательную).

Между дифференциалом и плечом ЭФР существует противоречие и глубокая связь. Финансовый менеджер не станет увеличивать любой ценой плечо финансового рычага, а будет регулировать его в зависимости от дифференциала. Другими словами, проблема для финансового менеджера не в том, чтобы исключить все риски вообще, а в том, чтобы принять разумные, допустимые риски в пределах дифференциала. Чем больше дифференциал, тем меньше риск кредитора. Дифференциал не должен быть отрицательным.

С другой стороны, чем меньше величина дифференциала, тем большую долю необходимо отводить на заемные средства для подъема рентабельности собственных средств.

Знак эффекта финансового рычага (дифференциала рычага) отражает целесообразность увеличения заемного капитала:

эффект рычага положительный - увеличение заемного капитала повышает рентабельность собственного капитала;

эффект рычага отрицательный - увеличение заемного капитала нецелесообразно, это снижает рентабельность собственного капитала.

Подводя итог вышесказанному, хотелось бы отметить: риск всегда связан с будущим, которое нельзя предсказать. Однако, применяя методы теорий рисков, идеологию контроллинга, можно снизить уровень неопределенности в деятельности предприятия и принимать более обоснованные решения.

УДК 621.4

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ДВИГАТЕЛЕЙ СТИРЛИНГА В СОВРЕМЕННОЙ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКЕ

Вертман А.А., Дуб А.В., Хчеян Г.Х.
ГНЦ НПО «ЦНИИТМАШ», Горно-металлургическая секция РАЕН
г. Москва

Двигатели внешнего нагрева, предложенные еще в 1816 г. Р.Стирлингом (далее « ДВН»), широко использовались в течение XIX века, но затем были вытеснены более экономичными двигателями внутреннего сгорания (ДВС). Причины исчезновения этого типа тепловых машин связаны со спецификой их конструкции и принципа действия.

В отличие от ДВС, где сжигание топлива осуществляется внутри цилиндра источник тепла двигателя внешнего нагрева расположен снаружи, что неизбежно увеличивает продолжительность набора мощности и скорость регулирования числа оборотов агрегата.

Этот недостаток определяет основные области применения машин Стирлинга (в основном, в виде стационарных или судовых агрегатов).

К тому же удельная масса (кг/кВт) ДВН в 1,5-2 раза выше, чем у двигателей внутреннего сгорания, что приводит к увеличению массо-габаритных параметров, расхода топлива и в 3-4 раза повышает удельную стоимость изделия до 700-800 $/кВт).

Следует специально подчеркнуть, что технологии прошлого века не могли обеспечить надежного и экономически приемлемого решения в части конструкции наиболее ответственных узлов, особенно, в условиях поточной сборки на конвейере. Анализ показывает, что настоящее время достижения научно-технического прогресса в области материаловедения, переход к нанотехнологиям, общее ухудшение экологической обстановки в мире, в основном, за счет токсичных выбросов автотранспорта и прогрессирующий рост цен на углеводородное топливо определяют радикальное изменение конъюнктуры на рынке тепловых машин.

Можно утверждать, что в сложившейся ситуации комплекс эксклюзивных позитивных особенностей двигателей Стирлинга способен полностью перекрыть их недостатки и обеспечить получение значительного эффекта.

Наиболее важными преимуществами ДВН по сравнению с другими тепловыми машинами являются следующие.

1. Отсутствие ограничений в выборе источника нагрева и возможность использования кроме традиционных энергоресурсов (нефтепродуктов и природного газа) также и местного твердого топлива, солнечной инсоляции, тепла экзотермических реакций, биогаза, торфа, бытовых отходов и отходов древесины, попутного газа, выделяющегося при скважинной добыче топлива, тепла радиоактивного распада, сжигания масел и спиртов, получаемых из рапса и других растений.

2. Наивысшая среди объектов энерготехники тепловая эффективность (теоретический КПД ДВН достигает 70%, а реальный колеблется от 45% при температуре -650-700 С до 12% при температуре -300° С), но в ближайшей перспективе, несомненно, возрастет до 50-55%.

3. Высокая степень чистоты, как рабочих тел (воздух, азот, гелий, водород и др.), так и отработанных сред, возникающих при их эксплуатации, а также высокая надежность машин из-за отсутствия в них искрового зажигания и меньшего числа деталей движения.

4. Двигатели Стирлинга отличаются весьма низким уровнем шума, высоким ресурсом (до 50000 мото-час) и возможностью регулирования мощности без изменения параметров рабочего тела, т.е. только за счет изменения температуры нагревателя.

5. ДВН допускают одновременно с генерированием электроэнергии также и производство низкопотенциального товарного тепла без сооружения систем водоподготовки, градирен и другого капиталоёмкого оборудования современных тепловых электростанций.

В прогнозах и обзорах [1] двигатель Стирлинга ныне рассматривается, как энергопреобразующий агрегат, обладающий наибольшими резервами модернизации, тогда как возможности повышения КПД других тепловых машин, практически, уже исчерпаны.

Анализ показывает, что, начиная с 90-х годов прошлого века, масштаб работ по созданию эффективных ДВН резко возрос и осуществляется крупными корпорациями США, ФРГ, Голландии, Японии и других стран («Филлипс», «Форд», «МАН-БМВ», «Тошиба» и пр.), причем к решению проблемы привлечены более 120 ведущих фирм мира. Ряд фирм ныне уже производят двигатели, которые по техническим параметрам превосходят современные ДВС и газотурбинные установки (таблица 1) [1].

Таблица 1 – Характеристика двигателей Стирлинга зарубежных фирм

Фирма	Марка	Мощность, кВт	Удельная масса, кг/кВт	Ресурс, ч	Эффективный КПД, %
Philips	4 · 235	150	5.0	10000	28
	4-S-1210	265	3.8	10000	30
STM Inc.	STM4-120	52	2.1	50000	45
	SM-3	40		50000	40
Daimler Benz	KS15D	15	3.7		37.1
Solo	V-160	7.5	2.3	60000	35
MTI	Mod-III	108	3.0	20000	30
	4-95	52	4.1	20000	41
United Stirling	V4X	1250	1.2	10000	30

Отечественный научно-технический задел в области стирлингостроения достаточно велик и включает ряд принципиальных достижений, т.к. в СССР проблема ДВН была предметом многолетних масштабных НИОКР [1,2] в МГТУДНИДИ и других ведущих НИИ страны, но в течение последних 15-ти лет работы этого направления не проводились, тогда как за рубежом именно

на пороге XXI века были достигнуты наиболее существенные результаты, как в части расчетной базы, так и в технологиях массового производства ДВН.

Из прорывных достижений мировой техники последнего времени следует отметить:

* Создание (Швеция, США) нового поколения подводных судов на базе группы бесшумных двигателей Стерлинга с единичной мощностью корабельной энергоустановки до 6-12 МВт при использовании серийных модулей по 1,25 МВт, в которых в качестве окислителя топлива используется перекись водорода [3].

* Серийное производство (Германия) оборудования для фермеров и районных мини-ТЭС на базе ДВН, мощностью от 7,5 до 52,0 МВт с КПД от 35 до 45%.

Отличительной особенностью этих установок, тиражируемых большими сериями, является использование ими в качестве топлива исключительно местных ресурсов (углей, сланцев, отходов древесины и агрокомплекса, автопокрышек и пр.), что не только снижает стоимость электроэнергии за счет дешевого топлива, но и обеспечивает улучшение экологической обстановки в результате санации обширных территорий.

* Сооружение в США энергокомплекса на площади более 25000 км^2 в составе множества (до 1,0 млн.) серийных модулей в виде параболических зеркальных концентраторов солнечной энергии, в фокусе которых размещен ДВН, мощностью до 30 кВт, причем при завершении проекта производство электроэнергии «Солнечной фермой» превысит выработку энергии всех АЭС, действующих ныне в США [4].

Изложенное позволяет констатировать, что достигнутый в мире уровень стирлингостроения обеспечивает возможность выпуска больших серий машин, мощностью не менее 1,25 МВт, с КПД до 50%, пригодных для вовлечения невостребованных ныне энергоресурсов. Для ситуации, сложившейся в топливно-энергетическом комплексе РФ особый интерес представляют следующие области применения двигателей внешнего

1. Утилизация летучих продуктов подземной газификации. Преимущества подземной газификации горючих ископаемых [5] в Подмосковном Дузнецком и других бассейнах хорошо известны, но анализ указывает на наличие и дополнительных резервов повышения экономических параметров этой прогрессивной технологии при размещении энергоблоков на базе двигателей Стирлинга в непосредственной близости от скважин малого (по объёму) дебита газа.

В качестве иллюстративного примера ниже рассмотрена утилизация генераторного газа (Q-680 ккал/м^3), истекающего из единичной скважины при температуре -500° С под давлением 2-3 атм., причем газ содержит (об.%): CO-5,7/ H2 -13,0/ CO2 -17,0/CH4 -l,6/H2S-l,0/N2 -60,6/ O2 -0,9 (Рисунок 1).

При дебите скважины порядка 5.000 м^3/час сжигание подобного газа на воздушном дутье (V-3250 м^3) обеспечивает получение продуктов горения с

общим потенциалом около 4,17 Гкал. при температуре порядка 1600-1650° С. Наиболее простым устройством утилизации этого потенциала является футерованная ёмкость, заполненная шаровой насадкой [6], в которую встроены металлические стержни, отводящие тепло к торцу цилиндра ДВН, мощностью 1,25 МВт с КПД -35% (современный уровень) при нагреве рабочего тела двигателя до 700-850° С.

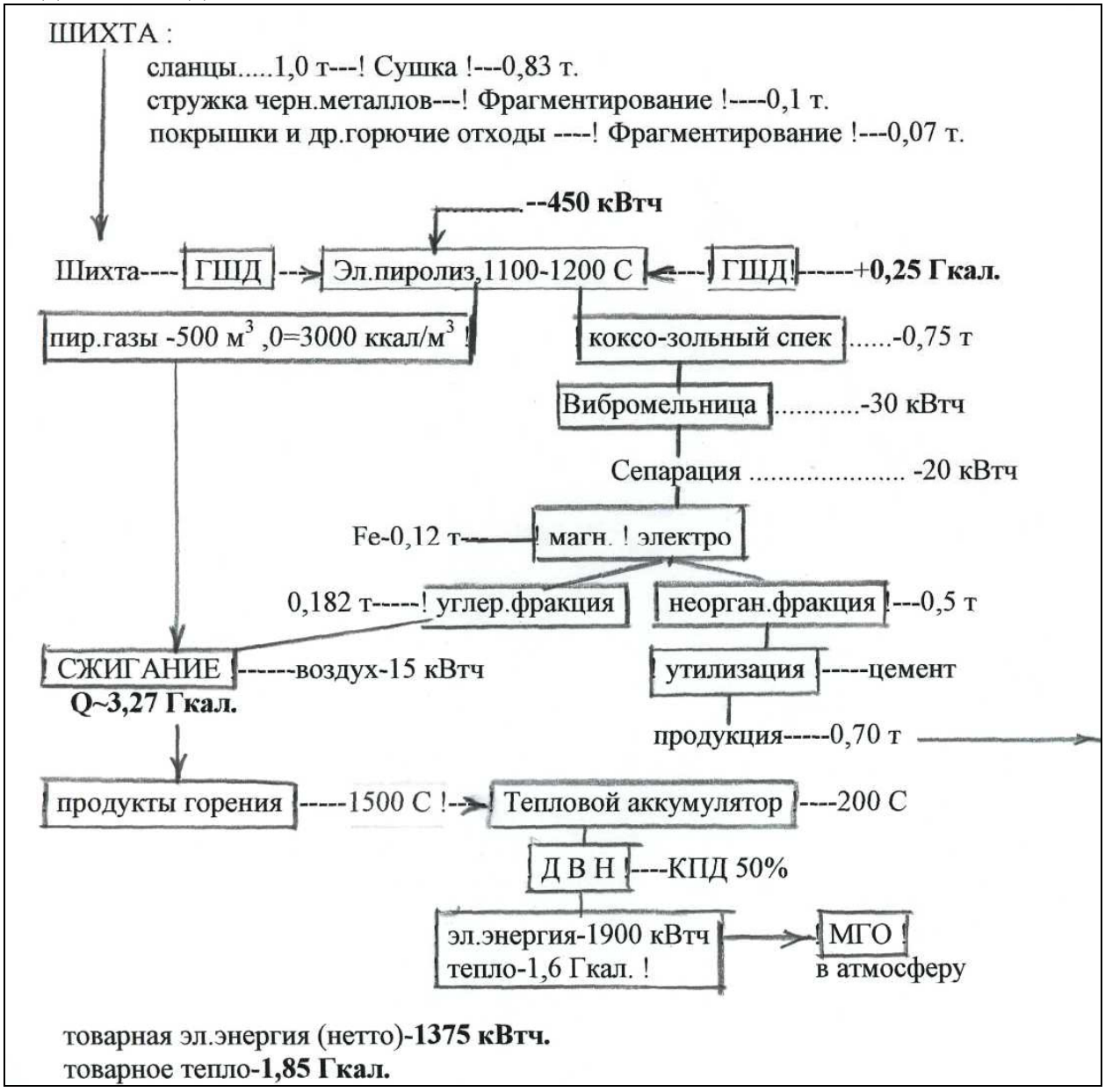


Рисунок 1 – Схема типового энерго-технологического комплекса на базе местных ресурсов твердого топлива и отходов: ДВН – двигатель Стирлинга, МГО – мокрая газочистка

С учетом незначительных тепловых потерь через футеровку температура дымовых газов после ДВН снижается до 350-400 С, что позволяет утилизировать остаточную энтальпию (1,10 Гкал) во втором двигателе с КПД -30% с выработкой до 370 кВтч. Общее производство энергии в рассматриваемом примере составит 1620 кВтч при удельном расходе порядка 362 г у.т./кВтч (КПД-34%).

Преимуществом предлагаемого решения является возможность непрерывной работы энергоблока, мощностью 1,62 МВт в течение года с получением порядка 4,2 млн. кВтч,тогда как эквивалентный по производству энергоблок традиционной структуры должен иметь мощность не менее 2,85 МВт из-за неизбежности остановов на чистку котла.

Соответственно возрастает и различие в сумме капвложений, т.к. эксплуатация блока ДВН не требует сооружения трубопровода, котла, градирен, системы подготовки воды и пр.

Существенно снижаются и затраты на проходку скважин малого диаметра (-100-50 мм).

Согласно экспертных оценок стоимость энергоблока ДВН при современном уровне цен (-300 $/кВт) составит 0,50-0,55 млн.$, тогда как вложения в эквивалентный паротурбинный блок превысят 2,0-2,2 млн.$.

Создание системы малых энергоисточников (5,0-50,0 МВт), потребляющих исключительно местные ресурсы твердого топлива широкого состава перспективно, так как большинство регионов располагают местными ресурсами, включая бурые угли, сланцы, отходы агропромышленного и лесного комплексов, автопокрышки и прочие забалансовые материалы.

Указанную систему с учетом её широкой топливной базы можно рассматривать, как резервную систему жизнеобеспечения, особенно, в отдаленных регионах России, занимающих более 65 % территории страны, где, как правило, отсутствуют магистральные ЛЭП и газопроводы.

Принципиальная схема энергоисточника на базе исключительно местных ресурсов и отходов представлена на рисунке 2.

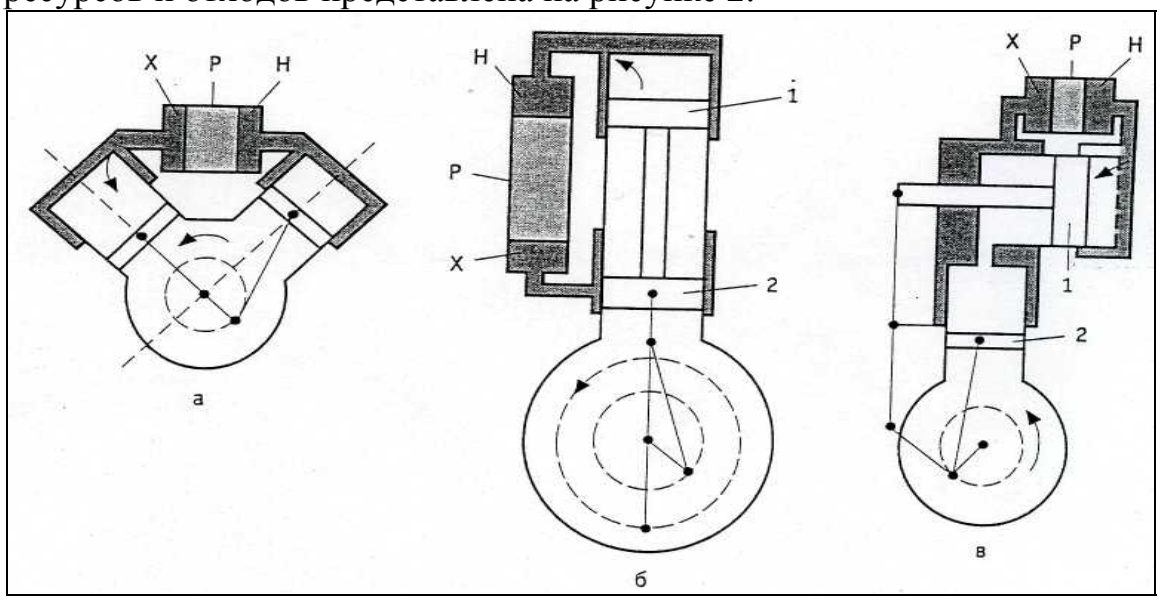


Рисунок 2 - Типы соединения цилиндров: а - альфа (с двумя поршнями); б – бета (с рабочим и вытеснительным поршнями); в – гамма (с рабочим и вытеснительным поршнями); 1 – вытеснитель; 2 – рабочий поршень; Н – нагреватель; Р – регенератор; Х – холодильник

Отличительная особенность структуры модуля, мощностью порядка 5,0 МВт (для фермерских хозяйств и малых поселений) или группы модулей,

мощностью до 50 МВт (для более ёмких потребителей) - наличие герметичной установки пиролиза, где смешанная шихта, содержащая местное топливо широкого состава и другие компоненты подвергается нагреву без доступа воздуха до 1000-1200°С в электропечах непрерывного действия с затратой до 400-500 кВтч/т. Подобные печи широко используются в промышленности, причем разработанные в последнее время новые резисторные сплавы и изоляционные материалы существенно улучшают их показатели (экономичность, ресурс, эксплуатационные расходы).

Продуктами пиролиза являются газ (Q-3000-3300 ккал/м^3) и коксозольный спек (остаток), содержащий до 20-30% включений углерода, диспергированного в минеральной основе, что позволяет, используя серийные электросепараторы выделить горючую фракцию в виде «пылеугольного» топлива (ПУТ) и осуществлять совместное сжигание ПУТ и пиролизных газов, имея в виду, что температура горения подобного топлива достигает 1600-1700° С и обеспечивает нагрев рабочего тела группы двигателей Стерлинга до 700-850° С, при которой КПД этих машин может достигать 45-50% (в современном исполнении).

При переделе по предлагаемой схеме, например, забалансовых сланцев с зольностью до 45% и теплотворной способностью - 1500 ккал/кг производство товарной электроэнергии достигает 1375 кВтч/т исходного топлива (за вычетом расходов на пиролиз и другие нужды), а вторым ценным товарным продуктом является теплосодержание воды (-50-60° С), системы охлаждения. Следует указать и на другие источники повышения экономичности предлагаемого решения, реализация которых возможна только за счет особенностей мини-предприятий и малого объёма производства.

Так, во всех регионах РФ имеются нетранспортабельные ресурсы частично окисленной при хранении стружки, тросов и других отходов черных металлов.

При загрузке этих фрагментированных материалов (0,05-0,10 т/т) совместно с твердым топливом в пиролизную установку имеет место восстановление оксидов с получением весьма ценного (300-500 $/т) товарного продукта в виде полезного порошка.

Малый объём производства допускает и утилизацию золы топлива с выпуском товарных зольно-цементных блоков, пригодных для использования в строительстве.

Оценки показывают, что суммарная стоимость товарных продуктов мини- комплекса на базе двигателей Стирлинга достигает 100-125 $/т, тогда как прямое факельное сжигание тех же сланцев под котлами паротурбинных ТЭС с КПД порядка 38-40% приносит в 2-3 раза меньший удельный доход, т.к. единственным товарным продуктом в этом случае является электроэнергия.

Заключение

1. Модернизированные двигатели Стирлинга, выполненные с использованием материалов последних поколений с КПД 30-50% могут быть эффек-

тивно использованы в тепловой региональной энергетике на базе местных, невостребованных ресурсов.

2. «Реэнергетика», т.е. региональная, резервная энергетика обеспечивает повышение надежности жизнеобеспечения населения, особенно, в отдаленных регионах экстремального климата.

3. Актуальной задачей машиностроительного комплекса РФ является оперативная ликвидация технологического отставания в области стирлингостроения на базе новых материалов и технологий.

4. Низкие стартовые вложения в мини-объекты «Реэнергетики» определяют их привлекательность для частных фирм с ограниченными финансовыми возможностями и смягчают нагрузку на Федеральный бюджет.

5. Особое значение для интенсификации развития экономики России имеет оперативное принятие пакета Законов о малой энергетике («Реэнергетики»), а также системы льгот за вовлечение резервных ресурсов и улучшение экологической обстановки.

Список литературы

1. Кириллов Н.Г. Машины Стирлинга-технологии XXI века. - М.: Энергия: зкономика, техника, экология, 2005. - №10. - С.47-53.

2. Смирнов Г.В. Двигатели внешнего сгорания. – М: Машгиз, 1967. - 204с.

3. Ракивский М. Двигатель Стирлинга для подлодки: пер. с польского. - Морской вестник, 1983. - с. 27.

4. Chuck Andraka - Sandia National Laboratorias. - USA, 2005.

5. Аренс В.Ж.,Гридин О.М. Подземная газификация углей с комплексной переработкой газа. – М.: ГИГХС, 1982. - 62 с.

УДК 620.9

К ПРОБЛЕМЕ ВОВЛЕЧЕНИЯ НЕВОСТРЕБОВАННЫХ РЕЗЕРВОВ ГОРЮЧИХ ИСКОПАЕМЫХ

Щадов М.И., Вертман А.А., Дуб А.В., Хчеян Г.Х.
Горное отделение РАЕН, ГНЦ НПО «ЦНИИТМАШ»,
Горно-металлургическая секция РАЕН
г. Москва

В сложившейся ныне экономической ситуации основным источником валютных поступлений в бюджет России является, как известно, экспорт углеводородов, причем из страны ежегодно вывозится более 60% добываемой нефти и до 32% природного газа.

С учетом конъюнктуры современного мирового рынка топлива весьма актуальной задачей отечественной промышленности ныне становится вовлечение в энергобаланс наиболее доступных резервов твердого топлива, так как

только оперативная реализация подобной стратегии способна расширить зарубежные поставки углеводородов без ущерба для экономики РФ.

Наличие в РФ порядка 35% мировых запасов природного газа не умаляет значимости упомянутой проблемы, так как международный рынок топлива непрерывно расширяется.

Анализ показывает, что реальные возможности масштабного увеличения экспорта углеводородов из-за особых условий России достаточно ограничены. Основным лимитирующим фактором остается сложившаяся в период плановой экономики экстремально высокая доля природного газа в энергетике (более 55%), в ЖКХ, металлургии и других отраслях.

Следует подчеркнуть, что в ближайшей перспективе трудно ожидать заметного снижения внутреннего потребления углеводородного топлива, как по соображениям сохранения социальной стабильности общества, так и из-за дефицита средств на реновацию устаревшего оборудования.

Не могут быть сокращены и поставки нефтепродуктов в отдаленные регионы экстремального климата, занимающие до 65% территории страны, хотя затраты на них многократно увеличивают себестоимость энергоносителей [1] и снижают конкурентность финишной товарной продукции, особенно, горного сырья, до 80% ресурсов которого разведано именно на этих территориях [2].

Ресурсы твердого забалансового топлива. Проявления твердого топлива широкого состава (горючие сланцы, бурые, каменные угли, лигниты и пр.) известны на территории большинства субъектов РФ [3] .

Анализ показывает, что вовлечение этих, преимущественно, достаточно доступных ресурсов, допускающих карьерную добычу топлива требует минимальных стартовых вложений и отвечает ограниченным средствам формирующегося ныне малого бизнеса и способно снизить нагрузку на Федеральный бюджет.

Особый интерес представляет вовлечение в энергобаланс горючих сланцев энергодефицитных регионов Европейской части страны, ибо в этом случае появляется возможность сокращения ввоза угля из Сибири, на что отвлекается до 40% грузооборота железнодорожного транспорта России [3].

Согласно [4] крупные залежи сланцев (до 25 млрд.т) имеются в бассейне р. Волга, а также в Центральном и Южно-Уральском округах (60 и 47 млн.т, соответственно). Эти регионы уже испытывают острый дефицит электроэнергии, который в ближайшее время, несомненно, резко возрастет по мере восстановления утраченных объёмов производства. Следует отметить, что несмотря на наличие многочисленных способов энерготехнологической переработки твердого, низкосортного топлива [4], ни одно из известных решений не может быть ныне эффективно использовано, что привело к снижению добычи сланцев с 35 млн.т/год (в СССР) до 1,3 млн.т в России.

Основной причиной сложившейся ситуации является, по нашему мнению, совокупность принципиальных недостатков, характерных для наиболее распространенного способа «прямого факельно-пылевого сжигания».

Суть вопроса заключается в том, что при подобном способе неизбежно налипание слоя твердо-жидких частиц продуктов горения топлива на поверхность жаровых труб котельного агрегата и, соответственно, снижение на 12-15% производства электроэнергии, генерируемой сланцевой ТЭС (СТЭС).

Фактором, также ухудшающим экономические показатели СТЭС, является и экстремально высокая концентрация оксидов серы в отходящих газах, ибо содержание серы в исходном топливе может достигать 8 - 10%. Суммарный эффект указанных негативных воздействий сокращает межремонтный ресурс котла до 1000 час, т.е. из-за частых остановов СТЭС эксплуатируется не более 3000 час/год, тогда как станции, потребляющие качественное твердое топливо, обеспечивают генерирование энергии в течение не менее 5000-5500 час.

К тому же необходимость частых ремонтов в условиях действующего крупного предприятия резко увеличивает его штат и эксплуатационные затраты, особенно, с учетом неизбежного расхода легированных сталей (до 0,5-0,6 кг/т топлива) и резко возросшей ныне стоимости изделий из них (3-5 $/кг) [5] .

Ключевой проблемой сжигания забалансового твердого топлива, несомненно, остается глубокое обезвреживание продуктов горения, так как в последнее время произошло резкое ужесточение Международных экологических норм, лимитирующих (в том числе) неконтролируемый трансграничный перенос вредностей воздушными течениями.

Анализ показывает, что известные и наиболее освоенные ныне способы газоочистки, применяемые, например, в металлургии не могут обеспечить допустимую по затратам эффективную десульфурацию отходящих газов СТЭС.

Основания для подобного заключения следующие:

* Высокая стоимость продукции металлургии допускает сооружение сложных систем газоочистки, тогда как аналогичные решения на объектах энергетики приводят к запредельному возрастанию тарифа.

* Содержание оксидов серы в продуктах горения сланцев Волжского и большинства других бассейнов в 5-10 раз выше, чем в доменном газе, ибо в процессе плавки до 30-40% серы шихты связывается в прочные сульфиды кальция шлаковой фазы.

* Использование традиционного оборудования для сжигания сланцев ограничивает возможность утилизации зольных отходов, в связи с чем необходимы дополнительные расходы на сооружение, обслуживание хранилищ и аренду отчуждаемых весьма ценных территорий.

Резюмируя изложенное можно утверждать:

1. Традиционные паротурбинные ТЭС на базе прямого сжигания горючих сланцев и другого забалансового твердого топлива не могут обеспечить рентабельность экологически чистого производства энергии из-за принципиальных недостатков морально устаревшего оборудования.

2. Вовлечение невостребованных резервов топлива требует разработки новых решений на базе достижений научно-технического прогресса.

Предлагаемое решение. Концепция предлагаемого решения, способного реализовать экологически чистый, безотходный и рентабельный передел твердого топлива широкого состава должна предусматривать :

* Создание энерго-технологических комплексов (ЭТК) в виде системы модульных мини-предприятий, снабженных унифицированным оборудованием серийного изготовления, что обеспечивает сокращение суммы стартовых инвестиций, увеличение числа потенциальных инвесторов и имеет ряд других преимуществ, доказанных длительной эксплуатацией металлургических мини-заводов [5].

* Переход от машин и механизмов к типовым, герметичным электротермическим устройствам (реакторам) без деталей движения с целью обеспечения экологической безопасности передела топлив без ограничений по содержанию в них токсикантов, а также для снижения металлоёмкости и увеличения ресурса агрегатов.

* Выпуск особо ценной финишной товарной продукции за счет утилизации собственной электроэнергии, генерируемой энергоблоком ЭТК преимущественно, без отвода мощности в ЛЭП Единой энергосистемы, что существенно сокращает вложения в транспорт энергии и потери при коммутации.

Принципиальная схема модульного ЭТК, состав шихты и ожидаемые расходные показатели представлены на рисунке 1.

В качестве конкретного иллюстративного примера ниже рассмотрен передел низкосортных горючих сланцев Савельевского месторождения Саратовской обл.

Последовательность технологических операций.

1. Нагрев предварительно подсушенного топлива до 1000-1200°С с целью его скоростного пиролиза в герметичных электропечах непрерывного действия с резервированием горючих газов (Q~3000-3300 ккал /м^3).

Справочно. Известны многочисленные конструкции электропечей с эффективными резисторными нагревателями, допускающие нагрев шихты до 1000-1200°С в герметичных ёмкостях, где поддерживается пониженное давление (менее 0,5 атм.), причем эти печи отличаются высоким ресурсом и минимальными расходами на эксплуатацию [6].

2. Непрерывное удаление коксо-зольного остатка (КЗО) пиролиза, содержащего до 18-25% углеродной фракции (Q~7000 ккал/кг) через охлаждаемое шнековое устройство, в котором осуществляется и предварительное измельчение финишного продукта пиролиза.

3. Тонкий помол КЗО в мельницах нового поколения [7] с целью последующего разделения фаз в электросепараторах.

Справочно. Техническая возможность поточного осуществления этой операции основана на экспериментально установленном существенном различии электропроводности золы и углеродной фазы КЗО.

4. Совместное сжигание пылевидной углеродной фракции и пиролизных газов в камерах горения регенераторов (КР), разработанных ИВТ РАН, которые отличаются высоким КПД (до 95-98%), длительным (5-7 лет) ресурсом и обеспечивают нагрев шаровой, корундовой насадки до 1500-1550°С [8].

5. Продувка через нагретую насадку одного из регенераторов системы компрессорного воздуха с целью его использования в качестве рабочего тела газовой (воздушной) турбины с КПД до 40-42% при 1400-1450°С.

6. Утилизация остаточного теплосодержания воздуха, и стекающего из газовой турбины при 750-800°С в теплообменнике (котле) для получения пара высоких параметров и обеспечения непрерывной работы ПТУ (паротурбогенератора) с КПД до 42%.

Справочно. Согласно оценок ресурс котла, обогреваемого воздухом, возрастает в 2-3 раза, т.к. из-за отсутствия в рабочем теле пыли и агрессивных соединений серы исключаются неизбежные для ТЭС традиционной структуры остановы на чистку жаровых труб, что увеличивает длительность безремонтной эксплуатации энергоблока с 5000-5500час до 8000-8200 час/год.

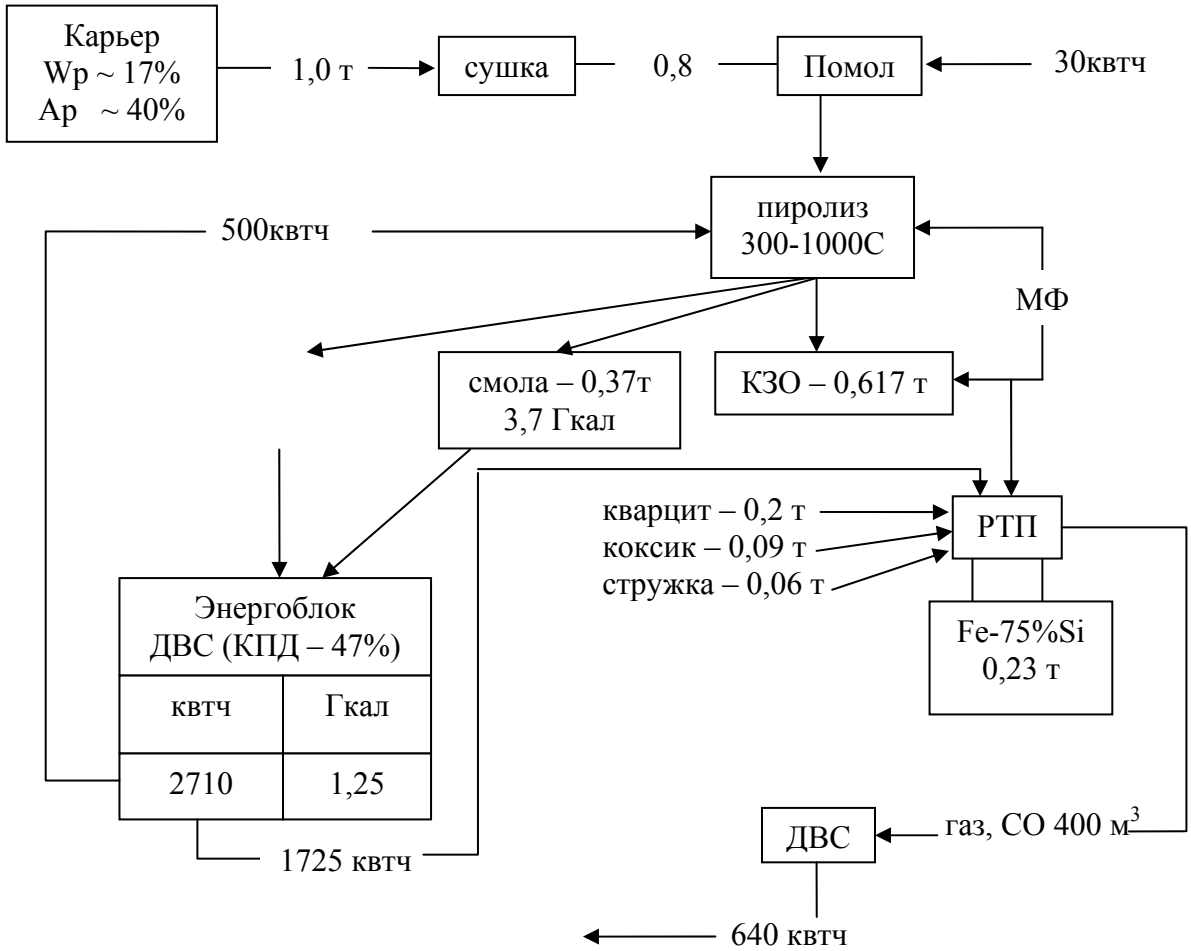


Рисунок 1 - Принципиальная схема энерго-технологического мини-комплекса (ЭТК)

Помимо указанных преимуществ в предлагаемой системе появляется возможность глубокой утилизации остаточного теплосодержания воздуха, истекающего из котла при температуре 150-200°С в барботере для получения дополнительного товарного тепла в виде горячей (90°С) воды.

В целом можно констатировать, что увеличение общего КПД энергоблока до 55-58% позволяет компенсировать затрату энергии на электропиролиз и существенно (в 1,5-2 раза) повышает полезное использование исходного топлива.

Экологическая безопасность производства достигается применением штатных многобарьерных устройств мокрой очистки дымовых газов, которые достаточно освоены металлургией.

Следует также отметить, что объём производства мини-ЭТК допускает полную утилизацию зольных отходов в производстве ликвидных цементных строительных блоков и исключает образование отвалов.

Предварительная оценка технико-экономических показателей мини-ЭТК.

Основные расходные коэффициенты предлагаемой схемы представлены на рисунке 1, откуда следует, что передел 1,0 т сланцев Савельевского месторождения, содержащих до 45% (вес.) золы, до 17% влаги и других компонентов, обеспечивают суммарное производство 1675 кВтч электроэнергии, а за вычетом собственных расходов на электропиролиз и прочие собственные нужды - до 1265 кВтч товарной энергии, а также порядка 0,4 Гкал тепла в виде горячей (90°С) воды.

Доля топливной составляющей в структуре себестоимости энергии ТЭС составляет, как известно, около 70% [9], т.е. при закупке местных сланцев по цене порядка 15 $/т затраты на генерирование электроэнергии не превысят - 21,5 $, но продажа попутного товарного тепла (0,4 Гкал) с учетом современного уровня цен (20 $/Гкал) сокращает производственные и другие расходы до 13,5$, т.е. себестоимость энергии можно ожидать на уровне 0,011 $/кВтч, тогда как тариф РАО ЕС ныне достигает 0,06 $/кВтч. Соответственно доход энерго-технологического комплекса (ЭТК) с добычей 200-250 т/сутки (75-100 тыс.т/год) составит не менее 0,45-0,50 $/год, что определяет оперативную окупаемость вложений.

Ожидаемые капиталовложения в оборудование ТЭС типового, модульного ЭТК с добычей порядка 100 тыс.т местных горючих сланцев (млн.$).

1. Электропечь непрерывного действия для пиролиза сухих сланцев (10т/час) при 1100-1200°С (4-5тыс. кВА) 1,5
2. Газовая (воздушная турбина), мощностью 15 МВт 4,5
3. Паротурбинная установка с котлом (8 МВт) 4,0
4. Керамические регенераторы, компрессор и пр. 0,5
5. Помольное и обогатительное оборудование (10 т/час) 0,3
6. Барботеры, мокрая газоочистка, трубопроводы 0,3

Итого 11,1 млн.$, а с учетом упрощенного монтажа (+20%) - 13,3 млн.$

Следует особо подчеркнуть, что ТЭС предлагаемой структуры при потреблении 100тыс. т сланцев в состоянии поставки вырабатывает до 10,5 млн. кВтч электроэнергии в год, что эквивалентно эксплуатации традиционной станции, мощностью ~20 МВт, т.е. сопоставимые удельные капвложения составят около 670 $/кВт, тогда как этот показатель для твердотопливных ТЭС достигает 800-850 $/кВт, особенно, с учетом стоимости современных средств экологической безопасности.

Заключение.

1. Система модульных мини-ЭТК на базе региональных ресурсов твердого топлива отличается рядом существенных экономических преимуществ и может быть оперативно реализована.

2. Актуальной задачей современного периода развития ТЭК РФ следует считать создание «Реэнергетики», т.е. резервной подотрасли, ориентированной на вовлечение региональных ресурсов, как топливных, так и возобновляемых, что позволит исключить дефицит энергии и смягчить нагрузку на ряд базовых отраслей экономики страны.

Общее производство электроэнергии - 3350 квтч (100%).

Технологическое потребление - 2280 квтч (68%).

Собственные нужды - 335 квтч (10%).

Товарная энергия - 735 квтч (22%).

Список литературы

1. Ильковский К.К. и др. - М.: Малая энергетика, 2004. - №1. - С.15-24.
2. Козловский Е.А.,Щадов М.И. Минерально-сырьевые проблемы национальной безопасности России. – М: МГГУ, 1997. - 209 с.
3. Щадов М.И и др. Природный потенциал ископаемых углей. – М.: Недра, 2000. - 422 с.
4. Блохин А.И. и др. Энерготехнологическая переработка топлив. - М.: Светлый стан, 2005. - 329 с.
5. Карабасов Ю.С. Сталь на рубеже веков. - М.: МИСиС, 2003. - 661с.
6. Лейканд М.С. Вакуумные электропечи сопротивления / Сб. «Вакуумная металлургия». - М.: Металлургиздат, 1962. - С. 290-336.
7. Денисов Г.А. Создание ресурсосберегающих технологий на основе научных открытий / Сб. «Вестник РАЕН». - М., 2005. - С. 99-115.
8. Шендлин А.Е. Проблемы новой энергетики. - М.: Наука. - 406 с.
9. Чернухин А.А., Флаксерман Ю.Н. Экономика энергетики СССР. - М.: Энергия, 1980. - 440 с.

УДК 622.277

К ПРОБЛЕМЕ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОДУКТОВ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЕЙ

Шелков Е.М., Щадов М.И., Вертман А. А., Хчеян Г.Х.
НИЦ «Экология и промышленная энерготехнология» ИВТ РАН,
Горное отделение РАЕН, ГНЦ НПО «ЦНИИТМАШ»,
Горно-металлургическая секция РАЕН
г. Москва

Способ подземной газификации углей (ПГУ), предложенный Д.И. Менделеевым в 1888 г., еще не получил масштабного развития ни в России, ни в мире [1, 2], несмотря на его явные технологические и экономические преимущества, основными из которых являются следующие:

- Возможность вовлечения потенциала энергоресурсов, добыча которых традиционными способами технически невозможна или неэкономична из-за экстремальной глубины залегания пластов, их высокой зольности и других негативных факторов.
- Радикальное повышение безопасности горных работ.
- Снижение удельных капвложений в добычу энергоносителей при минимизации экологического ущерба, наносимого биосфере.
- Сокращение площади ценных территорий, отчуждаемых при сооружении шахт и карьеров.

Согласно выполненных в США оценок [3] освоение способа ПГУ на списанных для добычи шахтах способно увеличить эффективные ресурсы топлива в этой стране в 3 раза. Следует особо подчеркнуть, что отечественные работы по проблеме ПГУ, которые систематически проводились с 30-х годов прошлого века, позволили накопить уникальный [1-3] опыт, как в области технологии газификациии, так и в области оборудования, причем этот задел был широко верифицирован в условиях ряда бассейнов СССР.

Открытие мощных газовых месторождений, а также использование в течение многих лет демпинговых цен на природный газ, привели к стагнации работ по освоению ПГУ, однако ныне ситуация на топливном рынке радикально изменилась.

Можно констатировать, что в настоящее время, когда одним из основных источников валютных поступлений в РФ является экспорт газа, цена которого на мировом рынке достигает 0,24-0,28 $/м^3 всемерная экономия этого продукта приобретает особое, причем геополитическое значение.

Второй фактор, стимулирующий целесообразность оперативного освоения ПГУ в России, – необходимость разгрузки железнодорожного транспорта за счет сокращения объёма дальних перевозок топлива в энергодефицитные регионы Европейской части страны, на долю которых приходится до 50% [1] добываемого угля и до 40% общего грузооборота, что лимитирует темпы развития экономики в целом.

Конкретная оценка ресурсов, пригодных для подземной газификации, выполнена на единой методической основе ИГД им. А.А. Скочинского и охватывает все известные ныне угольные месторождения страны, причем из 1018 участков 21 месторождения выбрано 26 участков и 64 пласта, оптимальных для реализации ПГУ, в том числе в Кузнецком, Подмосковном, Сахалинском и Приморском бассейнах [3].

Анализ показывает:

1. Потенциальные ресурсы указанных бассейнов весьма значительны и способны устранить дефицит энергии ряда крупных экономических районов РФ.

2. Основным фактором, который лимитирует масштабное развитие способа ПГУ, является низкая потребительская ценность его летучих продуктов, т.е. генераторного газа.

В качестве характерного примера можно привести [2] продукт, который получали на Горловской станции подземной газификации с использованием воздушного дутья и который при теплотворной способности около 1000 ккал/м^3 содержал: 15,8% CO/14,0% водорода/12,5% CO_2 /0,2% 0_2 /56% азота / и до 1,8% H_2S.

Газ, получаемый при подземной газификации угля других бассейнов, отличается еще более низкой теплотворной способностью (700-900 ккал/м^3) при более высоком содержании сероводорода.

Летучие продукты ПГУ близки по составу к доменному газу, который обычно полностью утилизируется ТЭС заводов полного цикла, но использовать известные решения в составе комплексов подземной газификации, практически, невозможно по следующим причинам:

1. Цена доменного газа, который является отходом производства много ниже ожидаемой цены летучих продуктов ПГУ, особенно, с учетом затрат на его транспорт от шахты к ТЭС, причем после мокрой газоочистки (МГО) доменный газ содержит в 3-10 раз меньше пыли и серы.

2. Дебит группы скважин ПГУ многократно превышает объём доменного газа, образующегося даже на крупных заводах, в связи с чем экстремальные затраты на сооружение комплекса, включающего подземный газогенератор и мощную ТЭС с газоочисткой, градирнями и др. оборудованием исключают рентабельное генерирование товарной электроэнергии.

3. Паротурбинные ТЭС на базе низкокалорийного газа различного генезиса снабжены морально устаревшим металлоёмким оборудованием с КПД порядка 34-38%, что существенно увеличивает тепловое загрязнение биосферы, а также опасность «кислотных дождей» на густонаселенных территориях.

В целом можно констатировать, что использование больших объёмов летучих продуктов ПГУ в электроэнергетике на базе традиционного оборудования ныне экономически ущербно и не может обеспечить существенную экономию природного газа, т.е. решение основной стратегической задачи текущего периода. В связи с изложенным целесообразно изыскание альтернативных подходов к проблеме с использованием достижений научно-технического прогресса в области новых материалов и энерготехники последних поколений.

Предлагаемое решение

Принципиальная схема предлагаемого решения [4] представлена на рисунке 1 и предусматривает следующие технологические операции:

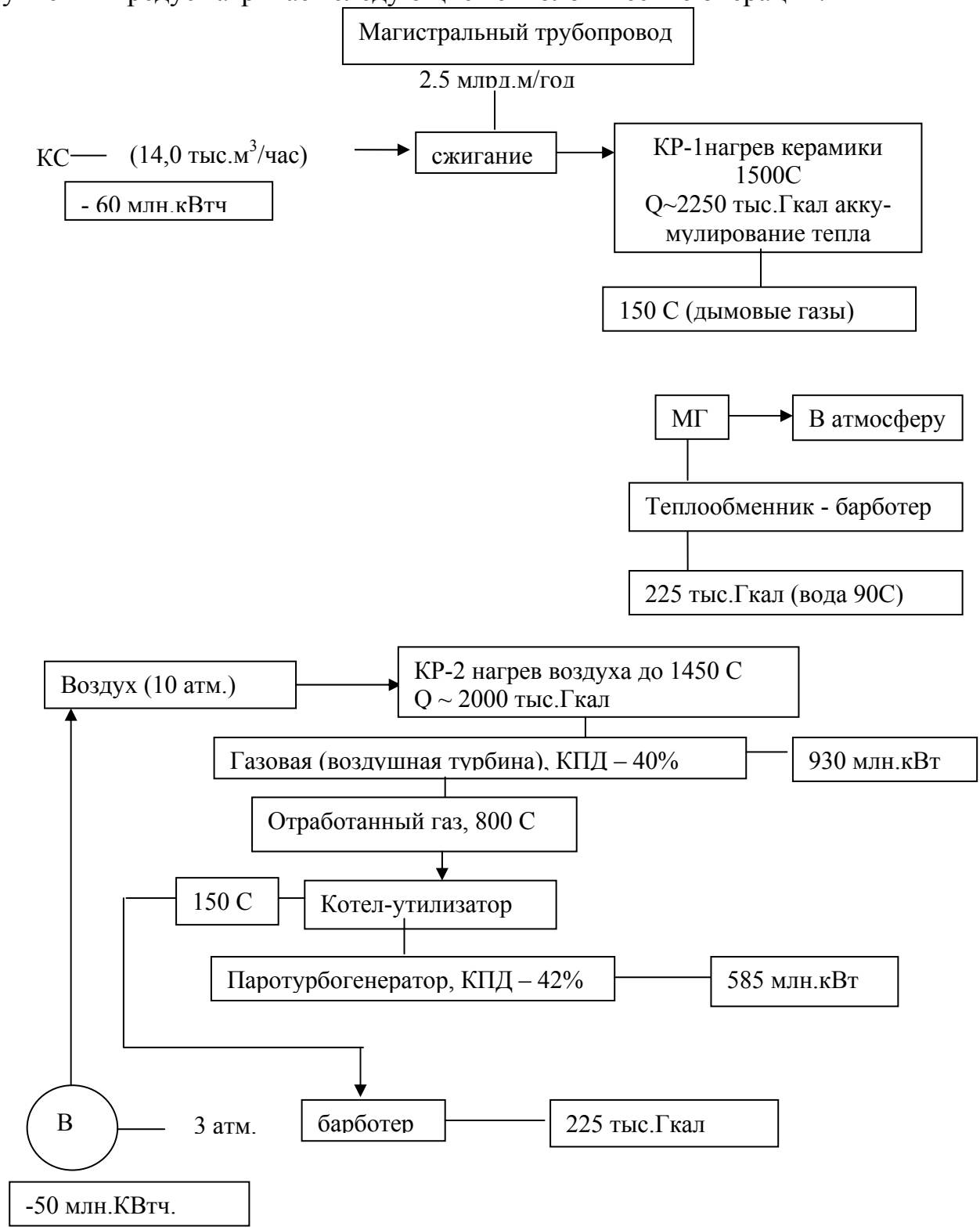


Рисунок 1 - Схема обеспыливания сырого газа и утилизации его теплосодержания: ВК - воздушный компрессор (3/10 атм); КС - кислородная станция; КР - регенераторы с керамической шаровой насадкой; МГ - мокрая газоочистка; ВТ - воздушная турбина

1. Очистка летучих продуктов ПГУ, истекающих из промысловых скважин с температурой 300-500°С от пыли в системе из 2-х регенераторов, заполненных сменной насадкой в виде чугунных шаров или металлолома.

Система работает в циклическом режиме, который предусматривает продувку сырого, горячего газа через один из регенераторов с целью аккумулирования тепла и осаждения пыли на поверхности металлических шаров с последующим компримированием очищенного газа, что позволяет транспортировать газ по коротким (5-10 км) трубопроводам к тепловой электростанции без остановов на чистку трассы.

Преимуществом системы из 2-х циклически используемых регенераторов является возможность утилизации тепла сырого газа ПГУ при продувке насадки воздухом с целью нагрева воды в барботере до 80-95°С, что позволяет снизить себестоимость низкокалорийного газа за счет реализации товарного тепла, цена которого ныне достигает 15-20 $/Гкал.

2. Цикличное сжигание газа подземной газификации в горелках керамических регенераторов (КР-1 и КР-2), которые разработаны и внедрены (рисунок 2) на ряде металлургических заводов России [5].

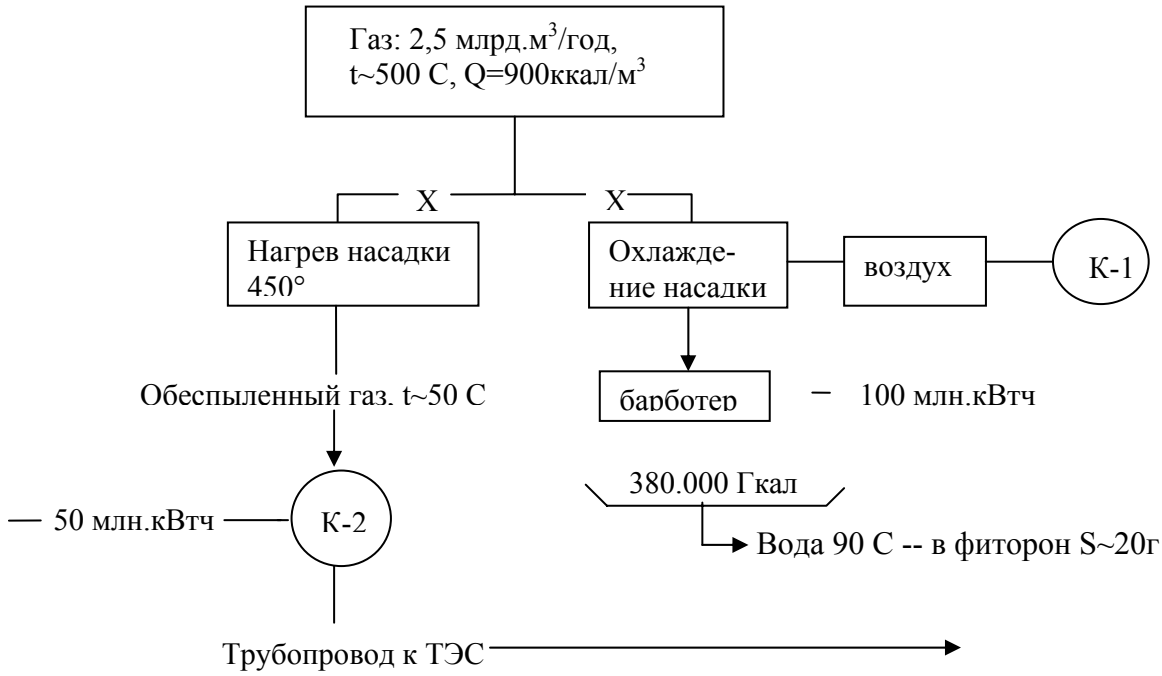


Рисунок 2 - Принципиальная схема тепловой электростанции (ТЭС): х - задвижки, К - компрессоры (3-5 атм.), Р - вертикальные регенераторы с шаровой металлической насадкой

Разработанные ИВТ РАН устройства отличаются от известных традиционных агрегатов («Кауперов») применением насадки в виде шаров (20-50 мм) из корунда с температурой плавления более 2000°С, что позволяет нагревать керамику до 1450-1500°С, использовать (при необходимости) дутьё, обогащенное кислородом, увеличивать КПД теплообмена до 88-92%, сни-

жать габариты сооружения в 4-5 раз и соответственно минимизировать его стоимость.

3. Продувка через нагретую насадку воздуха (8-10 атм.) с его последующим использованием при температуре до 1450°С в качестве рабочего тела комплекса: газовая (воздушная) турбина-парогенератор-паровая турбина с общим КПД до 55-58%, а в перспективе и до 60-62% [5].

Согласно оценок ресурс котла, обогреваемого воздухом, который истекает из газовой турбины при 700-800°С возрастает в 2-3 раза, т.к. в этом случае отсутствуют пыль, агрессивные компоненты дымовых газов и исключаются остановы на чистку котла.

Преимуществом использования в качестве рабочего тела энергокомплекса воздуха является и возможность глубокой утилизации его остаточного теплосодержания на выходе из парогенератора (150-200°С), что позволит дополнительно к электроэнергии производить и товарное тепло.

В целом можно констатировать, что предлагаемое решение позволяет полезно использовать 85-90% энергопотенциала исходного топлива, тогда в традиционных решениях этот показатель не превышает 35-40%.

Анализ показывает, что единственным источником экологической опасности системы: шахта подземной газификации-ТЭС с керамическими нагревателями воздуха являются продукты горения низкокалорийного газа, истекающие при 150-200°С из регенератора в цикле нагрева, однако решение этой проблемы технически возможно за счет установки каскада твердых и жидких поглотителей, так как незначительное повышение удельных капвложений компенсируется (в рассматриваемом случае) увеличением КПД и суммы продаж товарной электроэнергии, а также тепла.

Предварительная оценка технико-экономических показателей комплекса

В качестве иллюстративного примера ниже рассмотрен энергокомплекс в составе подземного газогенератора с производством 2,5 млрд.м^3/год газа с теплотворной способностью 900 ккал/м^3 и ТЭС предлагаемой структуры с общим КПД порядка 58%.

Из данных, представленных на рисунке 1, следует, что ТЭС предлагаемой структуры обеспечивает генерирование до 1,3 млрд.кВт/час товарной электроэнергии (за вычетом 10-12% на собственные расходы) и продажу до 830.000 Гкал/год тепла.

Топливная составляющая в структуре себестоимости электроэнергии достигает, как известно, [6] ~70-75%, в связи с чем экономические показатели ТЭС существенно зависят от цены летучих продуктов ПГУ конкретного участка и бассейна.

В первом приближении с учетом более низкой (8-10 раз) теплотворной способности генераторного газа по сравнению с метаном и его загрязненности серой цена, по нашему мнению, не должна превышать 10-12% стоимости природного газа на мировом рынке, т.е. порядка 0,020-0,022 $/м^3.

Соответственно затраты ТЭС на топливо составят около 55 млн.$/год, однако реализация 830 тыс.Гкал товарного тепла снижает сумму расходов на 16,6 млн.$ (до 38,4 млн.$).

Учитывая вклад топливной составляющей (75%) можно оценить общую себестоимость генерирования 1,39 млрд.кВтч товарной энергии в 51,2 млн.$/год или порядка 0,037 $/кВтч.

В этом случае при продаже энергии по современному тарифу РАО ЕС 0,06 $/кВтч, что ниже, чем в США и странах Европы доход ТЭС составит около 32 млн.$/год.

Оценка капвложений в ТЭС (млн.$).

1. Газовая турбина (115 МВт) с компрессором.....34,5
2. ПГУ (котел-турбогенератор), мощностью 75 МВт.....37,5
3. Кауперы, насосы, компрессоры.....10,0
4. Кислородная станция (12.000 $м^3$ /час).....10,0
5. Здания, трубопроводы и другие сооружения..... 5,0
6. Прочее вспомогательное оборудование.....3,0

Итого, включая расходы на монтаж (+20%).....120,0

Удельные капвложения – порядка 630 $/кВт.

Следует подчеркнуть, что длительность работы предлагаемой ТЭС без остановов достигает 8200-8300 час/год, тогда как этот показатель угольных станций из-за ошлакования поверхности жаровых труб не превышает 5000-5500 час/год.

Соответственно мощность эквивалентной по производству энергии угольной станции должна быть порядка 260 МВт при сумме капвложений не менее 210-220 млн.$, т.е предлагаемое решение является более экономным (в 1,5-1,8 раз) по объёму привлекаемых инвестиций.

Заключение

1. Предлагаемое решение открывает перспективу широкого и рентабельного развития подземной газификации горючих ископаемых, включая забалансовые ресурсы, имеющиеся в энергодефицитных регионах, в том числе и в Европейской части страны.

2. Изготовление оборудования энергокомплексов ПГУ-ТЭС не требует импортных закупок.

3. Утилизация вторичных тепловых ресурсов предлагаемой системы обеспечивает функционирование индустриальных теплиц-фитотронов [7], расширение рынка труда в шахтерских поселках и дополнительный доход от реализации тепличной продукции.

4. Мощность ТЭС, укомлектованных унифицированным оборудованием серийного производства определяется лишь дебитом генераторного газа и может составлять от 100 МВт (мини-комплексы) до 4-6 ГВт.

5. Опосредованными преимуществами реализации системы ПГУ-ТЭС нового поколения являются: сокращение перевозок угля, сокрашение потребления природного газа и экономия капвложений в энергетику.

Список литературы

1. Щадов М.И. и др. Природный потенциал ископаемых углей: Ч.1-2. - М. Недра, 2000. - 422 с.
2. Аренс В.Ж., Гридин О.М. Подземная газификация углей с комплексной переработкой газа. - М.: ГИГХС, 1982. - 62 с.
3. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив. - М.: Наука, 2004. - 300 с.
4. Щадов М.И. и др. Патент РФ, М., 2006.
5. Шейндлин А.Е. Проблемы новой энергетики.: М.: Наука, 2006. - 406с.
6. Чернухин А.А., Флаксерман Ю.Н. Экономика энергетики СССР. - М.: Энергия, 1980. - 44 с.
7. Вертман А.А., Зорин В.М. К вопросу об использовании низкопотенциальных ресурсов АЭС // Теплоэнергетика,1983. - № 8. - С.33-36.

УДК – 621.31: 622

ЭКСПЛУАТАЦИЯ ТЯГОВЫХ АККУМУЛЯТОРНЫХ БАТАРЕЙ ТИПА 2×30×P_ZS – 385 – 4 В И ЗАРЯДНОГО УСТРОЙСТВА ТИПА ЕКЗ 120/77 В УСЛОВИЯХ ШАХТ ООО «УГОЛЬНАЯ КОМПАНИЯ «ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ»

Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Харитонов В.П.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Аккумуляторные батареи 2×30×P_zS (в дальнейшем ЕКЗ) эксплуатируются на шахтах «Угольной компании «Прокопьевскуголь» с 2003 года.

Свинцовые тяговые аккумуляторные батареи панцирного исполнения типа 2×30×P_zS - 4 b предназначены для питания электропривода шахтных электровозов. Батареи состоят из двух модулей, каждый из которых состоит из 30 свинцовых четырех полюсных аккумуляторов, последовательно соединенных с помощью гибких перемычек. Аккумуляторы размещены в секционированном металлическом ящике с кислотостойким покрытием.

Металлические ящики снабжены подходящими отверстиями для грузовых операций. Каждый аккумулятор состоит из пакета отрицательных и положительных пластин, разделенных между собой микропористыми сепараторами. Пакет размещен в пластиковом баке, закрытого при помощи пластиковой термоприклееной крышкой.

Выводы, проходящие через крышку, герметизированны резиновыми уплотнителями. В центральном отверстии крышки вмонтирована вентиляционная пробка, обеспечивающая свободное выделение газов H_2 и O_2 при работе батареи. Лабиринт в пробке препятствует выделению аэрозолей серной кислоты. Конструкция батареи позволяет осуществлять замену неисправного аккумулятора новым того же типа.

Для заряда тяговых свинцовых аккумуляторных батарей используется зарядное устройство ЕКЗ 120/77 в рудничном взрывозащищенном исполнении.

Техническая характеристика ЕКЗ 120/77

1. Номинальное постоянное напряжение (Uн), В	120
2. Номинальный постоянный ток (зарядный) ток (I),А ± 2%	77
3. Номинальная постоянная токовая мощность (Рн), Вт	9240
4. Напряжение переключения к второму этапу, ± 1%, В	144
5. Ток переключения (I), А	28
6. Ток дозаряда (I), А ± 1%	20
7. Ток подзаряда (I), А ± 1%	20
8. Время дозаряда, h ± 10%	4
9. Номинальное напряжение питания, ± 10%, В	380
10. Частота, $H_z \pm 1H_z$	50

ЕКЗ 120/77 обеспечивает 2 режима работы: заряд и подзаряд.

Лицевая панель оборудована цифровой индикацией для отметки зарядного тока, напряжения и изолированного сопротивления.

Встроенный блок обеспечивает следующие виды защит: от короткого замыкания на выходе; от обратного по полярности связывания или сильно разряженной аккумуляторной батареи; от перегрузки фазы в питании выпрямителя; от тепловой перегрузки; от токовой утечки.

ЕКЗ 120/77 выполнен как трехфазный несимметричный, мостовой токовыпрямитель обеспечивающий автоматическую стабилизацию одного из параметров (U или I), в зависимости от степени заряда аккумуляторной батареи.

На этапе стабилизации тока на уровне I_H – 77А, напряжение аккумуляторной батареи увеличивается. При достижении напряжения 144 В осуществляется переход к стабилизации напряжения.

На этом этапе осуществляется стабилизация напряжения на уровне 144 V, а ток начинает снижаться до уровня 28 А, после чего реализуется последний этап – дозаряд, на котором стабилизируется ток заряда на уровне 20 А в течении четырёх часов. После окончания этого времени прекращается процесс заряда.

ЕКЗ 120/77 состоит из следующих узлов: питающий трансформатор; выпрямительный блок; блок «управление» Плата «питания» для выработки стабилизированного напряжения: +15V; -15V; +9V; +5V для питания электроники; плата «управление», представляющая собой трехканальную синхронную систему управления и вырабатывает управляющие импульсы для тиристоров выпрямительного блока; плата «автоматика», осуществляющая управление и переключение отдельных этапов и режимов работы.

Блок защиты функционирует таким образом, что одна из защит сработала, тиристоры запираются, а с этим прекращается зарядный процесс. Это сопровождается зажиганием соответствующего светодиода на лицевой пане-

ли. Все защиты находятся на плате «автоматика», кроме термозащиты. При срабатывании реле «утечки» выключается питание зарядного устройства.

Индикация параметров зарядного процесса осуществляется цифровой измерительной панелью которая показывает зарядный ток и напряжение: их показания чередуются с интервалом 6,7 с. Вторая измерительная панель показывает сопротивление между выходом токовыпрямителя, которой связан с аккумуляторной батарей и землей. Светодиодная индикация указывает режимы работы, вид сработанной защиты.

С 2005 года для заряда тяговых шахтных аккумуляторных батарей P_zS – 120/385 и P_zS – 120/640 производство АД «Энергия» (Болгария) используется зарядное устройство типа ЕПК 120/180 «Пульсар».

С целью выявления возможности шести часового заряда тяговой аккумуляторной батареи P_zS – 120/640 зарядным устройством «Пульсар» проведены шахтные испытания.

Разряд батареи производился током 130 А. За 4 часа 25 мин. батарея отдала в нагрузку 567 ампер-часов и при этом температура электролита в аккумуляторах батареи повысилась с 18º С до 24º С при температуре окружающего воздуха 14º С.

Заряд батареи проводился в четыре этапа:

1. Стабилизированным током 130 А, длительность первого этапа 3 ч 50 мин. за это время батарее сообщена емкость 502, 5 А·ч.

2. При стабилизированном напряжении 144 В длительностью 24 мин., батарее сообщена емкость 42,75 А·ч.

3. Пульсирующим током 67 А, длительностью 30 мин., при этом батарее сообщена емкость 35,5 А·ч.

4. Пульсирующим током 33 А, длительностью заряда 1ч. 15 мин., батарее сообщена емкость 30,4 А. ч.

В результате при 6 часовом режиме заряда батарея получила 611,15 А·ч., т. е. 107,79 % отданной энергии. Температура электролита повысилась с 24ºС до 39ºС при температуре окружающей среды 20ºС (таблица 1).

Таблица 1 - Заряд батареи при шестичасовом режиме

Параметр	**Разряд**		**Заряд**	
	начало	конец	начало	конец
Время, час	0	4,40	0	6,00
I, А	135	126	150	32
U, В	121	102	127,6	156,5
Емкость, С А. ч.	615	0	0	693
Температура электролита, ºС	14	22	20	41

Из приведенных выше данных испытаний видно, что при шестичасовом режиме заряда зарядным устройством «Пульсар», батарее возвращалось от

105 % до 115 % снятой энергии, температура электролита при этом не превышала допустимых значений.

Результаты последующих трех циклов разряд – заряд представлены в таблицах 2, 3. Эксплуатационные характеристики приведены в таблице 4.

Таблица 2 – Второй цикл разряд – заряд батареи

Параметр	**Разряд**		**Заряд**	
	начало	конец	начало	конец
Время, час	0	4,41	0	6,00
I, A	132	130	140	32
U, B	119,8	105	128,4	156
Емкость, С А. ч.	582,85	0	0	617,6
Температура электролита, ºС	12	19	20	26,5

Таблица 3 - Третий цикл разряд – заряд батареи

Параметр	**Разряд**		**Заряд**	
	начало	конец	начало	конец
Время, час	0	4,25	0	6,10
I, A	131	116	142	32
U, B	119,5	102	118	139
Емкость, С А. ч.	571	0	0	637
Температура электролита, ºС	14	22	24	28

Таблица 4 - Эксплуатационные характеристики зарядного устройства «Пульсар»

№ батареи	Кол-во циклов разряд-заряд	Полезная работа m.км	Среднее время заряда батареи, час	Время работы на маршруте, час		Плотность электролита после снятия Эл-воза		Разряд батареи после снятия Эл-воза, U,B	Плотность батареи перед выходом на маршрут
1	**n**	**Ап**	**T^3р**	**Тм**	**Тм**	**е**	**е**	**u**	**е**
1	2	3	4	5	6	9	10	11	
50	25	8907	7,5	7	12	1,16	1,04	117	1,27
47	20	6686	7,5	7	12	1,15	1,10	115	1,27
52	17	6697	7,2	7,5	12	1,16	1,10	115	1,27
53	7	2730	8	8	12	1,16	1,15	115	1,27
44	25	13860	6	7,2	12	-	-	-	1,15
46	25	10827	6	8	9	-	-	-	1,15

Разряд батарей производился согласно инструкции по эксплуатации до напряжения (не ниже 102В, минимальная плотность электролита не снижалась ниже допустимых норм (1,10). На маршруты батареи выходили с плотностью электролита не менее 1,27. Полезная работа определялась в тонно-

километрах исходя из длины пути до выемочного участка и массы угля в вагоне (3 тонны). Сравнительный анализ работы кислотных и щелочных батарей показал:

- нагрузка на щелочные батареи была на 15-20% выше, чем на кислотные. Соблюдалось требование инструкции по эксплуатации в части 80% нагрузки в период обкатки. При этом количество максимально выполняемых заявок было одинаковым, а в отдельно взятые дни нагрузка и количество заявок на PzS были значительно выше, чем на батареи из аккумуляторов ТНЖШ;

- время работы батарей практически одинаково. Однако кислотные батареи имели еще 10-15% резерв по плотности электролита, который в дальнейшей эксплуатации можно использовать;

- обслуживание кислотных батарей в части пополнения дисцилированой водой, обмывки батарей, значительно проще. Автоматизированный процесс заряда высвобождает время рабочего - зарядчика на выполнение работ по ведению документации и проведение технического обслуживания.

Автоматизированный процесс заряда позволяет постоянно осуществлять полный заряд батарей. Трех режимный цикл заряда исключает перегрев электролита. Плотность электролита ниже 1,27 после окончания цикла не отмечалась.

К недостатком конструкции следует отнести отсутствие вентиляционных отверстий в корпусе зарядных устройств (ЗУ), что делает его очень чувствительным к перегреву. В результате срабатывания термоконтрольной защиты, время на заряд батарей увеличивается на 20-30 %. Данное положение наблюдается на ЗУ №3, об этом оповещена фирма - поставщик.

В целом в эксплуатации зарядные устройства удобны и позволяют осуществлять контроль режимов заряда и показаний приборов.

Говорить о существенных преимуществах перед щелочными аккумуляторными батареями преждевременно, но уже сегодня можно утверждать, что обслуживание кислотных батарей и зарядных устройств проще, чем щелочных; хороший дизайн батарей и зарядных устройств способствует повышению культуры обслуживающего персонала, соблюдению требований инструкции по эксплуатации и других технических документов.

Список литературы

1. Сервисное описание «Токовыпрямитель стабилизированный для зарядки тяговых аккумуляторных батарей в шахтах ЕКЗ 120/77».

2. Сервисное описание зарядного устройства ЕПК 120/180 «Пульсар».

3. Протоколы периодических испытаний шахтных аккумуляторных батарей типа P_zS 120/385, P_zS 120/640.

УДК622.53

ТИПОВОЙ ПРОЕКТ ОБОРУДОВАНИЯ КОМПЛЕКСА ГЛАВНОЙ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКИ И ЦПП ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Пугачев Е.В., Янцен А.П., Карпов С.С., Шуткин А.Н.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В основу разработки типового проекта положены «Исходные требования на комплектную поставку оборудования комплекса главной водоотливной установки и ЦПП» разработанные ОАО «Институт гипроникель», Санкт-Петербург, 2006 г.

Основными этапами названной работы являются:

- выбор насосных агрегатов и трубозапорной арматуры;
- разработка алгоритма работы главной водоотливной установки, выбор датчиков основных технологических параметров установки;
- разработка схемы электроснабжения главной водоотливной установки.

Работа является кратким изложением разрабатываемого реального проекта и содержит основные положения, принятые технологические и технические решения.

Современное автоматизированное горное предприятие позволяет снизить экономические затраты (уменьшить число рабочих, обслуживающих производственный процесс, снизить потребление электроэнергии, увеличить срок эксплуатации установок и др.). Автоматизация предприятия в целом может быть достигнута путем автоматизации отдельных технологических процессов, в первую очередь тех, которые наиболее подготовлены для перехода от ручного управления к автоматизированному. На горных предприятиях таким локальным процессом является водоотлив. В настоящее время главные водоотливные установки рудников и шахт автоматизированы с применением отечественной серийной аппаратуры ВАВ, ВАВ 1 М. Среди насосных агрегатов применяемых для откачивания воды применяются в основном отечественные образцы или изготавливаемые в странах СНГ (насосные агрегаты типа ЦН, ЦНС, НШР, НД и др.). Использование этих агрегатов сопровождается повышенным расходом электроэнергии (по данным сравнительного расчета потребления мощности насосными агрегатами OW-200/9 и НШР 300).

Основным критерием выбора насосных агрегатов и аппаратуры автоматизации и контроля стало соответствие их качества мировым аналогам, использование которых разрешено в подземных условиях горных предприятий.

Исходными данными для примера проектирования выбрано горнодобывающее предприятие с притоком воды (1240 м3/ч, pH=7-7.5, плотность 1,09 т/м3), геодезической высотой (Нг=660 м) и двумя водосборниками емкостью по 5000 м^3.

В результате проведенных расчетов для главной водоотливной установки выбран насосный агрегат OW-200/9 польского завода «Повэн». Насос OW-200/9 является девяти ступенчатым, с частотой вращения 1450 об/мин. Насос предназначен для перекачивания воды, содержащей механические загрязнения, обладает высокой стойкостью корпуса и уплотнений, сопротивлением механическому и химическому загрязнению в ходе перекачивания жидкости.

Определены рабочие параметры: рабочая подача Qраб = 370 м^3/ч, рабочий напор Нраб = 620 м при работе одного насоса OWH–200/9 на один трубопровод; рабочая подача Qраб = 360 х 2 = 720 м^3/ч, рабочий напор Нраб = 630 м при параллельной работе двух насосов OWH–200/9 на один трубопровод. Совместные характеристики работы насоса и трубопровода приведены на рисунке 1.

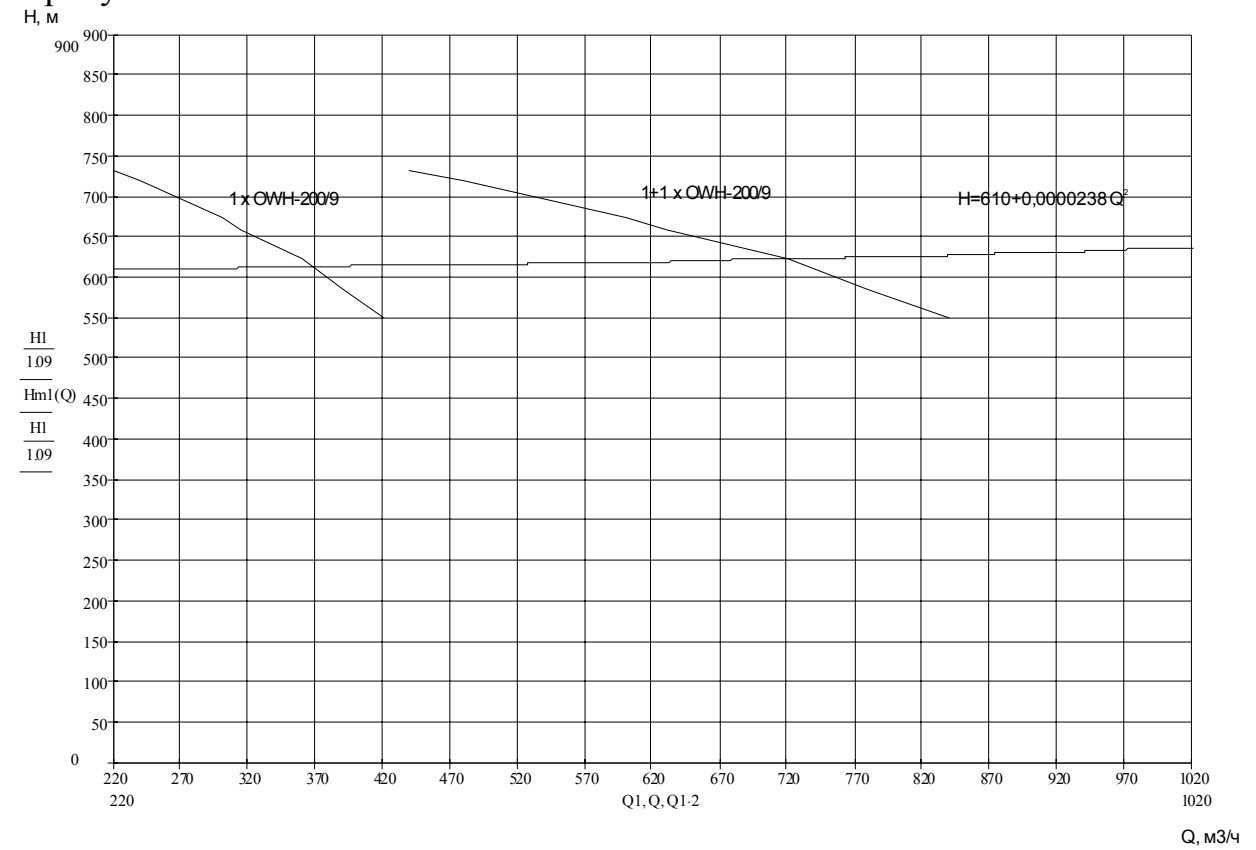


Рисунок 1 – Совместная характеристика работы насоса OWH-200/9 и трубопровода

Технологическая схема проектируемой водоотливной установки, состоящая из семи насосных агрегатов, работающих по схеме: четыре – в работе; два – в резерве; один – в ремонте (согласно Правилам безопасности), приведена на рисунке 2.

Проектом принято откачивание воды по трем трубопроводам: два из которых - в работе один - в резерве. Расчетный внутренний диаметр трубопровода составляет 345 мм, скорость воды в трубопроводе 2,2 м/с. Срок эксплуатации трубопровода принят равным 20 годам. Таким образом, в нормальном рабочем режиме два насоса будут откачивать воду через первый трубопровод, два других насоса через второй трубопровод. В случае увели-

чения притока (весенний, ливневый) в качестве рабочего можно использовать и третий трубопровод.

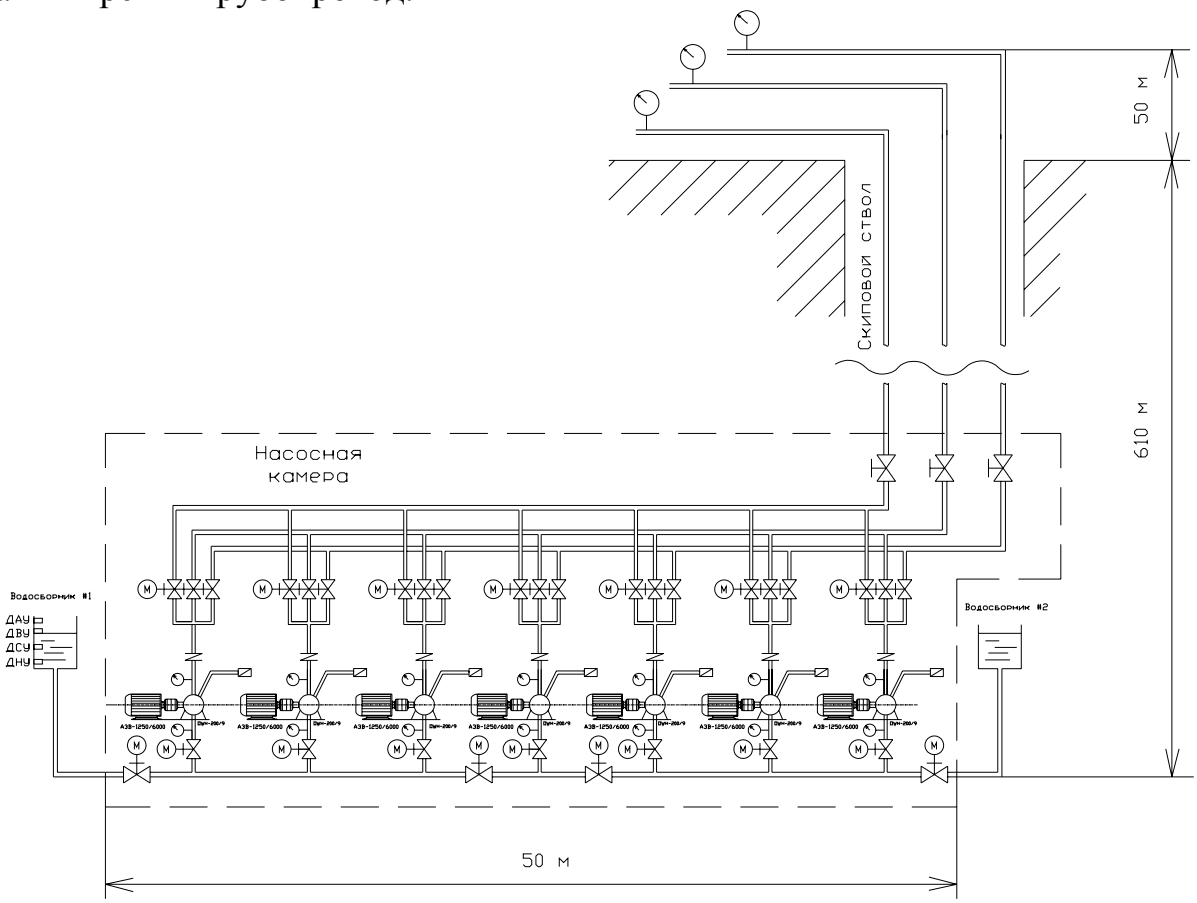


Рисунок 2 – Схема главной водоотливной установки

По проекту водоотливная установка должна работать в автоматизированном режиме. В связи с этим предусматривается непрерывный контроль всех рабочих параметров с применением датчика английской компании Trolex. Ltd. Все приборы данной компании рассчитаны для использования в опасных зонах и сертифицированы в РФ : аварийный уровень (ДАУ) 9серия ТХ 1124); верхний уровень (ДВУ) (серия ТХ 1124); средний уровень (ДСУ) (серия ТХ 1124); нижний уровень (ДНУ) (серия ТХ 1124); температура подшипников насоса 1,2 (серия ТХ 2075); температура подшипников двигателя 1,2 (серия ТХ 2075). Указанные датчики обеспечивают контроль следующих технологических параметров: колебания подшипников насоса (серия ТХ 5633); температура обмотки двигателя (серия ТХ 2057); контроля перемещения вала насоса; вибрация вала насоса (серия ТХ 5633); давление на всасывающем трубопроводе (серия ТХ 6141); преобразователь давления в системе разгруживания (серия ТХ 6141); положение задвижек на всасывающем трубопроводе; положения задвижек на коллекторе; положения задвижек на нагнетательном трубопроводе; давление на нагнетательном трубопроводе (серия ТХ 6141); расхода жидкости (серия ТХ 6001).

Размещение датчиков на технологической схеме главной водоотливной установки, приведено на рисунке 3.

Автоматизированная водоотливная установка включается в общешахтную информационно- управляющую систему, построенную на базе аппаратуры Микон-3Р.

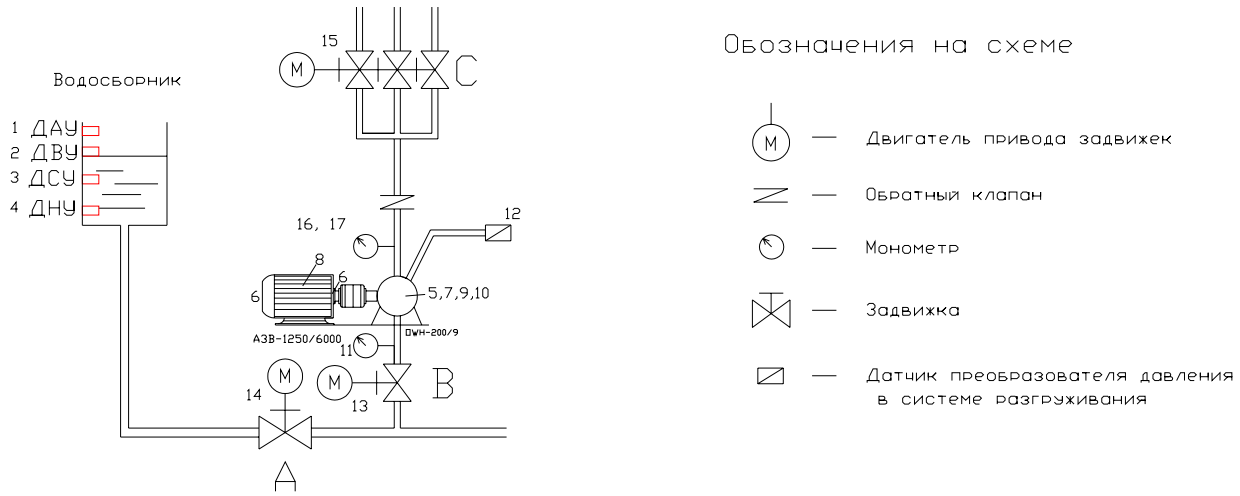


Рисунок 3 – Схема размещения датчиков

Информация о работе водоотливной установки должна поступать на пульт диспетчеру-оператору. В случае отклонения какого–либо контролируемого параметра от нормального уровня, насосный агрегат или трубопровод автоматически отключаются от сети, а в работу включается резервный.

В проекте разработан алгоритм работы водоотливной установки, которым предусматривается выбор рабочих насосных агрегатов и трубопроводов оператором – диспетчером, последовательность запуска насосного агрегата, открытия задвижек, порядок отключения от сети при выходе в аварийный режим и включение в работу резервного агрегата и др.

Управление установкой предусматривается осуществлять тремя способами: дистанционно, с поверхностного пульта диспетчера-оператора; местное управление со щита в насосной камере; автоматическое управление по заданному алгоритму.

Электроснабжение водоотливной установки осуществляется от отдельной центральной подземной подстанции (ЦПП) напряжением U=6 кВ и расположенной рядом с насосной камерой. В составе ЦПП принято 13 высоковольтных ячеек: КРУВ-6 (производитель – ОАО «ЭнергияХолдинг», г. Новокузнецк), из них: две вводные ячейки, одна секционная, десять отходящих, среди которых: к семи ячейкам подключаются двигатели, и к двум ячейкам по одной трансформаторной подстанции, типа КТСВП-250/6/1.2//0.127 (производитель – ОАО «ЭнергияХолдинг», г. Новокузнецк) для собственных нужд водоотливной установки (освещение, привод задвижек), к одной ячейке устройство плавного пуска (УПП). В качестве приводных приняты двигатели типа АЗВ-1250-6000УХЛ5 (производитель – ОАО «ЭлСиб», г. Новосибирск) мощностью Р=1250 кВт напряжением U=6000 В, частотой вращения n=1492 об/мин. Указанные двигатели взрывобезопасной серии АЗВ с взрывозащитной взрывонепроницаемой оболочкой предназначены для привода

стационарных насосов, компрессоров, углесосов и других механизмов во взрывоопасных зонах, в которых возможно образование взрывоопасных смесей газов, паров с воздухом или смесей пыли с воздухом.

Для уменьшения негативного влияния пусковых токов на электрическую сеть к использованию принято устройство плавного пуска, позволяющее плавно, с заданным темпом, увеличивать напряжение, подаваемое на электродвигатель при разгоне, с последующим его переключением на шунтирующий контактор, а так же плавно уменьшать напряжение при останове. Одной из последних разработок для пуска высоковольтных двигателей является семейство УПП серии SSM компании «АББ». Наличие шести допустимых режимов разгона и двух режимов останова практически полностью охватывает все возможные области применения этих устройств для пуска исполнительных механизмов. Во всех режимах работы, как при плавном разгоне или останове, так и при шунтировании контактором, – УПП, на основе информации о напряжении и фазных токах двигателя, а так же токах утечки на землю, полностью защищает его в аварийных ситуациях, обеспечивая двадцать видов защит. Следует подчеркнуть, что сюда входит и полная защита двигателя от тепловой перегрузки, так как УПП постоянно контролирует его тепловое состояние, изменяющееся в зависимости от условий пуска, режимов работы и внешних условий.

В связи с поочередным запуском и остановом насосов принято к использованию одного УПП. Принцип работы заключается в следующем: первый двигатель начинает запускаться через УПП. При достижении номинальной частоты вращения и выхода насосного агрегата на рабочую производительность двигатель автоматически отключается от УПП и напрямую подключается к высоковольтной ячейке. Затем таким же образом запускаются остальные двигатели насосных агрегатов.

Таким образом описанный типовой вариант водоотливной установки можно положить в основу разработки реальных проектов водоотлива конкретных горнодобывающих предприятий.

Список литературы

1. Попов В. М. Шахтные насосы (теория, расчет и эксплуатация): Справочное пособ.- М.: Недра, 1993. – 224 с.
2. Черкасский В. М. Насосы, вентиляторы, компрессоры. – М.: Энергоатомиздат, 1984. - 416 с.
3. Носырев Б. А. Справочное руководство по рудничным водоотливным установкам. - М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1961. - 249 с.
4. Исходные требования на комплектную поставку оборудования комплекса главной водоотливной установки и ЦПП» 69-02-03-000-02-ГМ.ИТ1, ОАО «Институт гипроникель», Санкт- Петербург, 2006 г.
5. Материалы web-сайта компании «Промтех», Москва, www.promtex.ru
6. Материалы web-сайта www.energosp.ru

УДК 658.273.003.13:622.33

РЫНОЧНЫЕ МЕХАНИЗМЫ КОМПЛЕКТАЦИИ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ КОНКРЕТНОЙ ШАХТЫ

Марков В.Ф.
ОАО «Шахта «Полосухинская»
г. Новокузнецк

Рыночные условия функционирования угольной отрасли требуют серьезного переосмысления в части рационального использования всех ресурсов угледобывающих предприятий. Особенно важны для капиталоемкой угольной отрасли рациональные выбор и использование комплектов горношахтного оборудования (ГШО).

В последние годы часть угольных компаний и угледобывающих предприятий получила возможность осуществить масштабные инвестиционные программы, направленные на техническое перевооружение по всем видам техники - добычной, проходческой, транспортных средств, вспомогательных механизмов.

Однако анализ состояния и использования шахтного фонда этих предприятий показывает, что фактические величины коэффициентов экстенсивного и интенсивного использования активных основных дорогостоящих производственных фондов, как правило, не соответствуют проектным величинам. О недостаточной эффективности использования основных фондов, несмотря на увеличение фондоотдачи и снижение фондоемкости, свидетельствуют также величины индекса роста производительности труда промышленно-производственного персонала к приросту его фондовооруженности.

В рыночных условиях инициация деловых отношений на рынке горношахтного оборудования возможна двумя основными участниками рынка ГШО:

- производителями ГШО;
- производителями угольной продукции.

Представителями первых производителей среди зарубежных компаний являются «DBT GmbH», «Joy Mining Machinery», «Eickhoff Bergbautechnik GmbH», «Halbach & Braun Maschinenfabrik GmbH &Co», «Fazos S.A», «Glinik», среди отечественных – ООО «Юргинский машзавод», ОАО «Анжеромаш», ЗАО «Промышленная группа «МК», ПО «Баррикады», ОАО «Нижегородский машиностроительный завод», ООО «Ильма» и др.

Производители ГШО на стадии разработки новой продукции собирают информацию о группах потенциальных пользователях выпускаемого ими ГШО, проводят анализ горнотехнических и горнотехнологических факторов месторождений, качества добываемого угля, потребностей сырьевого рынка в количестве и качестве угольной продукции с этой группы месторождений и закладывают технологические требования к своему оборудованию, исходя из средних параметров месторождений полезных ископаемых (МПИ). То есть,

разрабатываются требования к новому оборудованию таким образом, чтобы обеспечить максимальный спрос на это оборудование.

После выпуска продукции завод-производитель ищет потребителей своей продукции посредством организации рекламы, участия в международных форумах (В Кузбассе – это Кузбасский международный угольный форум, в рамках которого проходит Международная выставка-ярмарка «Экспо-Уголь», Международная специализированная выставка технологий горных разработок «Уголь России и Майнинг»)

Так как завод-производитель оборудования закладывает его технологические характеристики, исходя из средних параметров месторождений полезных ископаемых, а конкретный покупатель-шахта, как правило, в пределах шахтного поля имеет по горному отводу набор показателей, который не всегда соответствует техническим характеристикам оборудования, то возникают сбои в технологическом процессе угледобывающих предприятий или ограничение производительности оборудования вследствие какого-либо природного или организационного фактора. Например: проходческие комбайны импортного производства не обеспечивают поддержание кровли в проходческих забоях; техническая производительность очистного забоя, оснащенного импортным оборудованием, не всегда обеспечивается при отработке высокогазоносных угольных пластов, так как существуют ограничения скорости подвигания забоя по газовому фактору; слабые размокаемые породы почвы не выдерживают нагрузку самоходных вагонов; неустойчивые породы кровли приводят к увеличению доли вспомогательных работ при креплении пород кровли и др.

При этом возникает необходимость корректировки технических параметров оборудования с целью повышения уровня его адаптации к горно-геологическим условиям конкретного покупателя, что сопряжено с дополнительными затратами. Если технические характеристики оборудования не адаптируется, то наблюдается эффект упущенной выгоды, так как не полностью адаптированное ГШО не обеспечивает максимальную эффективность из-за ограничений по техническим характеристикам, промышленной и экологической безопасности, по организационно-техническим и профессионально-дисциплинарным условиям. При этом снижаются величины коэффициента экстенсивного использования, производительность всего комплекта ГШО, изменяются в худшую сторону все показатели эффективности использование активных производственных фондов, что отражается на результатах финансово-хозяйственной деятельности предприятия.

Если инициация деловых отношений на рынке горношахтного оборудования происходит производителями угольной продукции, то жизненный цикл ГШО может быть следующим.

Шахта, обладая месторождением с заданными геологическими и горно-техническими параметрами (устойчивость вмещающих пород, склонность к газодинамическим явления), производит анализ и выбор существующего на рынке ГШО, которое согласно его техническим характеристикам может

обеспечить рентабельную отработку этого месторождения. При этом комплектация вариантов ГШО может происходить с использованием представителей заводов-изготовителей. После этого шахта выбирает отдельные модификации ГШО разных заводов-изготовителей и формирует рациональный вариант комплекта в виде бизнес-плана или технического задания.

Однако выбранный вариант также не всегда обеспечивает рекламную производительность, так как серийное оборудование не может полностью учесть индивидуальные особенности конкретного угольного месторождения. То есть в этом случае также возникает необходимость корректировки технических параметров ГШО на заводе-изготовителе или применение серийного оборудования с упущенной выгодой для шахты.

Таким образом, целесообразным является формирование схемы маркетингового взаимодействия «шахта-завод-шахта», основанной на индивидуальных заказах. Прямые связи в этой цепочке проявляются при кооперации отечественных производителей ГШО и угольной продукции.

Отечественные производители ГШО наращивают объемы производства своей продукции в основном за счет увеличения выпуска уже освоенной номенклатуры изделий и ее модернизации на основе разработок, оставшихся от советских специализированных институтов. Основной причиной этого является отсутствие финансирования на исследовательские и конструкторские работы для создания принципиально нового ГШО. Реализация схемы взаимодействия «шахта-завод-шахта» будет способствовать улучшению финансово-хозяйственной деятельности всех участников отечественного рынка ГШО.

УДК 004.89:622

ВОЗМОЖНОСТИ НЕЙРОСЕТЕВОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ЦЕНООБРАЗОВАНИИ НА ПРОДУКЦИЮ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Дубовик Ю.В.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Особенностями ценообразования в горнодобывающей промышленности являются существенные различия в условиях добычи полезного ископаемого, что определяет различия в затратах на добычу. Однако рыночная цена в большей степени определяется качеством добытого сырья, марочным составом и спросом. При этом могут возникать дополнительные прибыль или убыток, обозначаемые термином «дифференциальная горная рента» [1].

Основными подходами к ценообразованию являются: затратный, ценностный и рыночный. При установлении окончательной цены учитываются результаты расчетов различными подходами и методами, а также особенности товара, отрасли и спроса на рынке.

Уголь, как и другие полезные ископаемые, является относительно однородным товаром т.к. имеет ограниченное число качественных характеристик. Поэтому для него адекватен рыночный подход к ценообразованию, подразумевающий ориентацию на цены конкурентов и фактических сделок, которые могут существенно отличаться между собой в зависимости от показателей качества добываемого сырья, условий сделки, учета транспортных расходов в цене, состояния рынка в целом и отраслей-потребителей в частности.

При наличии исходных данных о ценах на сопоставимую продукцию могут применяться эконометрические методы [2], в том числе методы удельных показателей, регрессионного анализа, балловый. Однако, эти методы не всегда адекватны рыночным ситуациям и редко применяются на практике. Метод удельных показателей может применяться, если продукция отличается одним основным параметром, величина которого определяет общий уровень цен. Он не учитывает другие потребительские свойства продукции, состояние спроса и предложения на рынке. Метод регрессионного анализа применяется для определения зависимости изменения цены от показателей качества продукции. Однако при моделировании нелинейных зависимостей многих переменных применение этого метода характеризуется высокой трудоемкостью. Балловый метод использует оценки, полученные экспертным методом, которые носят субъективный характер и могут быть источником существенных погрешностей. Также эти методы имеют ограничения на область применения результатов моделирования и при увеличении объема исходных данных являются трудоемкими.

Комплексным методом, позволяющим моделировать сложные нелинейные функции, является метод нейронных сетей [3]. Он характеризуется высокой оперативностью, низкой трудоемкостью за счет автоматизации процесса моделирования, позволяет учитывать значительное количество независимых параметров, т.е. не только показатели качества угольной продукции, но и условия спроса и предложения, характеристики рынка, условия сделок, учета в цене угля транспортных расходов. Возможность аппроксимировать нелинейные зависимости и учитывать большее число значимых переменных позволит получить более точные и адекватные модели ценообразования, а автоматизация процесса моделирования позволит повысить оперативность и снизить трудоемкость процесса моделирования.

По аналогии с ценами на угольную продукцию метод нейронных сетей можно использовать при моделировании рыночных цен на другие виды сырья, в том числе руды черных и цветных металлов, нефть, газ и т.д., в зависимости от характеристик качества продукции, состояния спроса и предложения, транспортных расходов и других значимых факторов.

Список литературы

1. Гурен М.М. Ценообразование и цены на продукцию горных предприятий: Учебник для вузов. – М.: МГГУ, 2003. – 323 с.

2. Цены и ценообразование. 4-е изд. / Под ред. В.Е. Есипова. – СПб.: Питер, 2004. – 560 с.

3. Дубовик Ю.В., Фрянов В.Н. Моделирование экономико-технологических процессов угольных шахт методом нейронных сетей. – Новосибирск: Наука. – 2005. – 225 с.

УДК 621.311.2/4.06

СПОСОБЫ ПРОДЛЕНИЯ ЖИЗНЕННОГО ЦИКЛА АИП

Сухов М.В.
ООО НПФ «ИНТЕХСИБ»
г. Новокузнецк

Во всех отраслях техники в быту широко применяются химические источники тока (ХИТ) в качестве автономных источников питания (АИП). Экологические аспекты утилизации ХИТ, отработавших свой срок, стимулируют переход на многократно перезаряжаемые АИП. ХИТ состоит из изолированного корпуса, в котором расположены электроды, содержащие активную массу. Пространство между электродами заполнено электролитом – водным раствором кислоты или щёлочи. Обычно электролитом пропитан сепаратор – специальная ткань, которая находится между разнополярными электродами. В некоторых случаях используется гелеобразный электролит. Наиболее часто встречающиеся перезаряжаемые ХИТ (аккумуляторы) следующих электрохимических систем: свинцовые, никель – кадмиевые, никель – металлогидридные, серебряно – цинковые, литий – ионные, литий – полимерные.

Эффективность применения определённого класса АИП во многом определяется способами их заряда. На практике выработаны основные принципы заряда ХИТ, разработаны математические модели, устройства реализующие заданные алгоритмы группового и индивидуального заряда. Автором изучены различные математические модели аккумуляторов и в результате можно сделать вывод, что математические модели аккумуляторов не отражают всей полноты электрохимических процессов, происходящих в них, а являются приближёнными, не в полной мере отражающими поведение аккумулятора. Основным недостатком общепринятых математических моделей являются пренебрежения такими факторами, как температура аккумулятора, внутреннее давление, неоднородность распределения электролита и активной массы электродов, наличие различных примесей в составе аккумулятора и др. Если при создании математической модели аккумулятора учесть все факторы, то полученная модель возможно и сможет отразить в полной мере поведение аккумулятора, но учитывая технологический разброс параметров отдельных аккумуляторов при изготовлении, различные режимы использования, разное состояние и степень старения легко прийти к выводу, что математическая модель любой сложности не сможет в полной мере характеризо-

вать аккумулятор. Поэтому использовать математические модели целесообразно только на уровне предварительных оценок эксплуатационных характеристик АИП.

В настоящее время широко применяются три основных способа заряда аккумуляторов:

1. Заряд при постоянном напряжении $U_{зар}$=const.

Аккумулятор при заряде подключается к стабилизатору напряжения с ограничением тока, так, как при разряженном аккумуляторе в первый момент времени протекает ток, ограниченный только внутренним сопротивлением аккумулятора. Иногда для ограничения максимального тока заряда используют внешний токоограничивающий резистор. Ток по мере заряда аккумулятора снижается обратно пропорционально разности между напряжением стабилизации зарядного устройства и Э.Д.С. аккумулятора, соответственно заряд аккумулятора в функции времени идёт нелинейно. Заряд таким методом часто используется в буферном режиме работы ХИТ, примером использования такого режима является аккумуляторная батарея автомобиля. Для никель-кадмиевых и никель–металлогидридных аккумуляторов такой способ заряда крайне нежелателен, так, как в конце заряда при малых токах заряда (менее 0,02·С, где С – номинальная ёмкость аккумулятора) на положительных электродах аккумулятора образуется закись никеля. Стабилизация напряжения с высокой точностью (± 5мВ на один элемент) и необходимость термокомпенсации этого напряжения (ΔU_t = -10мВ·˚С) вносит дополнительные трудности в создание такого зарядного устройства.

2. Заряд стабилизированным постоянным током $I_{зар}$=const.

Такой способ заряда предполагает либо предварительный доразряд аккумулятора, либо экспресс оценку степени заряженности аккумулятора. После экспресс оценки рассчитывается время, необходимое для полного заряда аккумулятора соответствующим током. Чаще всего применяется упрощённый способ: доразряд с последующим нормированным по времени зарядом. В настоящее время заводы-изготовители никель-кадмиевых и никель-металлогидридных аккумуляторов рекомендуют для заряда использовать данный способ. В паспорте никель-кадмиевого аккумулятора указано: количество циклов заряд-разряд более 1000. Реально при использовании такого способа заряда количество циклов заряд-разряд не превышает и 400. Основной причиной является наличие примесей в электролите и активной массе электродов. Поэтому при заряде стабилизированным током в конце заряда аккумулятор начинает нагреваться и происходит «выпаривание» электролита. При этом ёмкость аккумулятора снижается. Зарядные устройства такого типа не имеют обратной связи и не учитывают снижение ёмкости аккумулятора. С каждым циклом заряда происходит снижение ёмкости аккумулятора, и процесс его деградации усиливается что, в итоге приводит к выходу его из строя. Примером такого зарядного устройства может служить автоматическая зарядная станция АЗС 2-54 для заряда никель-кадмиевых батарей 3НКГК-11Д, 3KCSL-11D. Как вариант можно уменьшить сообщаемую ём-

кость при заряде, и соответственно недозаряжать аккумулятор. При этом в конце заряда аккумулятор не будет нагреваться, и соответственно его ёмкость не будет так снижаться. Однако нельзя забывать про эффект памяти никель-кадмиевого аккумулятора, который со временем «запомнит» ёмкость заряда и не сможет принять большую. Никель-металлогидридный аккумулятор в данном режиме идентичен никель-кадмиевому, только имеет менее выраженный эффект памяти.

За рубежом также для никель-кадмиевых и никель-металлогидридных аккумуляторов используют заряд стабилизированным током. Определение окончания заряда осуществляется по следующим параметрам:

- скачёк напряжения на аккумуляторе (амплитудой около 5 мВ);
- окончание расчетного времени заряда.

3. Импульсный способ заряда.

Способ заключается в измерении и сравнении ЭДС аккумулятора с заданным опорным уровнем напряжения во время безтоковой паузы. Если ЭДС аккумулятора меньше опорного уровня, то формируется зарядный импульс тока фиксированной длительности и амплитуды. По мере заряда аккумулятора увеличивается длительность паузы, а средний ток соответственно снижается, при сохранении амплитуды импульса тока, что увеличивает интенсивность электрохимических процессов в аккумуляторе при малом среднем токе. Такие групповые зарядные устройства установлены в ламповых ряда шахт ОАО «Южкузбассуголь» и отлично себя зарекомендовали. Примечательно, что на шахтах до сих пор находятся в работе аккумуляторы выпуска 1991 года. Таким способом можно заряжать аккумуляторы любых электрохимических систем.

Анализируя зарубежный опыт в области исследования аккумуляторов различных электрохимических систем, и сравнивая полученные автором данные с исследованиями [1], можно отметить справедливость и однозначность сделанных выводов и совпадение их с результатами, полученными автором (таблица 1). Известно, что жизненный цикл аккумулятора начинается с момента его изготовления и прекращается отбраковкой и утилизацией. Попробуем разобраться какими методами и средствами возможно увеличить срок жизни аккумулятора.

1. Процесс изготовления. Вряд-ли на этот процесс мы можем как-то влиять, хотя возможно выбрать поставщика аккумуляторов с «хорошей» репутацией, например такие как Varta, CSB, Shin-Kobe Electric Mashinery, Yuasa, Sonnenschein. Основополагающим критерием отбора аккумулятора должно быть качество очистки сырья и качество изготовления. Не секрет, что качество сырья для изготовления никель-кадмиевых аккумуляторов в России не высоко, поэтому стабильность и высокие удельные характеристики для нас пока не достижимы.

2. Процесс первичной тренировки и сортировки. Перед вводом в эксплуатацию аккумуляторов (особенно никель-кадмиевой и никель-металлогидридной электрохимических систем) необходимо провести не-

сколько циклов заряд-разряд с постепенным наращиванием зарядной ёмкости. По окончании тренировки необходимо подобрать аккумуляторы с идентичными параметрами по разрядной ёмкости с точностью не хуже 2% и конечному напряжению заряда с точностью не хуже 2%.

Таблица 1 - Характеристики аккумуляторов различных электрохимических систем

	Никель-кадмиевые (NiCd)	Никель – металл-гидридные (NiMH)	Литий - ионные (Li-ion)
Энергетическая плотность	4.0 Wh	5.3 Wh	6.6 Wh
Внутреннее сопротивление	100-300 mOm	200-800 mOm	300-500 mOm
Саморазряд за месяц	20%	30%	10%
Наибольшее количество циклов заряда/разряда	1,500	500	500-1,000

3. Эксплуатация. В процессе эксплуатации параметры аккумуляторов ухудшаются и связано это как со старением аккумуляторов, так и с режимами заряда и разряда. Важным обстоятельством при групповой работе аккумуляторов является поддержание идентичности характеристик отдельных элементов. Поэтому целесообразно регулярно проводить тренировочные циклы аккумуляторов и на основании измеренной разрядной ёмкости и конечного напряжения при заряде пересортировывать аккумуляторы в батареи для последующей групповой работы. Периодичность тренировочного циклирования желательно проводить не реже 1 раза в месяц. Использование аккумуляторной батареи совместно с реле напряжения позволит также продлить жизненный цикл аккумуляторов, входящих в состав этой батареи благодаря исключению глубоких разрядов и переполюсовок отдельных элементов.

4. Отбраковка и ремонт аккумуляторов. В процессе старения аккумулятора происходит ухудшение его удельных характеристик: снижение разрядной ёмкости и увеличение внутреннего сопротивления. В ряде случаев возможно восстановить аккумулятор. Обычно для этого достаточно долить электролит и выправить размеры корпуса, если это необходимо. После этой процедуры необходимо провести тренировочное циклирование, как при вводе нового аккумулятора. Не все типы аккумуляторов возможно восстановить, автору удавалось восстановить никель-кадмиевые и свинцовые с жидким электролитом. После восстановления необходимо проверить саморазряд аккумулятора, т.к. иногда встречаются аккумуляторы с повышенным саморазрядом и микрокороткими замыканиями между полюсными электродами.

5. Утилизация. В состав некоторых аккумуляторов входят опасные и ядовитые химические элементы, поэтому утилизация их производится специальными организациями, имеющими лицензию на право занятия данным видом деятельности.

Для тренировочного циклирования аккумуляторов требуется специальное оборудование, учитывающее специфику заряда и регистрирующее необходимые параметры с возможностью сортировки аккумуляторов, соединяемых в батареи. Примером такого оборудования является «Программно-управляемый комплекс для тренировки и сортировки аккумуляторов КНГК-11Д, 13Д, 15Д; KCSL-11D, 13D, 15D» разработанный с участием автора. Внешний вид комплекса показан на рисунке 1.

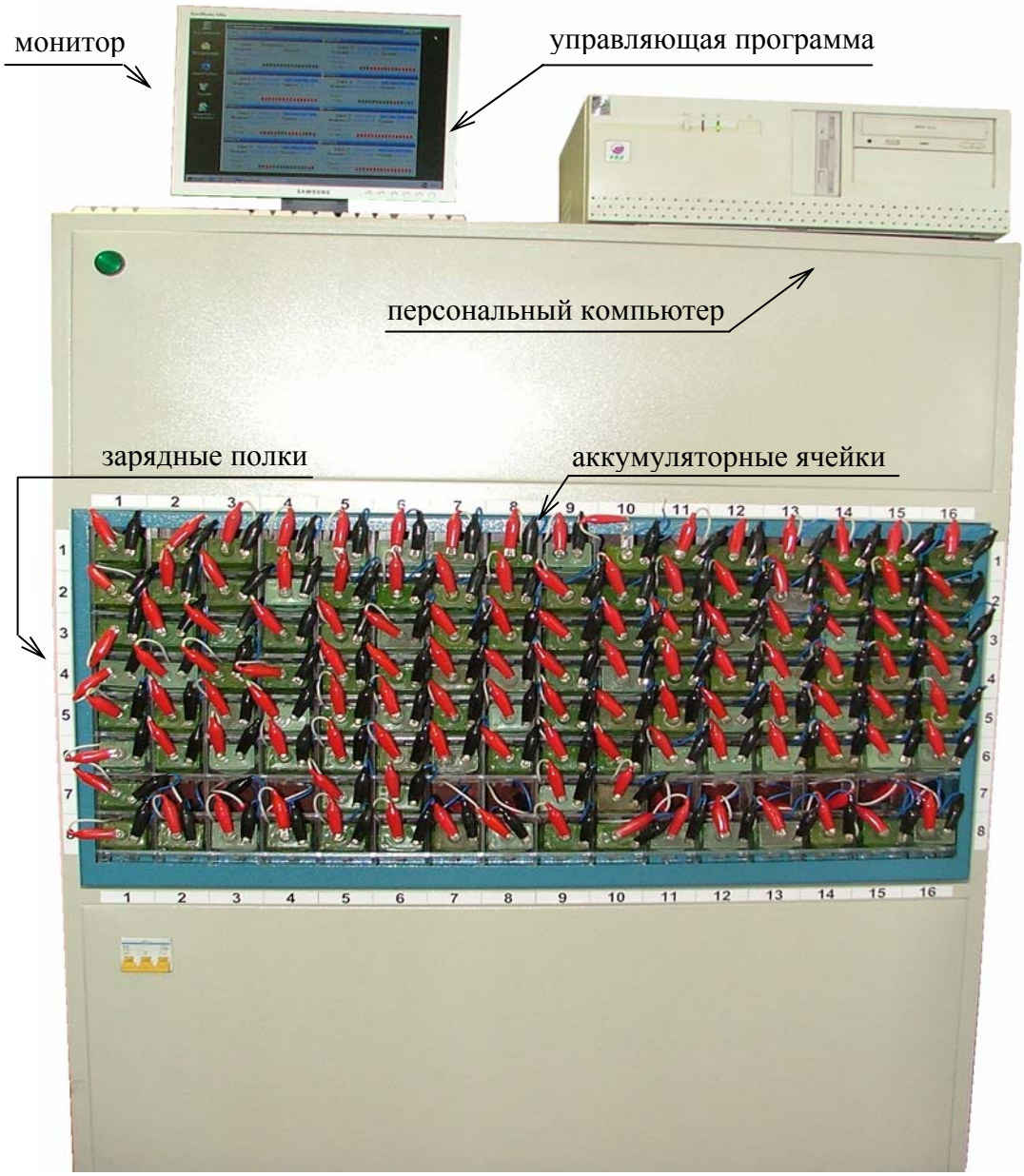


Рисунок 1 - Программно-управляемый комплекс для тренировки и сортировки аккумуляторов на 128 элементов

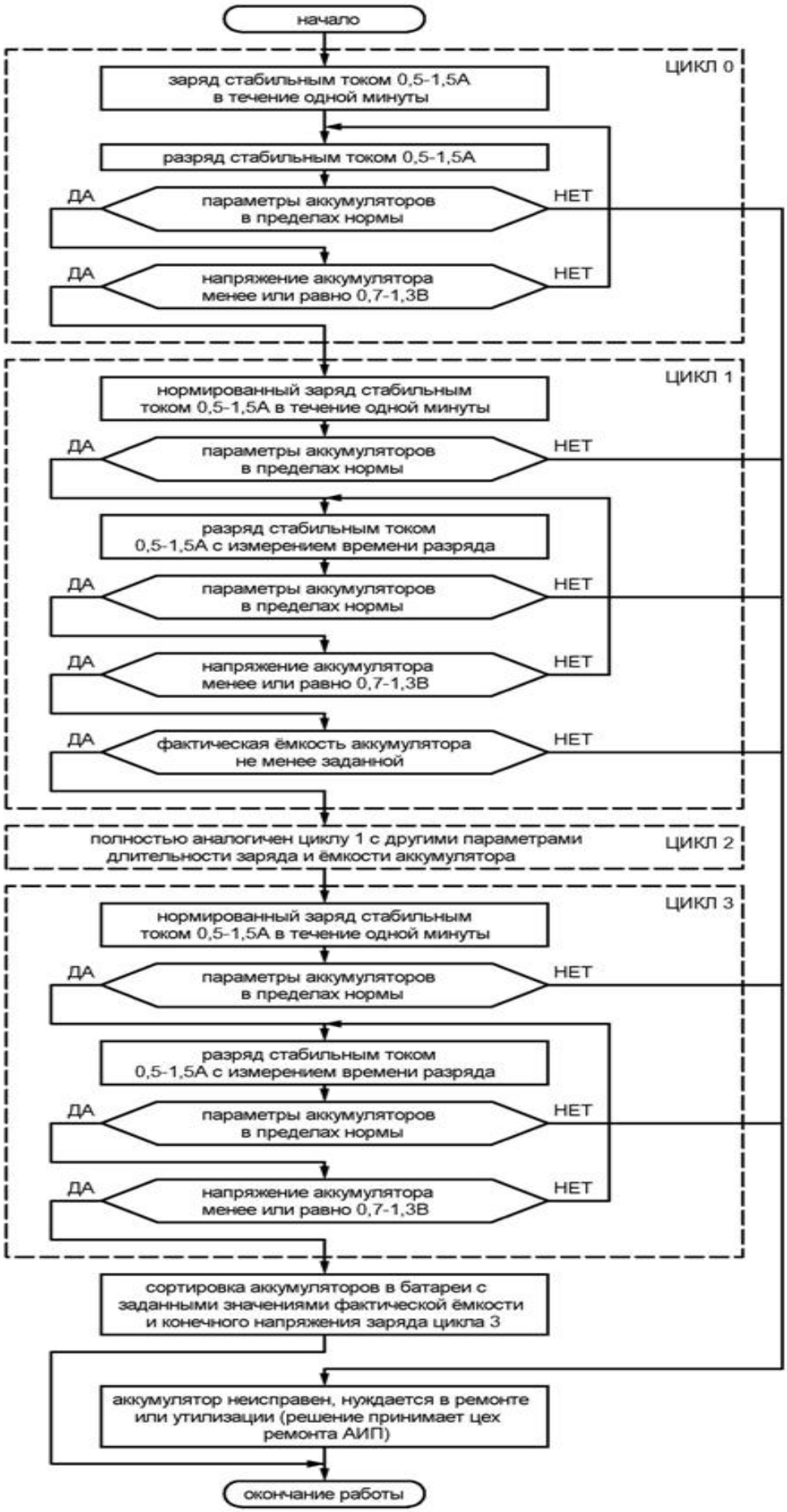


Рисунок 2 - Алгоритм функционирования программно-управляемого комплекса

Выводы

1. Заряд при постоянном напряжении:

- низкая стоимость зарядных устройств;
- возможен ускоренный заряд;
- не целесообразен для аккумуляторов никель-кадмиевой, никель металлогидридной и литиево-ионной электрохимических систем из-за кристаллизации электродов, прорастания сепаратора и увеличения саморазряда;
- снижает количество циклов заряд-разряд;
- требует коррекцию уровня зарядного напряжения по температуре.

2. Заряд стабильным током:

- гарантирует нормированную зарядную ёмкость аккумулятора;
- требует предварительного доразряда, что увеличивает время заряда;
- снижает количество циклов заряд-разряд;
- не учитывает снижение разрядной ёмкости, что впоследствии приводит к «выпариванию» электролита и выходу аккумулятора из строя.

3. Импульсный способ заряда:

- возможен ускоренный заряд;
- не требуется доразряд;
- отсутствует кристаллизации электродов и связанные с ней негативные процессы;
- наличие обратной связи по состоянию заряженности аккумулятора;
- требует коррекцию опорного уровня напряжения по температуре;

4. Тренировочное циклирование позволяет:

- увеличить срок службы батарей более чем в 1,5 раза;
- своевременное обнаружение аккумуляторов, у которых снижается ёмкость до критических величин;
- повышает эффективность работы персонала, занятого на ремонте и переборке батарей;
- появляется возможность претензионной работы по качеству поставляемых батарей.

5. Внутреннее сопротивление аккумулятора зависит от емкости элемента и их числа, соединенных последовательно. Саморазряд прямо пропорционален температуре аккумулятора и наиболее высок в течение первых суток, а затем уменьшается.

Наибольшее количество циклов заряда-разряда зависит от условий эксплуатации и обслуживания. Отказ от периодического тренировочного циклирования может привести к уменьшению количества циклов заряда-разряда. Аккумуляторы подвержены старению.

Список литературы

1. "CHOOSING A BATTERY THAT WILL LAST" of the Author Isidor Buchmann, CEO of Cadex Electronics Inc., Vancouver, BC [British Columbia], Canada. www.cadex.com.

УДК 658.345.3

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ОБУЧЕНИЯ ПЕРСОНАЛА В ЦЕНТРЕ ПОДГОТОВКИ КАДРОВ ОАО «ОУК «ЮЖКУЗБАССУГОЛЬ»

В. А. Кузьминич, А. Е. Червяков
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» Центр подготовки кадров
г. Новокузнецк

Более 32-х лет начиная с 1975 года, Центр подготовки кадров, являющийся структурным подразделением компании «Южкузбассуголь», осуществляет подготовку, переподготовку и аттестацию различных категорий работников предприятий компании. За это время Центр подготовки кадров обучил и подготовил свыше 715 тысяч человек.

Существующая на протяжении всех лет традиционная технология обучения с проведением лекционных занятий полностью исчерпала себя, поэтому на сегодняшний день в Центре подготовки кадров ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» осуществляется программа перехода на инновационные технологии обучения. В рамках этой программы, начиная с IV квартала 2005 года, уже реализованы новые проекты.

Так, в 2005 году разработана, согласована в установленном порядке и внедрена в учебный процесс технология очно-заочной предаттестационной подготовки и проверки знаний по охране труда, промышленной безопасности и повышения квалификации для руководителей и специалистов младшего звена. В рамках этой технологии разработаны 12 учебно-методических пособий по охране труда и промышленной безопасности для руководителей и главных специалистов шахт, а также для руководителей и специалистов вспомогательных предприятий ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», на которые получены авторские свидетельства № 1998 ….. 2009 от 02.02.07 г. Впервые в практике горного производства всему списочному составу ИТР шахт и вспомогательных предприятий ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» выданы в постоянное пользование учебно-методические пособия, в которых в необходимом объеме представлены выдержки из нормативно-правовых документов, касающихся любой группы должностей всех структурных подразделений.

Основными преимуществами новой очно-заочной технологии обучения является увеличение объема преподаваемого материала и постоянное отслеживание качества получаемого образования.

Разработана, совершенствуется и постоянно применяется в учебном процессе с 2006 года технология проведения занятий в режиме деловой игры по разбору крупных аварий. Такая технология проведения занятий дает возможность слушателям на конкретных примерах увидеть ошибки и недостатки в действиях персонала при ликвидации крупных аварий и позволяет в процессе этих игр в полном объеме усваивать нормативно-правовые документы.

Впервые внедрены ежеквартальные проверки знаний «Правил безопасности в угольных шахтах» с применением компьютерной тестовой программы, что позволило значительно повысить качество знаний этих правил.

Во всех учебных группах проводятся занятия по оказанию первой доврачебной помощи пострадавшим в авариях с применением мультимедийного учебника и тренажерного комплекса «Витим», на котором слушатели практически отрабатывают приемы оказания первой доврачебной помощи. Эти занятия проводит опытный врач реанимационно-противошоковой группы ВГСЧ, который на практических примерах показывает, как оказывать первую доврачебную помощь в условиях горных работ.

Разработана и штатно используется уникальная технология проведения занятий по недопущению взрывов метана и угольной пыли в условиях шахты с демонстрацией реального взрыва на макете подготовительного забоя и последующим рассмотрением его в мультимедийном режиме.

Смонтированы с использованием дорогостоящего оборудования наглядные макеты подготовительного и очистного забоя, оснащенные многофункциональной системой контроля и управления фирмы «Davis Derby» (рисунок 1).

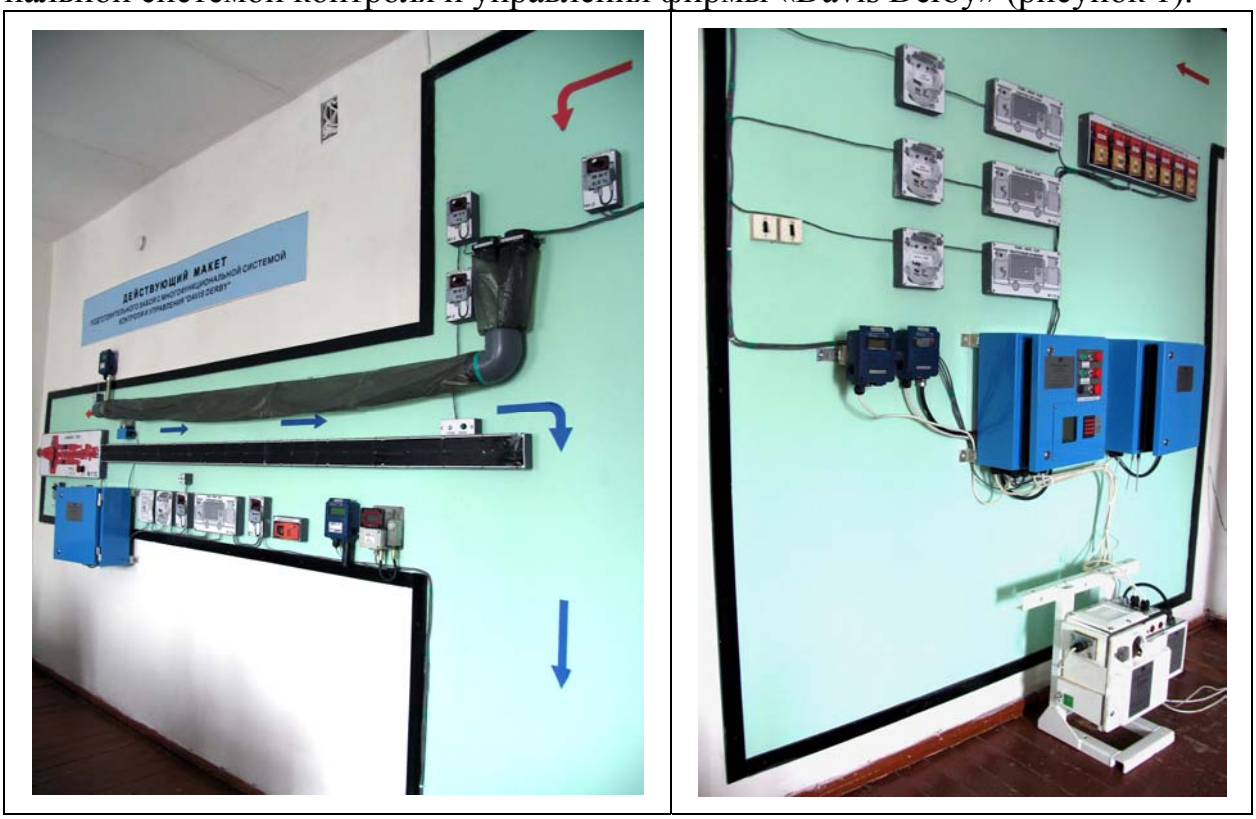


Рисунок 1 – Фрагменты действующего макета подготовительного забоя оборудованного многофункциональной системой контроля и управления «Davis Derby»

Наглядные действующие макеты дают возможность при проведении занятий моделировать различные аварийные ситуации, которые могут возникнуть в процессе эксплуатации этой системы и которые невозможно повторить в условиях действующей шахты. Также на макете отрабатываются практические навыки монтажа и эксплуатации оборудования многофункциональ-

ной системы контроля и управления «Davis Derby». Кроме того, слушателям в режиме реального времени демонстрируется через мультимедиа-проектор аварийное отключение при превышении предельно допустимой концентрации метана и управление с помощью многофункциональной системы горно-шахтным оборудованием, установленного в учебной шахте Центра подготовки кадров.

На сегодняшний день разработаны и используются при проведении занятий мультимедийные учебники - «Проветривание выемочных участков», «Горная электротехника», «Газодинамические явления».

Мультимедийные учебники, построенные на основе мультимедиа-технологий, практически показали, что на сегодняшний день являются одним из наиболее эффективных средств обучения. Именно здесь в полной мере реализуется «древний», но по-прежнему актуальный принцип преподавания: лучше один раз увидеть, чем сто раз услышать.

Комбинированное использование в мультимедийных учебниках компьютерной графики, анимации, живого видеоизображения, звука и других «медийных» компонентов (рисунок 2) дает совершенно уникальную возможность сделать изучаемый материал наглядным, а потому понятным и запоминаемым. С помощью этой технологии можно наглядно смоделировать процессы, происходящие в результате ведения горных работ, показать принцип действия агрегатов, механизмов и т.д.

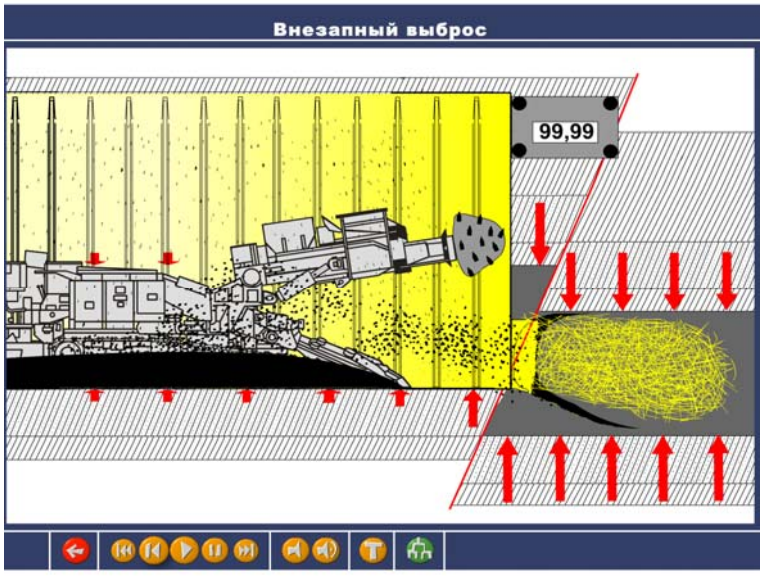


Рисунок 2 – Фрагмент мультимедийного учебника «Газодинамические явления»

Еще одним неоспоримым преимуществом мультимедийных учебников является интерактивность и система навигации (рисунок 3), которая дает возможность преподавателю или слушателю быстро перейти в ходе проведения занятия к нужному материалу, приостановить показ этого материала, вернутся к пройденному фрагменту и т.д.

Для хранения и структурирования мультимедийного материала (мультимедийные учебники, видеофильмы, фото материал горношахтного оборудования и т.д.), а также для показа и подготовки преподавателей к проведению

занятий в любой из аудиторий и лабораторий которые оборудованные мультимедиа-проекторами, разработана и регулярно пополняется новым материалом электронная база данных учебных материалов. Для удобства проведения занятий с демонстрацией мультимедийного материала в программном обеспечении электронной базы данных есть специальный инструмент «портфель». «Портфель» позволяет преподавателю перед занятием подобрать на своем рабочем персональном компьютере необходимый материал для демонстрации, а затем в аудитории или лаборатории проводить занятия по подобранному заранее материалу.

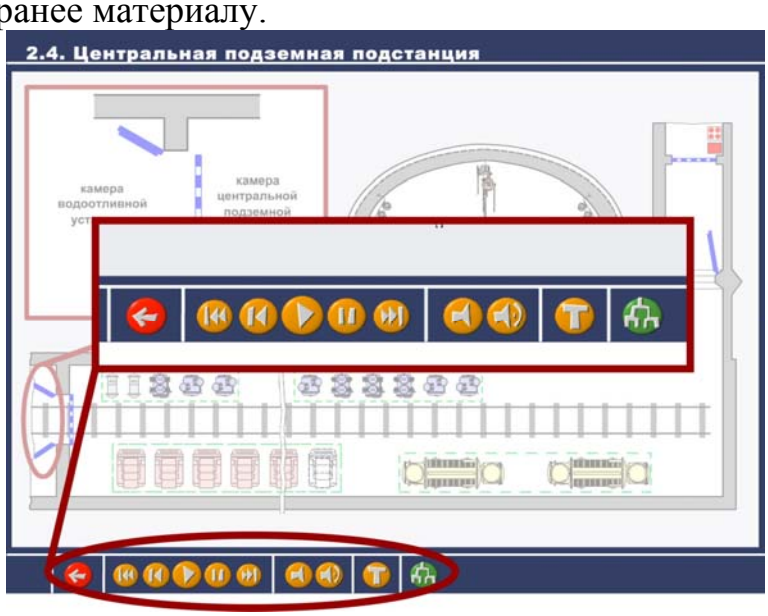


Рисунок 3– Фрагмент интерфейса управления показом мультимедийного учебника «Горная электротехника»

В течение 2006 года разработан компьютерный тренажерно-обучающий комплекс по проходческому комбайну АМ75 (рисунок 4, который предназначен для подготовки, переподготовки и проверки практических навыков машинистов горновыемочных машин угольных шахт.

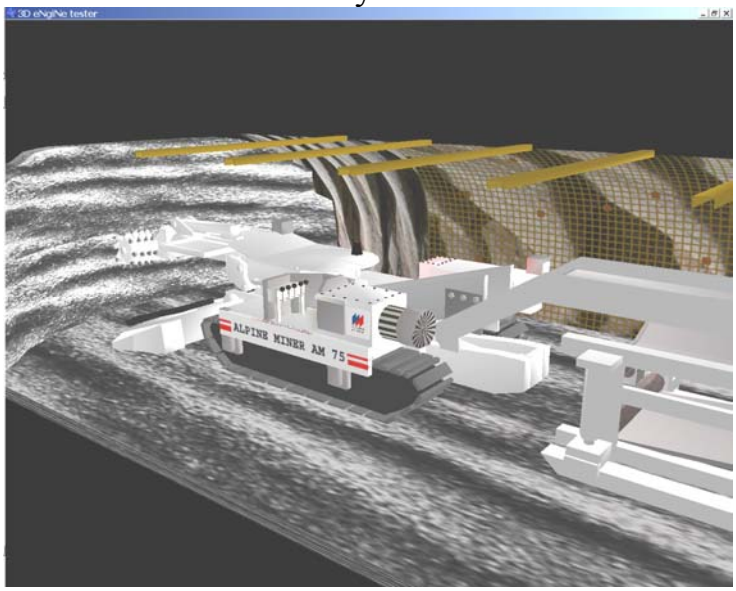


Рисунок 4– Окно отображения трехмерной модели проходческого комбайна АМ75 компьютерного тренажерно-обучающего комплекса

При проектировании компьютерных тренажерно-обучающих комплексов по проходческим комбайнам соблюдается принцип моделирования максимально приближенным к реальным условиям. Такой подход в проектировании тренажера в конечном результате дает человеку возможность нарабатывать практический опыт максимально точной и безопасной отработки всех технологических операций при комбайновом проведении горной выработки, имея дело всего лишь с электронным аналогом.

Компьютерные тренажерно-обучающие комплексы незаменимы при внедрении новой техники и технологии, когда необходимо оперативно обучить или переобучить большое количество работников навыкам оптимальной и безаварийной эксплуатации сложного технологического оборудования.

УДК 662.13.10

ОБОБЩЕННЫЙ АЛГОРИТМ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ ПОДСИСТЕМЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Пугачев Е.В., Червяков А.Е.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Для выполнения функций обеспечения безопасности горных работ на современных угольных шахтах при интенсивной добыче угля применяются шахтные информационно-управляющие системы (ШИУС) [1]. Основу таких систем на шахтах России и Кузбасса составляют: система газоаналитическая шахтная многофункциональная «Микон 1Р», автоматизированная система диспетчерского контроля и управления АСКУ, построенная на аппаратуре фирмы «Davis Derby» производства Великобритании и аппаратура «Гранч».

Перечисленная выше аппаратура и системы на сегодняшний день реализуют узкий круг широких функциональных возможностей ШИУС, таких как:

- автоматический газовый контроль (АГК) и автоматическую газовую защиту (АГЗ);
- автоматический контроль расхода воздуха (АКВ);
- автоматический контроль положения дверей вентиляционных шлюзов (АКВШ);
- автоматическое управление проветриванием тупиковых выработок (АПТВ);
- контроль основного и вспомогательного оборудования на очистных и подготовительных работах и др.

В качестве расширения функциональных возможностей шахтных информационно-управляющих систем предлагается построение автоматизированной подсистемы прогнозирования метановыделения (АППМ) в очистных комплексно механизированных забоях (КМЗ) угольных шахт.

Предлагаемая система обеспечивает выполнение следующих основных функций:

- автоматизированное слежение за выделением метана в горные выработки очистных забоев угольных шахт и прогнозирование метановыделения;
- автоматическую выдачу оперативных данных о состоянии метановыделения и выдачу рекомендаций для управления технологическими режимами высокопроизводительного КМЗ;
- автоматическую выдачу информации о метановыделении для календарного планирования работы очистного забоя;
- автоматическую выдачу прогнозных рекомендаций метановыделения на стадиях проектирования для определения предельно-допустимых нагрузок на забой;
- ведение баз данных прогнозируемых и фактических метановыделений и автоматическое сопоставление полученных зависимостей с целью введения корректировок в последующую работу системы (возможность самообучения подсистемы);
- прогнозирование формирования газовой опасности горных выработок выемочного участка;
- оперативный контроль и оперативное прогнозирование формирования взрывоопасной метанопылевоздушной смеси;
- оперативный контроль и оперативное прогнозирование формирования опасного скопления концентрации метана в зоне работы очистного комбайна.

Обобщенную блок-схему алгоритма функционирования АППМ можно описать в виде следующей последовательности укрупненных блоков (рисунок 1).

Блок 1. Ручной ввод в АППМ горно-геологических и технологических исходных данных, а также данных, изменяющихся с малой частотой дискретизации.

Блок 2. Прием и обработка информации поступающей с системы АГК (датчик метана, датчик скорости воздуха, оксида углерода и др.).

Блок 3. Формирование и распределение потока поступающей информации между блоками 4, 5 и 6.

Блок 4. Модуль оценки газовой опасности горных выработок очистного забоя в зависимости от схемы проветривания и способа отработки.

Блок 5. Модуль прогнозирования метановыделения.

Блок 6. Модуль оперативного контроля формирования взрывоопасной метанопылевоздушной смеси.

Блок 7. Происходит оценка газовой опасности выработок очистного КМЗ. Если обстановка безопасная, то в блоке 11 формируется сообщение «безопасно» и выводится на дисплей блока 16. Если формируется газовая опасность одной из выработок очистного КМЗ, то в блоке формируется сообщение «опасно» с указанием выработки возможного формирования газовой опасности и выводится на дисплей блока 16.

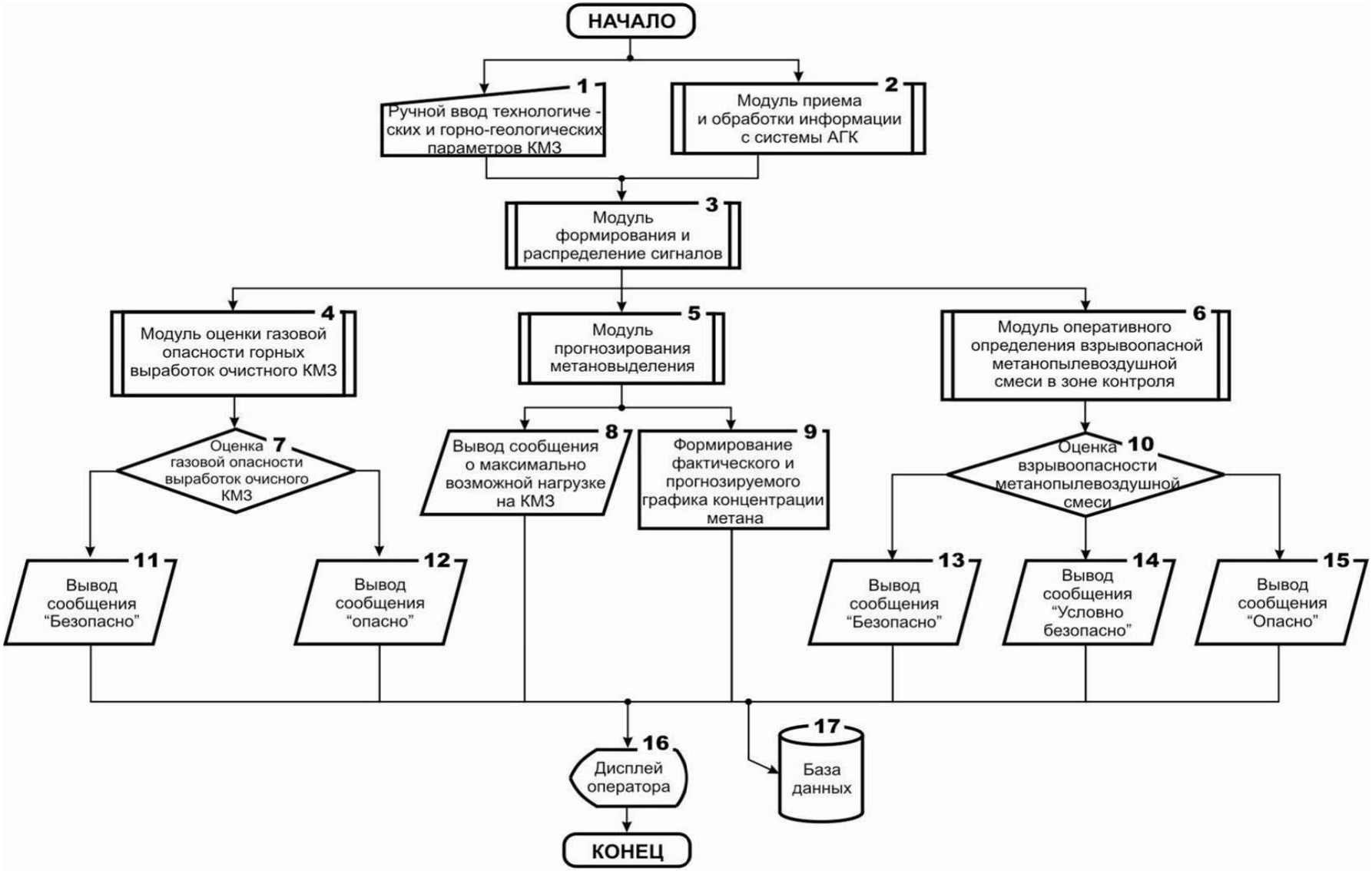


Рисунок 1 - обобщенная блок-схема алгоритма функционирования АППМ

Блок 8. Формирует сообщение о возможной нагрузке на очистной КМЗ и выводит на дисплей блока 16.

Блок 9. Формирует на дисплее блока 16 график фактического и прогнозируемого метановыделения.

Блок 10. Оценка взрывоопасности метанопылевоздушной смеси. По непрерывным показаниям датчиков концентрации метана и угольной пыли в местах установки формируется оценка взрывоопасности метанопылевоздушной смеси. Если метанопылевоздушная смесь находится в зоне нулевой вероятности взрыва, то в блоке 13 формируется сообщение «безопасно», если в зоне безопасности при отсутствии сильных источников воспламенения, в блоке 14 формируется сообщение «условно безопасно», а в блоке 15 - сообщение «опасно». Сообщения с блоков 13, 14 и 15 выводятся на дисплее в блоке 16.

Блок 17. База данных для длительного хранения информации системы АППМ.

Таким образом, предлагаемая АППМ призвана существенно облегчить прогнозирование аэрогазовой опасности в очистных и проходческих забоях и обеспечить безопасные условия труда шахтеров.

Список литературы

1. Пугачев Е. В. Шахтные информационно – управляющие системы: учеб. пособие. / Е. В. Пугачев, А. Е. Червяков; СибГИУ. – Новокузнецк, 2006. – 61 с.

УДК 622.33:331.45

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Гершгорин В.С.
Новокузнецкий филиал-институт
ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет»
г. Новокузнецк

Авария на шахте "Ульяновская" стала катастрофой национального масштаба. Она существенно подорвала репутационный капитал региона, оказалась моментом истины для угольной отрасли. Мы обязаны понять – в чем же состоит эта истина? При всех версиях причин происшедшего, стало окончательно ясно, что к проблемам безопасности нельзя относиться не системно, решая лишь некоторые технико-технологические вопросы и налаживая дисциплинарно-контрольные функции. Нужны комплексные решения, меняющие сущностную мотивацию как собственников предприятий, так и работников. Необходим новый подход к безопасности как к социокультурному институту, регулирующему социальные, производственные и межличностные отношения, возможности выбора линий поведения.

В тоже время безопасность есть элемент управления, включена в более общие системы и является предметом менеджмента рисков.

1. *Социокультурный анализ безопасности, его базовые понятия и принципы.* Состыковка институциональных и социокультурных подходов даёт возможность развернуть функциональную модель культуры безопасности.

Компоненты этой модели:

1) безопасное поведение и взаимоотношения;
2) нормы и институты безопасности;
3) осознание (рефлексия) и безопасная практика;
4) наука и философия безопасности;
5) образование и приобретение компетенций в области безопасности.

Состав "института безопасности":

а) ценностная идея безопасности;
б) её символическое оформление;
в) набор формальных мест, связанных процедурами.

Эти компоненты составляют институциональную форму, гарантирующую нормативно-регулятивное действие института безопасности. Изменения, которые должны быть внесены в сфере безопасности – это прежде всего институциональные преобразования.

2. *Роль коммуникативного фактора.* Коммуникация обеспечивает социально-организованное мышление и устанавливает за счет построения дискурса проблемные точки и нормативные ограничения для регулятивных действий администрации.

Ключевые аспекты дискурса касаются главной темы – о механизмах, способах, средствах, целях и практиках формирования безопасной деятельности. Поскольку безопасность – комплексный социотехнический объект, то для её исследования необходима междисциплинарная методология.

Социокультурный анализ учитывает рефлексивность социотехнических объектов. Это позволяет рассматривать культуру безопасности и систему управления безопасностью в контексте формирования институтов сферы безопасности. Сложность проблематики обусловливает востребованность концептуальных разработок в области теории коммуникаций и корпоративного управления.

3. *Типология систем безопасности.* Типологический метод необходим как в исследовательском, так и в практическом отношении. Для проектирования систем управления с приоритетом вопросов безопасности необходимо понимание различий и специфики культуры безопасности в разных странах и регионах, её генезиса и воспроизводства, а также учета эпистемических особенностей (ошибок, аберраций, ограниченного поля видения и т.п.) деятельности в условиях угольных шахт. Будет иметь значение сочетание традиционных и инновационных подходов в организации систем управления. Типодеятельностный подход дает возможность анализа позиционной картины, учета места и времени возникновения ситуации и её динамики.

4. *Правовые аспекты безопасности.* Включение юридических аспектов оправдано в связи с особенностями институтов безопасности, их устройством и взаимоотношениями с другими институтами, регулирующими практическую деятельность на предприятиях. Без учета правопонимания, правоприменения и правовой культуры анализ актуального состояния безопасности на шахтах и политики в этой сфере будет неполным и не сможет способствовать переходу в России к принципам устойчивого развития в угольной отрасли, к балансу экономической эффективности и производственной безопасности.

Формирование в России новых общественных связей, вывод их из под прямого влияния государства повлекли за собой необходимость разработки правовых норм и институтов с более сложным, чем в рамках социалистического строя, требованием к юридической защите участников производственных отношений.

Вместе с тем замена законов сама по себе не способна перестроить сложившиеся системы деятельности. Инновации очень часто встречают сопротивление, обусловленное человеческим фактором.

Даже если бы были написаны и приняты самые лучшие законы, их автоматическое выполнение не гарантировано в условиях неразвитого правосознания. В этом случае законопослушание основывается только на профессиональном сознании работников. При этом имеется в виду не сознание отдельных представителей профессии, а некое усредненное "нормальное" сознание профессионалов, воспроизводимое всем профессиональным цехом и привносимое им в действующие социальные институты.

5. *Основная проблема* – в организации мышления самих профессионалов. Очевидно, что современное состояние профессионального мышления не в состоянии сегодня обеспечить неукоснительное соблюдение правил безопасности. Отсюда вывод, что необходимо коренное переосмысление основных категорий и понятий безопасности, при этом главная задача – формирование мышления, способного осмыслить, правильно оформить и реализовать процессы управления, обуславливающие безаварийное производство, а также необходимые действия в кризисной ситуации.

Профессиональный менталитет отличается инерционностью и консерватизмом, конструирует реальную деятельность, которая часто не обращает внимания на внешние новации, не проводит особую работу по организации их понимания.

Профессиональное мышление в данной работе понимается не как субъективная способность человека, а как имеющая объективный характер и меняющаяся в историческом масштабе смены культур. Как отмечают правоведы, "нормы права могут меняться от росчерка пера законодателя. Но в них немало таких элементов, которые не могут быть правильно применены, поскольку теснейшим образом связаны с нашей цивилизацией и нашим образом мыслей". (Давид Р. Основные правовые системы современности. М. Прогресс, 1988. С. 39).

Анализируя интеллектуальный фактор в преобразованиях различают два подхода к ним: как к организационным решениям и как к модернизации. В первом случае эффект социального действия незначителен, поскольку не затрагиваются основные глубинные структуры и процессы системы, на которую оказывается воздействие. Во втором есть надежда на реальный эффект.

6. *Интегративный (комплексный) подход* реализуется в предметно-дисциплинарном синтезе четырех социогуманитарных наук – социологии, права, экономики и психологии, на основе методологии институционализма в его деятельностной версии. Ключевое для такого подхода понятие института традиционно для социологии, правоведения, экономической теории.

В современной социологии нередко используется понятие институционализации как придания психическим явлениям, в особенности переходного характера, устойчивых, воспроизводимых социокультурных форм.

В концептуализации безопасности важно характеризовать это понятие не столько "изнутри" одной дисциплины – например, "безопасности жизнедеятельности", сколько действием других наук – социальной философии, социологии, культурологии, теории управления.

7. *Культурологический подход* к безопасности указывает на наличие феномена культуры безопасности. Культура безопасности возникает в результате интериоризации норм и принципов безопасности в процессе воспитания и социализации личности (неспециализированная культура безопасности), а также в ходе профессионального обучения, подготовки, приобретения профессионального опыта (специализированная профессиональная культура безопасности).

Культурологическая парадигма позволяет построить типологию культуры безопасности деятельности.

Поскольку культура безопасности является продуктом сознательного, исторического, духовного развития, то позитивно-научное теоретизирование о безопасности в контексте социокультурного анализа будет представать в форме развивающейся системы знаний о способах культурно организованного производства и жизнедеятельности в целом.

Культура безопасности многослойна, в силу рефлексивного характера культуры в ней есть нормативно-логические, коммуникативно-деятельностные и ситуативные элементы (уровни). В силу этого, культура безопасности выступает как научная и прикладная дисциплина, позволяющая описывать, научно прорабатывать различный ситуативный материал (и систематизировать), а также предлагать культурологически обоснованные методы проектирования и реализации безопасных систем деятельности.

8. *Культура безопасности и концепт устойчивого развития*. Устойчивость развития понимается как *управление* процессами развития. Устойчивое развитие – проектируемое и программируемое, соразмерное социокультурным и прочим факторам, сомасштабное другим процессам (производства, воспроизводства, функционирования), укореняемое и органично приемлемое, не отторгаемое социальным целым ("телом"), соответствующее его жизнен-

ным циклам и темпоритмам, производящее прогнозируемые, воспроизводимые и отслеживаемые эффекты, локальное, точечное воздействие (серия воздействий), с учетом издержек, которыми сопровождается любое развитие, с императивом минимизации этих издержек, с решением вопроса ответственности, которую берет на себя тот, кто осуществляет акт развития, и те, с кем он может эту ответственность разделить.

Устойчивость, как рефлексивное выражение угроз, является указанием на те инновационные процессы, которые необходимо запускать, чтобы выдержать и закрепить направление и темп производимых изменений.

9. *Безопасность и онтология*. Социальная онтология указывает на наличие естественных и искусственных социальных процессов, на разрывы, противоречия и конфликты в полях социального действия. Безопасность как онтологический принцип проблематизирует всю совокупность наших целей, средств и подходов, ставит под вопрос полноту, своевременность и достаточность наших картин мира, представлений и концептуализаций, и самих способов и форм существования. "Не то важно, что человек смертен, а то, что он внезапно смертен" (М.Н. Булгаков).

Где и в чём заключаются новые мотивы, способные сделать безопасность предметом деятельности для каждого участника производственных процессов? Как создать соответствующий мотивационный контур? Вот центральная проблема организаторов безопасной, т.е. продуктивной и эффективной системы производства.

Жизненные ценности, интересы и мотивы – это обратная сторона онтологии. Формирование и передача онтологических картин происходит в сфере философии, науки, образования, профессиональной подготовки. Поэтому начинать надо с модернизации этих сфер. Они должны стать приоритетными, пока не будут достигнуты существенные сдвиги в переходе к устойчивому развитию угольной отрасли. Пренебрежение этим обходится очень дорого. Страна уже потеряла фактически целое поколение людей.

10. *Безопасность как гуманитарная технология.* Кадры являются главным элементом любой технологии. Аварии указывают на слабую подготовку и нехватку компетентного персонала. Уровень зарплаты и объем социального пакета не гарантируют качества работы. Внедрение систем менеджмента качества является условием доступа к более дешевым кредитам на мировых финансовых рынках. Однако внедрение западных технологий управления должно сопровождаться их адаптацией к российским условиям. Этим могут заниматься консалтинговые фирмы. Но в Кузбассе консалтинг ещё не развит и слабо связан с университетами. Это последнее обстоятельство крайне важно: опыт крупнейших горнодобывающих компаний показывает, что сотрудничество и кооперация бизнеса с вузами весьма продуктивны, если правильно организованы. Кадры нужно готовить под задачу, под конкретные проекты. Сейчас процессы модернизации в профессиональном образовании и в промышленности не синхронизированы, не согласованы. Это может стать причиной многих бед в будущем. Ориентация бизнеса на решение проблемы

безопасности в партнерстве с университетами, создание консорциума для этой цели – основной фактор долгосрочной конкурентоспособности как отдельных компаний, так и региона в целом.

Работа выполнена в соответствии с грантом РФФИ № 07-06-96036.

УДК 622.814

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ УДАРНО-ВОЗДУШНОЙ ВОЛНЫ С ВОДЯНЫМИ ЗАСЛОНАМИ ПРИ ВОЗВЕДЕНИИ ИЗОЛИРУЮЩИХ ПРОТИВОПОЖАРНЫХ ПЕРЕМЫЧЕК

В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Изоляция пожарных участков на дальних подступах к аварийному участку зачастую приводит к тому, что в заперемыченном пространстве оказываются выработки, необходимые для дальнейшей эксплуатации шахты, а также большие запасы полезного ископаемого и дорогостоящее оборудование. Для управляемого воздействия на ударную волну возможного взрыва газа и пыли в шахте необходимо иметь средства её ослабления. Одним из путей достижения этой цели является установка на пути движения ударной волны различных инженерных сооружений [1].

Рассмотрим вариант, когда в очистном забое выемочного участка происходит эндогенный пожар и принято решение о его изоляции. На устье штреков ведутся работы по возведению взрывоустойчивых гипсовых перемычек (рисунок 1).

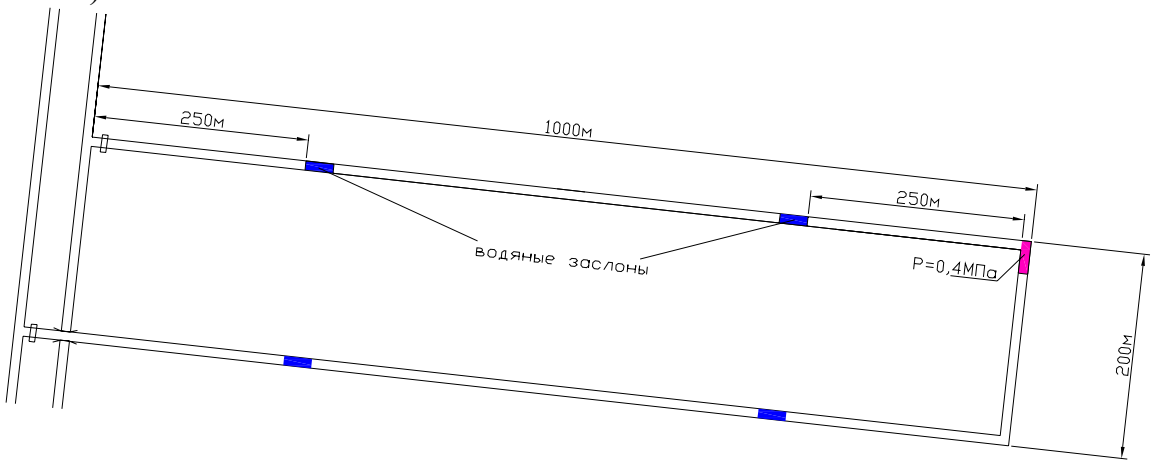


Рисунок 1 - Схематический вид расположения зоны взрыва в очистной выработке и расположение водяных заслонов

Предполагается, что произошел взрыв метана с угольной пылью ближе к верхнему сопряжению с вентиляционным штреком, с областью загазования

25 м, в лаве длиной 200 м (Рисунок 1). Расчеты проводились в программном комплексе «Ударная волна», для избыточного давления в центре взрыва равном 0,4 МПа.

Параметры штреков – длина 1000 м, сечение 12 м^2 в свету. Рассмотрим распространение ударной волны по вентиляционному штреку, так как отсутствие на нем крупногабаритного оборудования позволяет получить более четкую картину распространения ударно-воздушной волны.

Распространяющаяся по горной выработке ударная волна имеет сложный характер: за первой волной идет волна меньшей интенсивности.

Без использования инженерных сооружений ударная волна, образующаяся в результате взрыва, со скоростью звука начинает распространяться по вентиляционному штреку и проходит его за 2,6 с.

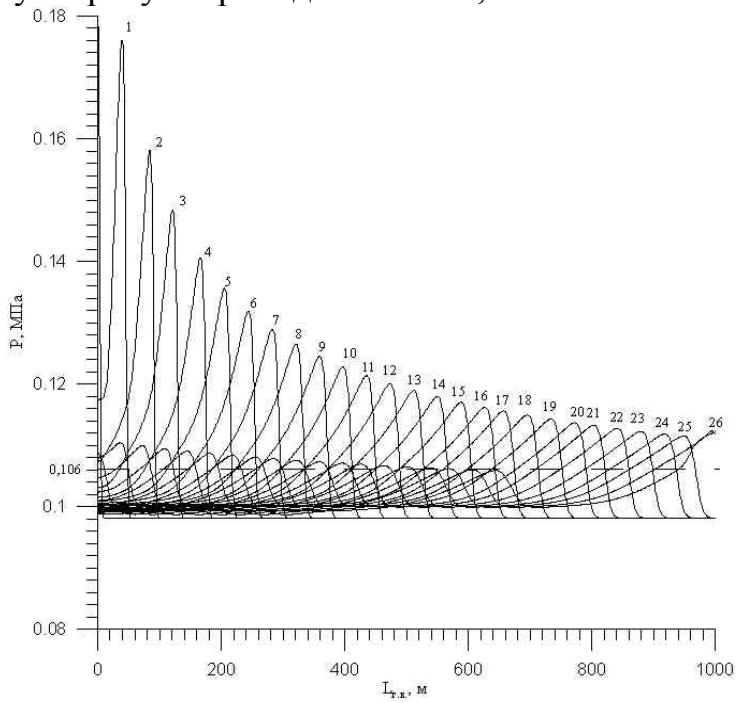


Рисунок 2 - Изменение избыточного давления ударной воздушной волны вдоль вентиляционного штрека длиной 1000м без использования водяных заслонов, интервал времени 0,1с: 1 – 0,1с, 2 – 0,2с, 3 – 0,3с и т.д.

Из рисунка 2 видно, что на сопряжении вентиляционного штрека с капитальной горной выработкой избыточное давление во фронте ударной волны превышает безопасное давление (0,006 МПа), что может повлечь травмирование рабочих, ведущих работы по возведению перемычки.

Горизонтальной штриховой линией на графиках показана безопасная величина избыточного давления во фронте ударной волны.

Без использования инженерных сооружений ударная волна за короткий промежуток времени выходит за границы выемочного участка в капитальные горные выработки и по ним может распространиться даже до поверхности.

В таких условиях безопасное расстояние для ведения работ по возведению взрывоустойчивых перемычек будет находиться не в границах выемоч-

ного участка, а на границах крыла или у поверхности. Поэтому, для безопасного ведения работ по изоляции аварийного участка необходимо возведение инженерных сооружений, в качестве которых предлагается использовать водяные заслоны, установленные в штреках.

Согласно п. 298 «Правил безопасности в угольных шахтах» (ПБ), водяные заслоны должны устанавливаться на расстоянии не менее 75 м и не более 250 м от забоев очистных и подготовительных выработок, сопряжений откаточных и вентиляционных штреков с бремсбергами, уклонами, квершлагами, а также от изолирующих пожар перемычек. Длина водяных заслонов должна быть не менее 30 м [2]. Установим, согласно ПБ, на вентиляционном штреке два водяных заслона типа двойной «водяной мешок» протяженностью 30м (рисунки 3, 4).

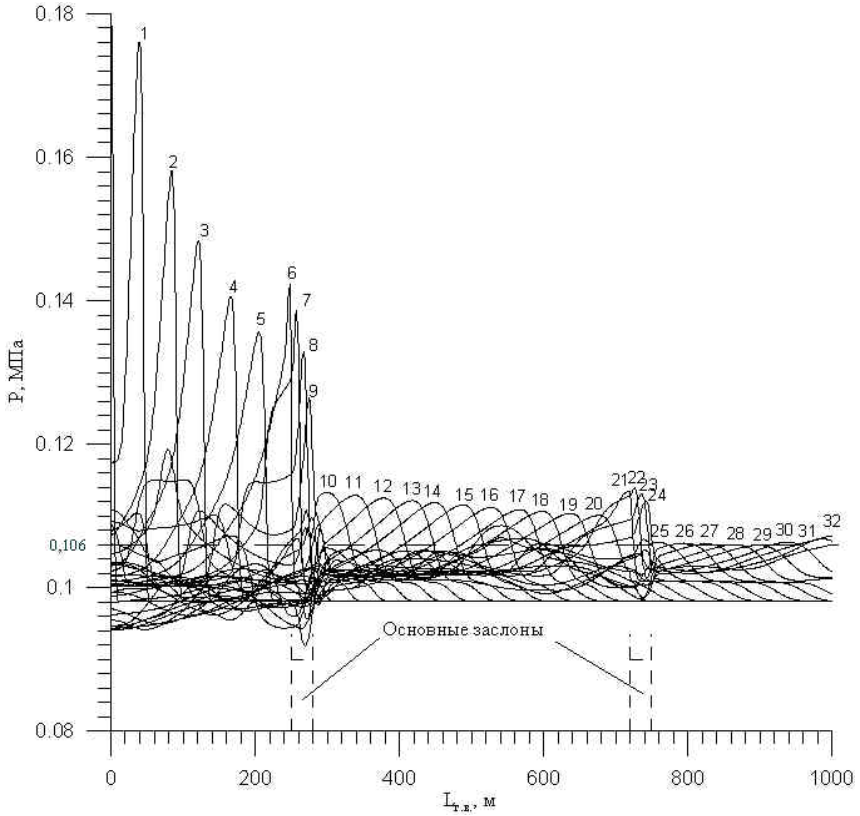


Рисунок 3 - Изменение избыточного давления ударной воздушной волны вдоль вентиляционного штрека длинной 1000 м при расстановке водяных заслонов из емкостей типа «двойной водяной мешок» согласно ПБ, удельный расход воды 400 л/м^2, интервал времени 0,1с: 1 – 0,1 с, 2 – 0,2 с, 3 – 0,3 с и т.д.

Вместимость одного «водяного мешка» (сосуда) составляет 40 литров. Таким образом, вместимость одного ряда водяного заслона составит 240 литров (в ряду три двойных мешка). Изготавливаемые из специальной полиэтиленовой пленки водяные карманы срабатывают при превышении избыточного давления на 0,003 МПа и с меньшей вероятностью могут пропустить вспышку метана, при которой не создается ударной волны. [3].

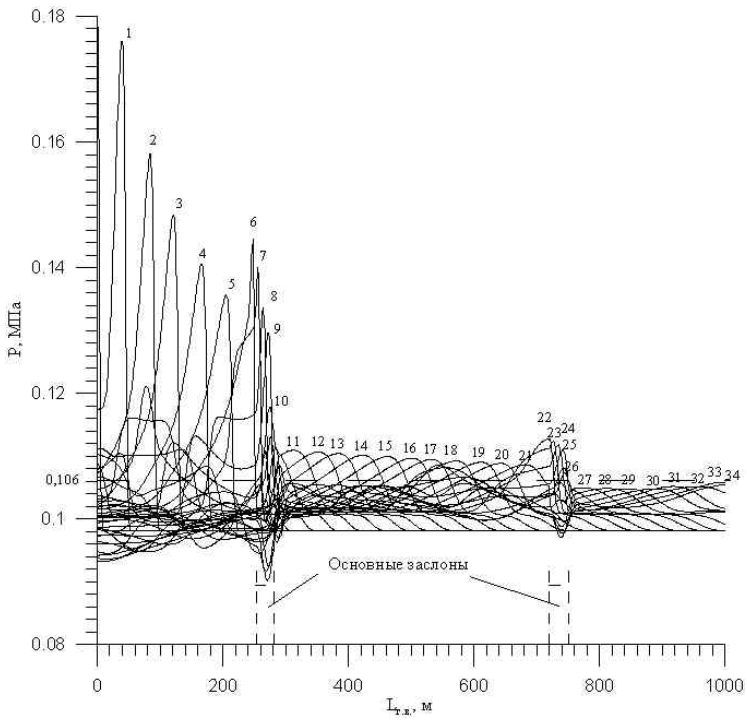


Рисунок 4 - Изменение избыточного давления ударной воздушной волны вдоль вентиляционного штрека длинной 1000 м при расстановке водяных заслонов из емкостей типа «двойной водяной мешок» согласно ПБ, удельный расход воды 600 л/м^2, интервал времени 0,1 с: 1 – 0,1 с, 2 – 0,2 с, 3 – 0,3 с и т.д.

Рассмотрим два варианта: в первом (рисунок 3) расход воды 400 л/м^2 поперечного сечения выработки в свету, с емкостью ряда 240 литров и расстоянием между рядами 1,5 м, с удельным расходом воды 13,33 л/м^3 (объемная плотность).

Передний фронт волны с большой скоростью набегает на первый водяной заслон и начинает с ним взаимодействовать. В результате чего водяные мешки разрушаются, образуя взвешенную газокапельную смесь, которая вовлекается в движение ударной волной. Поскольку образовавшаяся в горной выработке газокапельная смесь имеет большую плотность по сравнению с плотностью невозмущенного воздуха, то давление фронта проходящей ударной волны резко подскакивает, пытаясь «продавить» образовавшуюся водяную завесу, и этим самым, вовлекает её в движение. Здесь газокапельная смесь играет роль своеобразного гидродинамического «поршня», который, двигаясь с ударной волной, образует позади себя зону разряжения. В результате чего через некоторое время «поршень» останавливается и под воздействием обратного потока начинает возвратное движение. Избыточное давление фронта ударной волны после преодоления первого водяного заслона, значительно уменьшается [4, 5].Точно такая же картина наблюдается при прохождении фронта ударной волны через второй водяной заслон. После преодоления которого избыточное давление во фронте ударной волны падает практически до безопасного незначительно превышая его.

Во втором варианте (рисунок 4) принят расход воды 600 л/м^2 поперечного сечения выработки в свету, расстояние между рядами 1 м, с удельным расходом воды 20 л/м^3 (объемная плотность). В данном варианте после преодоления фронтом ударной волны второго заслона, избыточное давление падает ниже безопасного уровня, с небольшим возрастанием у сопряжения с капитальной выработкой за счёт отражённой волны.

В варианте, представленном на рисунке 5, в дополнение к основным заслонам, установленным согласно ПБ, размещено между ними 5 рассредоточенных заслонов и еще 5 после второго основного заслона. Каждый заслон состоит из 1 ряда (три двойных «водяных мешка»), вместимостью полки 240 литров, с объемной плотностью 40 л/м^3.

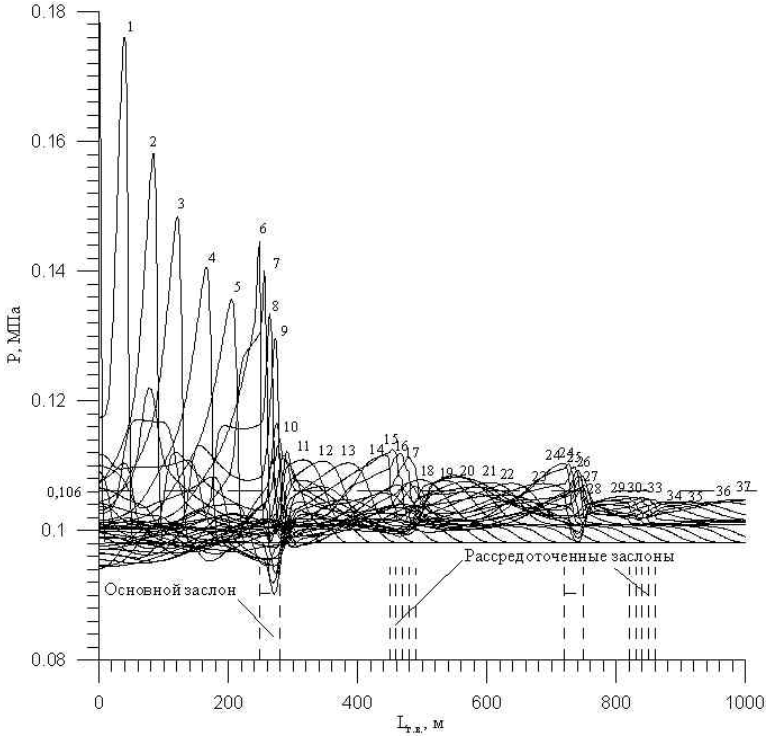


Рисунок 5 - Изменение избыточного давления ударной воздушной волны вдоль вентиляционного штрека длинной 1000 м при расстановке водяных заслонов из емкостей типа «двойной водяной мешок» согласно ПБ, удельный расход воды 600 л/м^2, с добавлением десяти рассредоточенных заслонов, интервал времени 0,1 с: 1 – 0,1 с, 2 – 0,2 с, 3 – 0,3 с и т.д.

Фронт ударной волны находит на первые рассредоточенные заслоны и взаимодействует с ними, в результате избыточное давление немного увеличившись, постепенно начинает падать [6]. После преодоления второго основного заслона оно падет ниже безопасного уровня, а последние 5 заслонов «сглаживают» изменение избыточного давления и ударная волна, подошедшая к сопряжению, имеет относительно равномерный характер, что еще больше обезопасит работу людей по изоляции аварийного участка. Скачки давления, пусть и небольшие, отрицательно сказываются на человеке. Такая

схема расстановки заслонов хорошо защищает от основного поражающего фактора взрыва (избыточное давление) на сопряжении.

Список литературы

1. Исследование и разработка конструкции быстровозводимых инженерных сооружений для гашения ударных волн малых давлений без нарушения режима проветривания. Отчёт / КО ВНИИГД; Руководитель темы А.М. Чеховских. - № ГР 76086441; Инв № Б 907306. – Караганда, 1980. – 201 с.

2. Правила безопасности в угольных шахтах. Книга 3. Инструкции по борьбе с пылью и пылевзрывозащите. - Липецк: Липецкое изд-во, 1999. – 109 с.

3. Шультке К.П. Средства конструктивной защиты горных выработок от взрывов типа «Водяные карманы WATA» // Глюкауф.- 2004. - № 2(3) - С. 50-55.

4. Бузуков А.А. Снижение параметров воздушной ударной волны с помощью воздушно-водяной // Физика горения и взрыва. – 2000. Т. 36, №3. – С. 120-130.

5. Аналитическая инженерная методика оценки затухания ударных волн при прохождении через защитные сооружения /Астанин А.В., Васенин И.М., Горбатов В.А. и др. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2003. – 40 с.

6. Васенин И.М., Крайнов А.Ю., Криволапов В.Г., Палеев Д.Ю., Шрагер Э.Р. Расчет взаимодействия ударной волны с рассредоточенными водяными заслонами в подготовительной выработке // Материалы Межд. конф. «Вычислительные и информационные технологии в науке, технике и образовании» (7-9 окт.). Вычислительные технологии. Том 9. Вестник КазНУ им. Аль-Фараби. №3(42). Часть 1. Алматы-Новосибирск, 2004. С. 369-374.

УДК 658.52.011.56:622.33

ШАХТНЫЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ В РОССИИ: РЕАЛИИ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Корнеев В.А., Корнеев П.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Проблема обеспечения безопасности при ведении горных работ стоит, пожалуй, с момента возникновения первых шахт и не потеряла своей актуальности в настоящее время. Прогноз внезапных выбросов угля и породы, взрывов метана и горных ударов до сих пор остается основной задачей, которую приходится решать при добыче угля. Необходимость повышения эффективности производства и производительности труда, диктуемая рыночными отношениями, без ущерба для безопасности, является приоритетной задачей.

Морально и физически устаревшее оборудование мониторинга параметров шахтной атмосферы, состояния горного массива и технических средств на многих шахтах не позволяет увеличить добычу угля, приводит к снижению производственной безопасности и увеличению аварий и простоев.

Бурное развитие вычислительной техники в последнее десятилетие позволило создать высокопроизводительные промышленные контроллеры на базе микропроцессорной техники. Реализация систем газового контроля шахтной атмосферы и мониторинга состояния горного массива с их применением открывает новые перспективы развития угледобывающего производства. В общем случае такая система состоит из промышленного контроллера, датчиков и периферийных устройств, осуществляющих вспомогательные функции. Информация о контролируемых параметрах в любой точке горного предприятия в режиме реального времени поступает на дисплей оператору. Система автоматически отключает электропитание в случае превышения концентрации метана и других контролируемых газов в выработке выше установленного порогового значения.

В настоящий момент на рынке автоматизированных систем диспетчерского управления присутствуют в основном иностранные фирмы со своей продукцией (AdAstra Trace Mode 5, Davis Derby и др.), отечественная продукция данного профиля представлена системой «Микон-1Р». Иностранные системы мониторинга обычно строятся на основе запатентованного искробезопасного контроллера и имеют сетевую структуру. Они обладают функциями управления и администрирования, а также средствами для сбора данных в реальном времени, передачи, обработки, отображения, записи и распечатки параметров, характеризующих состояние контролируемого процесса или оборудования [2]. Избыточность и многофункциональность таких системы, являющаяся несомненным их достоинством, приводит к значительному увеличению их стоимости. Так, система газоаналитического контроля компании Davis Derby стоит около 100 млн. рублей, что является существенными затратами даже для крупных предприятий. Отечественные аналогичные системы обладают меньшей функциональностью, но способны конкурировать с импортными аналогами за счет более низкой цены и меньшими эксплуатационными издержками.

В существующих автоматизированных системах диспетчерского управления основной упор сделан на мониторинг параметров шахтной атмосферы. Наличие множества угольных месторождений, в пластах которых присутствует высокое содержание метана, вывело эту проблему на первое место. Огромное внимание, уделяемое этому вопросу, отодвинуло задачи, связанные с мониторингом состояния горного массива на второй план. Гибкость и многофункциональность микропроцессорных систем позволяет расширить существующие системы автоматизированного диспетчерского управления, улучшив их возможности в области контроля напряженно-деформированного состояния породного массива и нагрузки на крепь. Так, шахтная газоаналитическая многофункциональная система «Микон-1Р», предназначенная для непрерыв-

ного измерения параметров состояния промышленных и горно-технологических объектов, содержит в себе возможность мониторинга не только параметров шахтной атмосферы и микроклимата, но и состояния горного массива. Данная система является свободно конфигурируемой и свободно программируемой. Ее функциональное назначение определяется совокупностью контролируемых и управляемых параметров, назначением, количеством и расположением средств сбора информации, устройств сигнализации, исполнительных устройств и алгоритмами обработки информации, что позволяет организовать на ее основе систему контроля состояния горного массива [3].

При решении данной задачи возникают трудности, связанные с ограниченным количеством датчиков, имеющих возможность совместной работы с микропроцессорной системой и значительная стоимость таких датчиков, делающая довольно часто их объектами кражи на горных предприятиях. Задача проектирования датчика принципиально новой конструкции, совместимого с автоматизированными системами диспетчерского управления и имеющего незначительную стоимость, является актуальной в настоящее время. Проектируемое устройство сбора данных о состоянии горного массива, должно обладать значительной точностью измерений и достоверно определенным алгоритмом прогноза деформаций и напряжений микропроцессорной системой. Такая система сбора данных будет представлять собой множество датчиков, расположенных в различных частях шахты, по результатам опроса которых система будет выдавать информацию на дисплей оператору и сигнализировать о возможности обрушения массива пород.

Наличие множества горных ВУЗов и НИИ на территории России, а так же многолетний опыт проектной, конструкторской и изобретательской деятельности в горной промышленности, позволяют с уверенность утверждать о постепенном увеличении присутствия российских компаний на рынке автоматизированных систем диспетчерского управления. Очевидно, что спроектированная и построенная из отечественных комплектующих такая система, учитывающая особенности российского потребителя и отвечающая мировым стандартам безопасности сможет конкурировать с иностранными аналогами не только за счет ценовой категории, но и за счет более высокого качества и многофункциональности.

Повышение производительности труда и безопасности горных работ можно осуществлять только путем внедрения высокоэффективных компьютерных систем дистанционного контроля и управления.

Для дальнейшего развития шахтных автоматизированных систем диспетчерского управления в России предлагается расширить функции этой системы посредством разработки алгоритма и программного обеспечения прогноза параметров напряженно-деформированного и газодинамического состояния углепородного массива. При этом настройку алгоритма и программного обеспечения предполагается осуществлять с использованием ретроспективной информации, получаемой автоматизированной системой. Работы в

этом направлении ведутся в Сибирском государственном индустриальном университете.

Список литературы

1. Ильин А.М. Безопасность труда в горной промышленности: учеб. пособие / А.М. Ильин, В.Н. Антипов, А.М. Наймарк. – М.: Недра, 1991. – 240 с.

2. Девис Дерби. Системы для горного производства [Электронный ресурс]: технические сведения о системе Davis Derby. – Режим доступа: [www.rivas.ru/davisderby.htm/ 06.05.2007.]

3. Продукция / Микон 1Р / Автоматическое проветривание тупиковых выработок [Электронный ресурс]: технические сведения о системе Микон 1Р. – Режим доступа: [www.ingortech.ru/productions/ 06.05.2007.]

УДК 621.316.71:005.22

НОВЫЙ ПОДХОД К ПОСТРОЕНИЮ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ДЛЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ ГОРНЫХ МАШИН

Завьялов В.М., Семыкина И.Ю.
ГОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет»
г. Кемерово

Процесс функционирования горных машин сопровождается частыми аварийными простоями, которые снижают суммарную эффективность их работы. Существенная доля этих простоев вызвана поломками элементов механических передач горных машин.

Горные машины работают в тяжелых условиях с интенсивно изменяющейся нагрузкой, а механические передачи от двигателя до исполнительного органа содержат множество элементов, обладающих упругой податливостью, что вызывает непрерывные переходные процессы в их механической подсистеме. Наиболее значимыми причинами отказов элементов механических передач являются частые кратковременные превышения в них механических напряжений относительно среднего значения, обусловленные этими переходными процессами [1].

Основными путями повышения долговечности работы механических передач горных машин являются оптимизация их конструкции и улучшение качества материала из которых они изготовлены, или применение регулируемого электропривода для снижения уровня их динамической нагруженности. Машиностроительные заводы в большинстве случаев используют первый подход, однако при применении совокупности этих подходов возможно в большей степени увеличить эффективность работы горной машины.

Электроприводы горных машин строятся на базе регулируемых двигателей постоянного тока или асинхронных двигателей, большая часть которых

используется в нерегулируемом варианте. Системы управления регулируемых электроприводов поддерживают частоту вращения двигателя на заданном уровне, а в случае перегрузок для защиты двигателя обеспечивают ограничение протекающих в нем токов за счет резкого снижения частоты вращения. При этом ограничивается электромагнитный момент двигателя и среднее значение усилий в механической передаче. Однако, учитывая наличие в механической подсистеме горных машин упругих элементов, ограничение среднего значения усилий, не является достаточным средством для ограничения динамических нагрузок.

Перспективным направлением усовершенствования горных машин является создание более современных систем управления их электроприводами. Снижение динамических нагрузок в механической подсистеме в совокупности с качественным управлением движением исполнительного органа горной машины может быть достигнуто, за счет применения системы управления ее электроприводами, при создании которой учитываются все основные особенности динамического поведения, как механической подсистемы, так и двигателя. Основная задача, которую решает такая система управления, заключается в снижении динамических нагрузок в элементах трансмиссии электроприводов не снижая производительности горной машины. Для решения этой задачи необходимо, чтобы электроприводы горных машин отвечали следующим требованиям:

– для снижения динамической нагруженности элементов трансмиссии, необходимо управлять усилиями в передачах, поскольку средства ограничения электромагнитного момента двигателя при перегрузках являются недостаточными;

– при изменении усилий в передачах не должно возникать дополнительных динамических колебаний;

– величина этих усилий должна формироваться на требуемом уровне для поддержания заданной производительности, определяемой скоростью движения исполнительного органа горной машины.

Для управления усилиями в механических передачах необходимо регулировать момент на входе механической подсистемы, создаваемый электродвигателем. Таким образом, для выполнения перечисленных требований система управления должна содержать регулятор электромагнитного момента двигателя (РЭМ) и регулятор упругих сил (РУС) для управления усилиями в механических передачах. В такой системе управления также необходим регулятор скорости (РС) для формирования требуемого усилия в механических передачах, для обеспечения заданной производительности.

Такая система управления разработана и исследована с помощью компьютерного моделирования для электроприводов напора и подъема карьерного экскаватора. Функциональная схема этой системы управления приведена на рисунке 1, где индексами *н* и *п* отмечена принадлежность элемента к приводу напора и подъема соответственно; $\omega_к^*$, $v_к^*$ – заданные угловая и ли-

нейная скорости ковша; МЧП – механическая часть электроприводов; ЭЧП – электрическая часть электропривода; НУ – наблюдающее устройство.

Регуляторы, представленные на этой функциональной схеме, являются нелинейными и разработаны с применением современных методов теории управления с учетом динамических особенностей приводов напора и подъема, их взаимной связи через ковш, а также изменения параметров приводов в процессе работы. Применение этих регуляторов позволило обеспечить высококачественное управление электроприводами подъема и напора, при котором их производительность по сравнению с применяемыми на экскаваторах электроприводами с системой подчиненного регулирования координат не изменилась, но динамические колебания усилий в канатах существенно снизились.

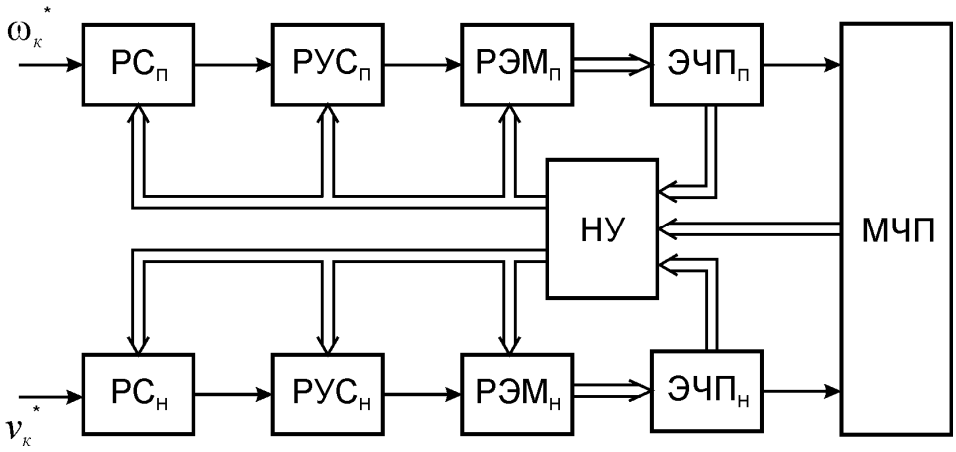


Рисунок 1 - Функциональная схема разработанной системы управления электроприводов подъема и напора карьерного экскаватора

Снижение динамических колебаний наглядно представлено на графиках переходных процессов усилий в канатах для асинхронных электроприводов экскаватора с разработанной системой управления (рисунок 2а) и для приводов постоянного тока с системой подчиненного регулирования координат (рисунок 2б).

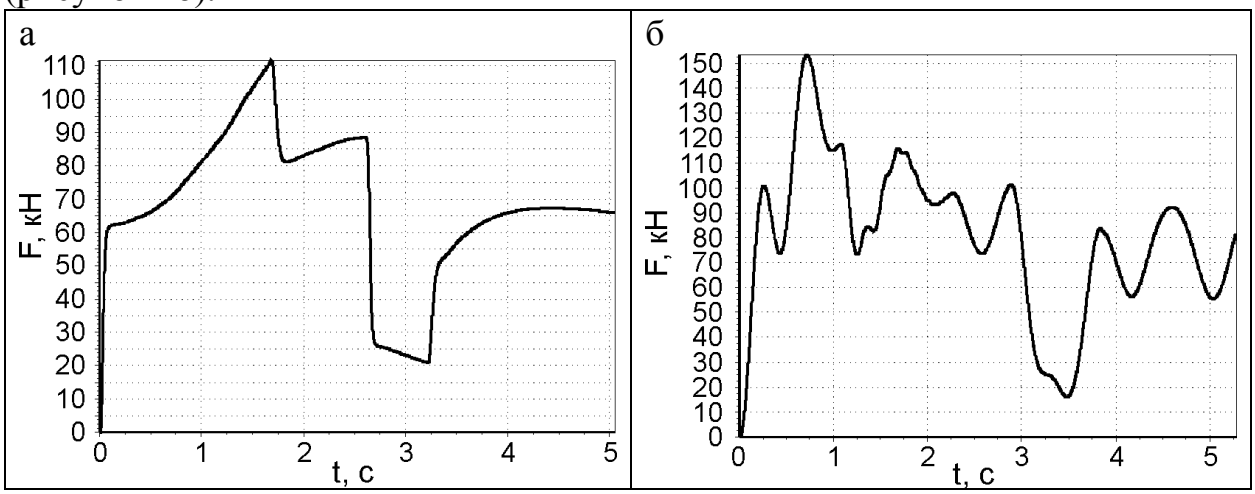


Рисунок 2 - Усилие в подъемном канате экскаватора ЭКГ-8И для электроприводов: а - с разработанной системой управления; б - с системой подчиненного регулирования

Для количественного анализа снижения динамических колебаний в электроприводах с разработанной системой управления по результатам компьютерного моделирования для экскаватора ЭКГ-8И расчетно-теоретическим методом были получены параметры эквивалентных режимов нагружения канатов в приводах напора и подъема с применением данной системы управления и системы подчиненного регулирования. Параметры этих эквивалентных режимов нагружения приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Параметры эквивалентных режимов нагружения для экскаватора ЭКГ-8И в режимах черпания и удержания ковша

Параметр режима нагружения	Система подчиненного регулирования				Разработанная система управления			
	Черпание		Удержание ковша		Черпание		Удержание ковша	
	Напор	Подъем	Напор	Подъем	Напор	Подъем	Напор	Подъем
Амплитуда переменной составляющей напряжения, МПа	31,42	28,09	41,92	23,26	16,76	11,53	26,18	13,82
Постоянная составляющая напряжения, МПа	15,72	41,91	26,22	32,42	15,72	39,12	22,86	29,07
Число циклов в блоке нагружения	4	4	2	3	3	2	1	1

Исходя из данных, приведенных в таблице 1, для карьерного экскаватора ЭКГ-8И как в режиме черпания, так и в режиме удержания ковша среднее значение механических нагрузок в канатах приблизительно одинаково, в то же время амплитуда переменной составляющей нагрузок, а, следовательно, и уровень динамических колебаний при использовании разработанной системы управления в 2-2,5 раза ниже, что подтверждает ее эффективность.

Рассмотренный подход к созданию системы управления электроприводами карьерного экскаватора может быть эффективно использован и для электроприводов других горных машин. Его применение позволит снизить динамические нагрузки в механической подсистеме горной машины, за счет чего достигается повышение безотказности, и, следовательно, суммарной эффективности ее работы.

Список литературы

1. Гордиенко А.Н., Роменский В.К. Современный электропривод и системы управления горно-добывающего оборудования // Горные машины и автоматика. – 2005. – № 1. – С. 42-43.

УДК 622.273

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ НЕДРОСБЕРЕГАЮЩИХ И БЕЗОПАСНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ДЛЯ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Ковалёв В.А., Грауле Д.В
Администрация Кемеровской области
ЗАО «Промуглепроект»
г. Новокузнецк

Запасы угольных месторождений, залегающие в мощных пластах, являются наиболее привлекательными для отработки с точки зрения высокой производительности пласта, низкого удельного объема проведения подготовительных выработок, возможности управления качеством добываемого угля за счет селективной выемки угольных пачек и исключения присечки боковых пород. На шахтах Кузбасса около 20% угля добывают из мощных пологих и наклонных пластов.

Однако отработка запасов мощных пластов характеризуется и негативными факторами:

- большая высота очистного забоя и подготовительных выработок приводит к увеличению отжима угля, дискомфортным условиям труда и повышенной опасности работ;
- увеличение массы механизированных комплексов и другого оборудования;
- высокие потери угля (до 50%) вследствие оставления предохранительных угольных пачек между слоями, в подкровельной толще и у почвы пласта;
- высокая пожароопасность выработанного пространства и существенные затраты на проведение мероприятий по предупреждению самовозгорания угля;
- большие объёмы выработанного пространства, в пределах которого формируются газовые коллекторы и накапливаются метан и пожарные газы.

На основе результатов анализа горно-геологических и горнотехнических условий отработки мощных угольных пластов Кузбасса установлено, что эти пласты, как правило, склонные или весьма склонные к самовозгоранию [1,2]. В соответствии с требованиями "Правил безопасности в угольных шахтах" [3] «Вскрытие, подготовка и разработка пластов угля, склонных к самовозгоранию, должна производиться через полевые выработки». Однако вскрытие и подготовка полевыми выработками наиболее полно осуществляется при строительстве и реконструкции шахт Прокопьевско-Киселёвского района Кузбасса, где разрабатываются свиты крутых и крутонаклонных угольных пластов.

При развитии шахтного фонда действующих и строительстве новых шахт, отрабатывающих склонные к самовозгоранию мощные пологие уголь-

ные пласты, схемы и способы вскрытия и подготовки шахтных полей полевыми выработками применяются весьма редко. Как правило, вскрывающие и подготавливающие выработки проводятся по угольным пластам. Следствием этого являются эндогенные пожары (шахты «Томская», «Алардинская», «Кушеяковская», им. В.И. Ленина и др. в Кузбассе), сопровождающиеся авариями, изоляцией действующих выработок на длительный период.

Другим негативным следствием проведения вскрывающих и подготавливающих выработок по мощным пластам угля, склонного к самовозгоранию, является увеличение потерь угля в предохранительных и профилактических угольных целиках. Необходимость применения пластовых схем вскрытия и подготовки мощных угольных пластов следует из требований рыночных условий по сокращению сроков окупаемости инвестиций. При этом создаётся ложная схема положительной динамики инвестиций и прибыли.

На первом этапе строительства или реконструкции шахты с использованием временных схем пластового вскрытия и подготовки время строительства и пуска первого очистного забоя составляет 2-3 года. На этом этапе удельные капитальные вложения минимальные. После начала очистных работ за счёт применения временных схем проветривания, водоотлива, как правило, намечается отставание темпов подвигания вскрывающих и подготовительных выработок, что приводит к несвоевременной подготовке запасов к выемке следующего выемочного столба.

При этом пуск в эксплуатацию следующего очистного забоя сопровождается с ещё большими отступлениями от проектных решений, принятых в основном проекте строительства шахты: усложняется схема проветривания за счёт ограничения производительности временной вентиляторной установки, реализуется многоступенчатая временная схема водоотлива, применяется упрощенная схеме дегазации.

Отработка выемочного столба, соседнего с ранее отработанным, приводит к активизации процесса сдвижения подработанных пород кровли, формированию единого газового коллектора и фильтрации пожарных газов из выработанного пространства ранее отработанного выемочного столба в выработанное пространство отрабатываемого выемочного столба. Рост концентраций индикаторных газов в пробах воздуха (окиси углерода более 0,01%, водорода, радона) является основанием для прекращения очистных работ и изоляции выработок выемочного участка. Следствием этого являются убытки предприятия на ликвидацию эндогенного пожара. В качестве примера можно привести динамику добычи угля на шахте «Томская», где в 2004 г. план добычи был выполнен на 107,16 %, в 2005 г. - на 97,13 %, в 2006 г., после возникновения эндогенного пожара, - на 31,81 %, в первом квартале 2007 г. – на 55,85 %. За последние 2,25 года шахта упустила добычу 1184 тыс.т из-за аварий при возникновении эндогенных пожаров.

При возникновении и ликвидации эндогенного пожара проявляется фактор упущенной выгоды, вследствие прекращения добычи и реализации на

рынке угля. Например, на шахте «Томская» при упущенной добыче 1184 тыс.т и средней цене угля 370 руб./т упущенный доход составил почти 438 млн. руб.

Практика ведения горных работ на участках пласта, вскрытых после ликвидации эндогенного пожара, подтверждает, что почти всегда фактические потери угля выше проектных за счёт оставления профилактических целиков или списания запасов угля в пожарных участках.

Таким образом, пуск в эксплуатацию шахты по временной схеме на первом этапе имеет определённые преимущества, однако в последующие периоды вследствие сокращения объёмов добычи, предприятие становится, как правило, убыточным.

Следовательно, применение временных пластовых схем вскрытия и подготовки шахтных полей, включающих свиту мощных пологих пластов угля, склонных к самовозгоранию, не является эффективной по экономическим критериям, промышленной безопасности и требованиям рационального использования недр, регламентированных в Законе РФ «О недрах».

В этой связи актуальными являются исследования, направленные на разработку и реализацию недросберегающих технологических решений, обеспечивающих эффективную и безопасную отработку свиты мощных пологих пластов угля, склонных к самовозгоранию.

Для разработки таких решений был проведён анализ применяемых и создаваемых в настоящее время в российской и мировой угольной промышленности следующих технологий отработки мощных пластов:

- однослойная с выемкой пласта на полную мощность;
- слоевая отработка пласта двумя-тремя слоями с оставлением межслоевой пачки;
- выемка угля в подсечном слое у почвы пласта длинным комплексно-механизированным забоем и выпуском угля из подработанной толщи в призабойное пространство подсечного слоя.

Отработка пластов на полную мощность одним слоем (до 6 м) осуществляется современными механизированными комплексами с высокой несущей способностью 12000-15000 кН/м^2. Данная технология практически не отличается от технологических схем отработки пластов средней мощности. Однако её применение на мощных пластах характеризуется низкой эффективностью и повышенной опасностью. Это связано с отсутствием в настоящее время эффективной и безопасной системы разработки пластов мощностью 5-6 м. Для этих условий применяется система разработки длинными столбами с полным обрушением пород кровли и выемкой угольного слоя мощностью до 4,5 м. При этом подкровельная угольная толща мощностью 0,5-1,5 м разрушается, в выработанном пространстве происходит окисление разрыхленного угля и возникает эндогенный пожар.

Увеличение вынимаемой мощности при разработке мощных пластов механизированными комплексами на полную мощность приводит к усложнению характера взаимодействия секций крепи с породами кровли. Это прояв-

ляется в виде роста частоты динамических проявлений нагрузок и их величины на крепи, отжима угля с поверхности забоя, формирования газового коллектора с выдавливанием из выработанного пространства метановоздушной смеси при обрушении пород кровли. Установлено, что с увеличением вынимаемой мощности пласта от 2,8 до 4,5 м нагрузка на очистной комплексно-механизированный забой снижается в 1,2-1,6 раза [4].

Отработка мощных пластов более 6м осуществляется наклонными слоями мощностью 2,0-3,2 м (до 4,5 м), при этом в качестве разделяющих слоев стремятся использовать прослойки породы в пластах сложного строения. В связи с тем, что процесс слеживания и уплотнения обрушенных пород довольно длителен, для обеспечения безопасности работ в нижележащих слоях между слоями оставляют пачки угля мощностью 0,6-2,0 м. Эта мера является вынужденной, так как приводит к увеличению потерь угля до 40% и более и создает опасность самовозгорания угля в выработанном пространстве. То есть слоевая система разработки оказалась в современных рыночных условиях не только пожароопасной, но и сопровождается нарушением требований Закона РФ «О недрах» и «Правил охраны недр» (ПБ 07-601-03).

Следует напомнить [5], что слоевая система разработки мощных пластов предполагает разделение угольных слоёв гибким перекрытием. Однако при этом не обеспечивается высокая производительность очистного забоя вследствие низкой производительности монтажа гибкого перекрытия и высоких материальных затрат.

Выемка угля механизированным комплексом с выпуском межслоевой пачки осуществлялась в 60-70х годах на многих шахтах, отрабатывающих мощные пласты, в том числе и на шахта Южного Кузбасса (шахта им. В.И. Ленина, шахта им. Л.Д. Шевякова и др.).

Мощные пласты отрабатывались системой наклонных слоев с использованием межслоевого перекрытия угольных пачек мощностью 0,8-1м. Ведение работ с очередностью по отработке слоев (система «слой-пласт») привела к рассредоточению работ (деконцентрации), потребовалась ускоренная подготовка выемочных полей и соответствующее увеличение числа проходческих бригад. Решение данных проблем привело к созданию и внедрению новой технологии – комбинированной системы с выпуском межслоевой пачки угля с использованием комплекса КТУ.

Первоначально отрабатывался монтажный слой мощностью 1,8-2,5 м по простиранию пласта с одновременной настилкой гибкого металлического перекрытия. Затем отрабатывался подсечной слой мощностью 2,2-2,4 м с одновременным выпуском через специальные люки в крепи КТУ на забойный конвейер оставшейся межслоевой пачки предварительно разрушенной буровзрывным способом. В 70х годах прошлого века на шахте им. В.И. Ленина в эксплуатации находилось до 20 комплексов КТУ. Применение данной технологии привело к увеличению нагрузки на очистной забой в 1,6-3,4 раза.

Однако эксплуатация данной технологии не привела к высокой эффективности работ вследствие следующих причин:

- отсутствие средств механизированного возведения гибкого перекрытия;
- высокое горное давление с динамическим характером проявления вследствие зависания труднообрушаемых кровель и отсутствием в этот период механизированных комплексов с высоким рабочим сопротивлением и надежностью крепи.

Указанные причины привели к расширению области применения технологии отработки мощных пластов наклонными слоями. Ниже приведён анализ опыта отработки мощных пластов слоевой системой разработки.

В ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» запасы мощных пластов сосредоточены, в основном, на трех шахтах: «Алардинская», «Томская» и «Томусинская 5-6». Балансовые запасы в пластах мощностью более 3,5 м составляют 980,4 млн.т, при этом коксующиеся угли – 339,7 млн.т, энергетические угли – 550,7 млн.т. Промышленные запасы, сосредоточенные в пластах мощностью более 3,5м, составляют 558,5 млн.т, при этом коксующиеся угли – 207,3 млн.т, энергетические угли – 330,2 млн.т.

На шахте «Алардинская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» угленосные отложения содержат шесть угольных пластов суммарной мощностью 26–36м при коэффициенте угленосности свиты 14%. Пласты 3, 3-3а, 6, 7-9, 9, 9-9а, 11-12 относятся к мощным пластам (4,0 – 11,5м).

Отработка мощных пластов (4,0-10,0м) осуществляется системой разработки наклонными слоями с самостоятельной выемкой каждого слоя по схеме «слой-пласт» и оставлением межслоевой пачки угля.

Для предупреждения самовозгорания угля на шахте предусматриваются следующие мероприятия:

- обеспечение скорости подвигания очистных забоев не менее 60 м;
- обеспечение депрессии шахты не более 450 даПа;
- обеспечение поступления на выемочный участок воздуха в количестве, не превышающем расчетного более чем на 20%;
- засыпка на поверхности всех провалов и трещин, образующихся при отработке пластов;
- крепление квершлагов в местах пересечения с пластом и на расстоянии 5м в обе стороны от этого пересечения негорючей крепью с заполнением закрепленного пространства, исключающем проникновение воздуха к целику угля;
- обработка целиков угля у монтажных и демонтажных камер и верхнего бока вентиляционного штрека на всем протяжении водными растворами антипирогенов,
- подача аэрозолей антипирогенов из очистного забоя в выработанное пространство сонаправленно с путями утечки воздуха с помощью генератора аэрозолей, установленного на сопряжении с конвейерным штреком.

Однако, несмотря на реализацию этих мероприятий, на шахте неоднократно возникали эндогенные пожары, вызванные самовозгоранием угля в выработанном пространстве.

На шахте «Томская» также применяется слоевая система разработки мощных пологих пластов. Опыт применения этой системы на шахте характеризуется высоким уровнем аварийности. Например, в связи с аварией, происшедшей 08.02.2006г, классифицируемой как взрыв метановоздушной среды ограниченного объёма в отработанном изолированном пространстве выемочного столба 6-1-1 пласта VI, комиссией по расследованию данной аварии было принято решение для ликвидации пожара затопить горные выработки шахты до гор.+140м.

На шахте «Томусинская 5-6» (бывшая шахта им. Л.Д. Шевякова) в настоящее время ведется отработка запасов пласта IV-V. Средняя мощность пласта 10,7м. На шахте применятся система разработки мощных пластов двумя наклонными слоями по схеме «слой-пласт» с оставлением межслоевой пачки угля мощностью 2,1м. Вынимаемая мощность первого слоя 2,6м.

При отработке запасов пласта IV-V в границах бывшей шахты им. Л.Д. Шевякова и соседней с ней им. В.И. Ленина, «Томская», «Усинская» были зарегистрированы эндогенные пожары.

Приведённые результаты применения слоевой системы разработки мощных пластов подтверждают низкий уровень её промышленной безопасности и необходимость создания новых технологий угледобычи.

Среди перспективных направлений развития эффективной и безопасной технологии разработки мощных пологих пластов угля, склонных к самовозгоранию, по результатам анализа выделены системы разработки мощных пластов короткими забоями, в том числе гидравлическим способом, и выпуском подкровельной пачки на завальный конвейер длинного комплексно-механизированного забоя. Исследования с участием авторов по созданию эффективной и безопасной технологии и технических средств для отработки мощных пологих пластов продолжаются.

Список литературы

1. Инструкция по предупреждению и тушению подземных пожаров в шахтах Кузбасса/Кемерово: РосНИИГД, ВостНИИ, 1999.-69 с.

2. Дополнение к «Инструкция по предупреждению и тушению подземных пожаров в шахтах Кузбасса»/Кемерово: НЦ ВостНИИ, 2004.-14 с.

3. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11/ Кол. авт. .-М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. –296с.

4. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт. – Томск: Изд-во Томского университета, 2002. -240с.

5. Громов Ю.В. Управление горным давлением при разработке мощных пологих пластов / Ю.В. Громов, Ю.Н. Бычков, В.П. Кругликов. – М.: Недра, 1985. – 239с.

УДК 622.32.8; 622.257

ОАО «КУЗНИИШАХТОСТРОЙ» НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОМУ ОБЕСПЕЧЕНИЮ СТРОИТЕЛЬСТВА, РЕКОНСТРУКЦИИ И ЭКСПЛУАТАЦИИ УГОЛЬНЫХ И ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Тациенко В.П., Григоренко Ю.Д.
ОАО «Кузниишахтострой»
г. Кемерово

Кузниишахтострой – единственный в России научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт, способный комплексно решать вопросы в области строительства, реконструкции и эксплуатации горнодобывающих предприятий.

Одним из главных направлений деятельности института является проектирование и изготовление горнопроходческих комплексов, средств механизации для проведения и крепления горных выработок и строительных работ. Для механизации горнопроходческих работ при проведении горизонтальных и наклонных выработок сечением до 30 м² разработаны и выпускаются проходческие комплексы «Сибирь-1М» и «Сибирь-2М», не имеющие аналогов в мире. На шахтах РФ ими пройдено буровзрывным способом более 18 км в основном наклонных горных выработок с высокими технико-экономическими показателями. Уровень механизации процессов проходческого цикла при их использовании составляет 72-82%, а производительность труда в 2,5-3,0 раза выше, чем в забоях с аналогичными горно-техническими условиями проходки.

Для сооружения или углубки вертикальных стволов разработаны и применяются стволовые бурильные установки СМБУ-4М и УБС-6, соответственно с четырьмя и шестью бурильными машинами, а также стволовая проходческая машина ПМС, имеющая грейферный рабочий орган с гидравлическим приводом. Эти установки нашли применение не только в угольной отрасли, но и на рудниках и при строительстве метрополитенов в Москве и Санкт-Петербурге.

Институт «Кузниишахтострой» активно участвует в разработке конструкции анкерной крепи и средств механизации ее возведения для широкого диапазона горно-геологических условий. Длина анкеров – 1,8 … 6 м, диаметр буримых шпуров – 26…43 мм, крепость буримых пород – до 10 единиц по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Для бурения шпуров разработано и серийно изготавливается гидравлическое переносное гидросверло ГСЦ -1. Как показывает практика, его производительность в 1,5 раза выше по сравнению с переносными электро- и пневмо-сверлами отечественного и зарубежного производства. Конструкция гидросверла защищена патентами и позволяет с одной установки бурить шпуры глубиной от 1,2 до 2,4 м с предварительным распором податчика в почву и кровлю выработки под углом до ± 60º. Работа ГСЦ -1 сможет осуществляться не только от собственной масло-

станции, но и от гидросистем горнопроходческих машин и очистных комплексов, а его масса не превышает 50 кг.

В последние годы значительно возросли объемы бурения дегазационных, увлажняющих, водопонижающих и других технологических скважин в угольных шахтах. Для их бурения требуется высокопроизводительное буровое оборудование. ОАО «Кузниишахтострой» разработал и производит буровую установку БУГ-200 и самоходную буровую установку «Вектор». Они имеют электрогидравлический привод и предназначены для вращательного бурения скважин шарошечным и корончатым инструментом по углю и породе. Диапазон диаметров буримых скважин колеблется в пределах 43…200 мм, а глубина – до 250 м. Применение буровых установок позволяет существенно повысить скорость бурения скважин, снизить трудозатраты на монтажно-демонтажные работы бурового оборудования. В настоящее время на шахтах РФ и стран СНГ работает 14 таких установок. Ими пробурено около 185 км скважин диаметром 76…120,6 мм. Технические характеристики установок соответствуют лучшим мировым образцам.

Для повышения безопасности работ при выемке угля из выбросоопасных и склонных к горным ударам пластов институтом разработан буровой станок БУГ-2. Он устанавливается на раме лавного конвейера очистного комплекса и перемещается по нему с помощью собственного гидропривода. Его питание производится от гидросистемы очистного комплекса путем подключения к любой секции крепи. Станок БУГ-2 позволяет бурить шпуры и скважины по углю диаметром до 150 мм, а по породе в почву и кровлю – до 76 мм. Бурение может осуществляться шнековым буровым инструментом без промывки скважины.

Значительное место в деятельности института занимают работы, связанные с созданием новых технологий и средств механизации строительных работ под землей и на поверхности. Созданы и серийно выпускаются смесители БС – 150Ш (БС – 150) для приготовления бетонов и растворов , основанные на принципе перемешивания массы в турбулентном потоке и отличающиеся высокой производительностью и надежностью в работе. Новыми разработками института являются смеситель-нагнетатель СНШ-250, предназначенный для приготовления и подачи бетонной смеси на высоту более 10 м, а по горизонтали – 100 м, универсальная установка УНБ-4П для набрызгбетонирования, осланцевания выработок и тушения пожаров, тампонажный комплекс ТКШ -5 для механизации основных процессов по приготовлению, транспортированию и нагнетанию тампонажных растворов на основе цементов.

Таким образом, за последние 1,5 года институтом разработано и внедрено на предприятиях угольной промышленности семь новых машин, способствующих повышению эффективности и безопасности горных и строительных работ. Большинство из них удостоены золотых медалей и дипломов международных выставок-ярмарок «Уголь и Майнинг России» и «Экспо-Уголь». Высокие результаты работы получены благодаря солидному научно-

техническому заделу, тщательному маркетингу и, главное, наличию экспериментально - производственной базы. На сегодня институт имеет около 23 тыс. м² производственно-лабораторных помещений, стендовые установки для испытания горно-проходческой, строительной и буровой техники, конструкций крепи, технологий получения строительных материалов. Опытно-механический завод, входящий в состав института, способен выполнять работы по изготовлению не только экспериментальных и опытных образцов, но и промышленных партий оборудования.

Значительное место в деятельности института занимают работы по созданию новых конструкций крепей капитальных горных выработок, размеры поперечных сечений которых в настоящее значительно возросли. Разработаны конструкции рамных крепей для выработок сечением 20-40 м², выполнены работы по изготовлению опытных образцов крепей из СВП-33 и проведены их стендовые испытания. Следует особо отметить, что институт имеет уникальный полноразмерный стенд для испытания и сертификации всех типов крепей, выпускаемых промышленными предприятиями. Эти работы выполняются силами сертифицированной испытательной лаборатории. В настоящее время испытываются крепи девяти типоразмеров для Грамотеинского шахтоуправления, ведутся подготовительные работы к выполнению аналогичных заказов от ОАО «Челябинскуголь», «Интауголь» и т. д.

В актив института следует отнести также разработку конструкций крепей с управляемой несущей способностью и крепей, возводимых инъекционными способами, позволяющих сократить в 2-3 раза затраты на крепление горных выработок, технологий заполнения закрепного пространства в горных выработках твердеющими смесями, а также пенобетоном различных составов. Инъекционные технологии позволяют предотвратить самовозгорание угольных пластов. Для реализации инъекционных технологий в институте разработаны и изготавливаются установки по приготовлению и нагнетанию растворов, указанные выше.

Особое внимание ОАО «Кузниишахтострой» уделяет разработке и совершенствованию технологий проходки подготовительных горных выработок в сложных гидро- и горно-геологических условиях. Выполнены важные и оригинальные исследования в лабораторных и производственных условиях процесса тампонирования трещиноватых и трещиновато-пористых породных массивов, что позволяет постоянно совершенствовать технологию цементации, добиваться все более высоких технико-экономических показателей. Результаты исследований применены при проведении выработок практически во всех угольных бассейнах России. Они применяются как с целью водоподавления, так и упрочнения породных массивов, обеспечивая устойчивость выработкам на весь срок их эксплуатации. В качестве примера успешного применения технологий водоподавления можно привести предварительные цементации в стволах шахт «Распадская», «им. Ленина», «Березовская», «Первомайская», «Байдаевская» и ряде других, где притоки воды снижены с 200-300 м³/ч до норм СНиП (менее 5 м³/ч). Технологии упрочнения породных

массивов в значительных объемах использованы практически на всех шахтах Кузбасса, и, особенно, на шахтах Прокопьевско-Киселевского района со сложными горно-геологическими условиями. Горные выработки шахт «Коксовая», «им. Ворошилова», «Тайбинская» и др. эксплуатируются и находятся в хорошем состоянии десятки лет.

В последние годы идет интенсивное освоение новых угольных месторождений путем вскрытия их наклонными стволами. При этом пересекаемые наносы чаще всего являются сильно обводненными плывунными массивами, что увеличивает сроки строительства наклонных стволов и, соответственно, сроки ввода новых шахт в эксплуатацию. Примерами длительного срока строительства наклонных стволов в обводненных наносах могут служить стволы шахты «Костромовская», «Кыргайская» и ряд других. При этом применение технологии замораживания грунтов проблемы не решает, т. к. оттаивание грунтов и возрастание нагрузок на крепь приводит к выводу из строя пройденных горных выработок. Для решения этой сложной задачи в институте разработана технология электрохимического закрепления (ЭХЗ) обводненных наносов, которая, на наш взгляд, сможет решить эту весьма важную проблему.

Одним из новых направлений деятельности института является разработка проектов оснащения наклонных и вертикальных стволов к проходке, а также технологии и организации их проведения в различных горно-геологических условиях. Выполнены и сданы заказчикам такие проекты для шахт «Чертинская», «Романовская-1», «Томусинская 5-6», «Костромовская», «Распадская-Коксовая», ООО «Ленинское шахтоуправление», «Заполярная», рудник «Удачный» АК «АЛРОСА» и др. Имеющийся научный потенциал и наличие высококвалифицированных специалистов позволяет при разработке проектных решений выбирать оптимальные конструкции крепей, высокопроизводительные безопасные технологии и средства механизации при строительстве горных выработок. Именно эти обстоятельства позволили аккредитовать институт в качестве экспертной организации в системе СЭПБ. В связи с этим он может выступать в качестве экспертной организации по проектам строительства предприятий и объектов горной промышленности как обычным, так и специальными способами.

ОАО «Кузниишахтострой» выполняет работы по обследованию технического состояния подземных сооружений угольных шахт, зданий различного назначения с выдачей экспертного заключения и рекомендаций по их дальнейшей эксплуатации. Право проведения обследований и выдачи заключений о техническом состоянии несущих конструкций зданий и сооружений подтверждено соответствующими лицензиями.

Подводя итог вышеизложенному, считаем, что применение разработок ОАО «Кузниишахтострой» от проекта до готовой машины или технологии позволит улучшить технико-экономические показатели работы угольных и горнорудных предприятий.

УДК 622.281

СТРУЙНАЯ ЦЕМЕНТАЦИЯ – ОДНО ИЗ ПЕРСПЕКТИВНЫХ НАПРАВЛЕНИЙ УПРОЧНЕНИЯ ГРУНТОВ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

Понасенко Л.П., Жеребцов В.А., Понасенко С.Л.
ОАО «Кузниишахтострой»
г. Кемерово

Идея технологии заключается в использовании энергии высоконапорной струи цементного раствора для разрушения и одновременного перемешивания грунта с цементным раствором в режиме «mix-in-place» (перемешивание на месте). После твердения раствора образуется новый материал – грунтобетон, обладающий высокими прочностными и деформационными характеристиками (рисунок 1).

Некоторые практические приложения технологии:

- устройство одиночных свайных фундаментов;
- устройство ленточных фундаментов и сплошных фундаментных плит из взаимно пересекающихся грунтоцементных свай;
- сооружение подпорных стен для повышения устойчивости склонов и откосов;
- закрепление слабых и обводненных грунтов вокруг строящихся подземных городских сооружений – колодцев, коллекторов, тоннелей;
- сооружение противофильтрационных завес.

Преимущества технологии:

- возможность укреплять практически весь диапазон грунтов – от гравийных отложений до мелкодисперсных глин и илов;
- высокая скорость сооружения грунтоцементных свай (на 1*м*- 2-5*мин*);
- возможность работы в стесненных условиях – в подвальных помещениях, вблизи существующих зданий, на откосах и т.д. В этом случае на объекте устанавливается только малогабаритная буровая установка, а весь инъекционный комплекс располагается на более удобной удаленной площадке;
- отсутствие ударных нагрузок, так как в отличие от забивания железобетонных свай устройство грунтоцементных свай не сопровождается негативным ударным воздействием на фундаменты близко расположенных зданий и сооружений;
- чрезвычайно высокая предсказуемость результатов укрепления грунтов. Это дает возможность уже на этапе проектирования и заключения подрядных договоров достаточно точно рассчитать геометрические и прочностные характеристики создаваемой подземной конструкции (свая, участок подпорной стенки и т.д.), а соответственно – трудозатраты, материалы и стоимость подрядных работ.

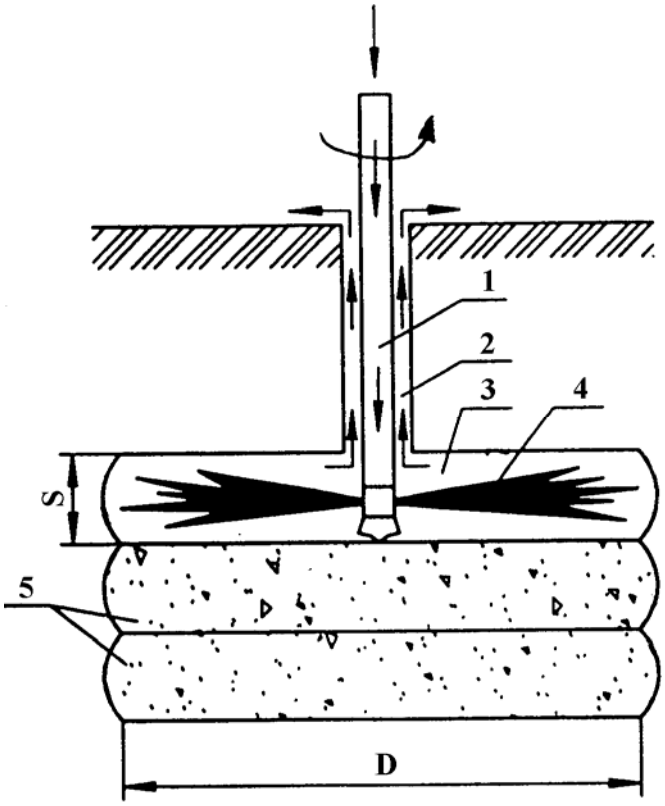


Рисунок 1 - Схема формирования грунтоцементной колонны: 1 – поступление цементного раствора; 2 – выход пульпы (грунтоцементной смеси) через затрубное пространство; 3 – водоцементная струя; 4 – обрабатываемый объем грунта; 5 – грунт, обработанный в течение предыдущих циклов

Сущность технологии: устройство свай из грунтобетона, работы выполняют в два этапа – в процессе прямого и обратного хода буровой колонны (рисунок 2).

Во время прямого хода производят бурение лидерной скважины до проектной отметки. Буровой раствор поступает через открытый прямой клапан в буровой наконечник для удаления шлама в процессе бурения. В качестве бурового раствора используется вода, бентонитовый или цементный раствор. В процессе обратного хода в сопла монитора, расположенного на нижнем конце буровой колонны, подают под высоким давлением цементный раствор и начинают подъем колонны с одновременным ее вращением.

При создании высокого давления прямой клапан закрывается, преграждая проникновение цементного раствора в буровой наконечник, поэтому весь цементный раствор поступает исключительно в сопла монитора.

Различают три варианта технологии производства свай:

- одноструйная технология, при которой используются два компонента: вода и цемент. Технология чрезвычайно проста и требует лишь специализированную технологическую линию с применением насоса высокого давления

для перекачки цементного раствора. Диаметры свай, произведенных по одноструйной технологии, колеблются от 0,5 до 0,8 *м*.

- двухструйная технология. Для этой технологии необходим буровой инструмент, имеющий два независимых канала для подачи по одному из них водоцементного раствора, а по второму - воздушной струи под давлением 0,6-1,2 МПа. Происходит сложение двух кинетических энергий: водоцементного раствора и воздушной струи. При этом воздушная струя создает в грунте дополнительную кавитацию, что способствует лучшему перемешиванию раствора и разрушенного грунта. Диаметр свай в этом случае может достигать 0,8-1,5 *м*.

- трехструйная технология. Для ее выполнения необходимо иметь буровой инструмент с тремя независимыми каналами. В этом случае в грунт подается помимо вышеуказанных струй дополнительно третья струя, состоящая из воды, под давлением 200-300 *атм*. Как и прежде, происходит сложение всех трех кинетических энергий. В этом случае мощность свай может достигать от 1,2 до 2,5 *м* в диаметре.

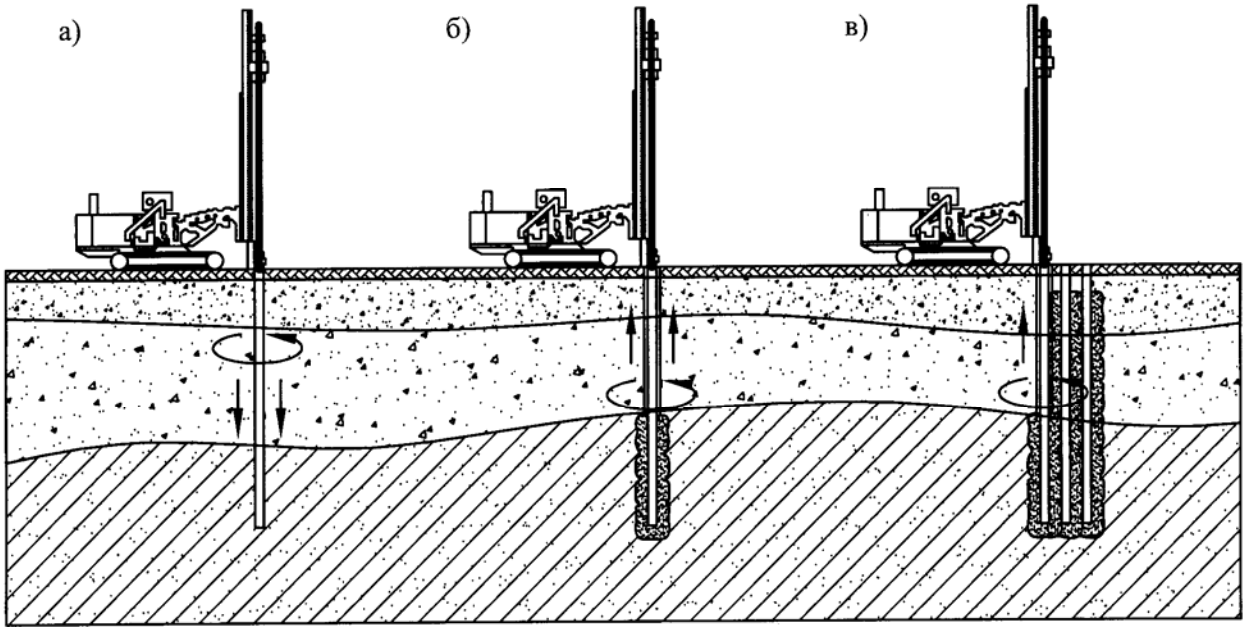


Рисунок 2 – Схема создания грунтоцементных свай: а - бурение лидерной скважины (прямой ход); б – устройство колонны (обратный ход); в – устройство стены в грунте

В комплект технологического оборудования, необходимого для производства струйной цементации грунтов с использованием первого технологического варианта, входят мощный высоконапорный цементировочный насос (давление нагнетания должно составлять от 400 до 700 *атм*, а мощность двигателя должна быть не ниже 350 *л.с.*), миксерная станция, буровая установка, силос для хранения цемента.

Для второго технологического варианта дополнительно необходим компрессор, а для третьего варианта – компрессор и второй насос для нагнетания цемента под давлением до 50-60 *атм.*

В заключение следует отметить следующее:

- данная технология имеет свою область применения, особенно в местах техногенной плотности застраиваемых участков;
- применение технологии в Кузбассе, особенно в Ленинском и Беловском районах, где внушительны объемы наносов, экономически целесообразно и технологически возможно;
- слабое звено в технологии – технологическое оборудование, а именно отсутствие отечественного производства и высокая стоимость импортного оборудования;
- ввиду перспективности рассматриваемого специального способа необходимо дальнейшее исследование технологии с выходом на производство Для этого НИР должна быть федеральной с обеспечением финансирования как НИР, так и технологического оборудования.

Список литературы

1. Малинин А.Г. Применение струйной цементации грунтов в подземном строительстве // Подземное пространство мира. - 2000. - № 2.
2. Малинин А.Г. Применение струйной цементации грунтов в транспортном строительстве // Метро и тоннели. - 2001. - № 6.

УДК 681.51:622.33

РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ШАХТЫ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЯЮЩИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Риб С.В.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Процесс совершенствования технологии подземной разработки полезного ископаемого всё более усложняющийся и динамичный во времени, обусловлен совокупным влиянием различных факторов – горно-геологических, горнотехнических, экономических, организационных и др. Это необходимо учитывать при изучении и решении проблем, связанных с безопасной и экономически эффективной добычей угля на шахтах.

К горно-геологическим факторам относятся: устойчивость пород кровли и почвы, газоносность, водоносность, угол падения, гипсометрия пласта, выдержанность пласта по мощности, степень нарушенности, склонность к внезапным выбросам и т.д. К горнотехническим факторам относятся: надёжность забойного оборудования, длина очистного забоя, направление фронта очистных работ относительно элементов залегания пласта, скорость подвигания лавы, ширина захвата и скорость подачи комбайна и т.д.

Усложнение горно-геологических условий подземной разработки угольных пластов как закономерная тенденция имеет необратимый характер. Оно

обусловлено углублением горных работ, переходом от участков месторождений с более благоприятными природными условиями к менее благоприятным. При этом основная роль технического прогресса в отрасли связана с полным или частичным устранением отрицательного влияния горно-геологических условий на эффективность горного производства.

Учёт отрицательного влияния горно-геологических условий на эффективность горного производства рассматривался в работе [1], где эффективность работы шахты в процессе её эксплуатации определялась надёжностью функционирования геотехнологической системы в целом, очистных забоев, подземного транспорта и вентиляции в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий. Низкая надёжность выполняемых функций проявлялась в отказах технологической системы и её составных частей и компонентов – крупные и мелкие аварии, простои забоев из-за крупных или мелких геологических нарушений, различных отказов забойного и транспортного оборудования, средств автоматизации и т.д. Различные формы проявления сбоев в реализации технологических функций, а также недостоверность геологических данных в конечном счёте отрицательно сказываются на таких показателях эффективности горного производства, как производительность труда, себестоимость, прибыль, рентабельность и т.д.

Для получения оптимальных ТЭП работы действующих шахт рассматривались вопросы надежности:

- отдельных элементов, звеньев и подсистем горного производства (горные выработки, предназначенные для выполнения транспортно-технологических и вентиляционных функций, транспортные цепочки, очистные и подготовительные забои и т.д.);
- технологических процессов на уровне таких подсистем шахты, как подземный транспорт, очистной забой и т.д.;
- воспроизводства очистных работ, надёжности технологической системы шахты в целом и др.

Производственные и рабочие процессы, а также операции, составляющие подземную технологию угледобычи, реализуются по таким объектам предприятий, как горные выработки, очистные и подготовительные забои.

В конечном счете, рациональная технология угледобычи устанавливается на базе комплексных методов её оптимизации (экономико-математического моделирования) с учётом наиболее совершенных технических решений по отдельным её элементам и уровням.

В технологической системе «шахта» определяющим фактором является надёжность подсистемы «очистные забои» как способность её при определённых условиях эксплуатации во времени обеспечивать заданный уровень производственной мощности. Надёжность подсистемы «очистные забои» как показатель эффективности может быть обеспечена при наличии необходимого объёма фронта очистных работ. При разработке пластов с неблагоприятными горно-геологическими условиями резервирование являлось эффективным решением. Резервный забой должен быть в таком положении, чтобы

включение его в качестве действующего по времени было бы минимальным. Количество основных очистных забоев в соответствии с принимаемыми технологическими схемами в пределах шахты было 4-8, а резервных 1-3.

Такой подход относится к неуправляемым объектам управления, т.е. не входящих в систему управления, где отсутствие управляющих воздействий и, соответственно, связей между ними и результатами прогнозирования не может быть целесообразным, особенно в приложении к социально-экономической системе шахты, где задача прогнозирования практически всегда тесно связана с целевой задачей принятия управленческих решений.

Другой подход к повышению эффективности управления в социально-экономических системах рассмотрен в работе [2], где под производственным объектом понимается входящая в состав системы управления взаимосвязанная совокупность агрегатов и участков производства, в которых осуществляются технологические процессы переработки материальных и энергетических потоков с целью получения готового продукта или полупродукта. Производственные объекты как для предприятий различных отраслей промышленности, так и в рамках одного предприятия характеризуются большим разнообразием внутренних механизмов протекающих в них процессов, внешних и внутренних условий функционирования, собственной структуры и другими факторами.

Согласно характеру протекания во времени технологических процессов и их входных и выходных материальных потоков производственные объекты подразделяются на непрерывные, дискретные и непрерывно дискретные.

К непрерывно-дискретным производственным объектам относятся объекты, включающие как непрерывные, так и дискретные составляющие. Другими словами, это последовательно-параллельное соединение взаимосвязанных непрерывных и дискретных объектов. Шахта относится к непрерывно-дискретным производственным объектам.

Шахту как производственный объект отличают сложные структурные связи технологических элементов, звеньев, а также динамические особенности, связанные с дискретно-непрерывными изменениями её во времени и пространстве (перемещение очистных и подготовительных забоев, изменение топологии сети вентиляционных и транспортных выработок и т.д.). Кроме того, характерной особенностью шахты, как производственного объекта является решающее влияние горно-геологических, геомеханических и газодинамических факторов. Негативное влияние этих факторов приводит к падению производительности, ухудшению безопасности и т.д. Более того, влияние этих факторов непостоянно из-за постоянного перемещения горных работ и техногенного воздействия на массив в ходе ведения горных работ. Принятие управленческих решений требует учёта всех природных факторов и механизма их влияния на функционирование шахты как производственного объекта.

С учётом специфики шахты как объекта моделирования и управления предлагается модель, структура которой приведена на рисунке 1.

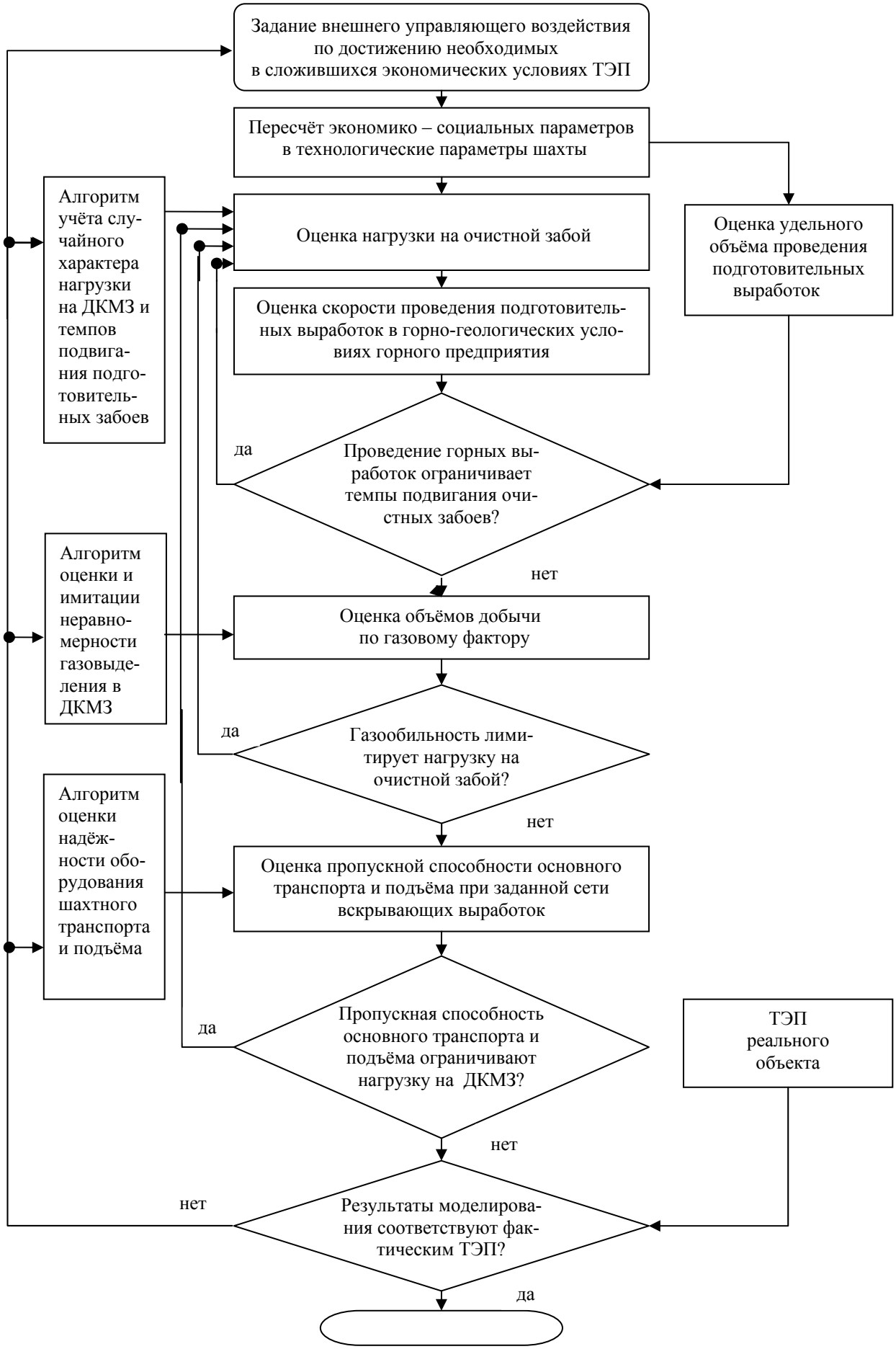


Рисунок 1 - Укрупнённая блок-схема модели

Список литературы

1. Адилов К.Н. Поточная технология угледобычи на шахтах.- М.: Недра, 1991. - 215с.

2. Мышляев Л.П., Евтушенко В.Ф. Прогнозирование в системах управления: Монография / СибГИУ. - Новокузнецк, 2002. - 348с.

УДК 621.3

ВОЗМОЖНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ПОДЗЕМНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ЧЕРЕЗ КОНТРОЛЬ ПОТРЕБЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ

Хамков А.Я., Кипервассер М.В.
ЗАО «Распадская»
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Одним из основных направлений модернизации технологий подземной добычи угля является применение автоматизированных средств контроля и управления технологическими процессами, позволяющих уменьшить присутствие персонала в районах ведения работ, и, следовательно, существенно повысить безопасность труда. Использование безлюдных технологий по определению решает проблему исключения воздействия на работников вредных и опасных производственных факторов. Вместе с тем сохраняется необходимость контроля производственных процессов.

Определенные возможности в решении этой задачи появляются с использованием вычислительной техники при обработке данных о параметрах электропотребления. Так известно, что получающие электропитание напрямую от распределительной сети шахты асинхронные электродвигатели приводов основных технологических механизмов, будучи сопряженными с упомянутыми механизмами, обладают индивидуальными характеристиками потребления активной и реактивной мощности, под нагрузкой и без нее, а также резко выраженными особенностями запуска. Однократно обработав параметры электропотребления при пуске, в работе под нагрузкой и без нее, электроприводов механизмов очистного забоя (узла резания комбайна, лавного привода, дробилки, перегружателя, конвейеров, маслостанции), имея оцифрованную картину работы каждого, а также с учетом того обстоятельства, что механизмы запускаются поочередно, в дальнейшем, соответствующим образом обрабатывая сигналы потребления мощности на распределительном пункте, можно иметь полную картину работы и загрузки механизмов добычного комплекса. Потребление добычным комплексом активной мощности позволяет с достаточной точностью (отклонение ± 2%) судить об объеме добытого и транспортируемого угля.

Кроме выше перечисленных возможностей, анализ графиков нагрузок позволяет определить ряд показателей, характеризующих эффективность использования оборудования, загрузку мощностей, возможности повышения производительности (рисунок 1).

Максимальное значение средней мощности за время работы в смену Рср.р. max, кВт	942,92
Среднее значение коэффициента неравномерности работы за месяц Кнср.	74
Потребленная электроэнергия за месяц W, кВт*ч	305582,75
Добыча за месяц, т	226940,00
Удельное потребление электроэнергии на Wуд т, кВт*ч	0,35

Основные показатели работы подразделений, которые можно вычислить, проанализировав графики изменения мощности и потребления электроэнергии, в достаточно полной мере определяют использование рабочего времени и использование установленной мощности. Указанные соотношения оцениваются коэффициентом $К_р$, определяющим, какую часть от календарного времени в процентах оборудование работало.

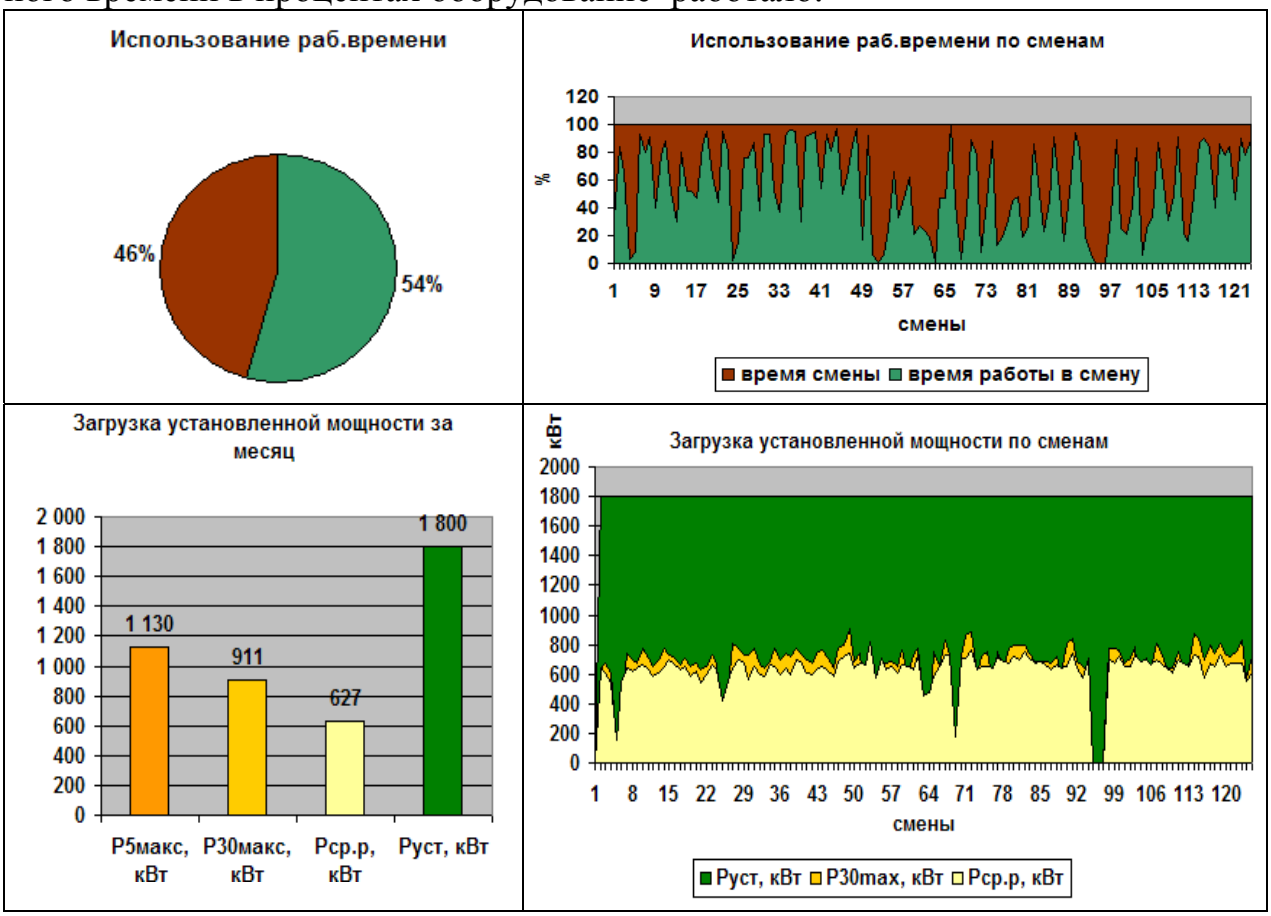


Рисунок 1 – Работа оборудования очистного забоя 5а-7-26 в июле 2006г.

Состояние работы объекта определяется в зависимости от характеристик потребления активной и реактивной мощности:

- для одиночных объектов с многодвигательным приводом (например, конвейер) – по уровню потребляемой активной мощности соответствующей работе объекта без нагрузки;

- для объектов, состоящих из нескольких механизмов (например, очистной участок) – по состоянию включения всех механизмов (комбайн, лавный привод, перегружатель, дробилка), определяемого уровнем потребления реактивной мощности.

P_{30max} – максимальное значение получасовой мощности за период. Получасовая мощность – это среднее значение потребляемой мощности за 30 минут. Существует в двух видах: в кВт и в % от установленной мощности.

Показатель позволяет оценить запас по установленной мощности.

P_{5max} – максимальное значение пятиминутной мощности за период. Пятиминутная мощность – это среднее значение мощности за 5 минут. Существует в двух видах: в кВт и в % от установленной мощности.

Параметр показывает реальные пиковые (пятиминутные) нагрузки на оборудование.

$P_{р.ср}$ – среднее значение потребляемой мощности во время работы объекта за период. Существует в двух видах: в кВт и в % от установленной мощности.

Заметим, это не среднее значение мощности за весь рассматриваемый период, а среднее значение мощности, за то время в этом периоде, когда оборудование находилось в работе.

КН – коэффициент неравномерности работы объекта, определяет насколько в процентах максимальная получасовая мощность за смену (P_{30max} за смену) больше средней мощности во время работы за смену ($P_{р.ср}$ за смену).

$КН = ((P_{30max}-P_{р.ср})/P_{р.ср})*100$, %. Этот параметр показывает неравномерность использования оборудования во время работы объекта в течении смены.

Методика автоматизированного контроля по параметрам электропотребления апробирована в условиях реальных добычных забоев шахты «Распадская» и постепенно внедряется на предприятии.

УДК 622.831.232

МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Ковалёв В.А., Павлова Л.Д., Фрянов В.Н.
Администрация Кемеровской области
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Добыча угля в Кузбассе в объёме 174 млн.т в 2006 г. и перспективы роста её к 2020 г. почти в 1,5 раза требуют проведения комплексных исследований геомеханических и газодинамических процессов в углепородном масси-

ве и разработки системы рационального управления этими процессами с целью повышения безопасности и эффективности существующих и новых перспективных технологий угледобычи.

Современная шахта является большой сложной системой, которая включает следующие основные подсистемы: углепородный массив, технология угледобычи и внешняя среда. Каждая подсистема включает элементы или составляющие. Целенаправленное множество взаимосвязей между этими подсистемами и элементами определяет состояние технологической системы шахты. Управление сложной системой возможно с позиций системного подхода, согласно которому осуществляется последовательный переход от общих целей технологической системы шахты к подсистемам и элементам.

По мере развития шахтного фонда, увеличения глубины разработки, метаноносности углепородной толщи технологическая система шахты усложняется. Для обеспечения эффективности и безопасности функционирования усложняющейся технологической системы необходимо проводить непрерывные исследования и разрабатывать технологические и технические решения, обеспечивающие достижение цели управления системой.

Отличительной особенностью технологической системы шахты является переход во времени и пространстве из одного состояния в другое. Например неравномерное движение очистного забоя после каждого цикла выемки приводит к перемещению линии забоя, изменению горного давления на угольный пласт, увеличению длины консоли зависания пород кровли или их обрушению, выделению метана и воды из углепородного массива, интенсификации процессов окисления угля в выработанном пространстве и др.

Для управления технологическими, геомеханическими и газодинамическими процессами сложной системы, в соответствии с принципами системного подхода, необходимо разработать модель объекта управления, в которой выделены следующие составляющие:

- цель и подцели функционирования технологической системы шахты и её подсистем и элементов;
- сложность как совокупность отдельных элементов и связей между ними, целостность с учётом взаимосвязи всех элементов;
- неопределённость с учётом изменения горно-геологических и горно-технических условий и скорости подвигания забоев, возникновения рисков возникновения аварий и инцидентов;
- адаптивность модели к изменяющимся стохастическим воздействиям внешней среды;
- обеспечение возможности имитации и определения параметров технологической системы в будущие периоды с учётом ограничений и целевой функции;
- возможность моделирования многовариантности поведения технологической системы шахты при изменении требований рынка угля, возникновении аварий и форс мажорных случаев;

- соответствие прогнозируемых параметров технологической системы реальным горно-геологическим и горнотехническим условиям, параметрам горношахтного оборудования, способам и схемам проветривания, дегазации, транспорта и др.
- возможность развития модели при изменении цели функционирования технологической системы шахты.

Реализация указанных признаков и модели в целом возможна при наличии алгоритмов геомеханических, газодинамических и технологических процессов технологической системы шахты. В настоящее время на шахтах горные работы ведутся в соответствии с проектом строительства шахты, корректировками и дополнениями. Принятие оперативных решений осуществляется в соответствии с требованиями нормативных документов, методик и технических инструкций.

В последние 5-10 лет ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» опубликованы нормативные технические документы, которые регламентировали деятельность проектных организаций и шахт. Однако эти документы базируются на результатах исследований, полученных в прошлом столетии, и не учитывают особенности современной технологии угледобычи: нагрузка на очистной забой увеличилась в 3-8 раз, длина лавы составляет 220-300 м, длина выемочного столба достигает 4 км, количество очистных забоев на шахте сократилось до 1-2, а подготовительных до 2-4.

Нормативные технические документы не обеспечивают профилактику таких негативных явлений как внезапные прорывы метана из почвы выработок, воздушные удары при обрушении пород основной кровли, миграцию метана в углепородном массиве и выработанном пространстве при неравномерном движении и остановках очистного забоя и др.

Для составления новых нормативных документов, обеспечивающих профилактику негативных техногенных явлений, следует провести натурные и аналитические исследования, разработать алгоритмы описания геомеханических и газодинамических процессов. Эксперимент был и остаётся одним из основных и существенных инструментов познания. Если не будет надёжных и представительных результатов экспериментов, то, соответственно, и достоверность нормативных технических документов будет недостаточной для профилактики аварий и инцидентов. Основой нормативных документов являются методики прогноза параметров природных и техногенных процессов.

Для разработки методики прогноза геомеханических и газодинамических параметров выемочного участка угольной шахты при неравномерном движении очистного забоя имеются следующие предпосылки:

- с помощью автоматизированных систем аэрогазового контроля накоплен огромный фактический материал, использование которого с помощью современных компьютерных программ позволяет прогнозировать параметры метановыделения в будущие периоды;

- автоматизированные системы, например Minewatch PC 21 фирмы Davis Derby, «Микон-1Р», обеспечивают телеизмерение различных контро-

лируемых параметров шахтной атмосферы и состояния технологического оборудования, в том числе давления жидкости в гидростойках механизированной крепи очистного забоя, что также позволяет прогнозировать режимы управления механизированной крепью;

- создан мощный компьютерный комплекс для численного моделирования геомеханических и газодинамических процессов.

Однако геомеханические и газодинамические задачи решаются, как правило, по разным алгоритмам без учёта взаимодействия геомеханических и газодинамических процессов. В России разделение геомеханических и газодинамических задач произошло волевым порядком посредством определения поручения решения задач геомеханики ВНИМИ, а газодинамики - ВостНИИ. В настоящее время геомеханические и газодинамические процессы следует изучать при их взаимодействии.

В Сибирском государственном индустриальном университете проводятся комплексные исследования процессов деформирования углепородного массива, изменения фильтрационных и прочностных свойств пород и влияния геомеханических процессов на параметры фильтрации флюидов, среди которых выделены газ метан и вода.

Программой дальнейших исследований намечено изучение влияния неравномерности подвигания очистного забоя на геомеханические и газодинамические параметры. Ниже приводятся предварительные результаты этих исследований.

Методика определения геомеханических параметров систем разработки свиты пологих или наклонных угольных пластов разработана на основе комплексных расчетов с использованием пакета компьютерных программ «Расчет параметров объемного геомеханического состояния слоистого массива горных пород при отработке свиты пологих или наклонных угольных пластов» (GEOPF-3D), который разработан авторами данной работы и зарегистрирован в отраслевом фонде алгоритмов и программ Государственного координационного центра информационных технологий [1].

Для исследования геомеханических процессов в углепородном массиве при техногенном воздействии системы подземных выработок в качестве объекта исследования принята 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 надработки 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.

Расчет параметров объемного НДС слоистого массива горных пород, вмещающего систему горных выработок, осуществляется путем последовательного выполнения следующих этапов.

Этап 1. Упругое решение - выполняется на основе алгоритма метода конечных элементов, адаптированного для расчета параметров объемного НДС массива горных пород, вмещающего свиту пологих или наклонных угольных пластов и систему подземных выработок.

Этап 2. Определение границ зон поврежденных и обрушенных пород - выполняется анализ напряжений на основе обобщенного критерия прочности Кулона-Мизеса, определяются границы зон поврежденных и обрушенных пород, изменяются свойства угля и пород с учетом функции времени в конечных элементах, расположенных в зоне влияния выработанного пространства.

Обобщенный критерий Кулона-Мизеса имеет вид:

$$\begin{cases} \tau_{oct} = (C\, ctg\varphi + \sigma_{oct})\, tg[\pi/4 - (\beta_1 + \beta_2)/2]; \\ \sigma_{oct} = \sigma_p. \end{cases} \quad (1)$$

Коэффициент остаточной прочности породы в каждом конечном элементе определяется на основе сравнения напряженного состояния породы в элементе относительно предельной поверхности конуса по формулам следующим образом [2]:

$$k_p = \begin{cases} \tau_{oct}^{пред}/\tau_{oct}, \text{ если } \sigma_{oct} > \sigma_p, \\ \sigma_{oct}^{пред}/\sigma_{oct}, \text{ если } \sigma_{oct} \le \sigma_p, \end{cases} \quad (2)$$

где $\tau_{oct}^{пред}$ и $\sigma_{oct}^{пред}$ – предельные октаэдрические напряжения, вычисленные по критерию Кулона-Мизеса; τ_{oct} и σ_{oct} – октаэдрические напряжения, вычисленные с использованием стандартных процедур метода конечных элементов.

Метод переменных модулей позволяет, используя функцию ползучести $\varphi(t)$, учитывать изменение свойств угольного массива во времени путем замены деформационных характеристик горных пород временными функциями. Однако функцию ползучести необходимо учитывать только в зоне влияния выработанного пространства. Для этого используется коэффициент концентрации касательных октаэдрических напряжений, значение которого мак-

симально в окрестности горной выработки и уменьшается при удалении от нее [2]:

$$k_\tau = \frac{\tau_{oct}}{\tau^0_{oct}}, \quad k_\tau \geq 1, \tag{3}$$

где τ_{oct} – октаэдрические касательные напряжения в массиве, вмещающем горную выработку; τ^0_{oct} – октаэдрические касательные напряжения в нетронутом массиве.

Тогда модуль деформации угля и пород $E(t)$ в каждом конечном элементе, в зависимости от степени влияния на него выработанного пространства, с учетом (7), вычисляется следующим образом

$$E(t) = \frac{E}{1 + \varphi(t)\,(k_\tau - 1)^2}, \qquad \varphi(t) = \frac{\delta\, t^{1-\alpha}}{1 - \alpha}, \tag{4}$$

где E – мгновенный модуль деформации; t - время движения забоя от монтажной камеры; δ и α ($0<\alpha<1$) – характеристики ползучести, определяемые экспериментально.

Этап 3. Нелинейное решение - модифицируются локальные матрицы жесткости конечных элементов в зависимости от секущих модулей деформации пород на нелинейных участках диаграммы «напряжения-деформации», строится глобальная матрица жесткости и выполняется повторный расчет с использованием стандартных процедур метода конечных элементов.

Процесс обрушения пород кровли при пошаговом движении очистного забоя моделируется посредством расчета параметров объемного НДС углепородного массива, определения остаточной прочности породы каждом конечном элементе по формулам (1) – (2), изменения модуля деформации породы в элементах с учетом влияния функции ползучести по формулам (4), последовательного накопления повреждений в породах на каждом шаге подвигания забоя и установления бесконечно малого значения модуля деформации в тех элементах, в которых накопленные повреждения превысили предельное значение.

В результате численного моделирования для каждого конечного элемента можно получить величины узловых вертикальных и горизонтальных смещений пород кровли и почвы, тензора напряжений и деформаций, коэффициента концентрации вертикальных напряжений, а также коэффициента остаточной прочности угля и пород.

Разработанный пакет программ «GEOPF-3D», который включает в себя три модуля: TETRAR, SYSTEM и RESULT.

Программа TETRAR предназначена для дискретизации геомеханической модели массива горных пород, построения системы горных выработок и равномерного распределения нагрузки на верхний слой. В ней создаются файлы данных, которые содержат информацию о трехмерном разбиении области исследования на конечные элементы с учётом горно-геологических и горно-технических параметров.

В программе SYSTEM вычисляются матрицы жесткости конечных элементов, производится сборка глобальной матрицы, задаются граничные условия и решается система линейных алгебраических уравнений методом исключения Гаусса. Полученные узловые перемещения используются для определения тензоров деформаций и напряжений, коэффициента остаточной прочности пород в каждом конечном элементе.

Программа RESULT предназначена для интерпретации результатов. Она обрабатывает файлы данных, полученные на предыдущих этапах решения, и создает файлы данных для использования их другими прикладными программами.

Для расчёта параметров объемного НДС разрушаемого углепородного массива в зоне влияния выработанного пространства, используя пакет программ «GEOPF-3D», необходимо создать файл исходных данных и задать режимы работы программы.

В файле исходных данных задаются размеры и горно-геологические параметры области исследования, необходимые для выполнения программы. Для этого в масштабе вычерчивается план горных работ, и в координатных осях определяются параметры разбиения исследуемой области на конечные элементы. Также задается интегральная литологическая колонка углепородной толщи с указанием мощности и пределов прочности породных слоев.

Полученные результаты записываются во внешние файлы последовательного доступа. Данные из файлов можно распределять по слоям и координатам, вычислять дополнительные смещения, коэффициенты концентрации напряжений. Также возможна выборка результатов в соответствии с заданными условиями в зоне влияния выработанного пространства. Использование дескрипторов преобразований обеспечивает визуализацию полученных результатов.

Предусмотрен также вывод во внешние файлы различных величин, которые могут понадобиться для анализа данных, например, смещений и напряжений по линии очистного забоя, зон максимальных концентраций напряжений, данных для построения эпюры опорного давления и границ зон нарушенных пород и др.

Данные записываются в файлы в формате, доступном для их дальнейшей обработки другими прикладными программами. Для представления полей смещений, напряжений и деформаций в виде изолиний полученные файлы результатов можно использовать в прикладной программе Surfer for Windows компании Golden Software, а для построения графиков функций и таблиц изменения исследуемых величин - в табличном процессоре Excel компании Microsoft.

К сожалению возможности офисных персональных компьютеров для решения объёмных задач гемеханики в оперативном режиме пока ограничены, так как время решения одного варианта составляет 10-15 минут. Это приводит к необходимости проводить дискретизацию геомеханической модели на крупные элементы (10-100 м^3), что приводит к снижению точности про-

гноза при моделировании геомеханических процессов в окрестности подготовительных выработок, расположенных в зоне влияния очистного выработанного пространства.

Поэтому для решения локальных задач геомеханики разработан вариант двумерной дискретизации геомеханической модели, который позволяет получить конечные элементы с минимальной площадью 0,005 $м^2$, с учётом взаимного влияния в рассматриваемой плоскости очистных и подготовительных выработок, угольных целиков, рельефа земной поверхности, горных выработок в свите угольных пластов, открытых и подземных выработок и др.

При исследовании влияния неравномерности подвигания очистного забоя, алгоритм моделирования позволяет: накапливать смещения горных пород, остаточную прочность пород в зонах влияния системы выработок, изменения пористости пород при каждом цикле подвигания нескольких очистных забоев, в том числе при их остановке. Новые параметры пористости, полученные по результатам решения деформационной задачи, позволяют определить форму и размеры газового коллектора в зоне влияния системы очистных и подготовительных выработок. На следующем этапе решается газодинамическая задача.

На основе разработанных моделей проведены тестовые исследования процессов сдвижения подработанных пород кровли при отработке пластов средней мощности. Учитывая сложность поставленной задачи и ограничения, связанные с техническими возможностями вычислительной техники, проводились исследования характера изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений, зависания и циклического обрушения подработанных пород кровли при движении длинного очистного забоя, ограниченного по восстанию и падению угольным массивом. Движение очистного забоя от монтажной камеры выполнялась с шагом 10м (рисунок 1 а, б).

При моделировании использовался алгоритм последовательного накопления повреждений в породах, с учетом функции времени в зоне влияния выработанного пространства, и обрушения пород кровли. На каждом шаге моделирования вычислялись параметры объемного НДС углепородного массива с учетом остаточной прочности угля и пород в конечных элементах в зоне влияния выработанного пространства.

Наиболее представительными оказались графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в угольном массиве впереди очистного забоя, а также формы и размеры зон зависания и обрушения подработанных пород кровли.

В результате проведенных исследований установлено, что при движении очистного забоя зона обрушения пород кровли имеет ассиметричную форму (рисунок 2). По мере движения забоя от монтажной камеры происходит последовательное обрушение пород непосредственной кровли в середине выработанного пространства. Высота зоны обрушения увеличивается пропорционально расстоянию от монтажной камеры до забоя. Наиболее интенсивно разрушение породы происходит вблизи движущегося очистного забоя. Над

угловыми участками выработанного пространства происходит зависание пород непосредственной кровли, что приводит к увеличению напряжений в угольном массиве.

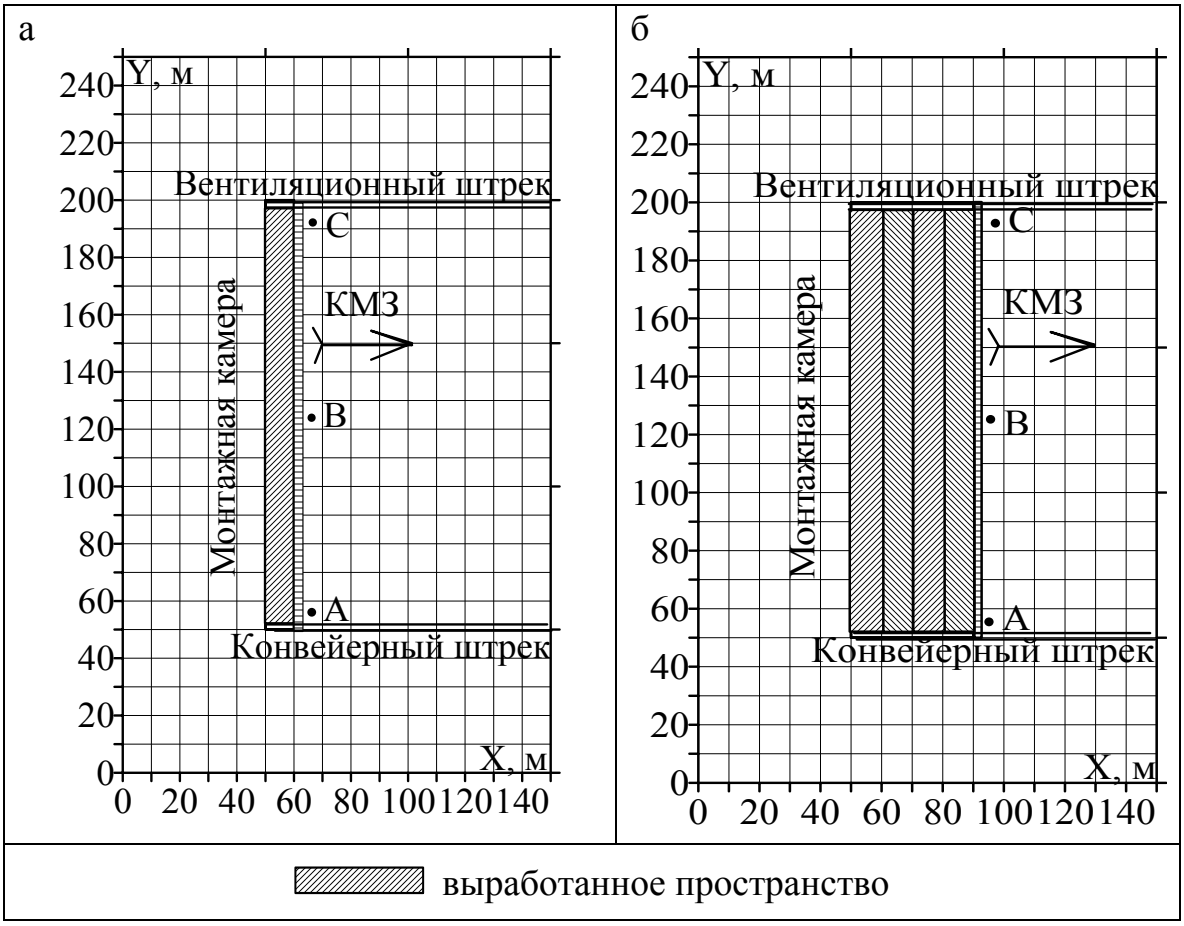


Рисунок 1 – Схема движения очистного забоя, ограниченного по восстанию и падению угольным массивом: а - на 10м; б – на 40м

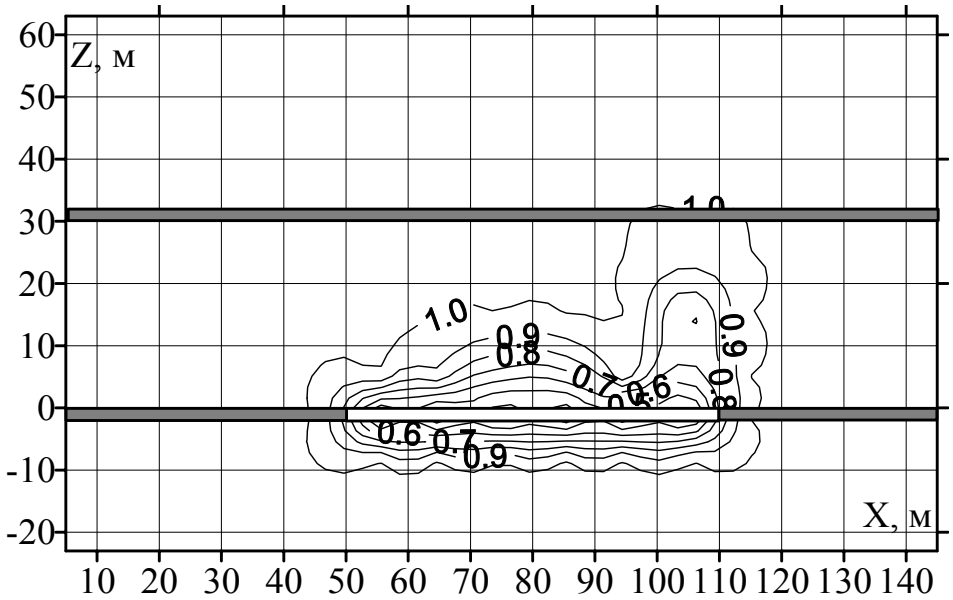


Рисунок 2 – Схема формирования зоны обрушенных пород подработанной кровли

При наличии в подрабатываемой толще угольных пластов разрушение угля в них опережает разрушение пород непосредственной кровли (рисунок 3). Над выработанным пространством формируется порода-мост, мощностью, равной расстоянию от кровли отрабатываемого пласта до подрабатываемого пласта, т.е. происходит расслоение подрабатываемой толщи и формирование двух породных плит. Наличие таких пород-мостов над выработанным пространством приводит к росту напряжений в отрабатываемом пласте, увеличению длины консоли при движении забоя и динамическому обрушению породы-моста при достижении предельного значения длины консоли.

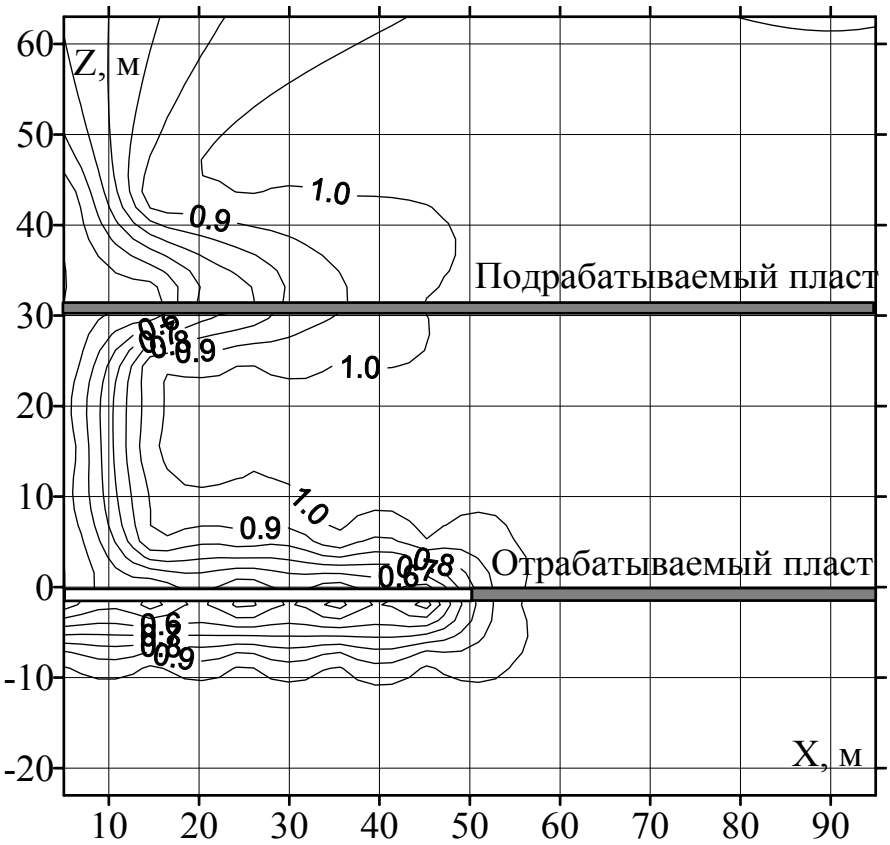


Рисунок 3 – Схема формирования зависающей консоли подработанных пород кровли

Динамическое обрушение пород кровли сопровождается заполнением выработанного пространства, вытеснением метано-воздушной смеси и угольной пыли в горные выработки и, при наличии источника открытого огня, подземным взрывом.

По мере движения от монтажной камеры происходит почти линейное увеличение коэффициента концентрации вертикальных напряжений (рисунок 4). Прирост вертикальных напряжений происходит за счет увеличения веса зависающих пород кровли.

При движении очистного забоя одновременно с зависанием пород основной кровли и налегающей толщи происходит обрушение пород непосредственной кровли, что приводит к частичному снижению веса зависающих подработанных пород. Это обрушение пород непосредственной кровли за-

фиксировано на графиках на рисунке 4 в виде снижения коэффициента концентрации вертикальных напряжений после каждого шага подвигания забоя.

В процессе движения очистного забоя на расстоянии равном 0,7 длины очистного забоя произошло резкое возрастание нагрузки на угольный пласт в средней части лавы и на следующем шаге первичное обрушение пород основной кровли, что привело к разгрузке и снижению коэффициента концентрации вертикальных напряжений в середине лавы (точка В на рисунке 4) до 0,87 в призабойной части угольного массива.

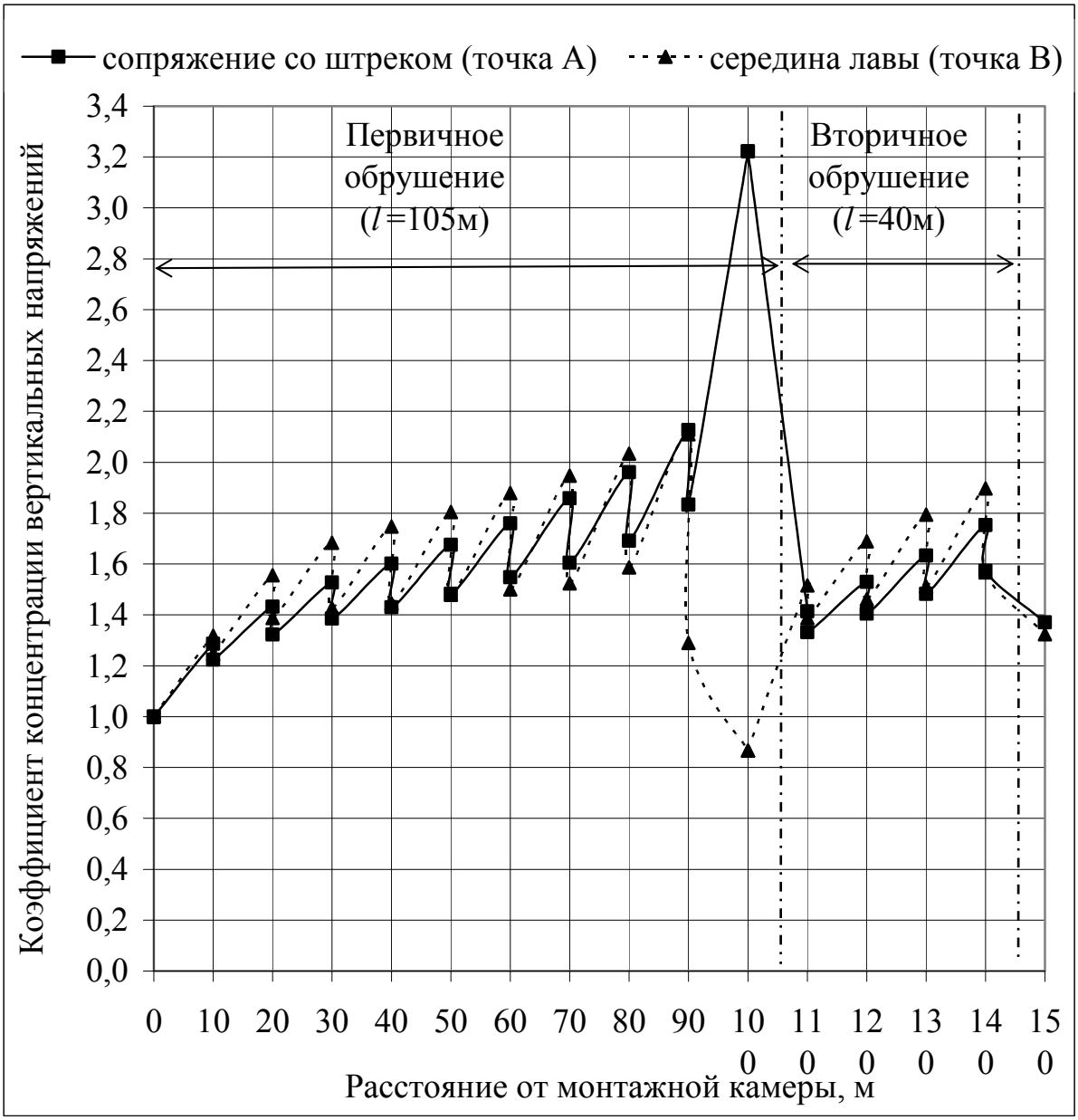


Рисунок 4 - Графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений при движении очистного забоя

После частичного обрушения пород основной кровли в середине выработанного пространства произошло перераспределение веса необрушенных пород на краевые участки угольного пласта, т.е. за счет взаимного влияния

линии забоя и границ выемочного участка в угловых частях выработанного пространства кровля не обрушилась, и резко возросло горное давление. Это привело к увеличению коэффициента концентрации вертикальных напряжений в пласте до 3,22 вблизи сопряжения вентиляционного штрека и забоя (точка А на рисунке 4). При следующем подвигании забоя на 10м произошло полное обрушение пород кровли в пределах всего отработанного контура. Коэффициент концентрации вертикальных напряжений в угольном пласте вблизи сопряжений с горными выработками (точки А и С на рисунке 1а) составил 1,48.

В процессе дальнейшего подвигания очистного забоя снова начала формироваться консоль зависания пород кровли. Коэффициент концентрации вертикальных напряжений в угольном массиве увеличивается как в середине лавы, так и на верхнем и нижнем сопряжениях лавы с горными выработками (точки В, А и С на рисунке 1а). При движении забоя происходит частичное обрушение пород непосредственной кровли, что приводит к снижению коэффициента концентрации вертикальных напряжений.

Через 30м после первичного обрушения коэффициент концентрации вертикальных напряжений увеличился примерно в 1,3 раза и произошло вторичное обрушение. Вторичное обрушение привело к резкому уменьшению коэффициента концентрации вертикальных напряжений в 1,4 раза (точки А, В на рисунке 4). Длина консоли вторичного зависания составила 0,33 от длины первичного шага обрушения.

Таким образом, полученные результаты удовлетворительно описывают циклический характер зависания и обрушения подработанных пород кровли. Отношение вторичного и первичного шагов обрушения попадают в диапазон 0,25÷0,5, установленный экспериментально.

Изменение вычисленного коэффициента концентрации вертикальных напряжений в диапазоне 1,3÷2,15 соответствует экспериментальным данным, диапазон значений которых составляет 1,4÷2,29 по замерам напряжений на пластах впереди очистных выработок гидравлическими датчиками, выполненных в ВостНИИ под руководством В.И. Мурашева.

При решении двумерной задачи по разработанному алгоритму и программному обеспечению [3] в СибГИУ моделировалось неравномерное подвигание очистного забоя 1-1-5-5 при отработке пласта E_5 шахты «Осинниковская» в Кузбассе [4]. В результате моделирования установлены следующие закономерности изменения геомеханических параметров при варьировании скорости подвигания очистного забоя в интервале 0 - 20 м/сутки: после остановки очистного забоя оседания перекрытия секций механизированной крепи снижаются по гиперболической зависимости, а скорость оседаний остаётся почти постоянной в пределах 2-3 мм/сутки; увеличение скорости подвигания очистного забоя в пределах 0-20 м/сутки приводит к уменьшению оседаний пород кровли вблизи очистного забоя в 1,4-2,1 раза, а пучения пород почвы – в 1,2-5,2 раза, при этом максимум эпюры опорного горного давления приближается к краевой части пласта от 0,55 до 0,15 м.

Предварительные исследования подтверждают возможность имитационного моделирования геомеханических и газодинамических процессов в окрестности системы очистных забоев при разработке паспортов выемочных участков угольных шахт. Для настройки входных параметров модели предлагается использовать ретроспективную информацию, получаемую с помощью автоматизированных систем мониторинга параметров шахтной атмосферы и давления жидкости в гидростойках секций механизированной крепи.

Список литературы

1. 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.

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

3. Фрянов В.Н. Обоснование параметров технологии подготовки и отработки мощных пологих пластов / В.Н. Фрянов, А.В. Чубриков. - Новокузнецк: СибГИУ, 2002.-216 с.

4. Наумкин В.Н. Прогноз параметров взаимодействующих геомеханических и газодинамических процессов при неравномерном движении очистных забоев угольных шахт/В.Н. Наумкин, Новокузнецк: Автореф. дисс. канд.техн.наук, 2006.-19 с.

УДК 658.15:622.33

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ БИЗНЕСА УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ

Нифонтов А.И.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Становление и развитие рыночных отношений в отраслях топливно-энергетического комплекса предполагает внедрение и использование новых более эффективных методов повышения эффективности бизнеса производства на всех уровнях управления. Данный подход предопределен развитием относительно новых для отрасли организационных структур управления, таких как, холдинг, компания, филиалы-шахты, внедрением методов управленческого учета, бюджетирования и др.

Несмотря на достаточно большое количество исследований по данной научной задаче, с одной стороны, все еще не достигнута цель создания единой комплексной системы управления производством, а, с другой стороны –

не обеспечено достаточно динамичное развитие новых элементов рыночных отношений. Это ставит перед экономистами принципиально другие, отличные от традиционных, задачи по построению рациональных и эффективных систем регулирования бизнеса.

Менеджеры высшего звена управления и собственники угледобывающих организаций нуждаются в более эффективных автоматизированных системах, позволяющих принимать оперативные решения на основе сбора и переработки в максимально короткие сроки объективной информации. Кроме того, топ-менеджерам постоянно необходимо решать тактические и стратегические задачи по определению изменений результирующих финансовых показателей при оценке факторов внешней и внутренней экономической среды функционирования организации. Практика современного экономического развития ставит принципиально новые задачи перед экономистами-менеджерами по увязке вопросов микроэкономике с возможностями рационализации экономического управления, в том числе совершенствования механизма управления бизнесом.

Для повышения эффективности бизнеса необходимо:

- совершенствовать системы и повысить надежность планирования развития горных работ, обеспечивая минимизацию отклонений в сроках выбытия-ввода очистных забоев и наличие их планового среднедействующего количества. В настоящее время при высокой концентрации любое отклонение, независимо от причин, вызывает значительные потери в бюджете продаж и сокращение объемов денежных потоков.

- сосредоточить внимание экономистов-менеджеров на разработке, внедрении и развитии системы управленческого учета;

- используя зарубежный опыт разработать положения и внедрить на всех уровнях управления систему «выручка – затраты - прибыль» на базе маржинального анализа.

- для каждой шахты утвердить суммы постоянных затрат, которые должны быть сконцентрированы в затратах по компании;

- оценку сумм затрат по шахте учитывать только по переменной части;

- для каждой шахты ежеквартально, с распределением по месяцам, утверждать ставки переменных затрат и суммы переменных затрат на плановый объем и при отклонениях от него по шкалам предельных уровней затрат;

- общешахтные расходы в переменной части дифференцировать по процессам шахт, чтобы знать реальные затраты на их содержание;

- разработать положение об оплате труда, предусматривающее дифференциацию нормативов оплаты труда свыше утвержденных уровней заработной платы, в зависимости от продолжительности работы комбайнов в КМЗ по добыче угля;

- совместно с профсоюзной организацией разработать и утвердить тарифные ставки по категориям трудящихся на уровне минимальной заработной платы в дифференцированных рядах или считать заработную плату свыше установленных тарифных ставок переменной частью;

- для совершенствования управления результатами бизнеса угольной компании в управленческом учете рассчитывать маржинальную прибыль, коэффициент выручки, порог рентабельности, запас прочности, операционный и финансовый леверидж;

- разработать в управленческом учете положение о расчете нормативных затрат на подготовку, монтаж оборудования и отработку выемочных столбов.

УДК 622.691.4.052-503.55

КОМПЛЕКСНАЯ АВТОМАТИЗАЦИЯ И ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ДОБЫЧИ УГЛЯ

Благодарный А.И., Гусев О.З., Канаш А.А., Колодей А.В, Колодей В.В., Кузнецов М.А., Михальцов Э.Г., Рашевский В.Д., Сергиев Ю.А., Чейдо Г.П., Шакиров Р.А.

Конструкторско-технологический институт вычислительной техники СО РАН

г. Новосибирск

Аннотация

В последнее время усилиями ряда отечественных производителей несколько улучшилась ситуация с обеспечением угольных шахт современными средствами автоматизации. В КТИ ВТ СО РАН в течение ряда лет ведутся работы в этом направлении, но, в отличие от многих фирм, нами поставлена задача обеспечения автоматизации разнородных технологических объектов (собственно добыча, газовый контроль, вентиляция, водоотлив и т.д.) едиными программно-техническими средствами. С этой целью создана Автоматизированная система контроля и управления технологическими объектами (АСКУ ТО), основанная на применении стандартных средств передачи информации (оптоволоконная ЛВС Ethernet, интерфейс RS-485), универсального контроллера, преобразователя интерфейсов, радиоконтроллера РК1 системы наблюдения и оповещения персонала об аварийной ситуации (СНиОП) собственной разработки и операционной системы промышленного применения ОСРВ QNX, отличительной особенностью которой среди всех прочих операционных систем реального времени является высокая надежность, минимальный размер ядра и наибольшая скорость межзадачного переключения. Поскольку ОСРВ QNX является сетевой UNIX-подобной операционной системой, то для нее характерен весь набор стандартных функций сетевого удаленного доступа, в том числе, на основе стека протоколов TCP/IP.

Использование унифицированного оборудования для реализации функций как сетевого взаимодействия, так и функций управления технологическим оборудованием шахты и контроля местоположения персонала шахты обеспечивает полную совместимость компонентов системы, а модульная

свободно конфигурируемая структура радиоконтроллеров обеспечивает как высокую их взаимозаменяемость, так и высокую гибкость системы.

Техническое и программное обеспечение системы

Система состоит из двух основных составляющих – подземного оборудования, обеспечивающего управление и сбор информации от различных технологических объектов шахты, контроль местоположения персонала шахты, выполняющего функции центрального вычислительного комплекса и рабочих мест (основного и резервного) дежурного диспетчера. Подземное оборудование выполнено в соответствии с требованиями взрывобезопасности и имеет соответствующие сертификаты.

Основой подземного оборудования, контролирующего и управляющего шахтным технологическим объектом, является контроллер цифровой автономный универсальный (ЦАУК), обеспечивающий автономное управление отдельным объектом (один или несколько угольных конвейеров, комплектных распределительных устройств электроснабжения, система аэрогазового контроля и т.д.). ЦАУК имеет возможность связаться через интерфейс RS-485 с другим контроллером или выйти через специальное устройство – коммутатор многопортовый сетевой (МСК) на оптический канал связи и по сети Ethernet 10/100 передать информацию в центральный вычислительный комплекс.

Основой системы наблюдения и оповещения персонала СНиОП являются радиоконтроллеры РК1, расположенные в узловых точках шахты и обеспечивающие полное радиопокрытие шахты. Радиомаяки входят в состав персонального головного светильника (Сигнализатор метана СМС-7Р производства ПО «Электроточприбор», г. Омск). Радиоконтроллеры включены в единую информационную сеть шахты посредством интерфейса RS-485 и через МСК по оптическому каналу связи передают и принимают информацию с диспетчерского пункта.

Сбор данных о контролируемых параметрах происходит непрерывно. Передача их в наземный вычислительный комплекс осуществляется циклически. В промежуток между циклами отправки информация накапливается в оперативной памяти радиоконтроллера.

Прикладное программное обеспечение АСКУ ТО позволяет анализировать поступающую от технологического объекта информацию и в случае возникновения аварийной ситуации производить остановку оборудования и передачу сообщений об этом в центральный вычислительный комплекс и на экран дежурному диспетчеру. Пример типового главного видеокадра системы показан на рисунке 1.

Программное обеспечение вычислительного комплекса (ПО) осуществляет взаимодействие между подземным оборудованием и рабочим местом диспетчера, формирование видеоформ и создание архива, позволяющего анализировать работу АСКУ ТО за смену, сутки, месяц и т.д., а также в любой момент времени позволяет диспетчеру получить доступ к информации от

радиоконтроллеров о местоположении персонала шахты. Пример видеокадра СНиОП показан на рисунке 2.

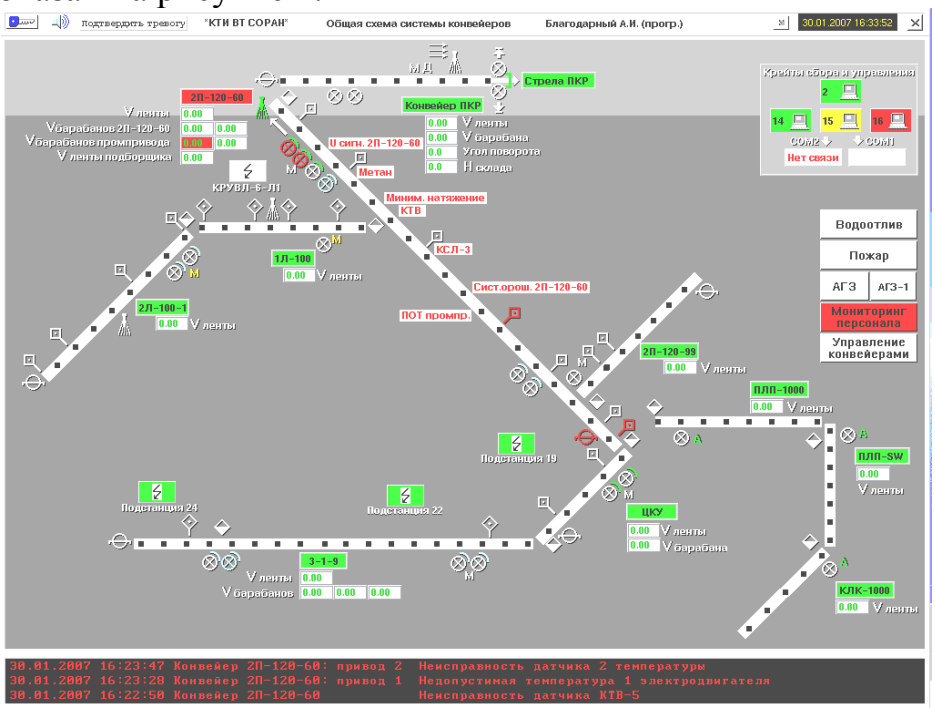


Рисунок 1 – Главный видеокадр АСКУ ТО

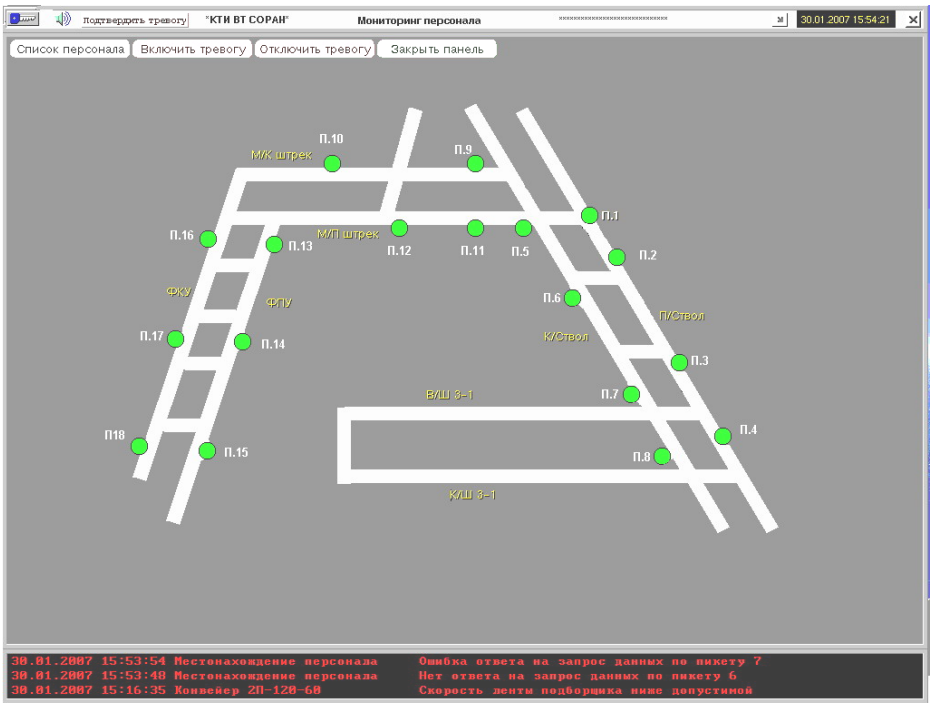
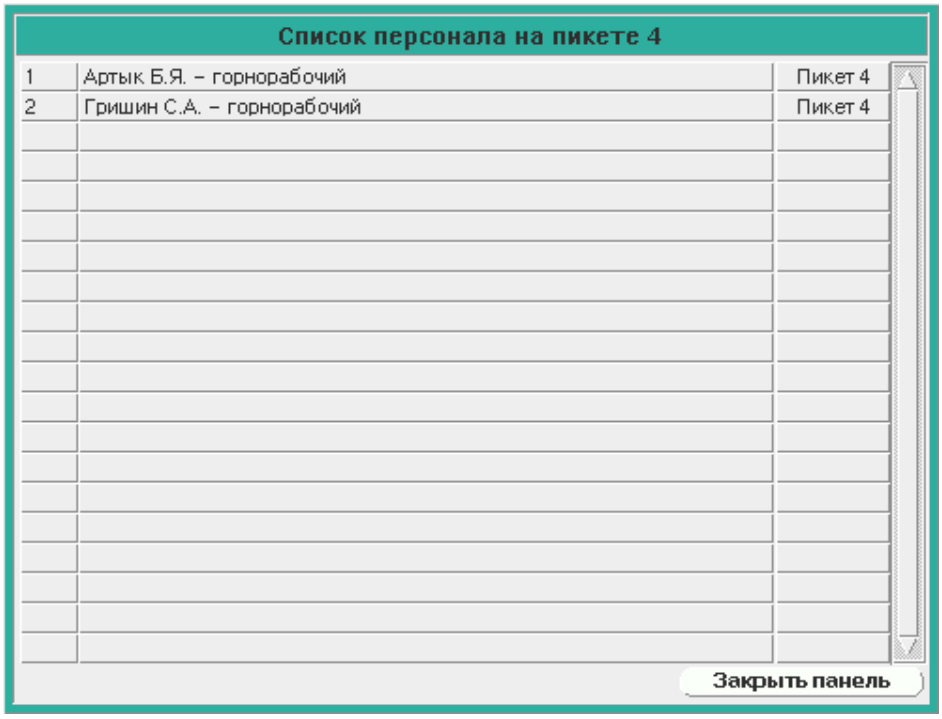


Рисунок 2 – Пример видеокадра системы наблюдения и оповещения персонала

Диспетчеру доступна информация о нахождении персонала как в зоне действия (пикета) конкретного радиоконтроллера (рисунок 3), так и общий список персонала, находящегося в зоне «видимости» всех радиоконтроллеров (рисунок 4.) При возникновении аварийной ситуации радиоконтроллеры формируют сигнал оповещения персонала, сопровождающийся включением звукового сигнала и мерцанием лампы головного светильника.

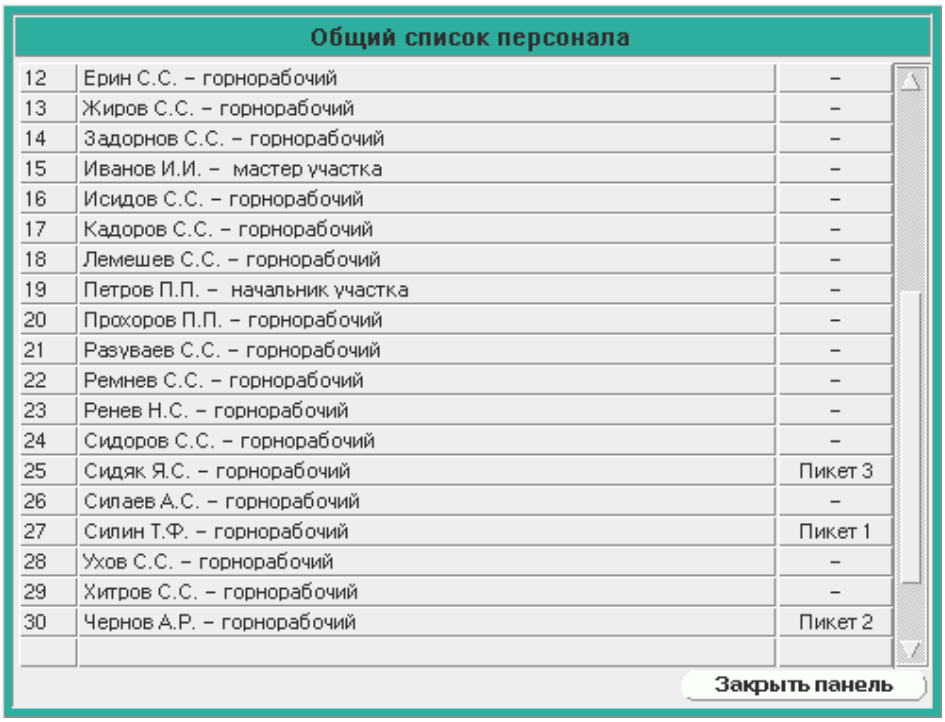


Список персонала на пикете 4

1	Артык Б.Я. – горнорабочий	Пикет 4
2	Гришин С.А. – горнорабочий	Пикет 4

Закрыть панель

Рисунок 3 – Видеокадр панели списка персонала на пикете



Общий список персонала

12	Ерин С.С. – горнорабочий	–
13	Жиров С.С. – горнорабочий	–
14	Задорнов С.С. – горнорабочий	–
15	Иванов И.И. – мастер участка	–
16	Исидов С.С. – горнорабочий	–
17	Кадоров С.С. – горнорабочий	–
18	Лемешев С.С. – горнорабочий	–
19	Петров П.П. – начальник участка	–
20	Прохоров П.П. – горнорабочий	–
21	Разуваев С.С. – горнорабочий	–
22	Ремнев С.С. – горнорабочий	–
23	Ренев Н.С. – горнорабочий	–
24	Сидоров С.С. – горнорабочий	–
25	Сидяк Я.С. – горнорабочий	Пикет 3
26	Силаев А.С. – горнорабочий	–
27	Силин Т.Ф. – горнорабочий	Пикет 1
28	Ухов С.С. – горнорабочий	–
29	Хитров С.С. – горнорабочий	–
30	Чернов А.Р. – горнорабочий	Пикет 2

Закрыть панель

Рисунок 4 - Видеокадр панели общего списка персонала

Разработка конкретных проектов на базе АСКУ ТО в части создания рабочего места диспетчера предельно упрощена и требует только знания общих сведений об используемой операционной системе (ОС) и навыков работы с основными утилитами ОС. В большинстве случаев эта разработка сводится к редактированию графического интерфейса рабочего места диспетчера и текстовых конфигурационных файлов, задающих конкретный набор технологического оборудования и способы отображения состояния данного оборудова-

ния на видеокадрах мнемосхем.В АСКУ ТО предусмотрена возможность обмена данными и командами по протоколу TCP/IP и далее по технологии OPC с АСУ ТП, работающими под управлением Windows Server, Windows NT, Windows XP и т.п.

АСКУ ТО работает под управлением сетевой многозадачной операционной системы реального времени (ОСРВ) QNX 4.25 в среде графической оболочки QNX Photon 1.14 и именно это обстоятельство, в первую очередь, определяет ее высокие эксплуатационные и технологические характеристики. Время реакции АСКУ ТО на любой сигнал определяется только пропускной способностью физических каналов связи.

ПО системы обеспечивает:

– контролируемый вход персонала в систему;

– ввод команд персоналом с помощью манипулятора и клавиатуры;

– быструю оценку состояния технологического оборудования по видеокадрам и панелям мнемосхем;

– управление технологическими объектами с помощью динамических меню;

– технологическую сигнализацию;

– квитирование технологических сообщений;

– передачу управления следующей смене и выход персонала из системы.

Основными функциями ПО являются:

– обеспечение оперативного персонала и различных служб массивами данных;

– анализ работы оборудования и ведения документации;

– архивирование данных и просмотр информации из архива;

– отображение течения технологических процессов в виде графиков, таблиц, технологических сообщений, ведомостей;

– протоколирование действий персонала.

УДК 681.51

ВЫРАБОТКА ПРОГРАММ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И СТРОИТЕЛЬСТВА ПРОМЫШЛЕННЫХ КОМПЛЕКСОВ

Ивушкин А.А., Грачев В.В., Мышляев Л.П.
ОК «Сибшахтострой»
Научно-исследовательский центр систем управления
г. Новокузнецк

Несмотря на очевидные достоинства, традиционные методы сетевого планирования и управления (СПУ) обладают рядом недостатков. Они связаны, как правило, с неполным учетом изменяющихся условий разработки проектов [1], а также с отсутствием должного внимания к вопросам стимулиро-

вания. При существующих подходах обычно полагают значения нормативов постоянными величинами, которые не изменяются в зависимости от стимулирования. Современные условия проектирования, строительства и внедрения промышленных комплексов, когда сроки строительства объектов сокращаются вдвое и более раз, строительно-монтажные работы выполняются параллельно с проектированием, диктуют необходимость внесения определенных корректив в существующие традиционные методы. По нашему мнению, необходимо их развитие и дополнение с использованием натурно-модельного подхода, который позволяет, основываясь на информации об уже созданных комплексах, более полно выявлять неиспользованные резервы, адекватно учитывать реальные ситуации и, как правило, получать лучшие результаты.

С этих позиций постановка задачи выработки оптимальных нормативов на создание промышленных комплексов в общем случае может быть поставлена в следующем виде.

Дано. 1. Фактически реализованные траектории $Y(t)$ освоения средств при проектировании и строительстве на интервале $t = \overline{T_H T_K}$, где T_H, T_K – время начала и окончания проектирования, строительства и освоения промышленного комплекса до вывода его на проектные показатели.

2. Вектор $W^{\text{Є}}$ предстоящих условий проектирования и строительства и возможные диапазоны стимулирования $\{St^{\text{Є}\min}, St^{\text{Є}\max}\}$.

3. Пересчетные зависимости влияния изменений внешних условий $\delta W = W - W^{\text{Є}}$ и стимулов $\delta St = St - St^{\text{Є}}$ на изменения длительности выполнения отдельных видов работ.

4. Алгоритмы деформации и экстраполяции динамики многомерных нестационарных временных последовательностей Z

$$Z^{\text{Э}}(\mathrm{t}+\theta) = F^{\text{Э}}[\mathrm{Z}(\mathrm{t}-\ell)], \tag{1}$$

где θ, ℓ – интервал экстраполяции и памяти.

5. Критерий оптимизации $Q(T_H, T_K)$, характеризующий затраты на проектирование и строительство и доход от реализации продукции.

Требуется. Построить оптимальный план освоения ресурсов, проектирования и строительства промышленного комплекса, и отдельных видов работ.

Решить эту сложную задачу традиционными методами не представляется возможным. Поэтому была разработана методика, использующая современные методы теории и практики имитационного моделирования, идентификации и экстраполяции временных последовательностей сложной структуры, которые в свою очередь синтезированы на основе натурно-модельного подхода.

Сущность этой методики состоит в формировании эталонных нормативных траекторий по результатам уже выполненных проектов, их приведению к базовым условиям с последующим пересчетом полученных базовых нормативных траекторий в нормативные траектории предстоящего проекта.

Реализация методики заключается в выполнении следующих операций.

На первом шаге осуществляется построение эталонных нормативных траекторий. Один из вариантов процедуры определения эталонных нормативных траекторий базируется на объединении экспертных оценок и пересчетного математического моделирования [2].

На следующем шаге выявляются условия проектирования и строительства, которые наиболее значимо влияют на нормативы, и для каждого конкретного промышленного комплекса определяются их численные значения. К таким условиям отнесены: проектная мощность объекта, технические и технологические решения, географические и климатические условия, наличие строительно-монтажных организаций в регионе.

Далее осуществляется приведение эталонных нормативных траекторий к базовым условиям − получение базовых нормативных траекторий. Эталонная нормативная траектория подвергается масштабирующим деформациям, например, скейлингу [3]. В результате, эталонные нормативы принимают конкретные значения для проекта, принятого за базовый.

На третьем шаге базовые нормативные траектории преобразуются в нормативные предстоящего проекта.

Точность решения во многом определяется адекватностью используемых моделей. В общем случае модель можно представить в виде

$$T^{Н} = F[\widehat{W}, W^{Б}, T^{Б}], \qquad (2)$$

где $T^{Н}$, $T^{Б}$ – нормативы соответственно предстоящего и базового проекта; $F[\cdot]$ – динамический оператор преобразования вектора условий предстоящего проекта $\widehat{W}$, базового проекта $W^{Б}$ и базового норматива $T^{Б}$.

При практическом применении наиболее приемлема структура так называемой пересчетной модели, то есть

$$T^{Н} = T^{Б} + f[\widehat{W} - W^{Б}], \qquad (3)$$

где $f[\cdot]$ – оператор пересчета вариаций $\widehat{W}$ от базового уровня $W^{Б}$.

В частном случае оператор $f[\cdot]$ может быть представлен в виде линейной модели, в простейшем случае – пересчетным коэффициентом

$$T^{Н} = T^{Б} + \sum_{i=1}^{n} k_i \cdot (\widehat{W}_i - W_i^{Б}), \qquad (4)$$

где k_i – коэффициент пересчета отклонения *i*-ого условия проекта δW_i в изменение норматива δT_i.

Конкретизацию данного метода представим на примере, когда в качестве нормативных траекторий создания промышленных комплексов выбраны траектории освоения финансовых средств при проектировании и строительстве углеобогатительных фабрик нового поколения. За исходные данные взяты фактические траектории освоения средств при проектировании и строительстве четырех обогатительных фабрик (ОФ) условно ОФ I, ОФ II, ОФ III, ОФ IV (рисунок 1).

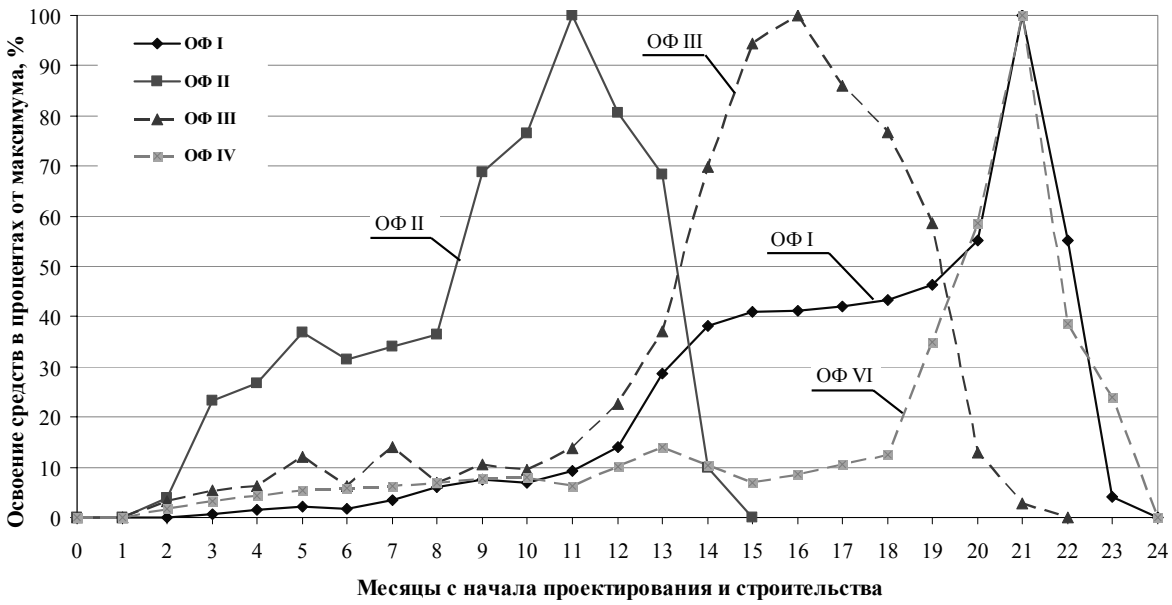


Рисунок 1 – Траектории фактического освоения средств при проектировании и строительстве ОФ

На основе анализа условий проектирования и строительства этих ОФ была сформирована эталонная траектория. При этом учитывали равномерность финансирования, наличие кадрового обеспечения организации исполнителей, форс-мажорные обстоятельства. Таким образом, из множества фактических траекторий выбрана та, которая была наименьшим образом подвергнута искажениям из-за изменений во время проектирования и строительства – траектория ОФ II. В дальнейшем она была “очищена” от различного рода выбросов, нормирована на диапазон 0÷1 и принята за эталонную траекторию.

Для получения базовой эталонной траектории в соответствии с рассматриваемым методом требуется произвести масштабирующие преобразования над эталонной траекторией с целью пересчета ее на базовые условия предстоящего проекта. В данном примере в этой операции нет необходимости, так как за базовую эталонную траекторию принята траектория именно ОФ II (рисунок 2).

Траектории фактического освоения средств (рисунок 1) имеют качественно одинаковую структуру и количественно они зависят в основном от следующих факторов

– проектная мощность ОФ;
– сложность технологического процесса;
– геологические и климатические условия местности;
– степень развитости инфраструктуры.

Для этих факторов был произведен пересчет базового эталонного норматива по модели (4) на условия предстоящего проекта – планируемой к строительству ОФ V. Численные значения коэффициентов модели представлены в таблице 1, условий проектирования и строительства ОФ – в таблице 2.

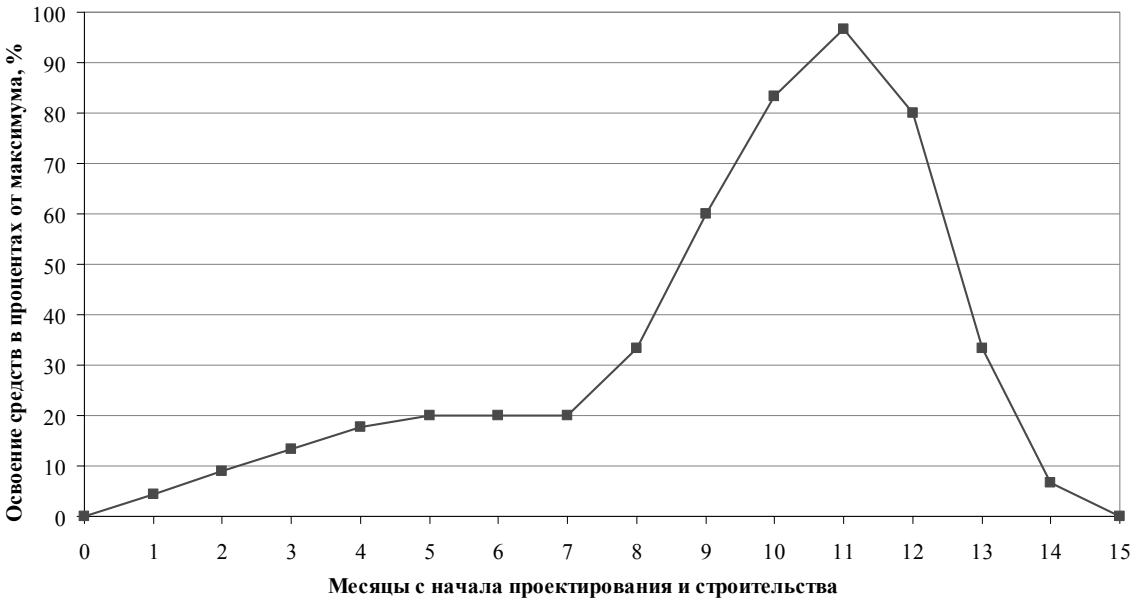


Рисунок 2 – Базовая эталонная траектория освоения средств при проектировании и строительстве ОФ

В результате расчета была получена нормативная продолжительность освоения финансовых средств предстоящего проекта – ОФ V. Она составила 17 месяцев. Нормативная траектория освоения финансовых средств ОФ V представлена на рисунке 3.

В последующем выработанные нормативные траектории принимались за основу при разработке сетевых графиков проектирования и строительства углеобогатительных фабрик. При этом применяли известные процедуры сетевого планирования, а также процедуры симплексного поиска при решении оптимизационных задач [4]. Аналогичным образом вырабатывали нормативные траектории и для отдельных видов работ и объектов, в частности для электромонтажных работ и систем автоматизации.

Таблица 1 – Пересчетные коэффициенты отклонения условий проектирования и строительства ОФ δW_i в изменение нормативной длительности δT_i

Пересчетный коэффициент	Обозначение	Значение
Коэффициент пересчета отклонения по проектной мощности ОФ, мес. / млн. тонн в год по рядовому углю	k_1	5,0
Коэффициент пересчета отклонения по сложности технологического процесса, мес. / балл	k_2	1,8
Коэффициент пересчета отклонения по геологическим и климатическим условиям строительства, мес. / балл	k_3	1,5
Коэффициент пересчета отклонения по степени развитости инфраструктуры, мес. / балл	k_4	-2,0

Таблица 2 – Условия проектирования и строительства ОФ

Условие проектирования и строительства ОФ	Обозначение	Диапазон изменения	Введенная в эксплуатацию ОФ				Планируемая ОФ
			I	II	III	VI	V
Проектная мощность ОФ, млн. тонн в год по рядовому углю	W_1	0-15	3,0	2,5	2,4	1,5	3,0
Сложность технологического процесса, в баллах	W_2	1-10	5	4	5	3	5
Геологические и климатические условия строительства, в баллах	W_3	1-5	3	4	4	5	5
Степень развитости инфраструктуры, в баллах	W_4	1-5	3	4	5	4	4

Рисунок 3 – Базовая нормативная и нормативная траектория предстоящего проекта – ОФ V

Список литературы

1. Особенности электромонтажных и пуско-наладочных работ по автоматизации технологических комплексов / Ивушкин А.А., С.Ф. Киселев, Л.П. Мышляев и др. // Системы автоматизации в образовании, науке и производстве: Труды Всероссийской научно-практической конференции. – Новокузнецк, СибГИУ, 2001. – С. 18 – 21.

2. Натурно-математическое моделирование в системах управления: Учебное пособие / В.П. Авдеев, С.Р. Зельцер, В.Я. Карташов и др. – Кемерово: КемГУ, 1987. – 84 с.

3. Федер Е. Фракталы: пер. с англ. / Е. Федер. – М.: Мир, 1991. – 254с.

4. Дамбраускас А.П. Симплексный поиск / А.П. Дамбраускас – М.: Энергия, 1979. – 175 с.

УДК 622.838.5:622.273;622.831

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДЕМОНТАЖА МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА

Лупий М.Г., Ануфриев В.Е., Крамин Д.Н.
Инстит угля и углехимии СО РАН, ООО «РАНК»
г. Кемерово

В процессе эксплуатации механизированных комплексов на шахтах Кузбасса накоплены следующие способы демонтажа механизированных комплексов:

1. Развитие демонтажных камер от механизированного комплекса:

1.1. С заводкой секции механизированной крепи под брус и упрочнением приконтурного массива демонтажного ходка анкерной крепью.

1.2. С заводкой секции мехкрепи под гибкое перекрытие, прианкерованное к породам кровли и упрочнением приконтурного массива демонтажного ходка анкерной и стоечной крепью.

1.3. С заводкой секций механизированной крепи под брус и развитием демонтажного ходка под проколотами, которые установлены в скважинах у кровли, пробуренных заранее от секций крепи, с перетяжкой кровли металлической сеткой, которую преанкеровывают к породам кровли через деревянные баклуши, установленными между проколотами.

1.4. С заводкой секции механизированной крепи под сплошное непрерывное гибкое перекрытие (ФРГ) с упрочнением приконтурного массива демонтажного ходка анкерной и стоечной крепью до демонтажа.

2. Проходка и подготовка демонтажной камеры, заводка механизированной комплекса под брус или гибкое перекрытие и далее в подготовленную демонтажную камеру.

3. Проходка и подготовка двух демонтажных камер с целиком между ними. Заводка механизированного комплекса в первую и вторую демонтажную камеру с погашением целика между ними.

В условиях требований рынка стабильной отгрузки и поставки угля шахто-лавой возникает необходимость в выборе способа с минимальным сроком демонтажа механизированного комплекса.

С этой точки зрения первый способ требует больших затрат времени на демонтаж. В условиях шахты «Котинская» при выемке пласта мощностью 4,5м на демонтаж комплекса длинной 234м по схеме 1.2 требуется более 1,5 месяцев.

Наиболее перспективными с точки зрения минимума затрат времени являются схемы 2 и 3. Эти схемы были опробованы при демонтаже комплекса ДБТ лав 52-01, 52-03 и 52-05, а также лавы №52-04 на шахте №7 ИК «Соколовское». Условия проведения и поддержания демонтажных камер были разные от лавы к лаве и по длине демонтажных камер.

Особенность поддержания заранее подготовленных демонтажных камер лав 52-01, 52-03, 52-05 состоит в том, что у не рабочего бока демонтажного ходка при вводе механизированного комплекса образовывался уступ от смещения кровли, который затухал к сопряжениям со штреками. В демонтажных камерах 52-01 и 52-03 уступ развился от 800 и до 1700мм. В демонтажной камере 52-05, разделенной на две выработки целиком угля шириной 3м, уступ уменьшился ~800мм.

Причина образования уступа состоит в недостаточной степени подбучивания основной кровли непосредственной.

Действительно при вынимаемой мощности 4,5м и мощности непосредственной кровли 6м

$$m_{н.к} \cdot K_р < (m_в + m_{н.к}),$$

где - $K_р$ коэффициент разрыхления ($K_р$=1,2-1,4); $m_{н.к}$ - мощность непосредственной кровли ($m_{н.к}$=4÷6м); $m_в$ - вынимаемая мощность пласта.

Таблица 1 - Горнотехнические условия демонтажа механизированных комплексов по пласту 52 шахты «Котинская»

Демонтажная камера			глубина, м		α, град	Мощность пласта	Мощность пород кровли, м		Сопротивление пород одноосному сжатию, МПа		Крепость угля, f	Максимальное смещение у кровли бока камеры, мм	Длительность демонтажа комплекса, сут,
длина, м	высота, м	ширина, м	вентиляционный штрек	конвейерный штрек			непосредственной	основной	непосредственной	основной			
Демонтаж комплекса лавы 52-01													
154	2,7-3	5,4	53	87	10-13	4,5	4-12	20-22	3-28	40	,8-1,2	600	37
Демонтаж комплекса лавы 52-03													
234	2,7-3	6,4				4,5	3-11	22-25	20-30	45	1,5	1900	21
Демонтаж комплекса лавы 52-05													
234	2,7-3	3+3+4				4,5	3-11	22-25	30	45	1,5	900	29

При вводе механизированного комплекса в заранее пройденную демонтажную выработку шириной 4,5м пласта Полысаевского 2 на глубине 240м (шахта «Колмогоровская-2») уступ не образовался, поскольку основную кровлю полностью подбучивала непосредственная кровля мощностью 9-11м при вынимаемой мощности пласта 3,5÷4м.

В приведенных примерах породы кровли демонтажных выработок упрочнялись сталеполимерными анкерами типа А20В длиной 2,4...2,7м и канатными анкерами АК02 на шахте «Котинская» длиной 7м и анкерами АК01 длиной 5,5м на шахте «Колмогоровская 2». Канатные анкеры АК02 закреплялись смолами по всей длине.

В процессе демонтажа секций крепи на шахте «Котинская» проявились следующие свойства упрочненной канатными анкерами породной толщи.

Упрочненные канатными и сталеполимерными анкерами породы кровля до ввода в демонтажные выработки механизированного комплекса и в процессе ввода сохраняет свою устойчивость.

Оценка степени упрочнения пород кровли канатными анкерами выше горизонта закрепления сталеполимерных анкеров, показывает, что породные структуры дополнительно приобрели сопротивление $(\Delta\tau)$ сдвиговым деформациям на

$$\Delta\tau = 170{,}6\frac{кН}{м^2} = 17{,}06\frac{тс}{м^2} = 1{,}7\frac{кгс}{см^2}.$$

Используя известные [1] корреляционные зависимости, доказано, что породные структуры в результате их упрочнения канатными анкерами увеличивают сопротивление сжатию на

$$\Delta\sigma_{сж} = \left(\frac{\Delta\tau}{2{,}78}\right)^{1{,}61} = \left(0{,}359\sum_{i=1}^{n} N_i\right)^{1.61} = \left(\frac{17.06}{2.78}\right)^{1.61} = 18.56\frac{тс}{м^2} = 1{,}86\frac{кгс}{см^2}. \quad (1)$$

Модуль упругости при этом увеличивается на

$$\Delta E = \frac{1{,}64\sigma_{сж}}{1 - 0{,}002\Delta\sigma_{сж}} = 3{,}06\frac{кгс}{см^2}. \quad (2)$$

Увеличение $\Delta\sigma$ и ΔE незначительно, но оно изменяет поведение породных связанных структур в процессе демонтажа секций. Связные структуры обеспечивают устойчивость зависания над демонтажным ходком, пологое зависание, вместо крутого, при их деформировании на разно высоких опорах с пролетом между опорами ~2м с образованием свободного пространства, удобного и безопасного для возведения искусственных опор (рама, костер).

Опыты ввода механизированного комплекса в демонтажную камеру, разделенную на две выработки целиком угля шириной 3м и последующий демонтаж показывают, что разделяющее перекрытие кровли над секциями механизированной крепи должно быть непрерывным. Для создания непрерывного перекрытия необходимо в период подготовки демонтажных выработок в целике по контакту с кровлей в скважинах устанавливать (рисунки 1, 2 (сечение 1-1 на рисунке 1), 3) проколоты, которые своими концами прианкеровываются канатными анкерами к породам кровли. Проколоты должны быть подготовлены к производительной подвеске к ним перетяжки и продольных несущих элементов в процессе погашения целика.

Затраты времени на погашение целика с подвеской к подготовленным проколотам перетяжки и продольных элементов меньше(<15%) по сравнению с погашением целика без подвески перетяжки и продольных элементов перекрытия, поскольку отсутствуют операции по бурению шпуров, установке и закреплению в них анкеров.

Назначение междукамерного целика сводится к снижению нагрузки на крепь демонтажных камер №1, №2 в период ввода механизированного комплекса в демонтажную выработку №1 и №2.

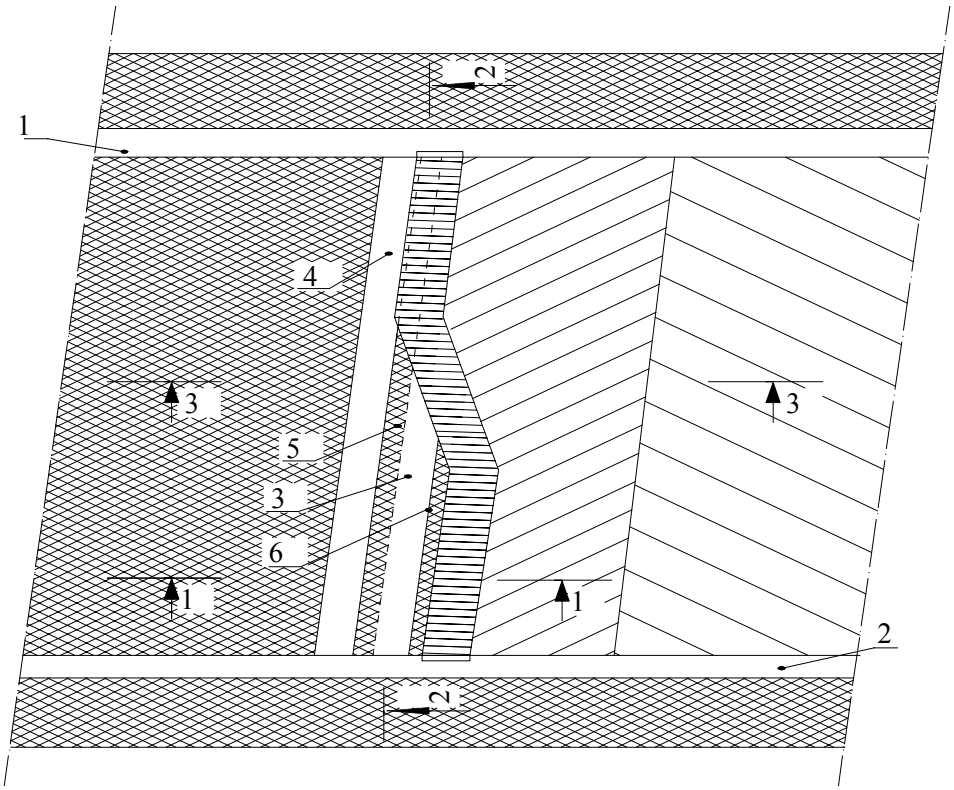


Рисунок 1 - Схема заводки механизированной крепи ДБТ в демонтажные выработки №1 и №2 лавы 52-05: 1 – конвейерный штрек, 2 – вентиляционный штрек, 3 – демонтажная камера №1, 4 - демонтажная камера №2, 5 – целик №2 междукамерный, 6 – целик между лавой и демонтажной камерой №1

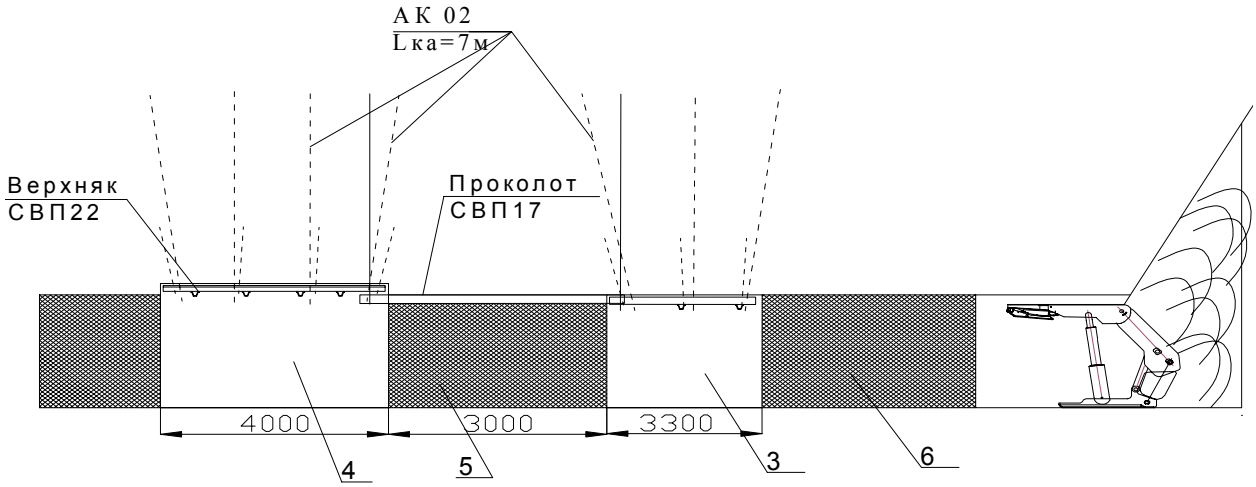


Рисунок 2 - Схема усиления крепления пород кровли демонтажных камер с междукамерным целиком: 3 – демонтажная камера (ДК №1); 4 – ДК №2; 5 – целик №2; 6 – целик №1

Параметры временного опорного давления в срединной части лавы на глубине 250м, рассчитанные по методике [2] следующие:

Остаточное сопротивления одноосному сжатию пласта в обнажении краевой зоне $\sigma_o = 3{,}78 МПа$

Коэффициент роста напряжений опорного давления по мере удаления от обнажения $\kappa_* = 0{,}0218 \frac{кгс}{см^2}$

Ширина (а) предельно напряженной зоны $a = 13{,}1м$

Максимум опорного давления $\sigma_{мак} = 32{,}4МПа$

Коэффициент концентрации напряжения опорного давления к=5,2

Ширина опорного давления L=29м

Ширина призмы сползания по П.М. Цимбаревичу [3] с=2,2м

Расстояние от призмы сползания до точки, где напряжение равны условно-мгновенной кубиковой прочности пласта $a_1 = 1{,}13м$

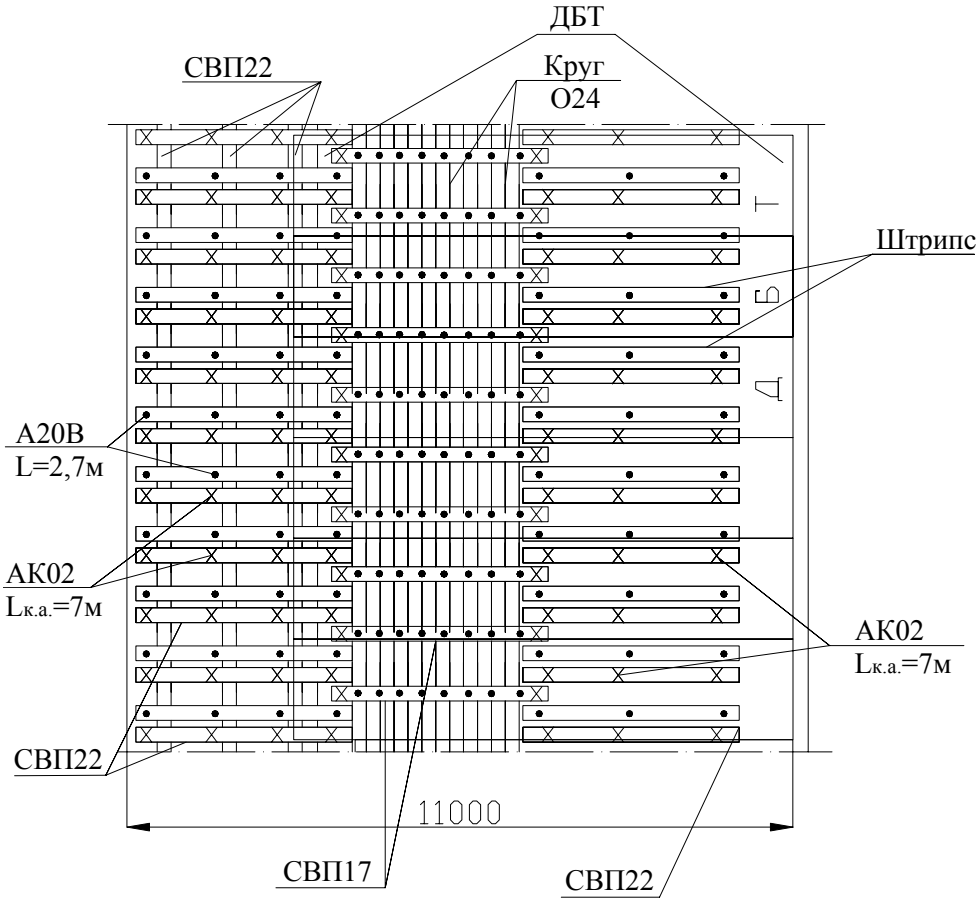


Рисунок 3 - План схема крепления пород кровли демонтажной камеры после погашения междукамерного целика

После потери несущей способности целика №1 между лавой и демонтажной камерой №1 нагрузка перераспределяется на междукамерный целик.

В начальный момент на камерный ленточный целик (рисунок 4) шириной (х) формируется нагрузка [4]

$$P_ф = 0{,}5\gamma H(2x + A + l_0 + Htg\omega) = 37812 \frac{тс}{п.м}, \quad (3)$$

где l_0=20м – шаг обрушения основной кровли; ω=20˚- угол наклона поверхности излома основной кровли; х=3м – ширина целика; А=4м - ширина демонтажной камеры №2.

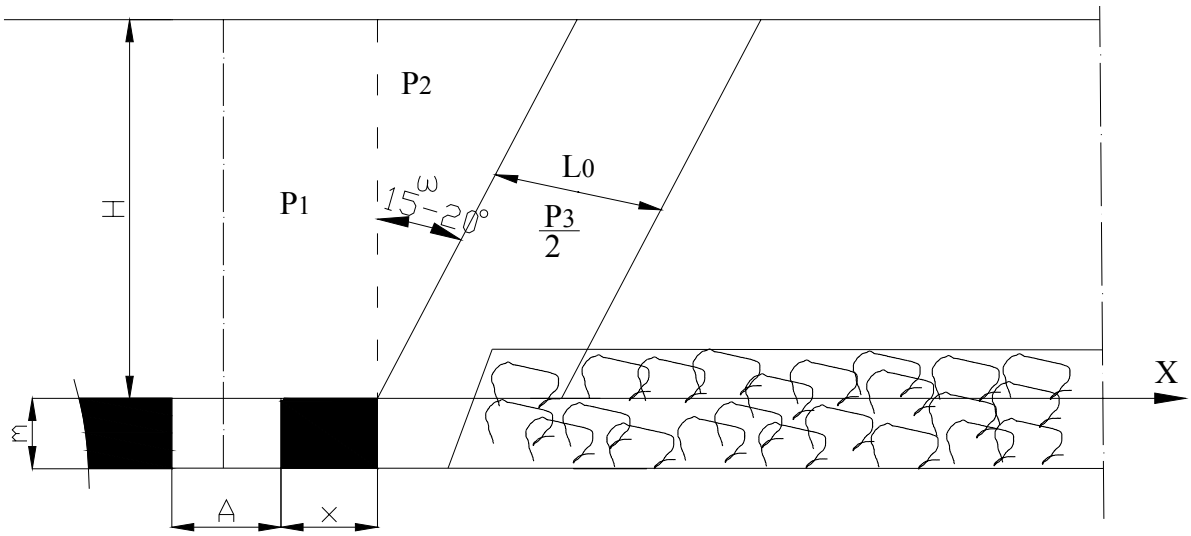


Рисунок 4 - Схема к расчету нагрузки на междукамерный целик

Несущая способность ленточного целика

$$P_н = k_s \cdot k_t R_o \cdot x(U + V\frac{x}{m}) = 34335\frac{тс}{п.м}, \quad (4)$$

где $k_s = \frac{N}{A_0 + N} = 0.91$ - коэффициент ослабления целика скважинами диаметром 150мм, которые бурятся под проколоты, и для приведения его в неудароопасное состояние; N=1м – расстояние между скважинами; $\kappa_t = \alpha + \beta\left(\frac{1}{1+t}\right) = 0.95$ - коэффициент снижения прочности угля пласта от длительности действия нагрузки; $\alpha = 0{,}3 - 0{,}6, \beta = 0{,}4 - 0{,}7, m = 0.6$ - эмпирические коэффициенты; t ≤ 0,2мес – время повышенной нагрузки на целик; U=0,65; V=0,35 – параметры, зависящие от свойств пласта.

Сравнение показывает, что несущая способность целика меньше нагрузки на него

$P_Н$=34335тс/п.м< $P_Ф$=37812тс/п.м,

поэтому целик начинает деформироваться пластически. Его остаточная прочность не превышает $\sigma_o = 38 - 40 МПа.$. Секции механизированной крепи сокращаются в это время по высоте в режиме заданной нагрузки и смещений.

Вследствие деформации целика и краевой зоны угольного пласта в боку демонтажной камеры №2, противоположном междукамерному целику над камерами, целиком, механизированной крепью и в выработанном пространстве формируется некоторый свод давления с максимальной высотой (рисунок 5)

$$y_{мак} = (15 - 20)m = 67{,}5 - 90м, \quad (5)$$

где m- вынимаемая мощность пласта.

Устойчивый контур такого свода имеет пролет подработки

$$L = 2\left(\frac{y_{мак}}{tg\psi_3}\right) + c + a_1 = 102м, \quad (6)$$

где a_1=1,1м, c=2,2м, $\psi_3 = 54^\circ$.

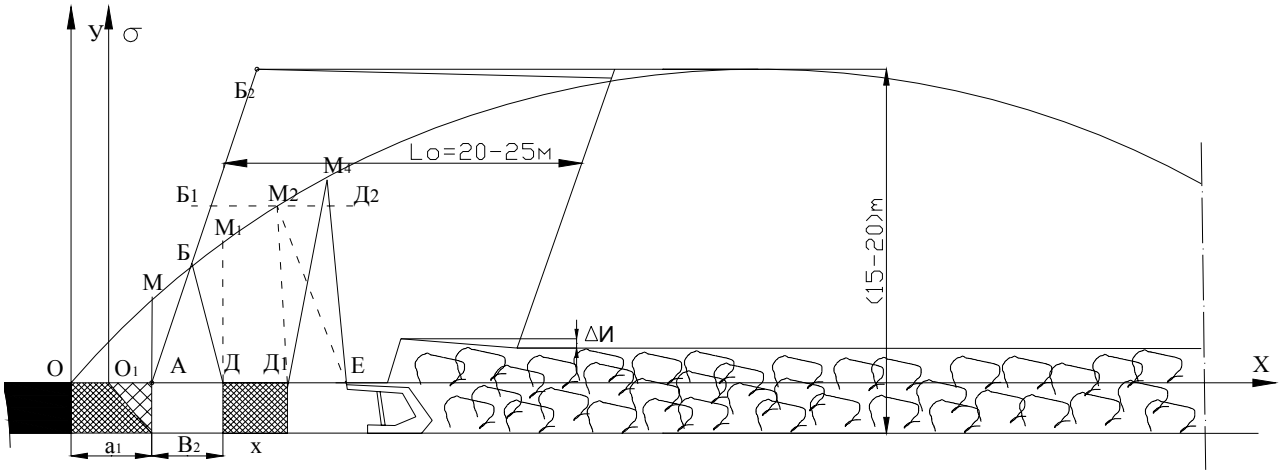


Рисунок 5 - Схема к расчету нагрузки на целик при его пластическом деформировании

Контур свода давления (рисунок 6) отражается зависимостью вида

$$y = \frac{K(V)\lambda}{k(t)}\sqrt{\frac{k\gamma H}{R_{ср.взв.}}\left(Lx - x^2\right)}, \qquad (7)$$

где *K(V)*=1- коэффициент влияния скорости подвигания лавы 0,3 ≤ *K(V)* ≤1; *λ*=0,5 – коэффициент бокового отпора; *k(t)* = 0,9 – коэффициент снижения прочности пород кровли; *k=5,2* – коэффициент концентрации опорного давления; R_c =289кгс/см^2 (28,9 МПа).

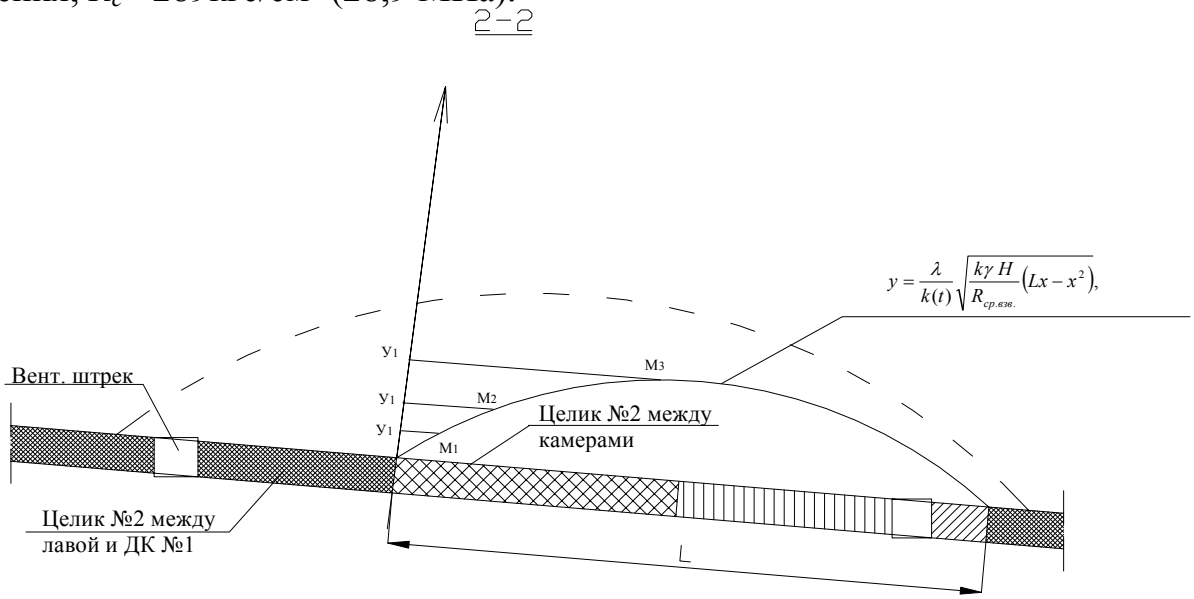


Рисунок 6 - Схема формирования нагрузки на целик и механизированная крепь в створе с лавой

Вычисленные значения $y_{(мi)}$ при *K(V)*=1 представлены в таблице 2.

Нагрузка на целик в первом приближении

$$P_ф = K_з \cdot \gamma \frac{2x + \Delta x_1 + \Delta x_2}{2} y_{м_2} = 4{,}17\,\frac{тс}{п.м},$$

где $\Delta x_1 = y_{м2} \cdot tg\ 15^\circ$, $\Delta x_2 = y_{м1} \cdot tg\ 15^\circ$,

$K_з$=1,2 – коэффициент запаса.

Остаточная несущая способность целика в это время может составить

$$P_н = k_s \cdot k_t \cdot R_o \cdot x(U + V\frac{x}{m}) = 862\frac{тс}{п.м}, \quad (8)$$

где R_0=3,78МПа (37,8 кгс/см^2).

Из сравнения видно, что $P_н > P_ф$.

Таблица 2 - Координаты контура свода давления над демонтажными выработками

	Точки контура свода			
	М	$М_1$	$М_2$	$М_3$
Координата х	3,3	7,3	10,3	13,3
Координата у	10,8	15,7	18,4	20,5

Нагрузка на крепь демонтажных выработок при остаточной несущей способности целика формируется контурами локальных сводов между опорами. В демонтажной выработке №1 нагрузку на крепь формирует контур $Д_1М_3Е$

$$Q = \gamma\frac{ДЕ \cdot h}{2} = \gamma\frac{y_{м3}Д_1Е}{2} = 85\frac{тс}{п.м},$$

где ДЕ=В=3,3м – ширина демонтажной камере №1 при шаге крепления 0,8м Q=68 тс/ряд.

В демонтажной выработке №2 нагрузку на крепь формирует контур $О_1МБД$

$$Q = \left(\frac{О_1Д + 0{,}5x}{2}\right) \cdot \left(\frac{y_м + y_Б}{2}\right)\gamma = 123{,}5\frac{тс}{п.м},$$

при шаге крепления 0,8м Q=99 тс/ряд.

Целик сохраняет свою остаточную несущую способность в течение некоторого времени, при сокращении ширины целика №2 в период его погашения остаточная несущая способность снижается до 0. Верхнее перекрытие секции механизированной крепи в это время может располагаться у точки $Д_1$ или ближе к ДК №2.

Схема заводки механизированного комплекса в демонтажную камеру острым углом 9 (рисунок 2) позволяет на этапе интенсивных сдвижений пород кровли снизить нагрузку на междукамерный целик №2 за счет целика №1 между лавой и демонтажной камерой №1. В створе с лавой (рисунок 6) свод давления над целиком №2 в течение длительного времени значительно меньше по высоте за счет уменьшения пролета (L) подработки пород кровли.

По мере погашения целика №1 пролет подработки увеличивается и свод давления (в створе с лавой) на целик №2 увеличивается. Однако в 30-40м от вентиляционного штрека начинает проявляться двухсторонняя заделка основной кровли. Остаток целика №1 и двухсторонняя заделка основной кровли таким образом уменьшают давление на целик №2 у вентиляционного штрека. Максимальное давление на целик №2 возникает при максимальном пролете подработки кровли в створе с лавой, равной длине лавы.

Наибольшая нагрузка на секции механизированной крепи и крепь демонтажной камеры №2 возникает в момент, когда целик №2 теряет свою несущую способность, так же как и острый угол целика №1, который так же потерял несущую способность. В этот момент нагрузку на секцию механизированной крепи формируют породные блоки контура $O_1MM_1Д_1$ (рис.8). Секции крепи в этот момент деформируется в режиме заданной нагрузки. Смещения секции крепи будет происходить на величину ΔU, равной величине неподбучивания пород основной кровли непосредственной.

Выводы

1. Существенное сокращение сроков демонтажа механизированного комплекса в условиях пласта 52 шахты «Котинская» возможно при демонтаже в заранее пройденных и подготовленных демонтажных выработках.

2. Наиболее комфортные условия, обеспечивающие высокие скорости демонтажа, возникают при возведении непрерывного гибкого перекрытия над демонтажными выработками, связанного с породами кровли анкерами глубокого заложения (канатными), которые повышают механические свойства породных структур (σ_p, τ, E).

3. Для снижения нагрузки на крепь демонтажной камеры и секции механизированной крепи целесообразно разделять ее междукамерным целиком.

4. Для приведения междукамерного целика в неудароопасное состояние и возведения непрерывного гибкого перекрытия на контакте целика с кровлей бурятся скважины, в которых устанавливают проколоты, концы которых преанкеровывают к породам кровли. При погашении целика к инвентарным проколотам подвешивают перетяжку и продольные элементы.

5. Оценка геомеханического состояния приконтурного массива демонтажных выработок с позиции теории свода горного давления позволяет рассчитывать нагрузку на крепь демонтажных выработок и на целик на разных стадиях ввода механизированного комплекса в заранее пройденные и подготовленные демонтажные выработки.

Список литературы

1. Маркман Л.Д., Гуменюк Г.Н., Половнев Г.П. и др. Корреляционные взаимосвязи физических свойств горных пород: сб. «Современные проблемы механики горных пород». – Л.: Наука, 1972. с. 292-295.

2. Лупий М.Г., Баклушин Ю.И., Ануфриев В.Е. и др. Геомеханическое состояние приконтурного массива демонтажной камеры; под редакцией В.Ю. Изаксона; Инстит угля и углехимии СО РАН, ООО «РАНК». - Кемерово, 2006. – 80 с.

3. Цимбаревич П.Н. Механика горных пород. - М.: Углетехиздат, 1948. – 184 с.

4. Методическое руководство по расчету геомеханических параметров технологии отработки угольных пластов короткими забоями. РАН, ВНИМИ, Департамент угольной промышленности, Министерство энергетики РФ. - С-Петербург, 2001. - 67 с.

УДК 621.312.6:622

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГЕРМЕТИЧНЫХ НИКЕЛЬ-КАДМИЕВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ

Тимофеев А.С., Бич Т.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Для построения математической модели герметичного аккумулятора наиболее целесообразно использовать переходные характеристики, выражающие изменение напряжения на аккумуляторе во времени в режиме заряда единичным импульсом тока прямоугольной формы, величиной один ампер (рисунок 1).

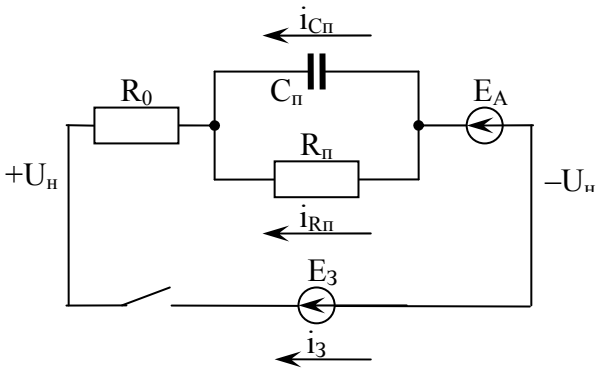


Рисунок 1 – Схема подключения аккумулятора в режиме заряда

Режим работы аккумулятора в этом случае описывается дифференциальными уравнениями вида:

$$E_A(t) + U_П(t) = U_З(t), \quad (1)$$

$$U_П(t) = i_{R_П}(t) \cdot R_П = \frac{1}{C_П}\int_0^t i_{C_П}\,dt, \quad (2)$$

$$U_З(t) = i_З(t) \cdot Z_A, \quad (3)$$

$$i_З(t) = i_{C_П}(t) + i_{R_П}(t). \quad (4)$$

Здесь $E_A(t)$ - Э.д.с. аккумулятора; Z_A - полное внутренне сопротивление аккумулятора; $U_З(t)$ - напряжение заряда; $U_П(t)$ - напряжение поляризации; R_0 - омическое сопротивление аккумулятора; $i_З(t)$ - ток заряда.

С учетом выражения (3) уравнение (1) можно представить в виде

$$E_A(t) + U_П(t) = i_З(t) \cdot Z_A, \quad (5)$$

из уравнения (2) следует

$$i_{C_П} = C_П \frac{d[U_П(t)]}{dt}. \quad (6)$$

С учетом выражений (2) и (3) уравнение (5) примет вид

$$E_A(t) + i_{R_П}(t) \cdot R_П = i_З(t) \cdot Z_A. \qquad (7)$$

Подставив из (4) значения $i_{R_п}(t)$ в уравнение (7) с учетом уравнения (6) получим:\

$$E_A(t) + i_З(t) \cdot R_П - R_П C_П \frac{d[U_П(t)]}{dt} = i_З(t) \cdot Z_A. \qquad (8)$$

Имея в виду, что $U_П(t) = U_З(t) - E_A(t) = i_З(t) \cdot Z_A - E_A(t)$, уравнение (8) примет вид

$$E_A(t) + i_З(t) \cdot R_п + R_п C_п \frac{d[E_A(t)]}{dt} - R_п C_п Z_A \frac{d[i_З(t)]}{dt} = i_З(t) \cdot Z_A. \qquad (9)$$

Приняв в качестве входа $E_A(t)$, а выхода $i_З(t)$, дифференциальное уравнение (9) можно представить в виде

$$\frac{Z_A}{Z_A + R_п} R_п C_п \frac{d[i_З(t)]}{dt} + i_З(t) = \frac{1}{Z_A + R_п}(R_п C_п \frac{d[E_A(t)]}{dt} + 1)E_A(t) \qquad (10)$$

или в операторной форме

$$\left(\frac{Z_A}{Z_A + R_п} R_п C_п p + 1\right) \cdot i_З(t) = \frac{1}{Z_A + R_п}(R_п C_п p + 1)E_A(t). \qquad (11)$$

Если в данной цепи рассматривать напряжение аккумулятора в качестве выходного, то уравнение (11) с учетом (3) запишется

$$\left(\frac{Z_A}{Z_A + R_п} R_п C_п p + 1\right) U_н(t) = \frac{Z_A}{Z_A + R_п}(R_п C_п p + 1)E_0(t). \qquad (12)$$

Тогда передаточная функция рассматриваемой схемы определится выражением:

$$W(p) = \frac{\frac{Z_A}{Z_A + R_п}(R_п C_п p + 1)}{\frac{Z_A}{Z_A + R_п} R_п C_п p + 1} \text{ или } W(p) = \frac{K(\alpha T p + 1)}{T p + 1}, \qquad (13)$$

где $K = \frac{Z_A}{Z_A + R_п}$ – коэффициент преобразования схемы; $T = \frac{Z_A}{Z_A + R_п} T_п$ – постоянная времени переходного процесса; $\alpha = \frac{Z_A + R_п}{Z_A}$ – коэффициент формировки; $T_п = R_п C_п$ – постоянная времени контура поляризации.

Анализ характера изменения напряжения при подключении аккумулятора в режиме заряда единичным импульсом тока показывает, что в начальный момент происходит падение напряжения, обусловленное током i(0+) и полным внутренним сопротивлением аккумулятора. Далее напряжение изменяется по возрастающей кривой, близкой к экспоненте с постоянной времени переходного процесса T. Расчетные формулы для определяемых параметров электрической схемы замещения АИП выразятся:

$$R_п = \frac{Z_A - Z_A K}{K}, \quad T_п = \alpha T, \quad C_п = \frac{T_п}{R_п}.$$

Таким образом, имея в распоряжении математическую модель герметичного аккумулятора и экспериментальные переходные характеристики, можно расчетным путем определить численные значения искомых параметров.

Численные значения параметров математической модели герметичного аккумулятора $K_а$, $T_п$, Z_A и $C_п$ наиболее достоверно можно определить путем статистической обработки экспериментальных характеристик, полученных при испытаниях герметичных аккумуляторов во времени в режиме заряда единичным зарядным импульсом прямоугольной формы, величиной $t_з$=1А.

Приемлемая точность и требуемая надежность практического определения значений указанных параметров обеспечена необходимым количеством герметичных аккумуляторов различного технического состояния согласно [3]. Считая, что в течение времени протекания рассматриваемых электрических переходных процессов, ЭДС аккумуляторов практически не изменяется $E_A(t) = E_A$, то уравнение переходного процесса в системе аккумулятор в режиме заряда, дифференциальное уравнение которой имеет вид (12), выразится

$$\Delta U_{рас} = E_A K\left[1 + (\alpha + 1)\exp\left(-\frac{t}{T}\right)\right]. \qquad (14)$$

Полученное уравнение соответствует переходной функции (рисунок 2) для системы с передаточной функцией аналогичной выражению (13).

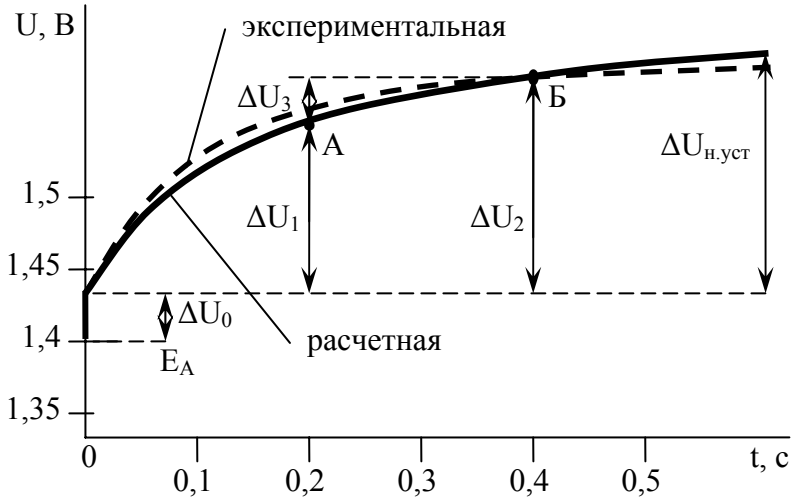


Рисунок 2 - Переходные процессы в системе аккумулятор в режиме заряда

С практической точки зрения выражение (14) целесообразно представить в виде:

$$\Delta U_{рас}(t) = E_A + E_A(1 + K\alpha) - E_A K(\alpha + 1)\left[1 - \exp\left(-\frac{t}{T}\right)\right], \qquad (15)$$

или $\Delta U_{рас}(t) = E_A + \left[\Delta U_0 + \Delta U_{рас}(t)\right]$, (16)

где $\Delta U_0 = (1 + K\alpha)E_A$, (17)

величина начального скачка напряжения, $\Delta U_0 = \dfrac{R_0 E_A}{R_0 + Z_A}$. (18)

С учетом выражения (17) уравнение (16) примет вид:\

$$\Delta U_{рас}(t) = E_A(K\alpha + 1)\left[1 - \exp\left(-\frac{t}{T}\right)\right] = \Delta U_{уст}\left[1 - \exp\left(-\frac{t}{T}\right)\right], \quad (19)$$

где $\Delta U_{уст}$ – установившееся значение изменения напряжения на аккумуляторе.

Зная Z_A и измеренное перед опытом значение E_A, определяем по экспериментальной характеристике величину $\Delta U_{рас}$. Далее из уравнения (18) находим

$$R_0 = \frac{\Delta U_0 \cdot Z_A}{E_A - \Delta U_0}.$$

Определение параметров аккумулятора сводится к аппроксимации кривой $\Delta U_3(t)$ уравнением (19). Для этого необходимо задаться интервалом обработки экспериментальных данных. Исходя из практической целесообразности, аппроксимацию экспериментальных кривых следует проводить по точкам: t=0+; t=0,2с; t=0,4с. При этом существенно упрощаются формулы для расчета, и обеспечивается приемлемая точность описания объекта.

Для указанных моментов времени, исходя из уравнения (19), имеем:

$$\begin{cases} \Delta U_1 = \Delta U_3(t_1 = 0{,}2c) = \Delta U_{уст}\left[1 - \exp\left(-\dfrac{0{,}2}{T}\right)\right] \\ \Delta U_2 = \Delta U_3(t_2 = 0{,}4c) = \Delta U_{уст}\left[1 - \exp\left(-\dfrac{0{,}4}{T}\right)\right] \end{cases}, \quad (20)$$

где ΔU_1, ΔU_2 определяются по графику переходного процесса при включении аккумулятора в режиме заряда. Из системы уравнений (20) следует:

$$\frac{\Delta U_2}{\Delta U_1} = \frac{1 - \exp\left(-\dfrac{0{,}4}{T}\right)}{1 - \exp\left(-\dfrac{0{,}2}{T}\right)}. \quad (21)$$

Подставляя в уравнении (21) $\exp\left(-\dfrac{0{,}2}{T}\right) = Y$, получим

$$\frac{\Delta U_2}{\Delta U_1} = \frac{1 - Y^2}{1 - Y}. \quad (22)$$

После преобразования уравнения (22), расчетное уравнение примет вид

$$\Delta U_2 \cdot Y^2 - \Delta U_1 \cdot Y + (\Delta U_1 - \Delta U_2) = 0. \quad (23)$$

Корни уравнения (23) определяются как

$$Y_1 = \frac{\Delta U_2 - \Delta U_1}{\Delta U_1}, \; Y_2 = 1.$$

Уравнение при $Y_2 = 1$ не имеет смысла, поэтому с учетом проведенной

замены переменной, получается уравнение

$$\exp\left(-\frac{0,2}{T}\right)=\frac{\Delta U_2-\Delta U_1}{\Delta U_1}, \qquad (24)$$

из которого исходная постоянная времени переходного процесса выразится

$$T=\frac{0,2}{Ln\left(\frac{\Delta U_2-\Delta U_1}{\Delta U_1}\right)}. \qquad (25)$$

Подставляя уравнение (25) в уравнение (20) получается выражение для определения $\Delta U_{уст}$

$$\Delta U_{уст}=\frac{\Delta U_1}{1-\exp\left(-\frac{0,2}{T}\right)}=\frac{\Delta U_1}{\Delta U_1-\Delta U_2}. \qquad (26)$$

Для определения K в уравнение (15) следует подставить $t=\infty$, тогда получается

$$\Delta U_{н.уст}=E_A-\Delta U_0-\Delta U_{уст}, \qquad (27)$$

где $\Delta U_{н.уст}$ – установившееся отклонение напряжения на Z_A.

Поделив полученное уравнение на E_A, выражение для определения α примет вид

$$\alpha=\frac{\Delta U_{н.уст}}{E_A K}=\frac{E_A+\Delta U_0}{E_A+\Delta U_0+\Delta U_{уст}}. \qquad (28)$$

В соответствие с уравнением (17) уравнение для определения передаточного коэффициента аккумулятора в режиме заряда будет иметь вид

$$K_{АЗ}=\frac{E_A+\Delta U_0}{E_A}=\frac{E_A+\Delta U_0}{E_A+\Delta U_0+\Delta U_{уст}}. \qquad (29)$$

Выше изложенная методика обработки экспериментальных данных позволяет с достаточной степенью точности аппроксимировать кривую изменения напряжения аккумулятора, при подключении его в режиме заряда. Максимальное расхождение экспериментальной и теоретической кривых на интервале времени до 0,4с не превышает 10-15%, что вполне удовлетворяет требованиям описания объекта автоматического управления.

Список литературы:

1. Таганова А.А. Диагностика герметичных никель-кадмиевых аккумуляторов – универсальный алгоритм их отбора в батареи. Дисс. канд. техн. наук. – Ленинград, 1990.

2. Тимофеев А.С. Разработка способа и технических средств диагностики герметичных аккумуляторов шахтного назначения по энергетическим характеристикам. – Дисс. канд. техн. наук. – Новокузнецк, 1999. – 148с.

3. Саутин С.Н. Планирование эксперимента в химии и химической технологии. – Л., «Химия», 1975. – 48с.

УДК621.31: 622.33

ПОСТРОЕНИЕ ТРЕНДОВЫХ МОДЕЛЕЙ ПО ОСНОВНЫМ ПОКАЗАТЕЛЯМ

Громова О.В., Муленкова Н.А., Громова В.В.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Величина электропотребления при ведении горных работ в существенной мере определяется горно-геологическими условиями шахты: производственной мощностью, глубиной ведения горных работ, газо- и водообильностью, протяженностью горных выработок.

С 1997 года по 2005 год, за исключением 2003года, данные по которому отсутствуют, проведены исследования электропотребления одной из шахт Южного Кузбасса, которая отрабатывает пласты мощностью 1,3 - 2,5м с углом падения 8-20 градусов. Длина лавы варьируется от 200 до 300м. Квартальная и годовая добыча шахты приведены в таблице 1, квартальная добыча - на рисунке 1.

По всем исследуемым годам в основном максимум добычи приходится на конец года (четвертый квартал), а минимальная – на третий квартал. Максимальная добыча как квартальная, так и годовая приходится на 2004год, а минимальная на 1997год.

Неравномерный характер квартальных показателей добычи можно объяснить типичной неравномерностью работы шахты, связанных с нестационарным характером горных работ и перемещением их в пространстве. В тоже время наблюдается рост годовой добычи с 1997года по 2004год. В 2002 и 2005 годах произошло снижение добычи по сравнению с предыдущими 2001 и 2004 годами в связи с усложнением горно-геологических условий и аварии, произошедшей в феврале 2005года на одном из пластов и последующим его затоплением.

Таблица 1 - Исходные данные фактической добычи шахты

Квартал	Добыча за 1997г., тыс.т	Добыча за 1998г., тыс.т	Добыча за 1999г., тыс.т	Добыча за 2000г., тыс.т	Добыча за 2001г., тыс.т	Добыча за 2002г., тыс.т	Добыча за 2004г., тыс.т	Добыча за 2005г., тыс.т
I	356,94	409,4	575,9	837,6	583,27	756,69	1141,5	562,9
II	332,69	251	693,3	661,6	938,09	710,54	1262,5	800,14
III	266,65	390,6	675,9	511,5	905,56	399,4	897,75	551,92
IV	407,13	474,6	662,7	866,4	824,97	878,3	1375,2	757,2
всего за год	1363,4	1525,6	2607,8	2877,1	3251,9	2744,9	4676,9	2672,16

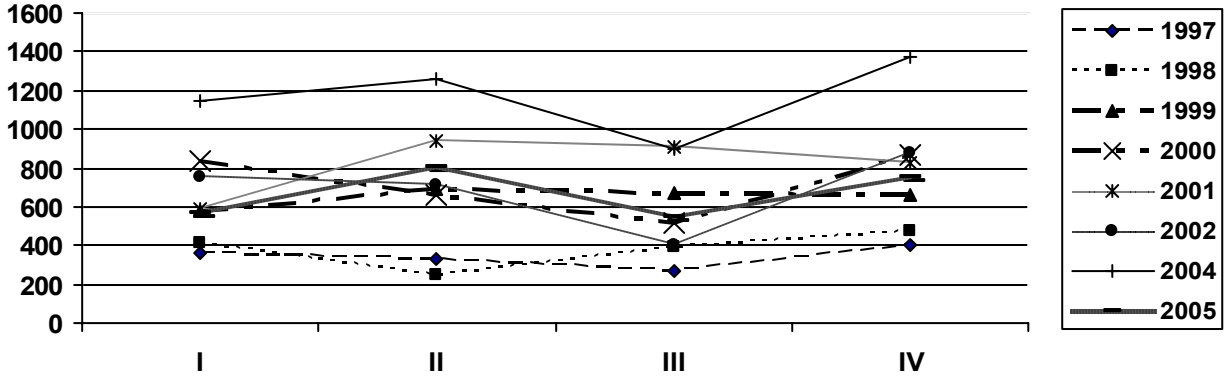


Рисунок 1 – График добычи угля по кварталам, тыс. тонн

На рисунке 2 представлен график годовой добычи угля с добавлением линий тренда. Значения величины достоверности аппроксимации при добавлении линии тренда логарифмического типа, полинома второй степени и степенного типа равны соответственно R^2 =0,6008, R^2 =0,6505, R^2 =0,7301, т.е. увеличиваются по сравнению с линейной линией тренда.

Проведен аналогичный анализ данных и с другими показателями: абсолютным и удельным расходами электроэнергии, заявленным максимумом нагрузки. Годовое потребление электроэнергии в 1997 году на шахте составило 26485 тыс.кВт·ч. С увеличением добычи, начиная с 1999 года, наблюдается существенное повышение потребления электроэнергии. Рост потребления электроэнергии продолжается до 2004 года. При этом в 2000 году угля добыли всего на 269,3 тыс. т больше, чем в 1999 году, а разница в расходе электроэнергии составляет 13806 тыс.кВт·ч. Можно сделать вывод, что работа шахты в этот период была нестабильна.

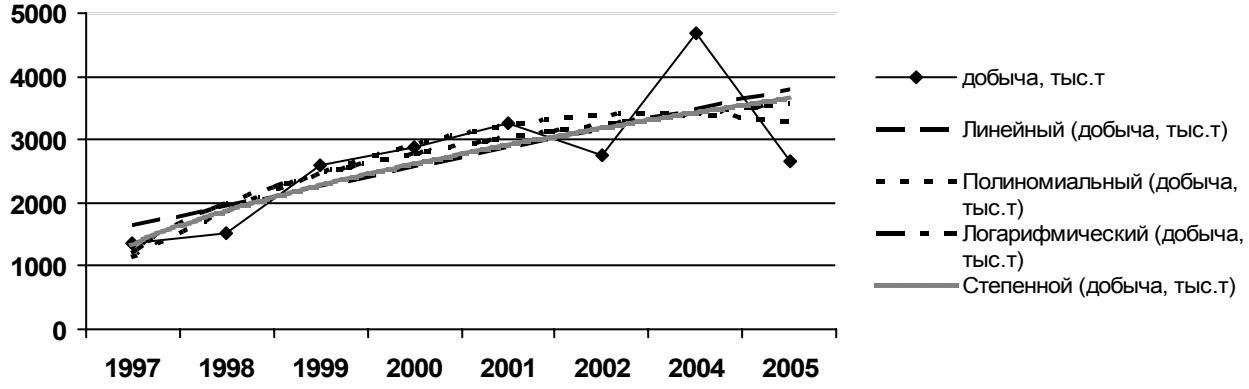


Рисунок 2 – График годовой добычи угля шахты с линейной, полиномиальной, логарифмической и степенной линиями тренда

Квартальный и годовой расход электроэнергии представлен в таблице 2 и квартальный на рисунке 3.

За весь период наблюдения наибольший расход электроэнергии приходится на четвертый квартал, а минимальный в основном – на третий, за исключением 1998 и 1999годов.

Таблица 2 - Квартальный и годовой расход электроэнергии

Квартал	Расход э/э за 1997г., тыс.кВтч	Расход э/э за 1998г., тыс.кВтч	Расход э/э за 1999г., тыс.кВтч	Расход э/э за 2000г., тыс.кВтч	Расход э/э за 2001г., тыс.кВтч	Расход э/э за 2002г., тыс.кВтч	Расход э/э за 2004г., тыс.кВтч	Расход э/э за 2005г., тыс.кВтч
I	6785	8004	10511	14931	15994	16756	21094	15836
II	6127	6779	10699	14463	17782	16574	19729	12634
III	6025	7288	11715	14183	17756	16321	19440	11814
IV	7548	8540	12943	16097	17965	19624	22257	13907
всего за год	26485	30611	45868	59674	69497	69275	82520	54191

По полученным данным о годовом расходе электроэнергии шахты за период с 1997 по 2005 год построены трендовые модели, рисунок 4, по аналогии с трендовыми моделями по добыче угля. Наиболее высокая величина достоверности аппроксимаций наблюдается при добавлении линии тренда полиномиального типа второй степени R^2=0.8489.

Анализируя график заявленного максимума нагрузки, видно, что в течение последних лет наблюдается его возрастание с 3500 до 13750 кВт. Это объясняется внедрением на шахте нового более мощного горнодобывающего оборудования.

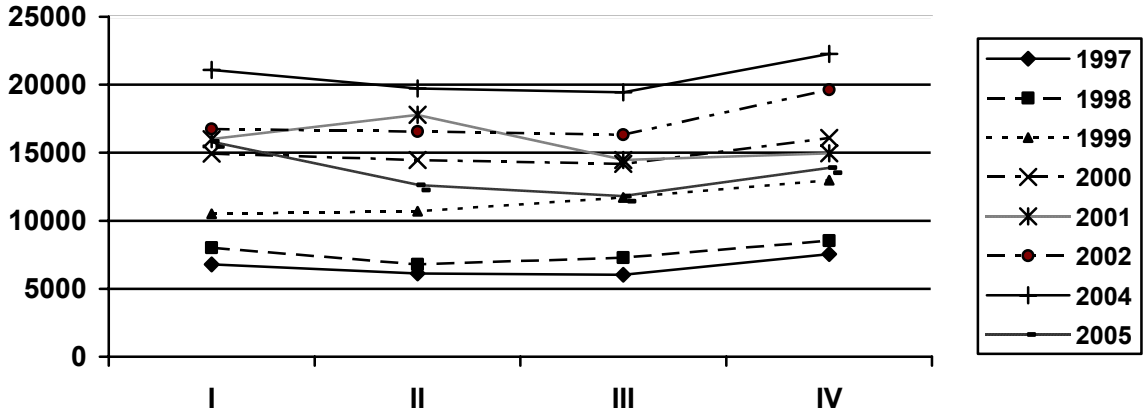


Рисунок 3 – График расхода электроэнергии по кварталам

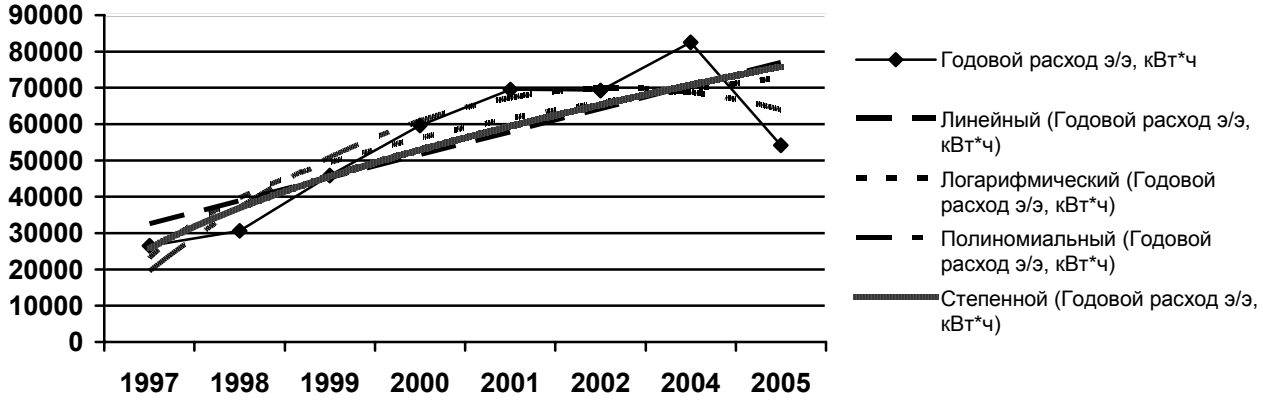


Рисунок 4 – График абсолютного расхода электроэнергии с добавлением линий тренда линейного, полиномного, логарифмического и степенного типа

Из таблицы 3 видно, что в зимние месяцы расход электроэнергии (I и IV кварталы) выше, чем в летнее, так как наряду с повышением добычи, увеличивается расход электроэнергии на работу котельной для обогрева цехов.

Таблица 3 – Заявленный максимум нагрузки годовой и квартальный

Квартал	Максимум нагрузки за 1997г., кВт	Максимум нагрузки за 1998г., кВт	Максимум нагрузки за 1999г., кВт	Максимум нагрузки за 2000г., кВт	Максимум нагрузки за 2001г., кВт	Максимум нагрузки за 2002г., кВт	Максимум нагрузки за 2004г., кВт	Максимум нагрузки за 2005г., кВт
I	4100	4100	5900	8580	8580	9240	13750	11900
II	3500	3500	5300	7920	7920	8580	12900	7600
III	3500	3500	5300	7920	7920	7920	12900	7600
IV	4100	4100	5900	8580	8580	9240	13750	8200
Год	3800	3800	5600	8250	8250	8745	13325	8825

Наибольшее потребление активной энергии в зимний и летний периоды пришлось на 2004 год. Наименьшее потребление – на 1997 и 1998 года. Характер изменения графиков заявленного максимума нагрузки приведен в таблице 3 и на рисунке 5.

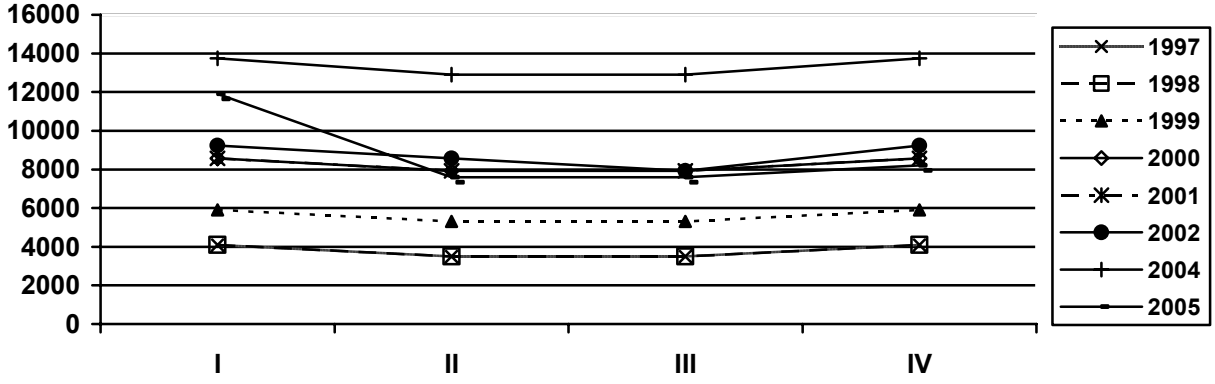


Рисунок 5 – График заявленного максимума нагрузки

Трендовые модели линейного, полиномного, логарифмического и степенного типа заявленного максимума нагрузки приведены на рисунке 6.

Наиболее высокая величина достоверности аппроксимации, равная R^2=0,8286, заявленного максимума нагрузки соответствует линии тренда степенного типа.

Значения удельного расхода электроэнергии приведены в таблице 4. Анализ исходных данных по удельному расходу электроэнергии и добыче показывает, что наиболее высокие квартальные его значения соответствуют минимальной добыче, а наиболее низкие – максимальной.

За весь исследуемый период наблюдается неравномерный характер его изменения. Наибольшее значение нормы удельного расхода электроэнергии на добычу составила 47,25 кВт·ч/т в третьем квартале 2000 года, а наименьшее значение 15,56 кВтч/т во втором квартале 1999 года, что хорошо видно

на графике, приведенном на рисунке 7. В основном это связано с неравномерностью добычи угля (внеплановый ремонт, аварии и т.д.). В среднем за последние 8 лет норма удельного расхода электроэнергии составила 21,5 кВт·ч/т. Удельный расход электроэнергии приведен на рисунках 7 и 8. Поскольку величина достоверности аппроксимации R^2 при добавлении выше указанных типов линий тренда недостаточно велика, добавим линию тренда типа полином пятой степени.

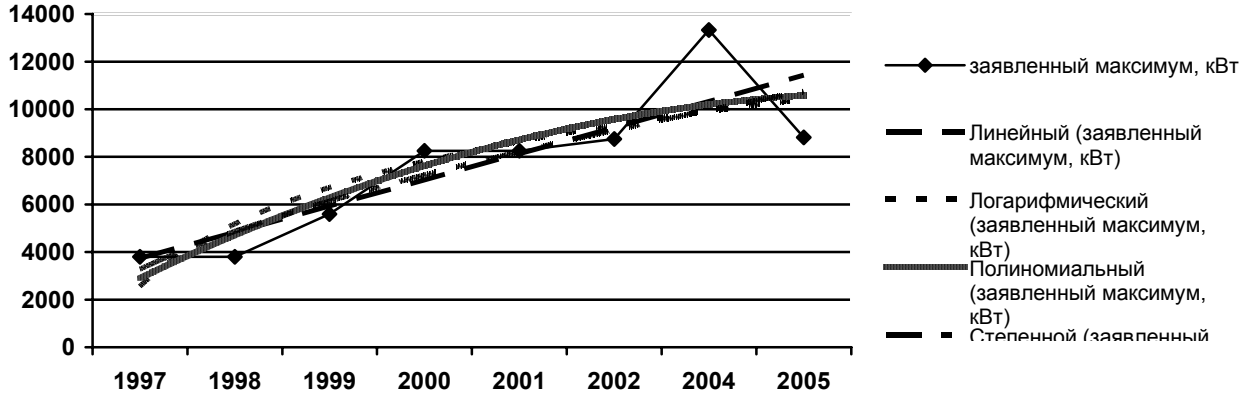


Рисунок 6 – График заявленного максимума нагрузки с линиями трендов линейного, полиномного, логарифмического и степенного типов

Таблица 4 - Удельный расход электроэнергии

Квартал	Удельный расход э/э за 1997г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 1998г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 1999г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 2000г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 2001г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 2002г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 2004г., кВтч/т	Удельный расход э/э за 12005г., кВтч/т
I	19,02	19,56	18,3	17,83	29,01	22,59	18,48	28,13
II	18,62	27,33	15,56	21,89	19,12	25,23	15,63	15,79
III	24,2	18,6	17,55	47,25	19,6	31,88	21,6	21,4
IV	18,57	18,1	19,6	18,73	21,88	22,39	16,2	18,37
Год	20,1	20,9	17,75	26,4	22,4	25,52	17,98	20,92

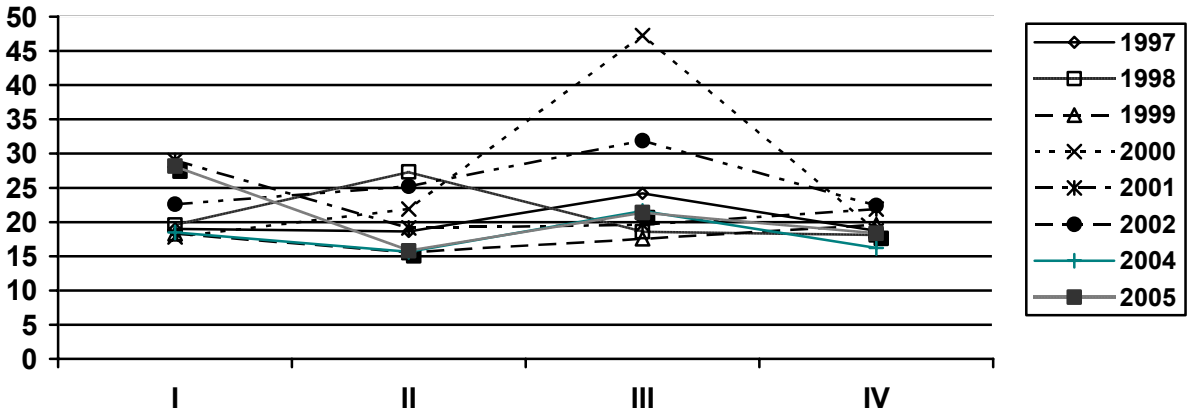


Рисунок 7 – График удельного расхода электроэнергии по кварталам

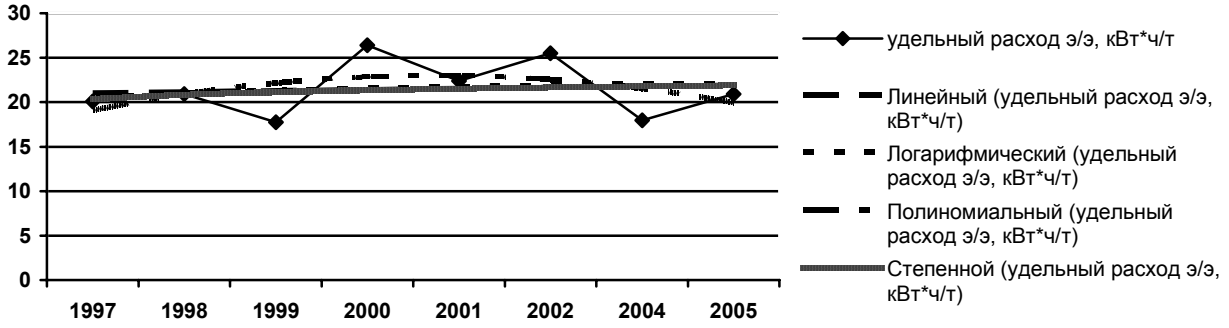


Рисунок 8 – График годового удельного расхода электроэнергии с добавлением линий тренда линейного, полиномного, логарифмического и степенного типа

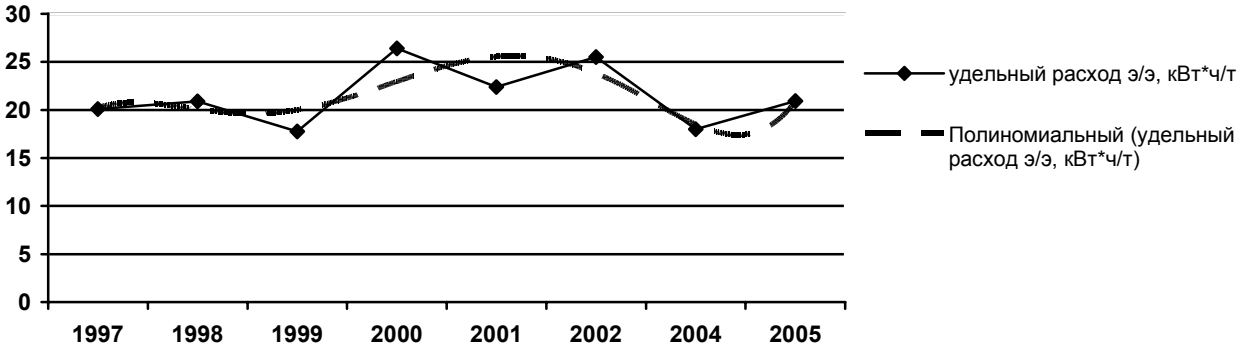


Рисунок 9 – График удельного расхода электроэнергии с линией тренда типа полином пятой степени

Таким образом, величина достоверности аппроксимации составила R^2=0,559. Данная функция более точно описывает вероятность изменения временного ряда.

Полученные трендовые модели по результатам обработки и анализа исходных данных позволяют более достоверно оценить уровень энергозатрат на выполнение технологических операций по шахте и разработать энергосберегающие рекомендации.

Наличие на шахтах достоверной и оперативной информации о режимах электропотребления, загрузке элементов системы электроснабжения, удельных затрат электроэнергии позволят снизить затраты на добычу угля за счет:

– снижение непроизводительных потерь электроэнергии на подземных горных работах;

– отключения и выравнивания графиков энергоемких установок;

– снижения мощности участковых трансформаторных подстанций;

– уменьшение сечения жил высоковольтных кабелей, питающих участковые трансформаторные подстанции.

Установленные закономерности электропотребления позволяют разработать рекомендации для оптимизации режимов энергопотребления и энергосбережения на угольных предприятиях.

УДК 669.162.142

ФЛЮСОВОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

Шпайхер Е.Д., Епифанцев О.Г.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Главными компонентами металлургического процесса наряду с железными рудами являются флюсы и огнеупорное сырье. От качества и технологических свойств этих компонентов во многом зависит успех металлургического производства. Недра Кемеровской области содержат достаточно крупные ресурсы по этим видам полезных ископаемых. Вполне удовлетворительное качество и условия разработки делают возможным их использование для нужд промышленности.

Флюсы и огнеупоры в металлургии

К этому виду минерального сырья относятся карбонаты кальция и магния (известняки, доломиты, магнезиты).

а). Доломиты. Доломиты широко распространены в области. Известно более 30 проявлений и месторождений. Наиболее крупным из них является месторождение «Большая Гора». Единственное эксплуатационное месторождение доломитов в Сибири для нужд черной металлургии, расположено в Горной Шории. Доломиты повсеместно мраморизованы, строение их массивное, средне- и мелкокристаллическое. Параметры наиболее крупного тела: протяженность более 1 км, при ширине 400 м и глубине распространения более 500 м. Содержание основного полезного компонента (окиси магния) – 19,8% при содержании кремнезема менее 3%. Подсчитанные запасы доломитов удовлетворяют потребность черной металлургии области более чем на 50 лет. Они так же пригодны для производства смолодоломитов.

б). Магнезиты. В области известно несколько месторождений и проявлений магнезита, наиболее крупные из них Кия-Шалтырское и Леспромхозное.

Кия-Шалтырское месторождение магнезита расположено на северо-востоке области вблизи г. Белогорска. Выявлено две зоны кварц-карбонатных пород протяженностью 2,5 км и 2,3 км. Размеры наиболее крупных тел в этих зонах достигают 800х120 м и 1150х320 м. В первом теле содержится в среднем MgO – 33,9%; SiO – 35,1%; Fe_2O_3 – 6,4%; CaO – 0,3%, во втором теле - MgO – 29,8%; SiO – 29,2%; Fe_2O_3 – 6,2%; CaO – 1,3%. Геологические запасы руд - 50 млн т. Лабораторные технологические испытания установили пригодность магнезита для производства форстеритовых огнеупоров.

Леспромхозное месторождение расположено в Горной Шории вблизи Казского рудника. Рудами являются бруситовые мраморы. Мощность продуктивных зон достигает 70-130 км, химический состав руд в % - MgO – 18-23%; CaO – 28-41%; Fe_2O_3 до 12%; Al_2O_3 до 3%; SiO_2 до 4%. Руды эффектив-

но обогащаются с выделением магнезитового концентрата (MgO – 58-61%), пригодного для наварки подин сталеплавильных печей. Получающийся кальцитовый концентрат (CaO – 43-49%; Mg – 6-10%), может быть использован в сельском хозяйстве и для очистки отходящих газов аглофабрик.

Основные потребители магнезитовых порошков и огнеупорных изделий НКМК и ОАО ЗСМК в настоящее время используют дальнепривозное сырье.

в). Флюсовые известняки

Гурьевская группа флюсовых известняков расположена вблизи г.Гурьевска в 150 км от г.Новокузнецка – основного потребителя данного вида минерального сырья.

Разрабатываемые Малосалаирское и Карачкинское месторождения имеют размеры на поверхности соответственно 1900х70-670м и 170х430-800 м. Разведаны до глубины 200м. Они сложены закарстованными органогенными известняками. Закарстованность известняков составляет 0,1-2,1%. Балансовые запасы утверждены в количестве 250 млн т, со среднем содержанием основных компонентов - CaO – 54,1%; серы – 0,03%; фосфора – 0,03%. Запасы отвечают требованиям, предъявляемым к плавням в черной металлургии, а отдельные блоки известняков (преимущественно Карачкинского месторождения) используются на ЗСМК для производства конверторной извести. Действующие на месторождениях карьеры допускают добычу до 6,5 млн. т на Малосалаирском карьере и до 3 млн. т на Карачкинском разрезе. Выявленные запасы позволяют обеспечить флюсами черную металлургию Кемеровской области на многие десятилетия.

Кия-Шалтырское месторождение расположено в 0,5 км от г. Белогорска, связано железнодорожной веткой со станцией Ачинск Красноярской ж.д.

Разведанный блок известняков протяженностью 4,5 км и шириной около 1 км оценен до глубины 100-250 м. Известняки отличаются чистотой и выдержанностью состава. Минеральный состав: кальцит - 98%, доломит – 1%,примеси - кварц, пирит. Ухудшают качество дайки габброидов. Они исключены из подсчета запасов и контуров карьерной отработки. Разведанные запасы в контуре добычного карьера 278 млн т (категории $A+B+C_1$) при среднем содержании CaO – 55%. По качеству известняки удовлетворяют практическим требованиям многих отраслей промышленности, в первую очередь, как флюса для производства глинозема на Ачинском глиноземном заводе; для химического производства (производства карбида кальция), пищевой промышленности и т. д.

Кедровское месторождение находится в Таштагольском районе в 15 км от пос. Темир-Тау. В 5 км восточнее расположена Учуленская дробильно-сортировочная фабрика. Разведанный массив известняков имеет длину 700м, при ширине 250м и глубине распространения до 200м. Флюсовые известняки преимущественно светлоокрашенные, плотные, массивные, однородные, редко полосчатые. Состав известняков: кальцит 80-88%, доломит 2-10%, кварц, глинистое вещество. Массив известняков рассекают маломощные дайки диабазов. Содержание CaO в известняках в целом по месторождению –

54,28%; SiO_2 – 14%; MgO – 0,58%. Запасы флюсовых известняков сосотавляют в разведанной части месторождения по категориям $B+C_1$ 34 млн т.

Изложенные данные свидетельствуют о возможности создания в Кемеровской области собственной производственной базы, обеспечивающей потребности металлургической промышленности всего региона.

Список литературы

1. Геологическое строение и полезные ископаемые Кемеровской области: учеб.пособие / Е.Д.Шпайхер [и др.] / СибГИУ – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2006 – 170с.

УДК 658.011.46:519.23

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕОРИИ ГРАФОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПЕРСПЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ДЕФИЦИТНЫХ ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЗОЛО-ШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ УГЛЕЙ В КУЗБАССЕ

Салихов В.А.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

Дальнейшее развитие промышленности Кузбасса, особенно металлургии и машиностроительного комплекса, требуют увеличения местной МСБ черных и цветных металлов, а также целого ряда других ценных редких металлов. Потенциальной минерально-сырьевой базой многих ценных металлов являются отходы горно-металлургического комплекса и, в первую очередь, золо-шлаковые отвалы угледобычи и углеобогащения. В Кузбассе ежегодно накапливается до 15 млн. т золо-шлаковых отходов, включая отходы металлургических и других предприятий; всего же в настоящее время накоплено около 0,5 млрд. т. Учитывая, что концентрация многих редких элементов (Ti, Zr, V, W, Ga и др.) здесь может достигать десятков и сотен грамм на тонну, эти отходы представляют собой значительный ресурс. При этом содержание титана и циркония в накопленных угольных хвостах может оцениваться десятками тысяч тонн, а содержание других металлов (например, ванадия и вольфрама) – тысячами тонн. При переработке золо-шлаковых отходов на специальных промышленных установках в течение года можно получить от десяти до ста т ценных металлов, таких как Ti, Zr, V, Ga и др. Поэтому становится актуальной разработка угольных отвалов и других техногенных месторождений для извлечения германия, ниобия, иттрия, стронция, цинка, бария, марганца и других ценных металлов, в том числе для экспорта на рынки СФО, РФ и, возможно, на внешние рынки.

В перспективе освоение техногенных месторождений ценных цветных и редких металлов в Кемеровской области и их использование местными ме-

таллургическими предприятиями позволит значительно удешевить выпускаемую ими продукцию, создать новые рабочие места в горнодобывающей отрасли, а также импортировать дефицитные металлы (такие как - титан, цирконий) за пределы Кузбасса. При этом необходимо учитывать тенденции развития черной и цветной металлургии, т.е. создание компактных металлургических предприятий, выпускающих (на базе новых технологий) разнообразную металлическую продукцию. В этом случае производства по извлечению ценных металлов из золо-шлаковых отходов, несмотря на невысокую годовую производительность, могут успешно конкурировать с традиционными горно-металлургическими производствами.

Эффективность извлечения ценных редких и цветных металлов можно наглядно продемонстрировать с помощью теории графов. Графом, в общем случае, называется абстрактный объект, состоящий из двух множеств – множества вершин (или узлов) и множества ребер, соединяющих определенным образом эти вершины. Если для ребра определено понятие «начала» и «конца», т.е. задана его ориентация, то оно называется ориентированным ребром или дугой. Соответственно, если все ребра графа ориентированы, то такой граф называется ориентированным графом. Такое изображение (в виде точек и дуг) весьма наглядно и удобно для описания структуры исследуемой системы.

В нашем случае с помощью ориентированных графов можно наглядно сравнить поэтапное производство редких металлов из рудных и техногенных (золо-шлаковые отходы) месторождений. Если каждой вершине ориентированного графа сопоставить описание функционирования этого элемента (объекта), то получим локальную модель этого элемента (вершины). Аналогично, каждому ребру можно сопоставить локальную модель этого ребра, т.е. описание соответствующей связи. Граф, описывающий структуру рассматриваемой части или полной системы совместно с совокупностью локальных моделей ее компонент, представляет собой сетевую модель рассматриваемого объекта, которая описывает структуру и определенные качественные и количественные закономерности его функционирования.

Данная модель может быть представлена в статической и динамической форме. При построении моделей должны быть учтены ограничения по финансовым затратам, по затратам труда, по наличным ресурсам (в нашем случае минеральным ресурсам), по экологическим параметрам, а также по объему производства (не более потребностей рынка). Все ограничения, кроме двух последних, будут удовлетворяться автоматически (при решении задачи оптимизации). Оценка экологических параметров при производстве редких металлов и сами объемы их производства должны оцениваться отдельно, для каждой конкретной ситуации.

Таким образом, сравнить экономическую эффективность производства редких металлов из рудных и техногенных месторождений можно следующим образом (рисунок 1).

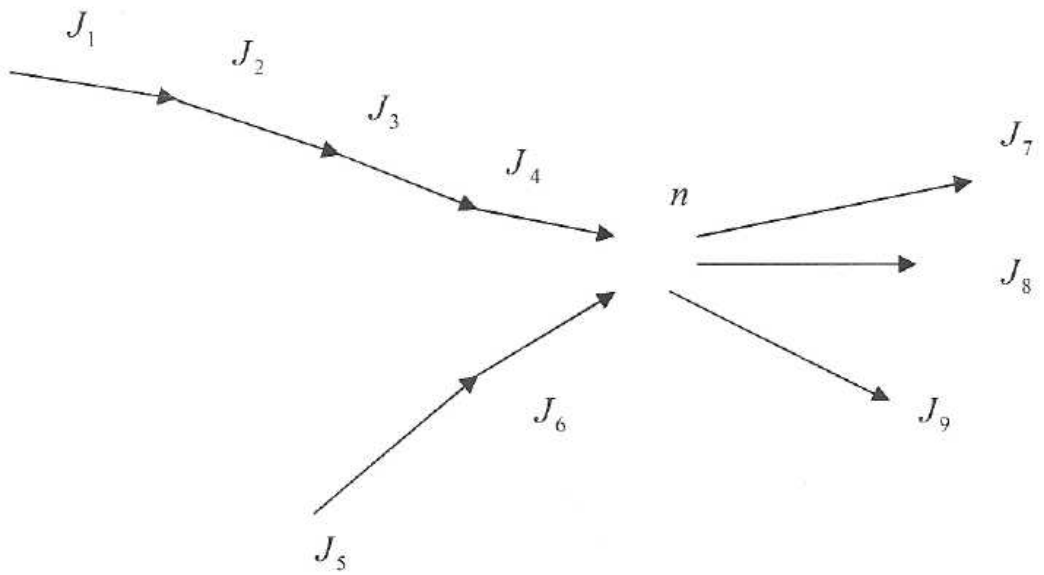


Рисунок 1 – Сравнительная эффективность получения редких металлов: J_l, J_2, J_3, J_4 – стадии производства металлов из рудных месторождений (соответственно добыча, обогащение, получение промежуточного продукта, получение металла); J_5, J_6 – получение редких металлов из техногенных металлов (поставка брикетированной золы и получение из нее металлов); *n* – производство металлоизделий; J_7, J_8, J_9 – применение металлоизделий в различных отраслях промышленности

Поэтапное получение металлов из рудных объектов можно изобразит с помощью ориентированных дуг (векторов), проходящих через вершины J_1, J_2, J_3 и J_4 (соответственно добычу руды, ее обогащение, получение промежуточного и конечного продуктов).

Получение редких металлов из золо-шлаковых отходов можно аналогично представить с помощью ориентированных дуг, проходящих через вершины J_5 и J_6 (т.е., поставку брикетированной золы и получение из нее методом прямого восстановления металлов).

Точка n отражает объемы производства металлоизделий, а вектора, проходящие через вершины J_7, J_8 и J_9 – области применения этих металлоизделий в промышленности.

Тогда, падение объемов применения металлоизделий в промышленности приведет к падению объемов их производства, что повлечет снижение спроса на металлы. В этом случае, более устойчивыми к колебаниям спроса будут производства по извлечению металлов из золо-шлаковых отходов. Учитывая невысокие объемы потребления редких металлов, такие производства могут занять устойчивую рыночную нишу, дополнительно производя и цветные металлы.

УДК 622.6:669.162

СЫРЬЕВАЯ БАЗА ПРОИЗВОДСТВА ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА ДЛЯ ВДУВАНИЯ В ГОРН ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е., Степанов С. Г., Исламов С. Р.
Новокузнецкий филиал Томского политехнического университета г. Новокузнецк
ОАО «Сибтермо» г. Красноярск

Потребность мировой металлургии в коксе и в 21 столетии останется достаточно высокой (530 млн. т в 2010 году) [1]) в связи преобладанием коксодоменной технологии в производстве металла. В то же время за рубежом, безусловно, сохранится тенденция сокращения удельного расхода кокса при получении чугуна за счет вдувания в горн доменных печей пылеугольного топлива (ПУТ). По данным [2] зарубежные исследования показали, что угольная пыль может заместить в доменной печи 100% природного газа и 20-40% кокса, а стоимость строительства установки вдувания в 4 раза меньше, чем строительство коксовой батареи производительностью заменяемого ПУТ кокса.

В отечественной металлургии снижение расхода кокса на выплавку чугуна достигается за счет вдувания в горн печи природного газа. Использование природного газа для замены кокса, по нашему мнению, мало оправданно, как с теплотехнической, так и с термодинамической точки зрения, так как в условиях высоких температур и недостатка кислорода в горне печи происходит существенная потеря его энтальпии вследствие развития реакции диссоциации метана, являющейся к тому же чрезвычайно эндотермической. Внедрение же технологии доменной плавки с использованием ПУТ в основном сдерживается из-за свойственного только нашей стране перекоса цен на уголь и природный газ в пользу последнего. В то же время и в РФ декларируется направлению по устранению в перспективе упомянутого перекоса.

В связи с несомненной актуальностью данного вопроса [3] целесообразно рассмотреть некоторые аспекты проблематики сырьевой базы для производства ПУТ.

На практике достигнуты расходы ПУТ 150-200 кг/т чугуна. Это эквивалентно снижению расхода кокса до 150-170 кг/т чугуна. По данным [4] при обеспечении рациональной конструкции ввода добавок в поток дутья и улучшения условий их превращения в фурменной зоне можно надеяться на увеличение расхода ПУТ по меньшей мере в 1,6 раза.

Достижение максимально возможной замены кокса ПУТ в значительной мере зависит от способности последнего быстро сгорать в короткой по протяженности окислительной зоне горна, не охлаждая ее в результате термической деструкции угля.

В настоящее время в практике мирового рынка каменные (битуминозные) угли подразделяются на энергетические, коксующиеся и металлургические (для получения ПУТ).

Согласно требованиям фирм Тиссен и Кюттнер металлургический уголь должен удовлетворять следующим требованиям: влажность - не более 12%; содержание золы – не более 13%; выход летучих веществ – не более 40%, содержание серы – не более 1%.

Между тем, в работах Гуденау с соавторами [4] убедительно показана целесообразность и эффективность использования для приготовления ПУТ из смесей углей с низким и высоким выходами летучих веществ, например, антрацита и бурого угля в соотношении 1:1. В данном случае обеспечивается существенное увеличение полноты сгорания ПУТ.

В этой плоскости можно рассматривать в качестве сырьевой базы производства ПУТ для российских металлургических заводов низкозольные и низкосернистые угли Кузнецкого и Канско-Ачинского буроугольного бассейнов.

В отличие от бурых углей «старых» бассейнов России и Украины, топливо, добываемое в Канско-Ачинском, бассейне, где запасы только для открытой добычи составляет более 120 млрд.т, является самым дешевым, низкозольным и экологичным. Низкая температура воспламенения способствует снижению выделения окислов азота, большое содержание окислов кальция в золе (до 50-60%) – уменьшению выделения окислов серы. Среднее содержание золы в товарной отгрузке мощного разреза «Березовский» (9 млн. т./год) не превышает 7 %.

Следует, однако, отметить, что природная высокая влажность бурых углей (30-35%) и склонность к самовозгоранию делают нецелесообразной их транспортировку на расстояния свыше 1000 км. Для облагораживания углей Канско-Ачинского бассейна во второй половине прошлого столетия Энергетическим институтом им. Кржижановского (ЭНИН) были разработаны эффективные технологии скоростного полукоксования. Одна из них применялась на Красноярском металлургическом заводе «Сибэлектросталь» для производства пылевидного восстановителя, применяемого в процессах бескоксовой металлургии [5,6].

Западно-Сибирким металлургическим комбинатом совместно с заводом «Сибэлектросталь» и Кузнецким центром Восточного научно-исследовательского углехимического института (КЦ ВУХИН) был проведен промышленный эксперимент по вдуванию буроугольного полукокса (БПК) в горн доменной печи объемом 2000 м^3 ЗСМК (таблица 1) [7] .

Качественная характеристика использованного в эксперименте БПК:

Технический анализ: W^r – 23,9%; A^d – 21,4%; V^{daf} – 15,7%.

Элементный состав на органическую массу (daf): C – 89,0%; H – 1,67%; N – 0,51%; O – 8,50%; S – 0,48%.

Реакционная способность – 14,7 см^3/г·с .

Крупность: >0,30 мм – 15,6%; 0,30-0,10мм – 47,9%; 0,10-0,06мм – 20,8%; 0,06-0,00мм - 15,7%.

В связи с небольшим количеством БПК (600 т.), его удельный расход был установлен в количестве 15 кг/т чугуна. Плавка длилась 7 суток, коэф-

фициент замены кокса составил 0,82. В отличие от применения углей (промпродукт углей марок К+К2) отмечалось повышение теоретической температуры горения топлива. Было зафиксировано увеличение степени восстановительной способности СО и H_2. В опытный период возросла от 0,78 до 0,86 основность шлака за счет значительного содержания основных компонентов в составе золы БПК (таблица 2). При этом в результате повышения десульфурирующей способности шлака содержание серы в нем повысилось с 0,57 до 0,60 %, а в чугуне снизилось с 0,023 до 0,021 %, увеличилось производство чугуна.

Таблица 1 - Результаты опытных – промышленных плавок чугуна с вдуванием БПК на доменной печи № 1 (полезный объем 2000 м^3) ЗСМК [7]

Показатели	Периоды	
	сопоставительный	опытный
Число дней	9	7
Прозводительность,т/сут	2809	2846
Расход кокса, кг/т.чугуна	629	617
Расход БПК, кг/т чугуна	-	15
Теоретическая температура горения, ° С	2252	2290
Степень использования H_2, %	20,5	31,5
Степень использования СО, %	38,3	40,3
Количество сгоревших фурм, шт	10	6
Простои, мин	44	14
Содержание серы в чугуне, %	0,023	0,021

Таблица 2- Химический состав золы БПК

ПУТ	Содержание компонентов, %					
	SiO_2	MgO	Fe_2O_3	SO'_3	Al_2O_3	CaO
БПК	42,2	2,4	9,5	4,3	5,4	29,7
Уголь	42,8	2,7	10,0	4,3	25,3	8,7

Нормальная подвижность шлака свидетельствовала, в частности, о полной газификации вдуваемого полукокса. Об этом же говорят данные о количестве сгоревших фурм. В опытный период шлаковых фурм сгорело в два раза меньше, а горение воздушных фурм вообще не имело места (таблица 1).

Интенсивность плавки по суммарному углероду при вдувании БПК возросла с 0,768 до 0,777 т/м^3·сут. (+1,2%), что корреспондируется с приведенной величиной прироста производительности (+1,3%). В целом опытные плавки с использованием БПК из канско-ачинских углей как агента для вдувания в горн доменной печи показали, что это топливо может быть использовано в качестве частичного заменителя доменного кокса.

Время сгорания частиц одинакового размера БПК и углей можно рассчитать, пользуясь зависимостью, предложенной Бабием и Ивановой [8],

$$\tau = K_{г.к.} 2{,}21 * 10^6 \left(\frac{100 - A_к}{100} \right) \left(\frac{\rho_к d^2}{T^{0,9} O_2} \right), c,$$

где $K_{г.к}$ – коэффициент горения твердых остатков пиролиза угля, равный 1,0; $A_к$ - зольность твердого остатка, %; T – температура газовой среды, ^{0}С; O_2 – содержание кислорода в дутье, в долях единицы; d – диаметр частицы топлива, м; $\rho_к$ – кажущаяся плотность твердого остатка, г/м^3.

Следует отметить, что, хотя эта эмпирическая формула не учитывает различия параметров таких свойств топлив, как реакционная способность и теплоемкость, все же позволяет зафиксировать факт более быстрого сгорания частиц БПК. Расчетное время сгорания частиц БПК составило 0,03 с по сравнению с 0,062 с для угольных частиц.

В качестве недостатка отмечалось значительное абразивное воздействие БПК на пылепроводы. Было выдвинуто предположение, что абразивное воздействие полукокса можно уменьшить при его использования в качестве инициатора сгорания ПУТ в смеси с трудно зажигаемыми высококалорийными кузнецкими каменными углями Изучение этого вопроса наряду с исследованиями по кинетике окисления пылевидного каменного угля марки Т Кузнецкого бассейна, в смеси с буроугольным полукоксом, полученным из бурых углей разреза «Бородинский», (таблица 3) выполнялось КЦ ВУХИН.

Таблица 3-Качественные показатели исследуемых топлив

Марка угля, предприятие	Технический анализ, %			Элементный анализ (daf), %				Теплота сгорания, daf Q, МДж/кг (ккал/кг)
	A^d	V^{daf}	S^d	C	H	N	O	
Т (разрез «Красно-бродский»	6,7	11,5	0,2	92,8	3,9	0,9	2,2	36,35(8670)
БПК («Си-бэлектро-сталь»)	17,2	13,5	0,3	89,0	1,8	1,8	7,5	32,5(7760)
Смесь Т:БПК=1:1	12,0	13,0	0,3	91,0	3,0	1,3	5,0	35,0(835

Определение абразивной способности выполнялось по ОСТ 41-89-74 на приборе для определения абразивности горных пород ПОАП 2М, в котором испытуемый образец взаимодействует с дробью при вращении со скоростью 1400об/мин в течение 20 мин. Индекс абразивности рассчитывается по формуле

$$K_{абр} = \frac{Q}{100},$$

где Q – потеря массы пробы, мг.

Были получены следующие результаты:

Топливо	$К_{абр}$
БПК	0,9
Т	0,3
Т:БПК= 1:1	0,3

Абразивное действие полукокса, которое в 3 раза выше, чем у угля Т, после смешения с последним практически исчезает. Полукокс как бы размещается внутри угольной матрицы.

Для установления эффективности использования БПК в качестве инициатора окисления угольной пыли в доменной печи оценили его химическую активность при взаимодействии с кислородом на установке дифференциально-термического анализа по методике, изложенной в [9,10]

Начало горения БПК отмечается при температуре около 200^0С. Максимальная скорость реакции имеет место при 400^0С. Максимум скорости реакции кислорода с углем Т приходится на температуру 520^0С при значении, которое почти в 4 раза ниже, чем у полукокса. Повышенная химическая активность полукокса является следствием доступности его пористой структуры для проникновения реагента внутрь всего объема частицы. Значительное влияние оказывает на нее также присутствие в золе большого количества окислов щелочно-земельных металлов, о чем свидетельствуют результаты работы [11], в которой исследовалась реакционная способность обеззоленных углей Т.

Очень интересно протекает процесс окисления смеси 50 % БПК + 50. Имеются два максимума реакции. Первый из них наблюдается: при 350° С, что соответствует развитию процесса инициирования; второй - при 450°, что на 70° С ниже, чем у Т и на 100° С выше, чем у БПК. Скорость реакции во втором максимуме – наиболее высокая из всех исследованных образцов и представляется, как результат сложения скоростей окисления БПК и Т (рисунок 1).

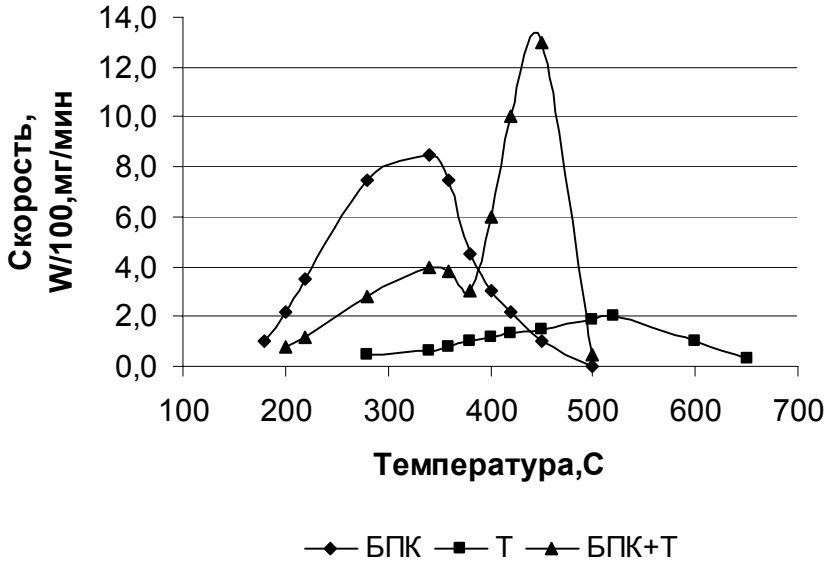


Рисунок 1 – Влияние температуры на скорость реакции окисления кислородом БПК и угля Т

Скорость реакции окисления в данном случае, значительно выше, чем при использовании в качестве инициатора бурого угля [12] поскольку, процессы удаления влаги из угля и его деструкции были реализованы при полукоксовании. Следовательно, применение БПК в качестве инициатора зажигания более эффективно с точки зрения экономии кокса, чем бурых углей, так как он имеет более низкий выход летучих веществ, к тому же состоящих в основном из CO и H_2, являющихся восстановителями (таблица 4).

Таблица 4 - Состав и количество газов высокотемпературного (1500°C) пиролиза ТС и БПК [5]

Образец	Элементный состав газа. % об.				Плотность, г/см^3	Удельный выход газа, см^3/кг
	H_2	CO	CO_2	CH_4		
ТС	25,40	30,70	7,70	36,20	0,79	306,4
БПК	63,06	17,03	11,02	8,88	0,49	213,9

В составе газов, выделяющихся из полукокса, преобладают восстановительные компоненты: монооксид углерода и водород, содержание которых в сумме составляет около 80 % против 56,4 % в газе пиролиза тощего угля. В то же время, в последнем метана содержится в 4 раза больше.

Состав остаточных летучих БПК более благоприятен для процессов в доменных печах, поскольку метан в высокотемпературной зоне при недостатке кислорода будет диссоциировать со значительным поглощением тепла.

Кроме того, ряд свойств БПК позволяет при смешивании его с углями значительно упростить технологию пылеприготовления, улучшить ее экологические показатели. Этот способ проходит в настоящее время процедуру патентования

В настоящее время производство полукокса из бурых углей организовано на предприятии «Карбоника-Ф» (г. Красноярск) [13]. Заканчивается сооружения агрегата полукоксования бурого угля в кипящем слое на разрезе «Березовский» (г. Шарыпово Красноярского края). По своему составу этот получаемый продукт низкозолен (8,59%), выход летучих веществ составляет 8,31%. Содержание серы и фосфора полукокса низкое (0,12 и 0,03% соответственно). Элементный состав характеризуется высоким содержанием углерода на органическую массу (C^{daf} = 90,85%), повышенным – кислорода (O^{daf} = 6,16%).

Собственники агрегатов по переработке бурых углей заявляют о намерениях увеличения мощностей производства мелкозернистого полукокса и по решению вопросов его транспортирования на металлургические предприятия. Следовательно, имеются основания считать буроугольный полукокс частью сырьевой базы производства пылеугольного топлива, повышающего эффективность его использования при выплавке чугуна в доменных печах

Выводы

1. Исследована возможность использования полукокса из бурых углей Канско-Ачинского бассейна в качестве пылеугольного топлива для вдувания в горн доменных печей. Показано, что полукокс является более активным инициатором окисления каменноугольной пыли, чем бурые угли.

2. Показано, что абразивная способность полукокса, которая в 3 раза выше, чем у угля, после смешения с последним практически нивелируется. Полукокс как бы размещается внутри угольной матрицы.

3. Освоение в Красноярском крае промышленных агрегатов по полукоксованию мелкозернистых бурых углей дает основание считать буроугольный полукокс частью сырьевой базы производства пылеугольного топлива, повышающего эффективность его использования при выплавке чугуна в доменных печах.

Список литературы

1. Рудыка В. И. Роль и значение технологической базы на нынешнем этапе развития металлургического и коксового производства // Кокс и химия, 2006. - № 6. - С. 2-7.
2. Чемикосов М. В. Основные принципы создания установок вдувания угольной пыли в горн доменных печей // ОАО «Черметинформация». Бюллетень «Черная металлургия», 2006. - № 8. - С. 25-28.
3. Сосковец О. Н. Приватизация металлургии: проблемы и достижения // Металлы Евразии, 2006. - № 3.
4. Гуденау Х. В., Арияма Т., Кортхауз Б. Вдувание угольной пыли в доменную печь // Черные металлы, 1985. - № 4. - С. 26.
5. Школлер М. Б. Полукоксование каменных и бурых углей. Новокузнецк, 2001. - 252с.
6. Бруер Г. Г., Иванчиков А. К., Школлер М. Б. Результаты промышленных испытаний установки высокоскоростного пиролиза угля на завод «Сибэлектросталь»: Сб. Комплексное использование бурых углей Канско-Ачинского бассейна. – Новосибирск: Наука, 1968. - С. 41-46.
7. Слепцов Ж. Е., Гусаров А. К., Ашпин Б. И., Динельт В. М., Школлер М. Б., Эльберт Э.И. Опыт вдувания в доменную печь полукокса из бурых углей // БНТИ «Черная металлургия», 1975. = № 2. - С. 37-40.
8. Бабий В. И., Иванова В. П. Длительность воспламенения и горения частиц пыли различных марок углей // В кн. «Горение твердого топлива». - Новосибирск: Наука, 1969. - С. 89-92.
9. Родькин С. П., Белихмаер Я. А. Исследование реакционной способности углеродистых восстановителей методом дериватографии // ХТТ, 1978. - № 2. - С. 83-85.
10. Родькин С. П, Казачков, А. И., Зорин А. Т. Дериватографический метод исследования коксов в окислительной среде // Кокс и химия, 1984. - № 8. - С. 22-26.

11.Sharma D.K., Mirza Z.B. Lignite – a possible new feed // Fuel, 1983, V.62. - P. 916-917.

12.Волынкина Е. П., Страхов В. М. Исследование процессов термического разложения и горения пылеугольного топлива для доменных печей // Кокс и химия, 2003. - №9. - С. 30-35.

13.Степанов С.Г. Промышленные технологии переработки угля: перспективы использования в Канско-Ачинском угольном бассейне. - Красноярск, Красноярский гос. ун-т., 2002. - 85с.

УДК 658:622.33

УГЛЕХИМИЯ И КЛАСТЕРНЫЙ ПОДХОД К ФОРМИРОВАНИЮ СТРАТЕГИИ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ КУЗБАССА

Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е.

Новокузнецкий филиал Томского политехнического университета

г. Новокузнецк

В настоящее время очевидны углефильные тенденции в правительственной политике формирования перспективного топливно-энергетического баланса

Россия обладает значительной частью энергоресурсов мира. Особенно велики запасы твердого топлива (~43% от мировых) - одного из основных источников энергии в XXI в. Крупнейший мирового уровня каменноугольный Кузнецкий бассейн располагает ресурсами высококачественных, в основном, низкосернистых углей в количестве 637 млрд.т. Добыча углей в бассейне достигла 170 млн. т год и будет расти в последующем, предположительно до 200 млн. т в год.

Центром стратегического развития «Северо-Запад» (г. Санкт-Петербург) по заданию администрации Кемеровской области разрабатывается перспективный план ее социально-экономического развития. В основу его положен кластерный принцип, предусматривающий взаимоувязанное развитие предприятий основных отраслей промышленности, представленных в регионе: угольной, черной, цветной металлургии, химии, энергетики. По нашему мнению, базой такой взаимоувязанности могло бы стать расширение использования каменного угля в качестве технологического сырья для упомянутых отраслей.

В Кузбассе достаточно тесно через коксохимию увязываются угольная промышленность, предприятия черной и цветной металлургии. Само собой разумеется, что как большая, так и малая энергетика являются на 100% угольными. В значительно меньшей степени продукты переработки угля используются как сырье для химической промышленности, хотя еще в 60-е годы прошлого столетия существовала достаточно тесная кооперация между

коксохимическим и химическими предприятиями. Затем предпочтение стало отдаваться нефтехимическим полуфабрикатам и природному газу.

Добываемый уголь в значительном количестве экспортируется в «сыром» виде, а большая его часть внутри страны (~75%) используется недостаточно эффективно, путем сжигания для получения относительно дешевой тепловой энергии. Индустрия химической переработки угля в нашей стране в основном сосредоточена на коксохимических производствах металлургических предприятий, чьим основным продуктом является кокс для выплавки чугуна. Попутные ценные продукты коксохимии: коксовый газ, содержащий до 60% водорода, бензольные и полиароматические углеводороды перерабатываются по отсталым технологиям, не позволяющим расширить ассортимент вырабатываемых веществ, необходимых для производства пластмасс, красителей, электродных масс углеродистых волокон, игольчатого кокса, лекарственных препаратов. Наряду с этим хорошо коксующиеся угли, которые характеризуются при нагревании высоким выходом жидкокристаллических структур, могут быть также перспективным сырьем для получения наноматериалов по специальным технологиям термического растворения. Некоксующиеся угли Кузбасса, обладающие высоким химическим потенциалом и являющиеся сырьем для получения синтетического жидкого топлива (бензинов, диметилового эфира) спиртов, органических кислот, предельных и непредельных углеводородов, используются как энергетическое топливо

В результате, несмотря на богатые энергоресурсы, Россия упускает экономические преимущества по использованию угля как ценного технологического сырья, в том числе и при переходе к будущей водородной энергетике и для производства высокотехнологичной продукции (водорода, синтетических топлив, углеродных нанотрубок, полиэтиленовых труб и других крайне нужных стране материалов).

Мировые рыночные цены на углеродные материалы (игольчатый кокс, углеродные нановолокна и нанотрубки) составляют сотни и тысячи долларов за тонну, а стоимость мирового рынка этих материалов достигает десять и более млрд. долларов США.

В настоящее время технологии химической переработки угля интенсивно разрабатываются как в развивающихся странах мира (ЮАР, КНР), так и в России. В ЮАР глубокой переработке ежегодно подвергается более 40 млн. т низкосортных углей с получением большого ассортимента химических продуктов и моторного топлива на основе синтез-газа, полученного парокислородной газификацией угля. Китайское правительство планирует в ближайшие 5-10 лет инвестировать 15 млрд. долларов США в строительство заводов по ожижению угля по аналогичной технологии . Эти заводы должны производить 16 млн.т жидких продуктов. В провинции Шеньси в ближайшие 5 лет будет затрачено 10,7 млрд. долларов США на сооружение большого углехимического комплекса с годовой производственной мощностью 2,54 млн.т поливинилхлорида, 4,5 млн.т карбинола, 10 млн. т карбамида

Особенно ценными для России являются высокие технологии, позволяющие:

- создать производство синтетических топлив (в первую очередь, диметилового эфира);
- создать производство новых углеродных материалов на основе нанотехнологий;
- создать условия для перехода к водородной энергетике.

Для Кузбасского региона особое значение имеет устойчивое обеспечение ныне существующего химического комплекса сырьем.

В целях реализации этих задач группа ученых и специалисты Кемеровской региональной общественной организации «Кузбасская инженерная академия» предлагает включить в разрабатываемую в настоящее время группой стратегического развития «Северо-запад» программу социального и экономического развития Кемеровской области разработку проектов и строительство опытного Южнокузбасского углехимического опытного комплекса, который позволит развить и реализовать новые технологии переработки, обучить кадры инженеров и специалистов, создать опытные производства по получению водорода, синтетических топлив, и углеродных продуктов, перестроить на современном уровне технологии цехов переработки химических продуктов коксования.

Для строительства комплекса предлагаются южные районы Кемеровской области с центром в г. Новокузнецке. Они являются наиболее мощными в экономическом отношении. Здесь располагаются два крупных коксохимических предприятия, наиболее перспективное Ерунаковское угольное месторождение со значительными ресурсами углей для коксования и химической переработки. Коксохимические предприятия располагают опытными кадрами углехимического профиля, доменные цеха – опытом газификации кокса, металлургические предприятия имеют высокопроизводительные установки по получению кислорода, что важно для организации производства синтетических химических продуктов из угля. В г. Новокузнецке функционирует Кузнецкий Центр Восточного научно-исследовательского углехимического института с проектным отделом. Новокузнецкий филиал Томского политехнического университета и Кузбасская инженерная Академия располагают необходимыми специалистами для подготовки кадров в области химической технологии природных энергоносителей

Этот комплекс обеспечивает:

- использование в качестве базового сырья на первых этапах углей Ерунаковского месторождения;
- использование на последующих этапах углей Караканского месторождения;
- создание рынков, водорода и синтетических топлив в районах Южной Сибири;
- технологическую связь с угольными предприятиями, металлургическими комбинатами, химическими и машиностроительными предприятиями

Кузбасса, т.е. позволяет реализовать кластерный принцип социально-экономического развития Кемеровской области.

Строительство комплекса, естественно, связано с проблемой инвестиций, размер которых при его создании составит до $1 млрд.

Для вложения этих инвестиций необходимо

- организовать частно-государственное партнерство с управляющей инновационной компанией;
- ввести поэтапную систему инвестирования, предусмотрев капитализацию средств, полученных на первых этапах производственно-технологического комплекса для инвестирования последующих этапов;
- для первоначального инвестирования использовать средства стабилизационного и резервного фондов.

Предлагается следующая этапность инвестирования строительства и реализации вложенных средств

Этап 1. (2008–2011 гг.) Создание 1-ой очереди комплекса с возможным использованием в качестве газогенераторов выведенных из эксплуатации доменных печей Новокузнецкого металлургического комбината для производства 150-200 тыс. т в год химических продуктов и топлив, установки по получению 20 тыс. т в год игольчатого кокса из продуктов термического растворения углей.

Этап 2. (2012-2015гг.) Создание 2-ой очереди комплекса производительностью до 0,5 млн. т химических продуктов и топлив, и 50 тыс. т игольчатого кокса в год, создание производства водорода на основе коксового газа.

Этап 3. (2015–2020 гг.) Создание 3-ей очереди комплекса с доведением его производительности до 1 млн.т химических продуктов и топлив, внедрение новых технологий переработки коксохимической смолы с расширением ассортимента полиароматических чистых продуктов.

УДК 658.011:622.333

АНКЕТИРОВАНИЕ КАК ЭТАП В МЕТОДИКЕ АДАПТАЦИИ СБАЛАНСИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОКАЗАТЕЛЕЙ К ПРЕДПРИЯТИЯМ ГОРНОЙ ОТРАСЛИ

Петрова Т.В., Казанцева Г.Г.
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк

В данное время в горной отрасли существует актуальная задача выбора эффективной системы управления (СУ), которая бы соответствовала специфике горнодобывающих предприятий и компаний. Для выбора наиболее подходящей системы управления был проведен отбор с использованием следующего набора критериев:

- полнота осуществляемых общих функций управления;

- возможность реализации СУ функций подразделений организации;
- стратегическая направленность СУ;
- степень достаточности информации по СУ;
- возможность внедрения, учитывая отраслевые особенности.

В результате анализа существующих систем управления была выбрана сбалансированной системе показателей (ССП). Данная СУ дает возможность реализовать миссию компании через разработку и достижение определенного набора сбалансированных показателей (финансовых и технико-экономических) по четырем направлениям (составляющим): финансы, клиенты, внутренние бизнес-процессы, обучение и развитие персонала.

При создании эффективно функционирующей ССП на угледобывающих предприятиях важно учесть множество их особенностей внутренней и внешней среды для формирования конкурентоспособного виденья миссии компании, её стратегических направлений, стратегических целей и показателей.

Для упрощения процедуры анализа предлагается рассмотреть традиционные критерии планирования и оценки финансово-хозяйственной деятельности с точки зрения их важности и частоты использования при принятии управленческих решений.

Ниже приводится набор наиболее важных на наш взгляд стратегических направлений, целей и мероприятий, предлагаемых родоначальниками ССП (Д. Нортон и Р. Каплан) к использованию в любых организациях, а так же выбранные из существующих форм отчетности показателей деятельности горнодобывающих предприятий и компаний.

Основываясь на актуальных проблемах и задачах отрасли, а также горнодобывающих предприятий и компаний были подобраны следующие формулировки стратегических направлений:

- мотивация персонала – увеличение благосостоятельности компании;
- производство конкурентоспособной продукции высокого качества;
- увеличение объема продаж за счет роста производства;
- увеличение прибыли за счет расширения видов деятельности;
- снижение затрат – экономное производство;
- лучшая компания – лучшие показатели доходности (выручка, прибыль, рентабельность и т.д.);
- обеспечение стабильности ресурсного, инвестиционного и финансового потоков;
- повышение инвестиционной привлекательности компании;
- увеличение акционерной стоимости компании;
- рациональное использование недр;
- совершенствование существующих технологий;
- положительная деловая репутация компании;
- удовлетворенность клиентов (ценой, качеством, количеством продукции и ритмичностью поставок);
- освоение новых сегментов отечественного и мирового сырьевого рынков;

- быть социально ответственной компанией;
- внедрение инноваций, прогрессивных технологий, новых видов продукции;
- ведение безопасного и экологически чистого производства.

Сформулированные данные стратегические направления подразумевают разработку соответствующего набора стратегических целей по составляющим.

1. *Финансовые показатели:*

- рыночная стоимость компании;
- совокупная выручка;
- прибыль;
- структура распределения прибыли;
- рентабельность в сравнении с конкурентами;
- денежный поток;
- валовая маржа;
- прибыльность инвестиции (ROI);
- структура источников финансирования;
- риски или потери, связанные с процентными ставками, валютным курсом или колебаниями цен на сырьевые товары;
- иммобилизованные активы (ОС, НМА);
- структура основных фондов по группам (активные, пассивные);
- мобильные активы (оборотные активы);
- фондоотдача;
- дебиторская задолженность, ее оборачиваемость;
- кредиторская задолженность, ее оборачиваемость;
- коэффициент оборачиваемости товарно-материальных запасов.

2. *Клиентские показатели:*

- объем продаж в денежном выражении;
- величина и стоимость поставок по группам потребителей;
- выполнение контрактных условий поставок;
- соотношение цены и качества нашего товара с товарами конкурентов;
- количество клиентов;
- стабильность отношений с клиентами;
- количество утраченных клиентов (в течение последних 3 лет);
- количество новых клиентов (в течение последних 3 лет);
- количество сделанных предложений потенциальным клиентам;
- полнота рыночных исследований;
- удовлетворенность клиентов.

3. *Показатели внутренних бизнес-процессов:*

- себестоимость 1 тонны;
- объективность планирования;
- соблюдение графика ввода-выбытия очистных забоев;
- производительность труда работников ППП;
- производительность КМЗ;

- процент использования производственных мощностей;
- число случаев и процент выхода из строя ГШО на 1000 тонн;
- средняя продолжительность безремонтной эксплуатации комбайнов, конвейеров, механизированной крепи;
- протяженность проведенных подготовительных выработок;
- технологический рейтинг продукции и процессов по сравнению с конкурентами;
- число поставщиков ГШО;
- ранжирование поставщиков по критериям «цена, качество, сроки»;
- эффективность тендеров;
- организация срочной поставки материалов от поставщиков (экспедирование) в целях избежание простоев;
- соблюдение допустимых норм по сбросам и выбросам в окружающую среду;
- соблюдение допустимых концентрации газов, пыли и др. составляющих в атмосфере выработок;
- степень неопределенности из-за недостоверности информации о горно-геологической ситуации;
- информационная обеспеченность подразделений предприятия;
- помощь администрациям городов и районов.

4. Показатели обучения и развития персонала:

- расходы на обучение сотрудников и рабочих;
- управленческие расходы;
- количество предложенных инноваций работниками;
- уровень квалификации работников;
- среднее время нахождения сотрудника на определенной должности;
- уровень травматизма на 1000 тонн;
- число нарушений техники безопасности на 1000 тонн;
- расходы на оздоровление и спортивные мероприятия;
- текучесть кадров;
- уровень удовлетворенности руководителей, специалистов и рабочих условиями работы и вознаграждениями;
- степень влияния человеческого фактора на протекание технологических процессов (риски, связанные с человеческим фактором).

Для реализации выбранных стратегических направлений и целей следует разработать ряд мероприятий, программ и проектов (инициатив) для внедрения и реализации их на горнодобывающих предприятиях и компаниях. Из ниже приведенных нами инициатив можно сформировать наиболее целесообразный их набор для конкретного угольного предприятия или компании.

1. Финансы:

- соответствие международным стандартам финансовой отчетности (МСФО);
- размещение акций компаний на фондовом рынке;
- оптимизация структуры распределения прибыли;

- организация управленческого учета;
- работа с кредиторами и дебиторами;
- оптимизация себестоимости.

2. *Клиенты:*

- создание привлекательного имиджа предприятия или компании;
- оптимизация контрактных условий поставок;
- совершенствование системы ценообразования;
- сбалансированность объемов продаж с объемами производства;
- оценка уровня удовлетворенности внутренних и внешних потребителей;
- исследование рынка, привлечение новых клиентов;
- создание базы, содержащей данные потенциальных потребителей.

3. *Внутренние бизнес- процессы:*

- освоение новых месторождений, подготовка новых горизонтов, участков, лав;
- строительство обогатительных фабрик;
- освоение технологий глубокой переработки угля;
- строительство собственных энерговырабатывающих комплексов;
- внедрение системы управления качеством ISO 9001-2001;
- изменения организационной структуры;
- мероприятия по аутсорсингу неспециализированных подразделений;
- совершенствование технологий добычи;
- внедрение нового более производительного ГШО;
- компьютеризация и автоматизация производственных и управленческих процессов;
- обеспечение безопасных условий труда;
- выпуск ежеквартального бюллетеня безопасности;
- повышение эффективности процедуры медицинской проверки шахтеров перед спуском в шахту на наличие алкоголя и наркотиков;
- ввод в штат сотрудников здравпунктов предприятий специалистов-наркологов;
- исследование рынка поставщиков;
- отработка механизма тендера поставщиков;
- мероприятия по улучшению экологии;
- реализация отходов производства.

4. *Обучение и развитие персонала:*

- проведение контроля знаний и навыков персонала предприятий по профессиям;
- внедрение программы повышения квалификации управленческого состава;
- внедрение программ повышения квалификации рабочих;
- опрос удовлетворенности работников условиями труда и вознаграждениями;
- создание благоприятного микроклимата в коллективах;

- изменение системы материального поощрения;
- сотрудничество с профильными вузами;
- исследование отраслевого рынка труда;
- профилактика профзаболеваний;
- внедрение системы корпоративного страхования работников;
- оптимизация величины и состава штата;
- создание, поддержание и обновление сайта компании;
- опрос удовлетворенности сотрудников информационным обеспечением;
- организация системы информирования руководителей и специалистов;
- формирования фондов социального развития и фондов потребления.

В дальнейшем планируется использовать предложенные нами в данной работе перечни стратегических направлений, показателей и инициатив для опроса (в виде анкеты) руководителей разных функциональных структур на угледобывающих предприятиях и компаниях. В данной анкете нужно будет выбрать по 3-4 пункта среди стратегических направлений, 5-6 стратегических показателей по каждой из составляющих (в сумме 20-24 показателей) и наиболее значимые для развития конкретного предприятия инициативы.

Анкетирование даст возможность выявления наиболее значимых критериев планирования и оценки финансово-хозяйственной деятельности предприятий и компаний, осуществляющих добычу угля подземным способом. Эти критерии помогут адаптировать модель ССП к специфике отрасли и внедрить ее, как эффективно функционирующую систему стратегического управления. Следовательно, появится возможность приближения решения, имеющиеся в настоящее время проблем и задач предприятий угольной отрасли и повысить конкурентоспособность их продукции.

УДК 622.817.47

ЭФФЕКТИВНЫЙ МЕТОД ВЫЯВЛЕНИЯ ЗОН С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАНА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ - НЕПРОДОЛЬНОЕ ВЕРТИКАЛЬНОЕ СЕЙСМИЧЕСКОЕ ПРОФИЛИРОВАНИЕ (НВСПМ)

Мецнер Б.Н., Девельдеев В.Г., Николаев Д.П., Дурнин М.К.
ЗАО «ЗСГУ», ОАО ОУК «Южкузбассуголь»
г. Новокузнецк

Кузнецкий угольный бассейн регионально расположен в пределах подвижного складчатого пояса и характеризуется сложным геологическим строением, активной тектоникой, повышенной сейсмичностью, что особенно характерно для южной части Кузбасса, где сконцентрированы не только особо-дефицитные марки коксующихся углей, но и крупные угледобывающие

предприятия (рисунок 1). Следствием сейсмической активности – колебаний земной коры, является тектоническая раздробленность блоков, которая, в свою очередь, осложняет разработку угольных месторождений.

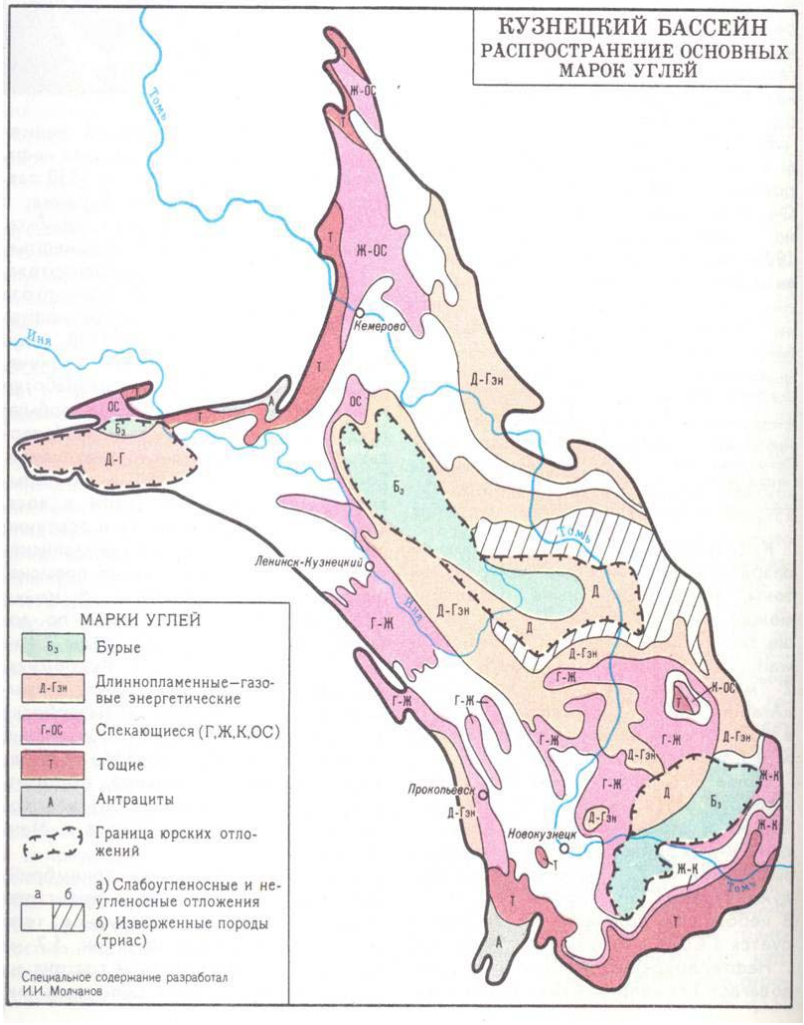


Рисунок 1 - Распространение марок углей Кузнецком бассейне

В Кузнецком бассейне проведены исследования состава газов угольных месторождений. Установлены следующие компоненты: метан, тяжелые углеводороды, азот, углекислый газ, водород, сероводород, инертные газы и другие. Наиболее распространены в угольных пластах и вмещающих толщах – метан, вода, углекислый газ (таблица 1).

Поступление газов во вмещающую угли толщу пород земной коры происходит не только в процессе метаморфизма углеродосодержащих биогенных материалов. В основном газы CO_2,CH_4, H_2, CO, также как и вода, в большом количестве поступают по разломам из глубины Земли в результате процессов минералообразования происходящих в верхней мантии и литосфере. Свободный метан сорбируется в толще осадочных пород Кузнецкого бассейна, мощность которой, по данным сейсморазведки достигает 10-12 и более километров.

Развитие подземной угледобычи неизбежно приводит к увеличению глубины расположения горных выработок, что сопровождается увеличением

объёмов вентилируемого метана. Особенно высокое метановыделение ожидается на глубинах от 600 до 900 метров.

Таблица 1 - Распределение удельного содержания газов и воды в флюидных потоках в зависимости от глубины

Глубина, км	Т,°С	Р, МПа	CO2	CO	CH4	H2	H2O
22.5	900	910	0,465	0,011	0,003	0,004	0,517
15,5	620	350	0,110	0,001	0,031	0,005	0,853
10,5	420	50	0,038	0,001	0,054	0,018	0,889

Происходящие в земной коре геодинамические явления (выбросы угля и газа, горные удары, тектонические подвижки блоков горных пород и связанные с ними взрывы природного газа-метана) при отработке угольных месторождений приводят к удорожанию технологических процессов, снижению эффективности производства, неоправданным потерям людей и оборудования.

Снизить опасность негативных природных геодинамических явлений в Кузбассе, свести до минимума вероятность взрывов метана на угольных шахтах, в настоящее время возможно применением современных технологий прогноза при ведении горных работ, основой которых является комплексный подход к анализу фактического материала.

Для этого производится целевое обобщение и анализ имеющихся материалов, проведённых в Кузбассе за многие годы геолого-геофизических, геодинамических, геоморфологических, аэрокосмических, неотектонических, геотермических и других исследований. На основе полученных данных вырабатываются комплексные критерии для районирования угленосных районов Кузбасса и шахтных полей по степени опасности с учетом прогноза негативных геодинамических факторов. Однако эффективность этой работы без проведения детальных исследований с применением современных геофизических методов недостаточна высока.

Нормативные методы прогноза геотектонических нарушений, метанообильности и газоотдачи угольных пластов, базирующиеся на традиционных геологоразведочных технологиях, не позволяют достоверно определить зоны геодинамической активности и повышенного содержания метана в связи с применением различных методов линейной экстраполяции локально полученных данных

Газовые зоны в пределах месторождений и участков не всегда чётко прослеживаются. Это зависит от различных геологических факторов: тектонического строения угольных месторождений, метаморфизма углей, литологического состава угленосной толщи, обводнённости пород и пр. Одним из главных геологических факторов является давление газов, обусловленное геодинамическим режимом вмещающих толщ, газопроницаемостью углей и вмещающих пород.

Угленосные отложения разбиты на ряд блоков разрывами типа пологих надвигов с вертикальными амплитудами. В этих случаях пологие надвиговые структуры могут быть экранами для газовых залежей. Наиболее благоприятными являются экранирующие толщи, представленные глинистыми разностями вмещающих пород и пачками плотносцементированных песчаников, гравелитов.

Интенсивная разрывная тектоника, в том числе и малоамплитудная, способствует миграции газа по нарушениям в перекрывающие верхние горизонты. Морфология флексурных складок также способствует накоплению газа. Влияние складчатых и разрывных структур сказывается не только на газоносность угольных пластов, но и на положение зоны скопления газа метана.

Проводимые на угольных месторождениях Кузбасса геофизические исследования скважин (ГИС) дают информацию о геологическом строении разреза только по стволу разведочной скважины. Для прослеживания угольных пластов в межскважинном и подзабойном пространстве, выявления пликативной и разрывной тектоники, зон разуплотненных пород, предлагается метод скважинной сейсморазведки НВСП (непродольное вертикальное сейсмическое профилирование). Одним из достоинств данного метода исследований, является также и выявление зон с повышенным содержанием газа.

Особенностью сейсмогеологических условий угольных месторождений является резкое различие упругих скоростных свойств вмещающих пород и углей. Коэффициенты отражения от угольных пластов, зависящие как от изменений скорости, так и плотности контактирующих поверхностей, на порядок превышают коэффициенты отражений от границ литотипов вмещающих пород.

Следовательно, отраженные волны от угольных пластов будут иметь преобладающее влияние при формировании волновых полей. На изучении кинематических и динамических характеристик отраженных волн и основан метод непродольного вертикального сейсмического профилирования НВСП.

Эффективность метода определяется, в первую очередь, его разрешающей способностью и точностью, которые в свою очередь, находятся в тесной связи с частотным составом регистрируемых колебаний. Перенесение точек наблюдения и возбуждения волн во внутреннюю часть среды позволяет осуществить оптимальные условия приема и возбуждения колебаний, повысить надежность и однозначность корреляции отраженных волн и тем самым повысить точность и детальность сейсмических построений.

Вертикальное сейсмическое профилирование (рисунок 2) предполагает наличие одной разведочной скважины и 4-5 мелких (40-60 м) взрывных скважин, расположенных, как вкрест простирания, так и по простиранию пород, на расстоянии 30-500 м (в зависимости от угла падения пластов) по обе стороны от разведочной скважины.

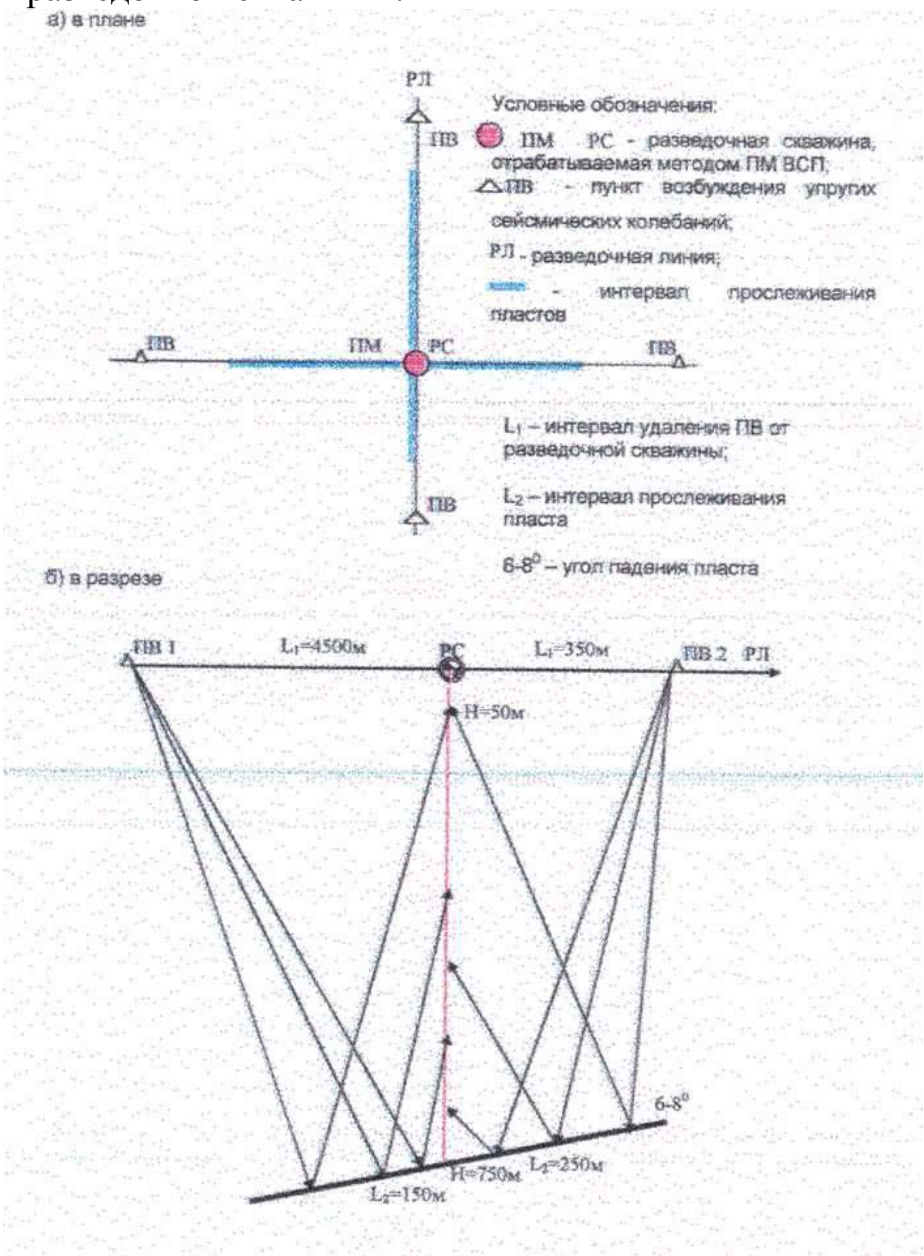


Рисунок 2 - Принципиальная схема метода непродольного вертикального сейсмопрофилирования (НВСП). План и разрез

Регистрация сейсмического волнового поля осуществляется скважинным сейсмическим зондом от последовательных воздействий из пунктов возбуждения по стволу разведочной скважины

В нефтяной геологии при поисках нефтяных и газовых залежей основную роль играет сейсморазведка, в том числе и скважинная. Основой при прогнозировании газовой залежи используются следующие эффекты, происходящие в результате действия её на волновое поле:

• уменьшение амплитуд отраженных волн;

• ухудшение регулярности отраженных волн, изменение их формы, спектрального состава;

• понижение интервальных скоростей продольных волн в области залежи;

• повышение затухания энергии волн, проходящих через залежь.

Эти же эффекты использованы и для выявления зон с повышенным содержанием метана или разуплотнения пород на угольных месторождениях Кузбасса.

Прямые поиски зон с повышенным содержанием газа или разуплотнения пород на угольных месторождениях – задача сложная, поскольку имеются значительное число искажающих факторов. К таким факторам относятся – изменение физических свойств, как угольных пластов, так и вмещающих пород, неоднородности в верхней части разреза, крупные тектонические нарушения, наложения волн разных типов (интерференция) и т.п.

Поэтому, решение задачи прямых поисков возможно только при комплексировании геофизических, геологических, геодинамических и других методов, позволяющих более уверенно и однозначно выявлять аномалии, вызванные газонасыщенными зонами.

Сейсморазведочные работы методом НВСП проводятся в следующей последовательности:

• получение качественных полевых скважинных наблюдений;

• обработка полученных материалов с целью повышения соотношения сигнал/помеха;

• определение пространственного положения предполагаемой зоны с повышенным содержанием газа (или разуплотнения пород) с использованием априорной геолого-геофизической информации.

Практическое опробование метода НВСП на угольном месторождении в Кузбассе. В 2004 году в Кузбассе на участке «Шахта Распадская – 2» на ПР-1 в скважинах №№ 9862, 9860, 9861 и на Р.Л.-IX в скважинах №№ 9878, 9877, 9875 проведены опытно-методические работы скважинной сейсморазведки НВСП.

На ПР-1 работы проведены с применением электрогидравлического источника сейсмических колебаний «Искра-20/7», на РЛ-IX – с применением пневматического источника ППИ-10.

Разведочные скважины отработаны с 3-5 пунктов возбуждения, расположенных, как в крест простирания пород, так и по простиранию. Результаты исследований представлены на рисунках 3 и 4.

Кинематические характеристики отраженных волн (время прихода волны, скорость) играют главную роль при построении глубинных разрезов. Динамическая характеристика волн (фаза, амплитуда сигнала, форма, коэффициенты отражения и поглощения и пр.) несет информацию о неоднородности строения геологического разреза по профилю наблюдения. Так, на глубинном сейсмическом разрезе (рисунки 3, 4) переход цвета с красного на темно-

синий и с темно-синего на светло-синий означает, что сейсмическая волна падает на границу среды с меньшим волновым сопротивлением (V x p).

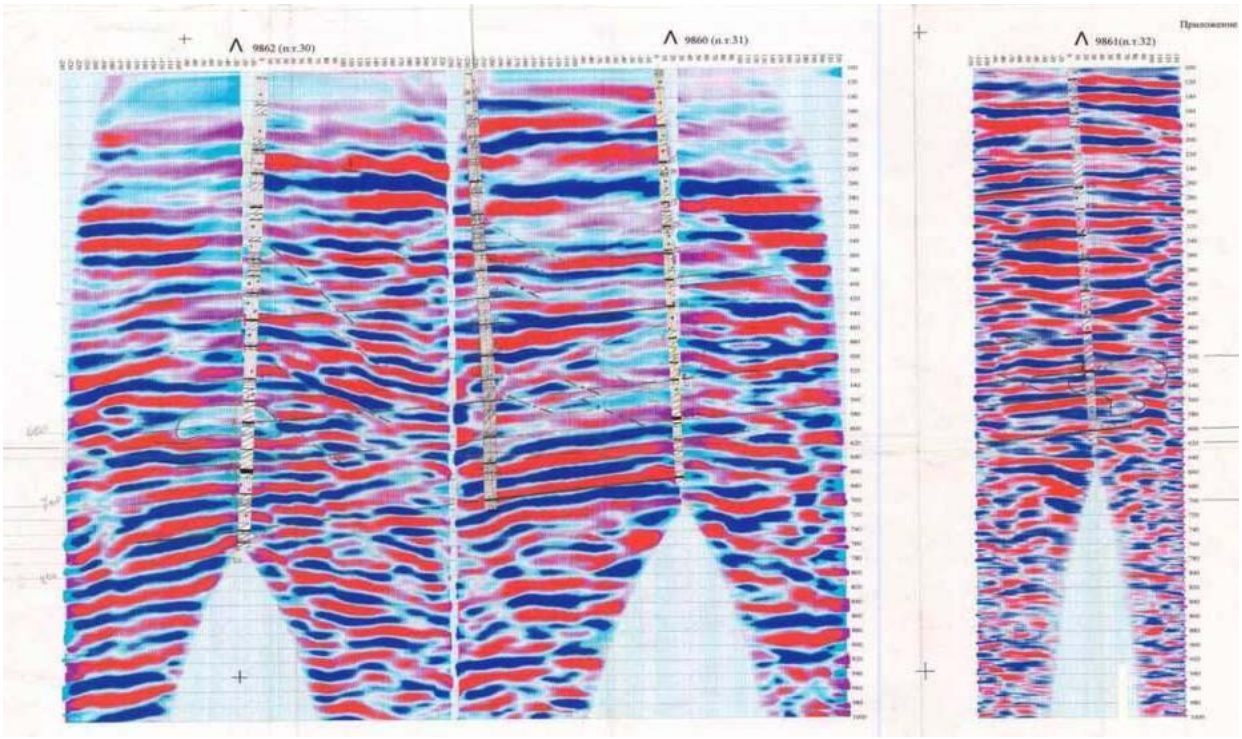


Рисунок 3 - Сейсмический разрез по линии скважин 9860-9861

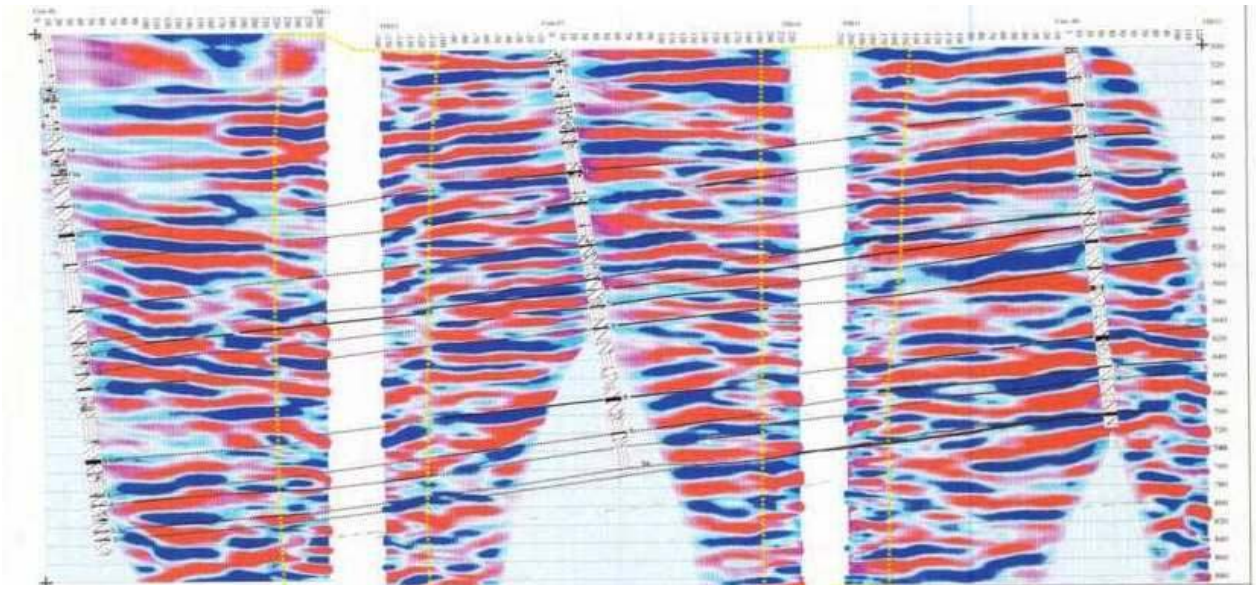


Рисунок 4 - Экстраполяция расположения пластов на сейсмическом разрезе по линии скважин 9877-9777-9875

Светлые тона соответствуют участкам с меньшей плотностью и скоростью. Учитывая опыт нефтяной сейсморазведки, такие участки могут быть связаны с повышенной газонасыщенностью угольных пластов или зонами локального скопления газа, (повышение газоносности угольного пласта приводит к понижению коэффициента отражения), разуплотнения пород. На Р.Л. –IX между скважинами 9877-9777-9875 выделено 6 таких зон, на ПР-1 – 3

зоны. Отбор проб угля на газовый анализ из пластов, залегающих в пределах этих зон, подтвердил наличие газа. Из пласта 6-6а по скважине 9877 получена проба с высоким содержанием метана.

Регистрация сейсмических колебаний осуществлялась аппаратурно-методическим центром АМЦ – ВСП -3 - 48, разработанным в ОАО НПП «ВНИИГИС». Скважинный зонд 3-х приборный, расстояние между приборами – 5м, шаг наблюдений – 15 м. Цифровая обработка полевых материалов проведена в ЗАО «Гитас», г. Октябрьский, Башкортостан, с использованием пакета программ «ВСП-ПОЛ». В результате обработки представлены временные разрезы для каждого ПВ и глубинные сейсмические разрезы.

В межскважинном пространстве выявлены нарушения угольных пластов амплитудой до 2-5 м. Отмечены смещения пластов по границам разуплотненных зон, а также нарушения без смещения (амплитуда менее 2 м).

Угольные пласты прослежены в околоскважинном пространстве на расстоянии 50-200 м от ствола скважин.

Уточнено положение пластов 7, 6-6а, 3-3а по скв. 9875 в интервале глубин, не охваченных каротажем.

Выделены две зоны разуплотненных пород, хорошо подтверждающихся данными ГИС (по скважинам отмечаются повышенная трещиноватость, закарстованность, повышенное присутствие минерализации).

Таким образом, результаты опытно-методических работ показали достаточно высокую эффективность метода НВСП при уточнении геологического строения: прослеживание угольных пластов в межскважинном и подзабойном пространстве, выявление зон разуплотненных (ослабленных) пород, выявление малоамплитудной тектоники, прогноз участков с повышенной газонасыщенностью.

Для повышения точности построения сейсмических границ (положение угольного пласта, сместителя нарушения, области нарушенных и, возможно, сильно загазованных участков) необходимо повысить качество обработки полевых материалов. Пакет программ «ВСП-ПОЛ» разработан для обследования нефтяных и газовых месторождений. Применение метода НВСП на угольных месторождениях, требует его усовершенствования с учётом специфики угольных месторождений.

Для получения наибольшего эффекта от этих работ целесообразно продолжить работы скважинной сейсморазведки на участках с различными сейсмогеологическими условиями.

Целью развития этого метода в Кузнецком бассейне является получение подробных двухмерных и объемных (трехмерных) разрезов горного отвода (выемочного участка) для подготовки проектов и планирования горных работ. Что, кроме прослеживания угольных пластов, выявления разрывной тектоники, участков ослабленных пород, прогноза мест нахождения газонасыщенных участков и своевременной их дегазации, позволит снизить вероятность аварийных ситуаций, связанных с газодинамическими и геодинамическими явлениями при подземной и открытой добыче угля.

УДК 622.272:622.831.325.3

ГИДРОТЕРМЕР КАК ОСНОВНОЙ ЭЛЕМЕНТ ТЕХНОЛОГИИ АКТИВНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА ДЛЯ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ГОРНОМ МАССИВЕ

Дурнин М.К.
ОАО ОУК «Южкузбассуголь»
г. Новокузнецк

Внезапные выбросы метана относятся к одним из наиболее опасных явлений при шахтной добыче угля, нередко приводящим к гибели людей и крупным авариям. Полнота и правильность информации о формах нахождения метана в угольном веществе является наиболее существенным фактором для прогнозирования выбросоопасных зон, выбора способов дегазации угольных пластов и предупреждения газодинамических явлений. В настоящее время считается возможным нахождение метана в пласте в следующих формах: метан сорбированный поверхностью пор угля и метан, растворенный в угольном веществе (твердый углегазовый раствор [1]). Изложенные ниже соображения приводят к необходимости рассмотреть еще одну вероятную форму нахождения метана в угольном веществе - газогидратную.

Газовые гидраты представляют собой белое льдоподобное вещество, в кристаллической решетке которого имеются полости молекулярного размера, в которые включены молекулы газа. Один объем газового гидрата может содержать до 160 объемов газа. Газовые гидраты углеводородов широко распространены в природе, по современным оценкам до половины органического углерода Земли находится в газогидратной форме (в основном - гидрат метана). Формы нахождения газогидратных залежей в природе различны - от массивных слоев в осадочных толщах морей и океанов до рассеянных газогидратных включений в вечной мерзлоте и ледниках [2, 3]. Условия, при которых возможно образование и существование газового гидрата в природе, можно сформулировать следующим образом: необходим непосредственный контакт свободной воды и гидратообразующего газа при температуре (Т) и давлении газа (Р), находящихся в зоне стабильности соответствующего газового гидрата. Для определения условий стабильности газовых гидратов исследуется фазовая диаграмма системы газ-гидратообразователь — вода, для наиболее распространенного в природе гидрата метана фазовая диаграмма приведена на рисунке 1 (состояние «гидрат + газ» это твёрдый гидрат метана + избыток газа, для связи которого не достало воды. «Лёд» – это твёрдая фаза воды, «+ газ» - это избыточный газ везде).

При рассмотрении природных угольных пластов обращают на себя внимание следующие обстоятельства:

- пласты обладают очень низкой газопроницаемостью и довольно высоким (до 5 масс.%) влагосодержанием, причем вода находится в порах угля [1];

- квазижидкое состояние угля в ненарушенном угольном пласте [4] делает возможным преобразование литостатического давления вышележащих слоев почвы в гидростатическое давление газа в замкнутых порах угля.

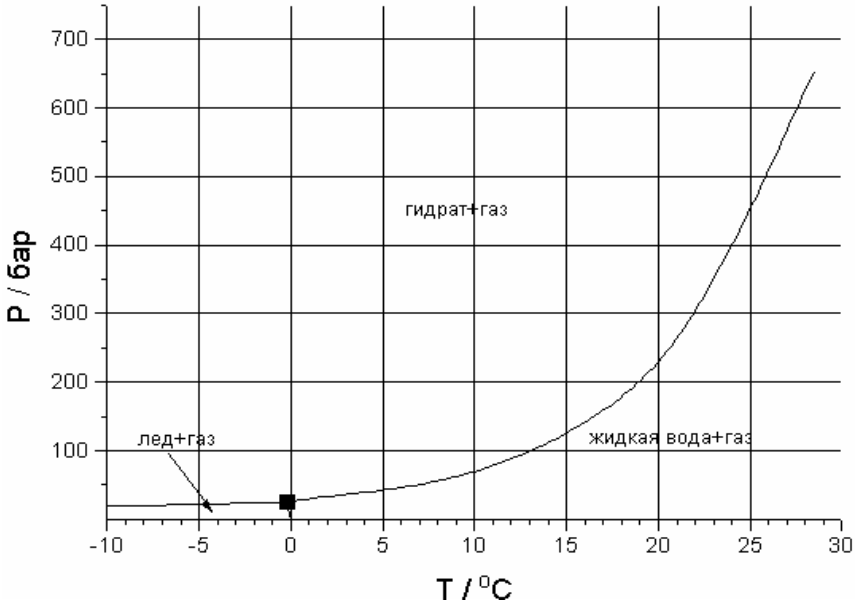


Рисунок 1- Фазовая диаграмма системы метан-вода (100 бар = 10 МПа)

Принимая величину литостатического давления, равной 1 бар на 4 м глубины, температуру пласта равной 17-20°С и считая, что свойства гидрата метана в порах угольного вещества не отличаются от свойств объемного гидрата (равновесное давление разложения гидрата метана 15,93 МПа при 17°С и 22,99 МПа при 20°С). Глубины, на которых возможно образование метанового гидрата из поровой воды и порового метана пласта оцениваются в 640 м при температуре 17°С и 930 м при 20°С. Следует, также, принять во внимание возможность создания высоких давлений газа во вмещающей угольный пласт породе за счет накопления идущих из глубин Земли флюидных потоков (рисунок 2) в ловушках под низкопроницаемыми угольными пластами.

В этом случае условия для образования газовых гидратов могут появиться как в самой вмещающей породе, так и в угольном пласте за счет медленной диффузии газа. При содержании влаги в угле 5 масс.%, средней плотности угольного вещества 1,4 т/м^3 и считая что влага в нетронутом пласте находится полностью в виде газового гидрата метана, 1 м^3 угля может содержать более 11,2 м^3 газа.

Вероятность образования гидратов метана в угольном пласте высока, так как энергия связи клатратного соединения молекул воды и метана ΔG = 10,89 кДж/моль [13], а энтальпия диссоциации гидрата метана составляет по различным источникам, от 6,875 до 18,13 кДж/моль [14], что почти в два раза меньше энергии сорбции метана углем [1]. Соответственно, при изменении внешних условий наиболее вероятным будет распад соединения с более низкой энергетической связью – газогидрата. Далее в тексте под клатратными группами подразумеваются вероятные локальные образования газогидратов метана.

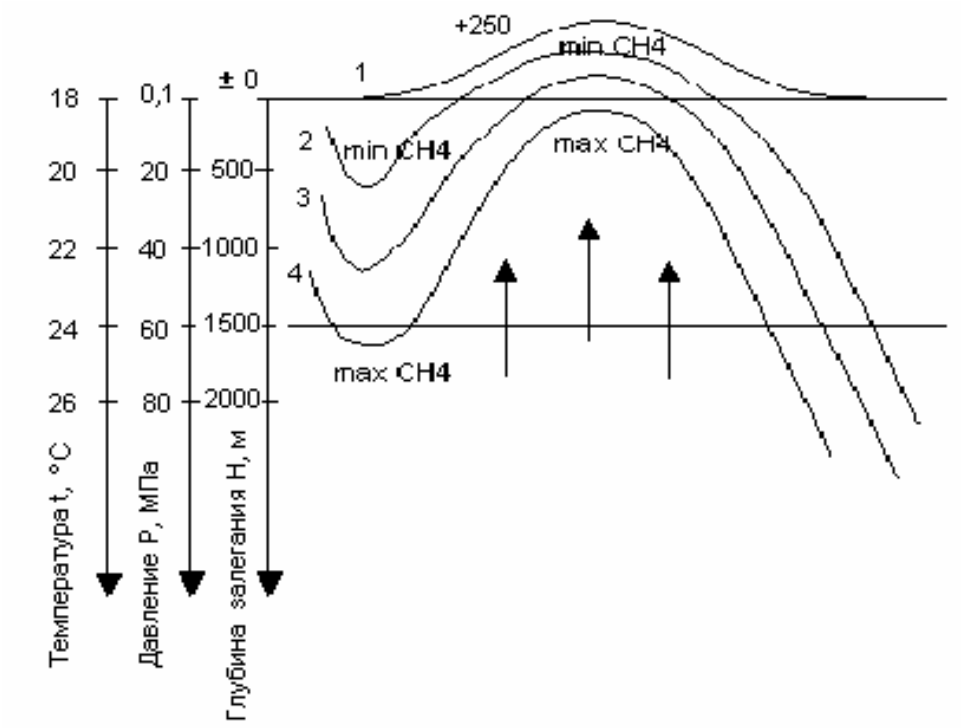


Рисунок 2 - Схема движения флюидных потоков при залегании свиты угольных пластов в виде антиклинальной складки

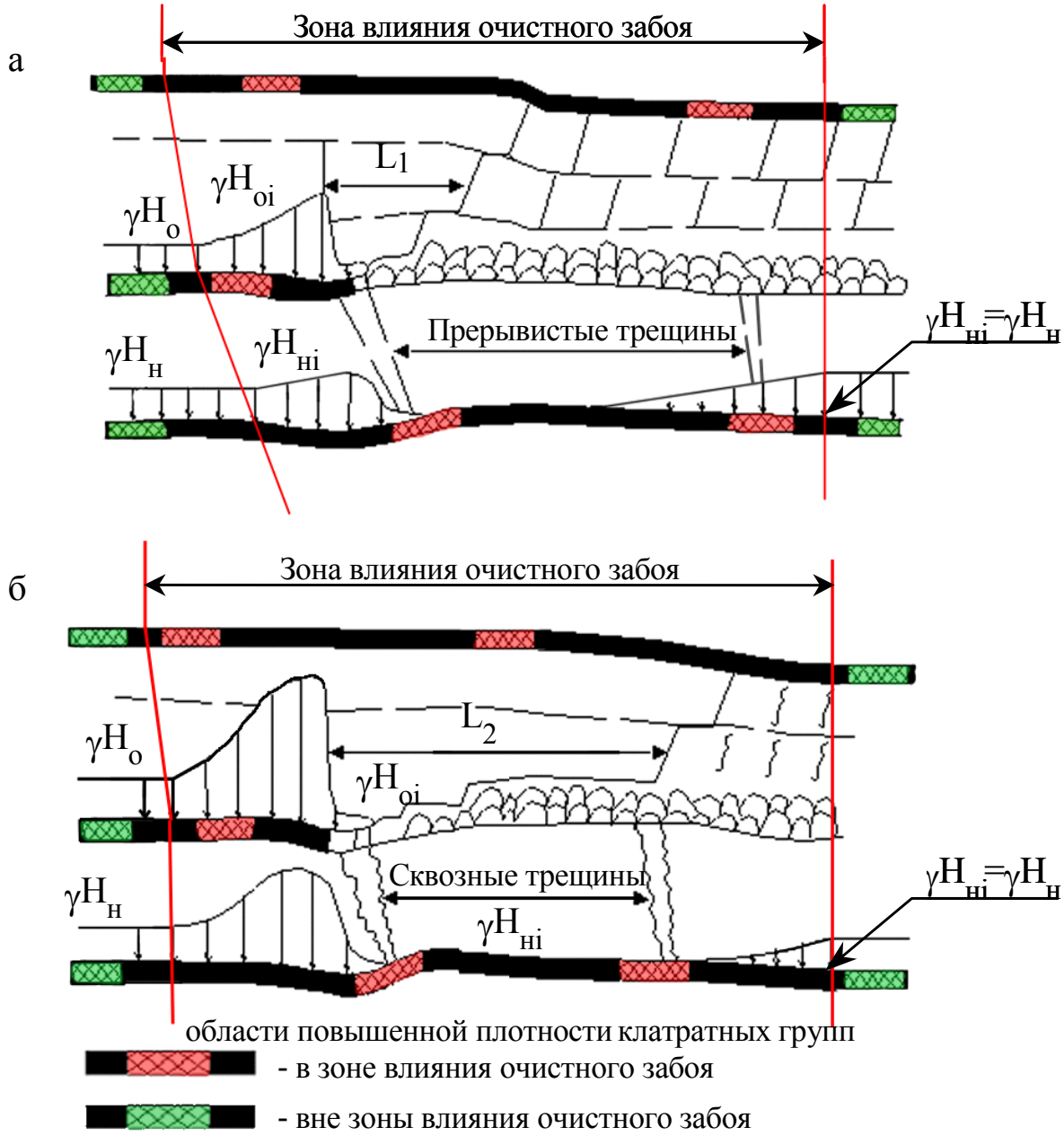
Следует отметить, что при рассмотренных выше условиях газовый гидрат находится в пласте при условиях, близких к верхней границе стабильности, нарушение целостности пласта вследствие техногенного воздействия, при этих условиях приводит к сбросу давления, быстрому разложению гидрата и разрушению, выделяющимся газом, включающего гидрат угольного массива, т.е. к явлениям, характерным для выбросов шахтного метана.

Таким образом, рассмотрение существующих в угольном пласте условий приводит к выводу о высокой вероятности существовании газовых гидратов в теле угольного пласта (начиная с глубин 600-900 метров) и в подстилающих пласт породах, особенно при наличии восходящих водно-метановых флюидных потоков.

Предложенная гипотеза объясняет причины экстремальных выделений метана из углепородного массива. Характер распределения зон повышенной плотности клатратных групп подчиняется закономерности дискретного распределения напряженного состояния и свойств углепородного массива. Клатратные группы распределяются в углепородном массиве в соответствии с геометрическими параметрами системы блоков, внутри и на границах которых могут быть различные фазовые состояния угля, воды и газов [5].

Вне зоны влияния горных работ в углепородном массиве наблюдается относительное равновесие на границах блоков и зон повышенной плотности клатратных групп. При техногенном воздействии в углепородном массиве создаются условия, благоприятные для распада клатратных групп и интенсивного выделения метана. При отработке свиты угольных пластов, учитывая неравномерность распределения в углепородном массиве клатратных групп,

а также циклический характер формирования эпюры опорного давления, возможны ситуации, приведенные на рисунке 3.



γH_o, $\gamma H_н$ – вертикальные напряжения соответственно в отрабатываемом и надрабатываемом угольном пласте вне зоны влияния очистного забоя

γH_{oi}, $\gamma H_{нi}$ – то же в зоне влияния очистного забоя

Рисунок 3 - Схемы формирования условий экстремальных выделений метана из угольных пластов: а) – при минимальном зависании пород кровли; б) – при максимальном зависании пород кровли

По результатам математического моделирования геомеханической ситуации, возникающей при отработке пласта, находящегося над пластом спутником, на глубине 311м, получены следующие данные. Полные вертикаль-

ные напряжения впереди КМЗ на пласте составили 30 МПа. Следовательно, углепородный массив находился в зоне повышенного горного давления, то есть, созданы условия для возникновения гидратных соединений метана — клатратных групп. Однако через 10-12 м в сторону выработанного пространства на надрабатываемом пласте начинается зона разгрузки, то есть в надрабатываемом пласте возникает переходная зона от сжимающих напряжений к растягивающим. При этом создаются условия для распада клатратных групп и перехода метана из гидратного состояния в газообразное и при избытке последнего возникновению газодинамических явлений (ГДЯ).

Существующие методы дегазации очистных забоев предусматривают бурение дегазационных скважин в зону высоких напряжений и в зону разгрузки надрабатываемого пласта, т.е. в зону влияния очистного забоя, что в сочетании с дегазацией выработанного пространства позволяет осуществлять газоуправление в выработках очистного забоя, но не обеспечивает существенного снижения опасности проявления ГДЯ.

Однако предпочтительнее было бы полностью исключить возникновения ГДЯ опережающей дегазацией пласта вне зоны влияния очистного забоя. Но при практически существующих методах пассивной дегазации газоотдача скважин вне зоны влияния забоя относительно невелика.

Предлагаемая технология активной дегазации пласта вне зоны влияния очистного забоя основывается на современном представлении о состоянии угольного вещества как квазижидкого углегазового раствора и содержанием части метана в виде клатратных соединений с водой, (по разным оценкам до 10% от общего количества метана). И заключается в следующем: повышение газоотдачи пласта за счёт температурного воздействия путём нагнетания нагретой до 70-80 градусов воды в угольный пласт через газодренажные скважины. Скважины после термообработки пласта используются для отсоса метана существующими методами.

Температурное воздействие на пласт угля является наиболее эффективным способом повышения его газоотдачи и по исследованиям специалистов ИПКОН РАН увеличивает газоотдачу пласта на 20-40% [1].

Кроме повышения газоотдачи температурное воздействие активизирует процесс релаксации в угольном пласте и, за счёт повышенного образования микротрещин, будет способствовать уменьшению вероятности возникновения выбросов угля и газа, а также снижению энергозатрат на разрушение угля.

Нагрев воды происходит непосредственно в горных выработках при помощи гидродинамических установок вихревого нагрева — гидротермеров (рисунок 4).

Установка гидродинамическая – термер является нагревателем нового типа, процесс нагрева жидкости в котором осуществляется без нагревательных элементов по системе электродвигатель – термер [6].

Принцип действия термера основан на преобразовании кавитационной энергии, возникающей в жидкости, причем зона кавитации находится внутри

ее потока, что не допускает разрушения рабочих органов и не создает шумового эффекта. Технические характеристики термеров приведены в таблице 1.

Рисунок 4 - Гидротермер

Особенности термера:

1. Выполняет функции нагревателя и насоса, а так же позволяет нагревать воду под избыточным давлением до 200°С для получения пара.

2. Простота конструкции и сборки, малые габариты и масса позволяют быстро устанавливать смонтированную на одной платформе установку в любом месте, а также подключать ее непосредственно к потребителю тепла.

3. Не требуется химводоподготовка, поскольку при кавитационной обработке воды происходит выпадение карбонатных солей без использования химикатов.

4. Применение системы автоматического управления не требует постоянного присутствия обслуживающего персонала.

5. Работа термера не сопровождается выбросами в атмосферу продуктов горения, других вредных веществ, что позволяет применять его в зонах с ограниченными нормами ПДВ.

Таблица 1 – Параметры гидротермеров

ТИП	Установленная мощность, кВт	Максимальная тепловая производительность, Гкал/ч	Рабочая температура воды на выходе, ^{0}С	Давление воды на выходе из установки, МПа
УГД-55	55	0,045	95	0,15…0,2
УГД-75	75	0,063	95…200	0,15…0,2
УГД-90	90	0,074	95…200	0,15…0,2
УГД-110	110	0,09	95…200	0,15…0,5
УД-132	132	0,11	95…200	0,15…0,5

Применение гидротермеров в условиях опасных производств — угольных шахт не вызывает затруднений. Все узлы и механизмы, из которых состоит установка, практически уже давно применяются в шахтах.

Это аналог термера – гидромуфта, взрывобезопасный электродвигатель, и промежуточный вал с подшипниковыми узлами. Существует и стандартная аппаратура автоматизации и управления.

Технологическая схема термического воздействия на угольный массив выемочного столба, представленная на рисунке 4, в отличие от существующих схем подземной дегазации угольного пласта предусматривает наличие скважин термического воздействия, оборудованных герметизаторами для нагнетания горячей воды в пласт, чередующимися с дегазационными скважинами.

В процессе проведения эксперимента необходимо уточнить частоту расположения скважин, продолжительность термического воздействия на угольный пласт, фактическое увеличение газоотдачи, необходимость бурения дополнительных скважин термического воздействия и возможность проведения дегазации пласта через скважины термического воздействия.

Также необходимо экспериментальным путем определить оптимальную длину столба температурного воздействия, которая предварительно определяется по формулам теплообмена.

Применение предлагаемой технологии термической разгрузки зон критического состояния клатратных групп в горном массиве для предупреждения газодинамических явлений на основе исследования гидратных соединений метана угольных пластов особенно эффективно в процессе струговой отработки пластов малой и средней мощности. Так как позволяет решить проблему увеличения нагрузки на струговый забой.

Список литературы

1. Малышев Ю.Н. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов, / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой А.Т. Айруни. М.: Издательство Академии горных наук, 2000. – 519 с.

2. Дядин Ю.А. Газовые гидраты / Ю.А.Дядин А.Л. Гущин // Соросовский Образовательный Журнал. – 1998. – N3. – С.55-64.

3. Кравцов А.И. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР Т.3 /А.И. Кравцов. – М.: Недра, 1980. – 218с.

4. Граменицкий Е.Н. Экспериментальная и техническая петрология/ Е.Н Граменицкий, А.Р. Котельников, А.М. Батанова, и др. – М.: Научный мир, Центр «Интеграция», 2000. – 416с.

5. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых угольных шахт / С.Р. Ногих.- Томск: Изд-во ТГУ, 2002. –240с.

6. http://www.soteks.ru/rus/gidromet/robot.php описание гидротермера СОТЕКС ЭНЕРГО.

УДК 658:622.33

ПРОМЫШЛЕННОСТЬ ТОМСКА В РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ КУЗБАССА

Гончарова В.В.
ОАО «Томский электромеханический завод им. В.В. Вахрушева»
г. Томск

В начале 2007 года губернатор Томской области В.М. Кресс побывал на многих томских предприятиях, в том числе, и на ОАО «ТЭМЗ». При встрече с руководителями промышленных предприятий он сказал: - «Закончился период выживания, наступило время инновационного развития». Особое внимание в своем выступлении Виктор Кресс уделил государственной поддержке предприятий.

За период реализации проектов будут вложены инвестиции в объеме 9 млрд. рублей. Запланировано создание 2,5 тыс. рабочих мест. Налоги во все уровни бюджета составят более 7 млрд. рублей. Губернатор предложил руководителям предприятий обратить особое внимание на обеспечение достойной заработной платы; оказывать учебным заведениям содействие в подготовке высококвалифицированных специалистов, дефицит в которых испытывают многие предприятия.

В Томске ряд заводов, которые выпускают продукцию для угольной отрасли России и стран ближнего и дальнего зарубежья.

Один из старейших заводов Томска и Сибири, выпускающих продукцию для угольной промышленности – ОАО «Томский электромеханический завод им. В.В.Вахрушева», которому исполнилось 87 лет. Он вырос из механических мастерских технологического института (ныне ТПУ – Томский политехнический Университет), который отметил в 2006 году – 100 лет первого выпуска сибирских инженеров. ТПУ за сто лет выпустил 130 тыс. специалистов. Это был первый и долгое время единственный за Уралом технический dуз, признанной «кузнецой» инженерных кадров. На базе двух старейших вузов Томска: - ТГУ и ТПУ – (Томский государственный университет и Томский политехнический университет) - были созданы четыре новых государственных университета: ТУСУР, ТГАСУ, Медицинский и Педагогический университеты, начала развиваться академическая наука. Всего на базе ТПУ создано более 20 вузов и академических институтов в крупнейших городах Сибири и Дальнего Востока.

С ТПУ началось инженерное образование в Сибири. С ОАО «ТЭМЗ» у ТПУ тесное деловое сотрудничество все 87 лет. Наше предприятие разрабатывает, производит и поставляет в разные уголки России, в многие страны ближнего и дальнего зарубежья свою продукцию: вентиляторы местного проветривания типа ВМП, ВМЭ, ВОЭ; гидравлический, пневматический и электроинструмент; гидротолкатели и тормоза колодочные; пики к отбойным рубильным молоткам и бетоноломам, люки, лопаты и многое другое. Завод осуществляет гарантийный ремонт.

Вентилятор местного проветривания ВМЭ2-10 для проветривания выработок большой протяженностью прошел промышленные испытания на крупнейшей шахте России «Распадская» и применяется на шахтах России и ближнего зарубежья. На сегодняшний день вентилятор не имеет аналогов в России. На международной выставке-ярмарке «Уголь России - Майнинг 2004» этот вентилятор был удостоен диплома.

По заказу рудников был спроектирован, изготовлен и прошел промышленные испытания в компании «Норильский Никель» осевой вентилятор ВМЭ-10Р. Закончены испытания высоконапорного одноступенчатого вентилятора ВМЭ8-90.

Планируются к выпуску вентиляторы большой мощности, способные проветривать выработки большой протяженности.

На заводе освоен весь типоразмерный ряд вентиляторов от 4-го до 10 габарита.

На заводе постоянно ведутся работы по снижению шумовых характеристик вентиляторов собственного изготовления. Недавние совместные работы с представителями нефтяной и газовой промышленности показали перспективность данного направления работ. Специалисты завода занимались доработкой и вентиляторов, изготовленных другими производителями. Так, после проведенной доработки снижения шума на газокомпрессорной станции АГКНС выполнены требования заказчика.

Для снижения стоимости выпускаемых изделий завод пользуется кооперацией с другими предприятиями, налаживаются новые партнерские связи. Постоянно идет работа по снижению себестоимости продукции. Также ведутся работы по повышению надежности.

Активно используются новые, более современные и надежные материалы. Специалисты завода активно сотрудничают с ведущим институтом аэродинамики «ГосНИИЦАГИ», «Гидродинамики СО РАН», «ВостНИИ» и т.п. по совместной разработке вентиляторов местного проветривания.

Сегодня ОАО «ТЭМЗ» может предложить рынку принципиально новые вентиляторы. Благодаря последним разработкам, в т.ч. конструкций вентиляторов со встроенной системой глушения шума, удалось при соблюдении требований ГОСТ по шуму не только сохранить, но и повысить эксплуатационные характеристики вентиляторов по сравнению с ранее существующими моделями. Так, например, модернизированный вентилятор ВМЭ2-10 стал, практически, абсолютно новым, первенцем: по своим шумовым характеристикам он не уступает вентиляторам с использованием глушителей, а по эксплуатационным характеристикам – превосходит представителей этого класса машин, представленных на российском рынке.

Работы, проводимые ОАО «ТЭМЗ» по глубокой модернизации уже выпускаемых машин, разработке вентиляторов с применением принципиально новых аэродинамических схем, конструкций лопаток, спрямляющих аппаратов, систем глушения шума позволили создать поколение новых вентилято-

ров, не имеющих аналогов в России и за рубежом по шумовым и эксплуатационным характеристикам.

Автоматизация вентиляционных установок с использованием преобразователей частоты обеспечивает снижение расхода электроэнергии, а соответственно и затрат на эксплуатацию оборудования, продлевает срок службы электроустановок за счет обеспечения режимов плавного пуска, торможения и использования динамической адаптации мощностей для решения задач, имеющих непостоянную нагрузку.

ОАО «ТЭМЗ» постоянный участник выставок – ярмарок по угольной тематике не только в Кузбассе и России, но и за рубежом. В 2007 г. в апреле месяце руководство завода и специалисты посетили выставки в Германии (Ганновер, Мюнхен). На выставке была представлена Сибирь в составе пяти регионов. Наш завод многократный дипломант выставок как в России, так и зарубежом. При посещении зарубежных предприятий руководство завода убедилось, что такого размера предприятие, как наше, должно производить на своих площадях все, что может освоить собственными силами. Это не касается серийного производства таких изделий как подшипники, материалы и т.п.

На нашем заводе идет ремонт, замена оборудования на самое современное. Модернизация производства, создание новых изделий, совершенствование уже выпускаемой продукции, освоение новых рынков сбыта. Повысилась производительность труда более чем в 2,5 раза. Увеличился объем продаж в 2 раза, увеличилась средняя зарплата. Расширилась география поставок. Появились новые потребители нашей продукции за рубежом. Большие задачи планирует руководство завода решить в ближайшем времени.

Кроме старейшего завода в Томске, продукцию для угольщиков выпускает ряд предприятий, которые были эвакуированы с Европейской части нашей страны в первые дни ВОВ. Это подшипниковый завод, завод режущих инструментов, манометровый завод, кабельный завод, электроламповый завод, завод резиновой обуви. На завод Сибэлектромотор был эвакуирован ленинградский завод «Электросила».

Все выше перечисленные заводы размещали свое оборудование практически под открытым небом. И в первые месяцы давали свою продукцию фронту. Эти заводы обеспечивают угольщиков своей продукцией и сегодня. Манометровый завод – «Манотомь» - виброустойчивыми и сигнализирующими манометрами и электронными приборами. ЗАО «Томский подшипник» производит и поставляет для угольщиков подшипники типа: 204, 205, 305, 306, 307, 308 как в открытом, так и в закрытом исполнении, а также ролики для ленточных конвейеров.

Завод резиновой обуви поставляет угольщикам сапоги резиновые шахтерские, сапоги проходческие масложиростойкие, сапоги резиновые термостойкие с вкладным чулком.

Томский электроламповый завод для угольщиков поставляет лампы накаливания для освещения в шахтах, лампы накаливания розничные для

применения в аккумуляторных светильниках для шахт. Приоритетным направлением деятельности ЗАО «Сибкабель» является производство продукции, потребляемой угледобывающими компаниями, а именно выпуск шахтных и экскаваторных кабелей.

Много разработано, изготовлено и работает на угольных шахтах продукции приборного завода. Основные потребители продукции завода: Кузбасс и Печерский угольный бассейн – блоки управляющей гидравлики и системы автоматизированного управления крепью САУК-138. Эти системы адаптированы к разнообразным очистным комплексам и могут эксплуатироваться в шахтах, опасных по газу и пыли.

Одним из самых современных производств в Томске, работающих на угольную отрасль – научно-производственная фирма «Ильма», которая является лидером по проектированию, производству и сервису систем электрогидравлического управления механизированными крепями и проходческими комбайнами.

ООО «Ильма» начала выпускать новые системы и оборудование:

- система цифровой громкоговорящей связи «Ильма ГС»;
- система визуализации технологических процессов;
- аппаратура освещения.

Система цифровой громкоговорящей связи «Ильма ГС» может включать в себя до 50 абонентов и обеспечить связь на расстоянии до 1 500 м в пределах одного сегмента. Технические возможности системы позволяют каскадировать до десяти отдельных сегментов, что дает возможность поддерживать связь на расстояниях до 15 км. Все абонентские посты обеспечивают аварийный останов и блокировки лавного конвейера и фидерного выключателя очистного забоя посредством специальных кнопок и поддерживают последовательный канал передачи данных.

Система визуализации технологических процессов обеспечивает визуальную связь между центральным постом управления в штреке и диспетчером шахты на поверхности через модем, телефонный кабель и локальную сеть, выполненную на базе стандартных компьютеров.

ООО «Ильма» сотрудничает с известными российскими предприятиями – ООО «Юргинский машзавод», ОАО «Копейский машзавод», «Бердский электромеханический завод». Приобретенный опыт и новейшие конструкторские разработки позволяют предприятию успешно выпускать системы управления и для других видов горношахтной техники, в том числе для проходческих комбайнов.

Томск определял подготовку и распределение высококвалифицированных инженерно-технических кадров, в том числе для угольной отрасли Кузбасса. Специалистам угольщикам, ученым известны имена ученых – томских политехников, труды которых послужили основой для создания ряда научных школ: Шмаргунов К.Н., Суднишников Б.В., Алабужев П.М., Чинокал Н.А. и др.

Особо хочется отметить известного ученого-политехника академика Алимова О.Д., который в своих исследованиях опирается на практику жизни. Он тесно сотрудничал с предприятиями Кузбасса и Томска, где изготавливались промышленные образцы новых машин, и их применение увеличивало в несколько раз обуривания забоев. Им опубликована монография «Бурильные машины», ценность которой не утрачена до сих пор. Не менее интересной является его книга, которая выпущена к 100-летию ТПУ – «Инженер-искатель. Творец. Хранитель» Эта интересная книга для всех инженеров, ученых, руководителей всех отраслей и в первую очередь угольщиков, должна быть настольной. Академик О.Д. Алимов, чьи разработки и в частности буровой станок, которым взят и доставлен на землю грунт с Луны, заслуживает величайшего уважения.

УДК 622.232.72

СОЗДАНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА ДЛЯ ОТРАБОТКИ СРЕДНИХ ПЛАСТОВ ОЧИСТНОЙ КОМБАЙН К600

Чуденков В.И.
ОАО «Объединенные машиностроительные технологии»
г. Москва

В настоящее время фирма ОАО «ОМТ» является одним из главных разработчиков оборудования для подземной добычи угля и производителем очистных комбайнов в Российской федерации.

Фирма черпает свой опыт работы из более 70 – летней традиции разработки и участия в освоении производства и производстве горно-шахтного оборудования для подземной добычи угля в том числе очистных комбайнов, механизированных крепей и конвейеров ОАО «Гипроуглемаш».

Современные производственные мощности ОАО «ОМТ», расположены в Кузбассе г. Киселёвск, позволяют внедрять любые новейшие разработки, созданные конструкторами. Наличие производственных площадей, оснащенных современным импортным оборудованием по изготовлению сборке механизированных крепей и их ремонту, сервисного центра по горно-шахтному оборудованию, оптового склад-магазина запасных частей, и создаваемых испытательных стендов позволяют отрабатывать и постоянно совершенствовать производимую горную технику.

КБ «ОМТ» и завод «ОМТ» в настоящее время ведут широкомасштабную работу по созданию нового поколения горно-шахтного оборудования, в том числе и очистных комбайнов в диапазоне вынимаемых пластов мощностью от 1,3 до 6 м.

За последние годы в Российском угольном машиностроении произошли существенные изменения, в результате которых изменился объем и номенк-

латура выпускаемого очистного оборудования. Производство машин становится индивидуальным, учитывающим конкретные горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации.

На современных высокопроизводительных угольных предприятиях проявилась тенденция к концентрации горных работ, уменьшению количества добычных забоев вплоть до организации работ по системе "шахта-пласт" или "шахта-лава". Осуществление этой идеи невозможно без увеличения производительности угледобывающих комплексов, а, следовательно, и отдельных машин, в том числе угледобывающих комбайнов.

Изучение требований эксплуатационников на передовых предприятиях показало необходимость создания отечественного комбайна в первую очередь для пластов средней мощности и мощных, обеспечивающих стабильную нагрузку на уровне 10 тыс. тонн в сутки и способных конкурировать по техническому уровню, надежности и цене с комбайнами ведущих зарубежных фирм.

Результатом этой работы явилось изготовление комбайна К600 (рисунок 1), который успешно демонстрировался в июне 2006 г. в г. Новокузнецк на XIII Международной выставке «Уголь России и Майнинг» и был отмечен дипломом и золотой медалью. При создании комбайна К600 использовался весь положительный опыт работы очистных комбайнов фирм Джой, Айкгофф, ДВТ и др., а также комбайнов К500 и К500Ю на шахтах РФ.

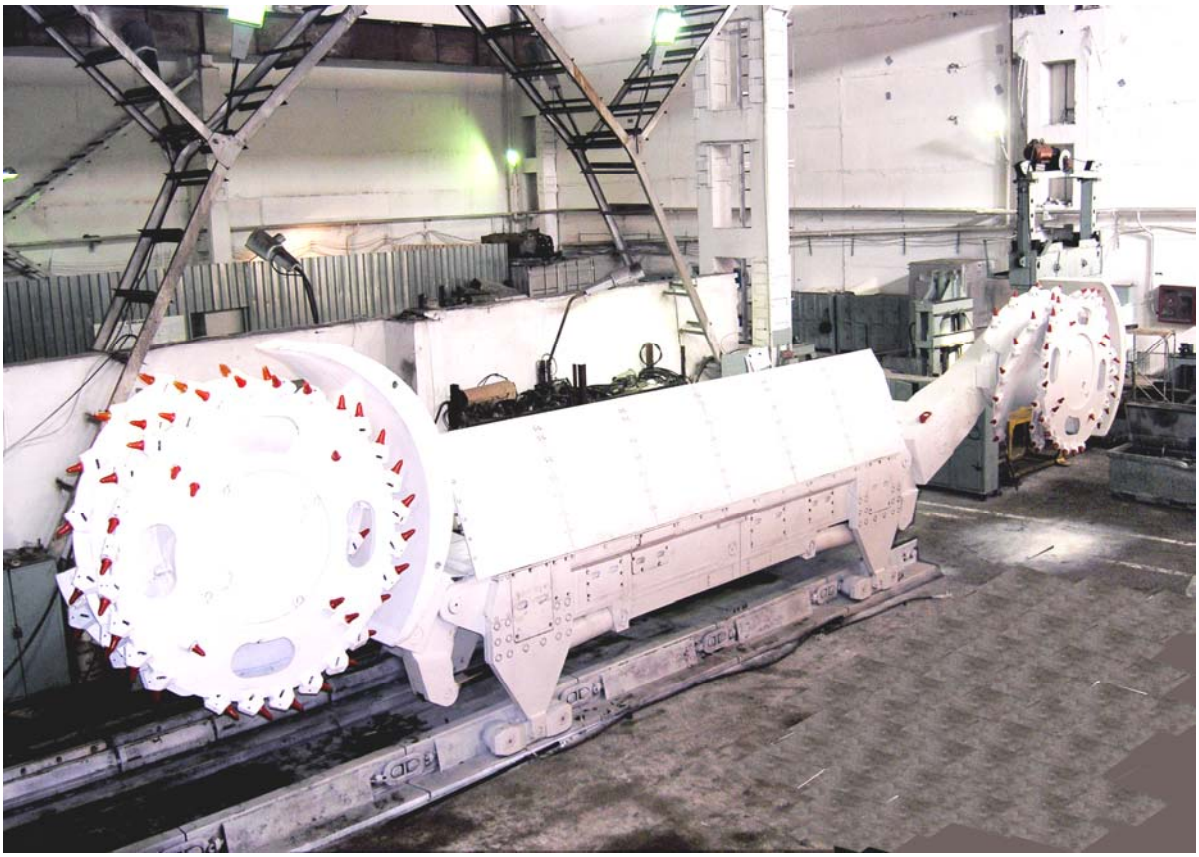


Рисунок 1 - КомбайнК600 в цехе Киселёвского филиала ОАО « ОМТ»

Комбайн предназначен для механизированной выемки угля в длинных очистных забоях пологих и полого-наклонных пластов мощностью 1,8-5,0 м при работе по простиранию с углом падения до 35^0 при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м. Конструкция комбайна защищена патентом РФ № 417979.

При создании комбайна решались следующие задачи:

- увеличение энерговооруженности приводов резания до 300 кВт, повышение надежности машины;

-усовершенствование привода подачи на базе асинхронного электродвигателя с регулируемым электромагнитным тормозом, обеспечивающего увеличение максимальной скорости подачи и тягового усилия;

- использование современных решений в электрооборудовании и аппаратуре управления комбайном, в том числе применено дистанционное управление по радиоканалу;

- обеспечение удобства обслуживания гидрооборудования;

- снижение уровня вибрации и шума за счет использования высокоточных зубчатых передач;

- снижение запыленности при работе комбайна.Основные нагруженные детали и зубчатые колеса и шестерни выполнены из высококачественных сталей с высокой степенью точности обработки. В редукторах резания установлены специальные валы, снижающие низкочастотные колебания нагрузки и одновременно являющейся предохранительными элементами.

Широкая кооперация при производстве с лучшими российскими предприятиями и зарубежными партнерами из Германии, Швеции, Польши позволила создать надежную машину, способную конкурировать с комбайнами ведущих мировых производителей.

К600 – это очистной комбайн с двумя симметрично разнесенными, по концам корпуса машины, шнековыми исполнительными органами и электрическим приводом подачи, предназначенный для работы в высокопроизводительных механизированных комплексах. Очистной комбайн обеспечивает челноковую, безнишевую выемку и погрузку угля в пластах мощностью до 5,0м.

Очистной комбайн может работать с различными типами механизированных крепей и забойных конвейеров.

Очистной комбайн и его электрооборудование предназначены для применения в шахтах, опасных по рудничному газу или горючей пыли. Регулирование скорости подачи достигается путем изменения токовой нагрузки на катушки электромагнитных тормозов при постоянной частоте вращения асинхронных электродвигателей двух механизмов подачи.

Для управления работой очистного комбайна использован проверенный на комбайне К500 комплект устройств управления комбайном, оснащенный искробезопасной системой управления, автоматики и диагностики.

Этот комплект устройств управления комбайном выполняет также функции защиты от перегрузок электродвигателей исполнительных органов,

ограничивая скорость подачи, а также контроль работы комбайна и его диагностики. Информация о состоянии работы комбайна высвечивается на мониторе пульта управления.

Управление комбайном осуществляется с пультов, расположенных вблизи поворотных рукоятей или с дистанционного пульта управления по радиоканалу. Технические данные комбайна представлены в таблице 1.

Конструкция очистного комбайна К600.

Основными узлами комбайна являются:

- два блока привода исполнительного органа с погрузочными щитами, в приводах установлены электродвигатели, установленной мощностью 300кВт оснащенные валом осуществляющим защиту трансмиссии со специальным срезным элементом и механической муфтой, защищающей трансмиссию и электродвигатель от пиковых нагрузок;
- рама, в которой размещены узлы управления;
- электрооборудование комбайна;
- электроблок;
- гидрооборудование;
- насосная станция;
- система охлаждения и пылеподавления;
- два механизма подачи с встроенными стояночными тормозами, обеспечивающие удержание комбайна на углах падения пласта по простиранию;
- два гидродомкрата обеспечивающие регулирование блоков привода исполнительных органов по мощности пласта;
- ограждение от падающих кусков, размещенное на раме, наклон его регулируется специальными гидродомкратами;
- два движителя, выполняющие функцию передачи вращательного момента от механизма подачи на рейку бесцепной системы, обеспечивая перемещение комбайна вдоль забоя;
- два шнековых исполнительных органа, выполняющих функцию разрушения угольного массива и его погрузку на скребковый конвейер;
- две забойные лыжи с опорами скольжения или трения.

Блок привода исполнительного органа является отдельным узлом для привода правого и левого шнекового исполнительного органа. Блок привода исполнительного монтируется в шарнирах по концам корпуса комбайна при помощи пальцев, и могут плавно подниматься или опускаться и поддерживаться на заданной высоте при помощи гидродомкратов.

Вращающий момент от электродвигателя мощностью 300 кВт, расположенного в корпусе редуктора блока привода исполнительного органа, передается через цилиндрические зубчатые колеса к планетарной передачи выходного вала, на котором закреплен при помощи так называемого «квадрата» шнековый исполнительный орган.

Таблица 1 - Технические данные комбайна К600

Наименование показателя	Значение
1. Производительность при сопротивляемости угля резанию: т/мин, не менее	
-до 120 кН/м	30
-от 120 до 240 кН/м	22
-от 240 до 360 кН/м	16
2. Применяемость по углу падения пласта при работе , град:	
-по простиранию	до 35
-по падению	до 10
-по восстанию	до 10
3. Тип исполнительного органа	шнековый
4. Диаметр шнека, мм	1600; 1800;2000;2300
5. Номинальная ширина захвата, мм	800
6. Вынимаемая мощность пласта, м	1,8… 5,0
7 Величина опускания исполнительного органа ниже опорной поверхности скребкового конвейера, мм, не менее	250… 300
8. Суммарная номинальная мощность электродвигателей приводов, кВт,	735 (765)
- исполнительных органов	600(2х300)
- механизмов подачи	120(2х60) 150(2х75)
- насоса гидропривода	15
9. Напряжение, В	1140
10. Тип механизма подачи	электромеханический
11. Количество механизмов подачи	2
12. Скорость подачи, м/мин,	0…10 ; 0…15
13. Максимальное тяговое усилие, кН,	560 ; 800
14. Основные габаритные размеры, мм:	
длинна по осям шнековых исполнительных органов	10690
ширина корпуса (остова)	1190
высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	1687
15. Ресурс, млн.т	6
16. Масса, кг	40500…60000

Торсионный вал, размещенный в электродвигателе выполняет функцию защиты от внезапных превышений допускаемых нагрузок. Для обеспечения хорошей смазки зубчатых колес и подшипников редуктор имеет две отдельные маслянные камеры, камера высокоскоростной ступени снабжена внутренними теплообменниками.

Блоки привода исполнительного органа могут оснащаться погрузочными щитами, поворот которых осуществляется при помощи механизма управления с двумя высокомоментными гидромоторами OMVS800 и закрытой

зубчатой передачи. Электродвигатель и корпус блока привода исполнительного органа охлаждаются водой.

Рама состоит из двух половин, левой и правой связанных между собой через проушины осями. В отсеках рам предусмотрена установка кинематически не связанных между собой узлов и оборудования комбайна.

На концевых участках рам предусмотрены проушины для шарнирной установки блоков привода исполнительного органа и домкратов их регулирующих. В раме предусмотрены места для установки кронштейнов забойных опор, движителей и кронштейна кабелеукладчика.

Механизма подачи комбайна является отдельным узлом, в раме комбайна установлены два редуктора привода подачи. Они обеспечивают перемещение комбайна по конвейеру вдоль угольного пласта.

Момент вращения от асинхронного электродвигателя мощностью 60 кВт через цилиндрические зубчатые колеса, дифференциально - планетарный редуктор передается к электромагнитному тормозу и далее к планетарной передачи выходного вала, на котором устанавливается зубчатое колесо входящее в зацепление с движителем бесцепной системы подачи.

Встроенная в редуктор муфта предельного момента защищает трансмиссию от перегрузок.

Заданная скорость движения комбайна поддерживается механизмами подачи автоматически, в зависимости от нагрузки возникающей в электродвигателях блоков привода исполнительного органа. Изменение скорости подачи выполняется регулированием величины тока возбуждения подаваемого на обмотку возбуждения электромагнитного тормоза.

Изменение тока возбуждения на обмотке возбуждения приводит к затормаживанию или растормаживанию вала электромагнитного тормоза, который кинематически связан с дифференциально – планетарной передачей, вследствие чего происходит увеличение или уменьшение скорости его вращения, изменяя скорость вращения выходного вала, то есть изменяется скорость подачи.

Электрооборудование комбайна получает питание от трансформаторной подстанции через пускатели и фидерные автоматы по двум высоковольтным кабелям типа КГЭШ3х70+1х10+3х2,5. Один кабель предназначен для подачи питания электродвигателя насосной станции и электродвигателей механизмов подачи, а второй кабель подает питание к электродвигателям блоков привода исполнительных органов.

Электрооборудование комбайна состоит из электроблока, комплекта устройств управления комбайном, датчика скорости, пяти электродвигателей, двух тормозов электромагнитных, электрогидрораспределителями, электрических проводов, метан-реле и размещено в раме комбайна.

Электрооборудование комбайна обеспечивает надежное управление электродвигателями поворотных редукторов, механизмов подачи, насосной установки, двумя тормозами электромагнитными, электрогидрораспределителями и выполняет необходимые электрические защиты, блокиров-

ки, контроль и индикацию работы аппаратуры управления, оперативный поиск неисправностей в цепях управления.

Электроблок служит для питания, управления, а также защиты электрических цепей комбайна. Он состоит из двух взрывонепроницаемых камер со степенью защиты IP - 54: камера вводов и аппаратная камера.

Камера вводов предназначена для подключения силовых электрических кабелей питающих комбайн, соединения с аппаратной камерой, через проходные зажимы и проходные муфты, и подключения электропотребителей размещенных на комбайне.

Аппаратная камера предназначена для размещения: комплекта устройств управления комбайном, трансформаторов тока, разъединителя, трансформатора понижающего напряжение и вакуумных контакторов обеспечивающих включение и реверса электродвигателей.

Информация о состоянии работы комбайна высвечивается на мониторе пульта управления. Управление работой комбайна возможно с пультов управления, расположенных по концам корпуса комбайна, либо при помощи дистанционного пульта управления по радиоканалу.

Гидрооборудование служит для управления поворотными редукторами, верхним ограждением корпуса комбайна, гидромоторами погрузочных щитов и стояночными тормозами механизмов подачи.

Привод насоса с двигателем мощностью 15 кВт, размещенный в раме комбайна, имеет возможность демонтироваться на завальную или забойную сторону комбайна. Насос размещен с завальной стороны и имеет свободный доступ для его обслуживания.

Управление поворотными редукторами, верхним ограждением корпуса комбайна, гидромоторами погрузочных щитов и стояночными тормозами механизмов подачи осуществляется от электрогидрораспределителей выполненных во взрывозащищенном исполнении.

Маслобак снабжен встроенными фильтрами в линии всасывания и слива и имеет специальные клапана, позволяющие в случае очистки фильтра от грязи предохранять утечки рабочей жидкости из маслобака. Заливка рабочей жидкости из внешней емкости в маслобак выполняется при включении штатного насоса через фильтр маслобака.

Шнековый исполнительный орган диаметром 2000 мм с захватом 800 мм оснащен тангенциальными зубками с конструктивным вылетом 90мм, имеет разряженную схему набора зубков для снижения энергоемкости разрушения и повышения сортности угля. Резцедержатели выполнены с термоупрочненными втулками диаметром 38мм и твердосплавной наплавкой в зоне возможного контакта с забоем. В резцедержатели встроена форсунка с фильтром, таким образом, чтобы обеспечивать подачу водовоздушной смеси в след резца.

В конструкции резцедержателя реализуется эжекторный эффект, что повышает эффективность пылеподавления за счет улучшения смачиваемости пыли. Вода к форсункам поступает от трубопровода встроенного в полый вал

блоков привода исполнительных органов, который соединен высоконапорными рукавами с рубашкой шнека.

Шнековый исполнительный орган устанавливается на так называемый «квадрат», передающий крутящий момент от блока привода исполнительного органа и фиксируется болтами.

Устройство охлаждения и пылеподавления обеспечивает охлаждение электродвигателей, электромагнитных тормозов, корпусов блоков привода исполнительных органов и гасит угольную пыль, образующуюся при резании и погрузке горной массы.

Устройство снабжено фильтром щелевого типа для очистки воды, поступающей на комбайн, промывка которого осуществляется обратным потоком воды. Установка фильтра непосредственно перед форсункой обеспечивает ее защиту от загрязнений. Контроль давления и расхода в различных ветвях водяных магистралей осуществляется реле давления и расхода.

Изучение опыта производства угольных комбайнов за рубежом показывает, что современную высоконадежную и сложную машину, какой является угольный комбайн, невозможно изготовить без широкой кооперации. Поэтому в изготовлении очистного комбайна принимают участие завод "Баррикады", "Нижегородский машзавод", Туламашзавод, фирмы НИВЭМ, МАБИ-центр, Кузбассэлектромотор и ряд других российских предприятий, а также зарубежные партнеры в Германии, Швеции, Польше и др.

Поставщиком комбайна К600 является ОАО «Объединенные машиностроительные технологии». Все комплектующие узлы и детали поступают в г. Киселевск, где на заводе ГШО "ОМТ" осуществляется сборка комбайна, и проводятся стендовые испытания узлов и машины в целом.

УДК 622.285

О НАПРАВЛЕНИЯХ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ В РОССИИ

Травин И.Ф.
ОАО «Объединенные машиностроительные технологии»
г. Москва

Более 50-ти лет идет развитие механизированных крепей от щита «Журавлева» и крепей ОМКТ до современных крепей, обеспечивающих работу механизированных комплексов практически без присутствия людей в забое. В начале процесса механизации подземных работ отечественное машиностроение находилось на передовых позициях, как в проектировании, так и в изготовлении; об этом говорят многочисленные закупки крепей и лицензий на их изготовление зарубежными предприятиями изделий (Венгрия, Польша, Югославия, Испания, ФРГ и т.д.).

По характеру взаимодействия с боковыми породами крепи подразделялись на: поддерживающие, оградительно-поддерживающие, оградительные.

Ухудшение горно-геологических условий, необходимость увеличения производительности и срока службы добычного оборудования акцентировали направления развития крепей в основном оградительно-поддерживающего типа.

Основной конструктивной схемой для крепей выбрана щитовая двухстоечная однорядная крепь, имеющая четырехзвенный механизм для обеспечения её поперечной устойчивости. Эта схема позволяет успешно решать поставленные задачи при отработке пологих пластов длинными столбами. К крепям подобного типа можно отнести крепи отечественного производства М144Б, М174, КМ800, КМ1000, КМ1400, К700/800, М138/2, МКТ и зарубежного производства - ДБТ220/480, «Джой», «Глиник», «Фазос». В качестве основного конструкционного материала используются термоупрочненные стали с категорией прочности $\delta_т$=600 МПа, $\delta_в$=700 МПа.Рабочий диаметр цилиндра гидростойки принят в широком диапазоне от 250 до 400 мм.

Строение верхнего перекрытия двухстоечных однорядных крепей в основном представляет собой жесткую сварную конструкцию. Однако особенности применения крепей в сложных горно-геологических условиях (нарушения, неустойчивая непосредственная кровля и т.д.) требуют применения перекрытий с управляемыми и выдвижными козырьками, которые обеспечивают для данных условий наиболее рациональное взаимодействие крепи с породами кровли пласта.

Основание крепи представляет собой жесткий катамаран с расположенным между полуоснованиями механизмом передвижки. Перемещение крепи осуществляется подачей рабочей жидкости в поршневую полость, перемещение конвейера подачей рабочей жидкости в штоковою полость домкрата передвижки. Для уменьшение давления на носок основания на забойном портале установлен домкрат подъема основания.

Ограждения и перекрытия оснащены выдвижными бортами обеспечивающими перекрытие межсекционных зазоров и продольную корректировку секции в пространстве.

Механизмы удержания забоя выполняются в виде ограждающего щита (дефлектор), либо представлены более сложной системой, выполненной на базе четырехзвенного механизма, который позволяет разворачиввать щит на 180°. Так же применяются для неустойчивых кровель выдвижные консоли, обеспечивающее быстрое крепление кровли в след за проходом комбайна.

Повышение производительности комплексов предъявляет высокие требования к скорости передвижки крепей (время передвижки крепи должна быть менее 10 сек), которая обеспечивается следующими факторами:

- соответствующими параметрами объемного гидропривода (производительность насосных станций, сечения сливных и напорных магистралей, секционных рукавов, клапанной и распределительной аппаратуры);
- применением систем электрогидравлического управления (СЭГУ);
- увеличением шага установки секций крепи до 1,75 –2 метров.

В зависимости от поставленных задач, СЭГУ может быть применена различного уровня, от простейшей – автоматизированное управление из под соседней секции, до сложной - полная автоматизация процесса добычи с поверхности шахты и диагностикой состояния и пространственного положения механизмов.

Для обеспечение более адекватного восприятия нагрузок крепью, особенно при горных ударах, гидростойки оснащают помимо предохранительных клапанов (расход более 400л/мин), аварийными клапанами с расходом более 20000л/мин, настроенными на давление больше номинального на 3-5%. Время срабатывание клапанов менее 15 мск.

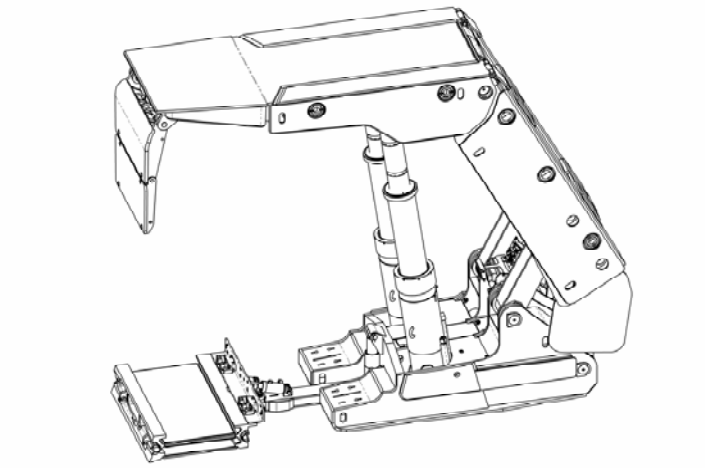
Следует отметить, что горно-геологические условия применения очистного оборудования на шахтах России ухудшаются, это вызвано увеличением глубины залегания пластов и отработкой месторождений в более сложных горно-геологических условиях. Рассматривается применение механизированных комплексов на пластах с трудноуправляемыми кровлями, с многочисленными геологическими нарушениями и крутонаклонным залеганием. Актуальной остается задача отработки забалансовых запасов в охранных целиках.

Разработка подобных месторождений требует применения механизированных крепей, наиболее полно отвечающих поставленным задачам. Так, в лавах с труднообрушаемыми кровлями, где необходимо обеспечение удельного сопротивления крепей не менее 1200 кН/м^2, целесообразным видится применение двухрядных щитовых четырехстоечных крепей типа М138, М142, М184, обеспечивающих более рациональную компоновку конструкции (уменьшение удельной массы) и адекватное восприятие горного давления.

Сейчас в России наблюдается интерес к применению технологии разработки мощных пластов с выпуском угля из подкровельной толщи, которая в настоящее время применяется на шахтах Китая. В ОАО «Гипроуглемаш» разработана крепь М138ВПТ, предназначенная для работы в условиях пластов с труднообрушаемыми кровлями. Ранее для данной технологии были разработаны, изготовлены и испытаны крепи М81В и М130В.

Новый Российский ГОСТ Р51152-2003 и европейский стандарт EN 1804-1на крепи, а также существующие мировые требования предполагают проведение производителем изделия сертификационных испытаний (подтверждение ресурса на 30 тыс. циклов нагружения), но, к сожалению, на сегодняшний момент можно констатировать отсутствие необходимого стендового оборудования в России. Проведение данных испытаний возможно на:

- «Комаг» (Польша);
- ДМТ (Германия);
- «Нива» (Белоруссия);
- «Дружковский завод» (ОАО «Укруглемаш», Украина);
- «Острой» (Чехия).



Отсутствие испытательной базы в России не могло не сказаться как на качестве изготовления механизированных крепей, так и на стоимостных показателях изделий (стоимость испытания одной секции крепи находится составляет 60-250 тыс. $).

В тяжелом положении в настоящий момент находятся практически все основные производители механизированных крепей в России: УЗТМ «Кран» г. Узловая; «Юрмаш» г. Юрга; «Северо-задонский завод» Тульская обл.; Завод ОАО «ОМТ». Перепрофилирован завод «МЭЗ».

Импортные крепи представлены в Росси фирмами: ДБТ (Германия); «Джой» (США); «Глиник» (Польша); «Фазос» (Польша); «Острой» (Чехия); «Завод Чаньджоу» (Китай).

При этом удельный вклад импортеров ежегодно увеличивается. На 2006г. доля работающих крепей российского производства на шахтах РФ составляла около 78%, среди которых более половины крепей имеют технический уровень, не отвечающий современным требованиям.

Известно, что собственниками большей части угледобывающих предприятий России являются металлургические предприятия («Мечел», «Северсталь», «Липецкий металлургический комбинат»), тем удивительнее выбор этими структурами крепей импортного производства, где доля стоимости металла доходит до 30%, а масса металла, необходимая на одну крепь 200 метровой лавы, составит от 3000 до 3500 т (3-4 млн $).

Основная причина трудного положения предприятий угольного машиностроения лежит в плоскости государственной и бюджетной. В отличие от западных конкурентов они не могут получить льготные государственные кредиты, что делает их продукцию на внутреннем Российском рынке не конкурентно способной.

УДК 622.285

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА 12SM27 ФИРМЫ «JOY» В КУЗБАССЕ

Журавлев Р.П., Демидов В.И., Лобков С.В., Лавров А.В.
ЗАО «НИИЦ КузНИУИ»
ЗАО «Распадская угольная компания»
г. Прокопьевск

Впервые в угольную промышленность России поставлен проходческий комбайн иностранного производства на напряжение 3300 В.

Проходческий комбайн 12SM27 фирмы «JOY» предназначен для механизации отделения и погрузки отбитой горной массы при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок, может применяться и в качестве добычной машины. Проходческий комбайн состоит из рабочего органа (с

двумя режущими барабанами), погрузочного стола с загребающими элементами, скребкового конвейера, гусеничного механизма передвижения, гидрооборудования, электрооборудования, системы смазки, пылеподавления и орошения, системы блокировок и защит. Технические параметры комбайна приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Технические параметры проходческого комбайна 12SM27 фирмы «JOY»

Высота выемки (мин - макс), м	1,769 – 3,792
Производительность, т/мин	17-32
Допустимый угол по направлению штрека, град	+/-17
Допустимый угол, поперечно, град	5
Установленная мощность, кВт	700
Размеры, м	11,66 х3,51 х 1,76
Клиренс, мм	305
Вес,т	74,7
Исполнительный орган	
Тип	Цельного типа с двумя режущими барабанами, оснащенные резцами для тяжелых условий с присечкой породы до 30% по объему и до 60 МПа крепостью
Мощность, кВт	2х260
Номинальное напряжение, В	3300
Погрузочный орган	
Тип	Вращающегося типа с загребающими элементами со сменными насадками
Ширина погрузочного лотка, м	3,35
Мощность, кВт	2х45
Номинальное напряжение, В	1050
Производительность, т/мин	32
Ширина конвейерного лотка, мм	965
Угол разворота стрелы, град	45
Высота хвоста конвейера, м	1,54 – 2,87
Высота разгрузки, м	1,04 – 2,49

Эксплуатационные испытания комбайна проходческого 12SM27 фирмы «JOY» проводились при проходке конвейерного штрека 5а-10-18 в ОАО «Распадская» ЗАО «Распадская угольная компания».

Мощность пласта изменялась от 1,62 м до 2,20 м при средней 1,85 м, крепость угля f=0,8-1,0. Пласт содержал от 1 до 2 прослоев, сложенных алевролитом мелкозернистым, часто перемятым. Суммарная мощность породного прослоя составляла 0,1 м, крепость f=2-3. Мощность чистых угольных пачек в среднем составляет 1,75 м.

Гипсометрия пласта пологоволнистая, падение пласта под углами 8-11 градусов.

Непосредственная кровля сложена алевролитами разнозернистыми, темно-серыми. Мощность непосредственной кровли – 5-14 м. Крепость пород f = 4-6, кровля I-го типа по обрушаемости и II класса по устойчивости. Допустимая площадь обнажения 10 м^2, допустимое время обнажения до 1 часа.

Почва представлена алевролитом мелкозернистым крепостью почвы f=4.

Сечение проходимой выработки составляло 5×2,5 м с присечкой породы до 50 %. Выемка угольного массива производилась в два этапа. Сначала вынималась правая часть забоя шириной в среднем 3,0 м и на глубину 1,0 м «заходками» по 0,5 м, затем комбайн отгонялся от забоя и осуществлялась вторая «заходка» шириной 2,0 м.

Погрузка горной массы производилась следующим образом. На ленточном конвейере 2ЛТ-100 устанавливался передвижной концевой став, состоящий из шести линейных секций и одной концевой секции. Ленточный перегружатель состоял из шести секций. Концевая секция крепилась к перегружателю комбайна и во время движения комбайна приводная секция передвигалась по роликам линейных секций концевого става ленточного конвейера 2ЛТ-100. Данная схема погрузки в процессе испытаний признана неэффективной из-за неудовлетворительной привязки ленточного перегружателя к комбайну. Затем погрузка горной массы производилась в самоходный вагон 10S32 фирмы «JOY», при этом установка крепи была совмещена с транспортировкой горной массы.

Бурение и установка анкеров производилось бурильной установкой «Wombat». Для крепления кровли выработок было принято анкерное крепление с установкой анкеров АВР и полимерных ампул АП-470У опорными шайбами 200×200 мм. Перетяжка кровли выработки производилась решетчатой металлической затяжкой СС-5 2200×1300 мм, выполненной из прутьев проволоки диаметром 5 мм, размер ячейки – 100×100 мм. На один погонный метр устанавливалось 6 анкеров длиной 2,2 м и 3 анкера длиной 3,5 м. Среднее время выполнения операций технологического цикла составило 56 мин.

Электроснабжение комбайна осуществлялось от передвижной трансформаторной подстанции «Bekker» (Германия) мощностью 1000 кВА, напряжением 3,3 кВ и комплектной станции «Bekker» типа 30 04.

При проходке конвейерного штрека 5а-10-18 сечением 12,5 м^2 средняя производительность составила 4,8 т/мин, а средняя скорость проведения конвейерного штрека - 5,5 м/сут.

Угол наклона проводимой выработки за время испытаний изменялся от 8 до 10°.

Особенностью комбайна является применение в нем радиоуправления (рабочее место машиниста комбайна в конструкции не предусмотрено) и системы управления с программным обеспечением. Возможен и вариант дистанционного управления с подключением переносного пульта гибким кабелем к контроллеру. Визуальный контроль режимов работы комбайна осуществляется с помощью дисплея системы управления. При опытной эксплуатации отмечены отказы программного обеспечения (на русском языке) системы управления и замена частотного преобразователя (2 случая).

Комбайн обеспечивал безопасную и устойчивую работу при выемке горной массы при крепости пород до f=5. В период эксплуатационных испытаний с сентября 2006г. по январь 2007г. комбайном было пройдено 510 м выработок. Несмотря на высокие технические возможности комбайна, достигнутые экономические показатели являются низкими. Сдерживающим фактором обеспечения высокой эффективности работы комбайна являлись недостаточная скорость крепления кровли и транспортировки горной массы.

Приемочная комиссия рекомендовала проходческий комбайн 12SM27 фирмы «JOY» к применению на шахтах России.

УДК 622.285

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИСПЫТАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ZF 8000/22/35 С ВЫПУСКОМ УГЛЯ ФИРМЫ «CODCO» (КНР) В КУЗБАССЕ

Журавлев Р.П., Демидов В.И., Лобков С.В., Шиндяков С.В., Новосельцев С.А., Биктимиров И.С.
ЗАО «НИИЦ КузНИУИ»
филиал ОАО «Южный Кузбасс» «Шахта Ольжерасская - Новая»
г. Прокопьевск

Вопросы механизации отработки угольных пластов мощностью более 6м являются весьма актуальными. Наиболее перспективным направлением является отработка таких пластов механизированными комплексами с выпуском подкровельной пачки угля. Отработка мощных угольных пластов с использованием данной технологии широко применяется на угольных шахтах Китая.

Впервые в угольную промышленность России поставлен очистной механизированный комплекс иностранного производства ZF 8000/22/35 фирмы «CODCO» (КНР), предназначенный для выемки мощных угольных пластов с выпуском подкровельной пачки угля и с оборудованием, предназначенным для решения вопросов дегазации, профилактики пожаротушения и разупрочнения угольного массива.

Механизированный комплекс ZF 8000/22/35 предназначен для работы в очистных забоях с узкозахватным очистным комбайном, забойным и завальным конвейерами в лавах с вынимаемой мощностью пласта 2,8-3,3 м и углом падения по простиранию (падению) до 20° с выпуском подкровельной толщи угля на завальный конвейер, расположенный под перекрытием механизированной крепи.

В состав комплекса входит: очистной комбайн MG400/930-WD, механизированная крепь ZF8000/22/35, лавный конвейер SGZ800/800, завальный конвейер SGZ800/800, перегружатель SZZ1000/400, дробилка PCM250, насосные станции BRW 315/10 и BRW 315/31,5. Особенностью испытываемого оборудования являлось применение в нем напряжения 3300 В (комбайн, лавный и завальный конвейеры, перегружатель и дробилка).

Эксплуатационные испытания опытного образца очистного механизированного комплекса ZF 8000/22/35 проведены в условиях лавы 21-1-5 пласта 21 «Шахты Ольжерасская – Новая» ОАО «Южный Кузбасс». В таблице 1 представлена горно-геологическая характеристика пласта 21.

Технологический процесс по выемке угля с выпуском подкровельной пачки в лаве включал в себя следующие операции:

- зарубку комбайна способом косого заезда;
- выемку «стружки» угля;
- передвижку секций крепи;
- передвижку лавного конвейера;
- выпуск подкровельной пачки угля;
- передвижку завального конвейера.

Выпуск подкровельной пачки угля производился после каждого прохода комбайна, вслед за передвижкой секций крепи. Операция по выпуску угля подкровельной пачки на завальный конвейер осуществлялась следующим образом:

- сокращением телескопического гидроцилиндра заслонки хвостового ограждения осуществлялся выпуск обрушившегося угля подкровельной пачки на конвейер;
- опусканием и подниманием хвостового ограждения, производилось дополнительное разупрочнение и дробление угля подкровельной пачки, при этом также происходил выпуск и погрузка угля на завальный конвейер;
- выдвижением заслонки, дробились крупные куски угля.

При появлении в выгружаемой горной массе породы (до 30%) заслонка выдвигается, выпуск угля прекращается. Для освобождения конвейера от крупных кусков породы применяется сталкивание их с помощью хвостового ограждения.

При неполном выпуске угля производится двух или трехкратное опускание секции на высоту 200-300мм и ее максимальный распор для раздавливания вышележащей пачки угля.

Угольная пачка не выпускается на расстоянии 5м в нижней и верхней частях лавы.

Таблица 1 - Горно-геологическая характеристика пласта 21

Геологическая мощность, м	6,30 – 9,85
Вынимаемая мощность, м	3,0 – 3,3
Мощность подкровельной пачки предназначенной для выпуска, м	3,3 – 6,6
Угол падения пласта, градус: - вдоль столба - вдоль лавы	 4-6 6-8
Характеристика пласта: - сопротивление сжатию, МПа - сопротивление растяжению, МПа - объемная масса, т/м^3 - коэффициент крепости	 23,3 18 1,36 1,0-2,0
Непосредственная кровля:	
- состав	выпускаемая подкровельная пачка угля
- мощность, м	3,2 – 4,9
- устойчивость	неустойчивая, легкообрушаемая
Непосредственная кровля:	
- состав	алевролиты разнозернистые
- мощность, м	6,1 – 82,0
- коэффициент крепости	5 – 7
- устойчивость	устойчивая, среднеустойчивая
Основная кровля:	
- состав	алевролиты разнозернистые, песчаники, переслаивания песчаников с алевролитами
- мощность, м	33,4 – 89,0
- коэффициент крепости алевролита	6-7
- коэффициент крепости песчаника	7-8
Почва пласта:	
- состав	алевролит, песчаник
- коэффициент крепости алевролита	6-7
- коэффициент крепости песчаника	7-8
- склонность к пучению и разбуханию	не склонна
Угрожаемость по горным ударам	с глубины 220м
Взрывоопасность угольной пыли	взрывоопасна
Водоприток, м^3/час	15-20

После завершения операции по выпуску угля подкровельной пачки производится передвижение завального конвейера.

При образовании воронки в подкровельной пачке, обеспечивающей выпуск угля на завальный конвейер, происходило также и проникновение пород кровли в выпускаемый уголь. Окончание выпуска угля оценивалось машинистом крепи субъективно.

Управление выпуском угля происходило из-под управляемой секции, при этом не обеспечивался визуальный контроль над выпуском из-под правой части хвостового ограждения секции.

Среднее время выпуска подкровельной пачки из-под одной секции составило 2мин 30с, максимальное – 7мин.

Расчетные потери угля при данной технологии составляют не менее 20% и будут уточняться по результатам испытаний при отработке выемочного столба 21-1-5.

Общая зольность добываемой в лаве горной массы изменялась от 17,1 до 25,6 % и составила в среднем 20,2 %.

Конструкция крепи механизированной предусматривает орошение в зону обрушения пород кровли позади передвигаемой секции. Система орошения была смонтирована, но не использовалась.

Удельное сопротивление крепи составило 1,017МПа (по ТД – 1,02 МПа).

В период испытаний наблюдались срабатывания предохранительных клапанов при первичной и последующих обрушениях кровли. Фактическое значение коэффициента начального распора составило 0,59, по ТД - 0,73.

Вынимаемая мощность пласта изменялась от 6,24 м до 7,42 м при средней 6,85 м, при этом мощность подкровельной пачки изменялась от 2,86 м до 3,88 м при средней - 3,37 м.

В ходе испытаний выявлены следующие недостатки:

По комплексу:

- высота борта конвейера составила 1100мм (НБ* п. 3.1.18. – не мене 1200мм при мощности пласта более 2,5 м);

- отсутствует громкоговорящая связь между пультом управления комбайна и переговорными пунктами по лаве (ПБ** п.546);

- на пультах дистанционного управления комбайном надписи, обозначающие выполняемые операции, выполнены на китайском языке;

- минимальная ширина прохода переходных секций ZFG 8000/22/35 составляет 0,55м, что не соответствует требованию п. 150 ПБ (не менее 0,7 м)**;**

- управление выпуском угля происходило из под управляемой секции, при этом не обеспечивался визуальный контроль за выпуском из под правой части хвостового ограждения секции;

- усилия, прилагаемые к рукояткам при выполнении предусмотренных операций по управлению секцией крепи, достигали 300 Н (по ГОСТ 21753-76 – при частоте использования 960-241 раз в смену усилие - не более 9,8 Н);

- интервал (расстояние) между рукоятками рычагов управления секцией крепи 25 мм (по ГОСТ 21753-76 не менее 50 мм);

- концентрация пыли на рабочем месте машиниста крепи составила 33,0 мг/м^3 и превышает ПДК – 10 мг/м^3.

По комбайну:

- частый выход из строя гидродомкратов подъема поворотного редуктора (6 случаев - конструктивный недостаток);

- концентрация пыли на рабочем месте машиниста комбайна составила 54,3 мг/м^3 и превышает ПДК – 10 мг/м^3;

- эквивалентный уровень звука на рабочем месте машиниста комбайна составил 83,8 дБА, что превышает санитарную норму (80 дБА), в связи этим необходимо применять индивидуальные средства защиты органов слуха.

По конвейеру:

- не осуществляется раздельное включение приводов конвейера (НБ п.3.4.18.1.).

За период испытаний (октябрь 2006 г. – январь 2007 г.) подвигание лавы составило 512,2 м, максимальная суточная добыча, достигнутая в декабре 2006 г., составила 9500 т, среднесуточная добыча - 5172 т, общая добыча – 636113 т, максимальная среднемесячная производительность труда ГРОЗ составила 2968,6 т в декабре 2006г.

Комплекс оборудования ZF 8000/22/35 фирмы «CODCO» (Китай) обеспечивал безопасную и эффективную работу по выемке угля с выпуском подкровельной пачки; преимуществом комплекса является полная выемка мощного угольного пласта в пределах лавы за один цикл по сравнению с послойной выемкой.

Приемочная комиссия рекомендовала очистной механизированный комплекс ZF 8000/22/35 фирмы «CODCO» (Китай) к применению на шахтах ОАО «Южный Кузбасс», при условии устранения недостатков, выявленных при проведении эксплутационных испытаний.

НБ* - Нормативы по безопасности забойных машин комплексов и агрегатов.

ПБ**- Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03).

УДК 658.328.2

АКТУАЛЬНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ЗАЩИТЫ КОЖИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСОВ

Мишанин С.С.
ЗАО «Скинкеа»
г. Москва

Ни для кого не секрет, что количество вредных и опасных факторов среды в работе шахтеров и металлургов зашкаливает. И факторы эти оказывают губительное влияние не только на органы дыхания, слуха и опорно-двигательный аппарат, но и на кожу. Кожа – один из важнейших органов че-

ловеческого организма. Постоянный контакт кожи рабочих с агрессивными загрязняющими факторами приводит к возникновению таких профессиональных заболеваний кожи, как контактный дерматит (80-90% случаев), контактная крапивница, экземы. При отсутствии должного лечения этих заболеваний они могут привести к развитию хронических и практически неизлечимых болезней (например, раздражающего контактного дерматита).

Лучшее решение данной проблемы - правильная и своевременная профилактика профессиональных заболеваний кожи при помощи дерматологических средств.

ЗАО «Скинкеа» – компания-производитель и разработчик самых современных и высококачественных дерматологических средств защиты кожи.

Вся предлагаемая нами продукция производится на самых современных косметических производствах России и Европы с применением инновационных технологий и экологически безопасного и качественного сырья. В настоящее время нашими партнерами являются такие российские гиганты как ОАО «Газпром», ОАО «РЖД», РАО «ЕЭС России», ОАО «Лукойл», ОАО «Воркутауголь», ОАО «НТМК», ОАО «НЛМК», ФГУП концерн «Росэнергоатом» и многие другие.

Компания Скинкеа предлагает вашему вниманию систему PRO - подход, снижающий до минимума заболевания кожи работающих.

Система PRO – это три серии продуктов по защите, очистке и уходу за кожей, каждая из которых обеспечивает комфортные и безопасные условия труда в течение всего рабочего дня.

Название PRO – расшифровывается очень просто. Это первые буквы из названий трех серий продукции: Proteskin, Remoskin и Orenoskin.

Proteskin® (от английских слов protection - защита и skin - кожа). Серия продуктов Proteskin® предназначена для обеспечения надежной защиты кожи работающих от воздействия вредных производственных факторов и профилактики профессиональных заболеваний кожи. Цвет тюбиков кремов этой серии красный. Красный – цвет опасности и предупреждающих сигналов: так перед началом работы следует обратить внимание на необходимость защиты кожи.

Remoskin® (от английских слов removing - очистка и skin – кожа). Серия продуктов Remoskin предназначена для очистки кожи от различных производственных загрязнений. Цвет тюбиков средств этой серии синий. Синий - цвет неба и моря, создает образ чистоты и свежести: так в конце рабочей смены необходимо быстро и качественно смыть накопившиеся на коже загрязнения.

Orenoskin® (от английских слов over – сверх, renovation - восстановление и skin – кожа). Серия продуктов Orenoskin® предназначена для профессионального ухода за кожей, подверженной постоянным производственным стрессам. Цвет тюбиков кремов этой серии зеленый. Зеленый - цвет листвы и травы, создает ощущение весны. Так применение средств по уходу за кожей

в конце рабочего дня способствует быстрой регенерации и восстановлению защитных функций кожи.

Серия защитных кремов – Proteskin. Это кремы, защищающие кожу рук и лица от воздействия вредных факторов среды. Они наносятся на чистую кожу перед работой и обеспечивают надежную защиту в среднем в течение 4 часов, облегчая очистку кожи после работы. Кремы не содержат силикона, быстро впитываются, не оставляя эффекта липкости. Расход всех кремов защитной серии – 0,5-1 мл. на одно применение. Все они прошли клинические испытания, имеют все необходимые для продукции данного вида сертификаты.

Защитная серия включает в себя:

- крем гидрофильного действия Proteskin Olio, предназначенный для защиты кожи от водонерастворимых и масляных загрязнений;
- крем гидрофобного действия Proteskin Aqua, предназначенный для защиты кожи от водорастворимых загрязнений (растворы кислот, щелочей, СОЖ и др.);
- крем двойного действия Proteskin Universal для людей, работающих одновременно с масляными и водорастворимыми рабочими материалами;
- крем от обморожений Proteskin Winter, предохраняющий кожу от экстремальных погодных условий (сильного мороза или ветра).

Очищающая серия – Remoskin. Средства этой серии предназначены для мягкой, но эффективной очистки от различных как по характеру, так и по степени, производственных загрязнений. Они наносятся непосредственно на загрязненные участки кожи, качественно очищая её, без причинения вреда. Наши очищающие средства не содержат растворителей, обладают приятным запахом, прошли клинические испытания и не вызывают аллергических реакций. Последнее достигается благодаря отсутствию натуральных компонентов в составе (так, например, абразивным веществом в наших пастах является полиэтиленовый скраб). Расход на одно применение – 2мл.

Очищающая серия включает в себя:

- средства для удаления легких загрязнений Remoskin Hand Fresh и Remoskin Douche Gel. Это мыло и гель для душа соответственно с повышенной очищающей способностью;
- паста Remoskin Intenso для удаления устойчивых загрязнений;
- паста Remoskin Extra для удаления особо устойчивых загрязнений;
- средство для удаления устойчивых загрязнений без использования воды Remoskin Universal.

А также новинки:

- средства для удаления загрязнений из глаз Remoskin Optic и Remoskin Optic plus.

Регенерирующая серия - Orenoskin. В этой серии представлен всего один крем Orenoskin Normal. Это восстанавливающий регенерирующий крем для рук, лица и тела с оптимально подобранным комплексом увлажняющих и питательных веществ. Он не содержит силиконов, стимулирует защитную

функцию кожи, подходит для людей с любым типом кожи, прошел клинические испытания и не вызывает аллергических реакций. Наносится на чистые руки после работы. Расход – 1мл. на одно применение.

Также хочу отметить, что продукция компании «Скинкеа» максимально адаптирована под российского потребителя. Так наши продукты имеют очень удобную упаковку: на всех тубах можно найти большое количество нужной информации от способа и области применения на русском (что немаловажно) языке до срока годности крема и адреса нашей компании. А размеры упаковки полностью соответствуют нормам выдачи средств, предусмотренным постановление Министерства Труда №45 от 4 июля 2003 года.

Наши крема и пасты отличаются также высоким качеством и доступными ценами. Подтверждением высокого качества наших продуктов являются и успешные испытания, проведенные на крупнейших предприятиях угольной и металлургической отрасли, таких как КРУ, СУЭК, Воркутауголь, Северсталь, НТМК, НЛМК и многих других, по результатам которых наша продукция рекомендована для применения на предприятиях угледобывающего и металлургического комплекса.

Помимо всего этого наша компания оказывает своим клиентам сервисно-информационную поддержку, включающую в себя

- проведение презентаций продукции на подразделениях предприятий;
- консультирование сотрудников предприятий по всем вопросам, касающимся нашей продукции и нашей компании;
- проведение испытаний продукции на Вашем предприятии;
- помощь в расчете потребности Вашего предприятия в нашей продукции;
- обеспечение кабинетов охраны труда и производственных помещений информационными материалами.

В заключении хотелось бы отметить, что сделав выбор в пользу компании «Скинкеа», вы приобретаете эксклюзивный сервис в вопросах дерматологических СИЗ и надежного партнера в лице нашей компании.

СОДЕРЖАНИЕ

ОБСЛЕДОВАНИЕ И ТЕХНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СООРУЖЕНИЙ ГАЛЕРЕЙ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ ОАО ЦОФ «АБАШЕВСКАЯ» С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ НЕРАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ И РАСЧЕТАМИ ФАКТИЧЕСКИХ НАГРУЗОК

Цинкер Л.М., Смирнов С.М., Уланов А.В., Лобанова Л.В. 3

ВИБРОАКУСТИЧЕСКИЕ ПРИЗНАКИ ДЕФЕКТОВ БУРОВЫХ СТАНКОВ И ИХ НОРМИРОВАНИЕ

Герике Б. Л., Абрамов И. Л., Герике П. Б., Ещеркин П.В. 7

ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ НЕРАБОЧИХ БОРТОВ УСТУПОВ ТЕЙСКОГО КАРЬЕРА

Смирнов С.М., Терещенков А.А., Марков А.Л. 11

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА БЕЗВОДНЫХ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОВСКРЫВАЕМЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ МЕТОДАМИ СОЛЬВОМЕТАЛЛУРГИИ (ЭЛЬКОНСКИЙ РАЙОН, ВОСТОЧНОЕ ЗАБАЙКАЛЬЕ)

Поминов Г.А. 15

НОВЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ И ХОЗЯЙСТВЕННО-ПРАВОВЫЕ РЕШЕНИЯ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ СНИЖЕНИЯ ВЕРОЯТНОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФ ПРИ РАЗРАБОТКЕ И ИСПОЛЬЗОВАНИИ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ – ИСТОЧНИК НОВЫХ ПРИНЦИПОВ НАЦИОНАЛЬНОЙ И МЕЖДУНАРОДНОЙ ЗАЩИТЫ ИНТЕЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

Лемтюгов В.Н. 17

ГИДРОУДАРНОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ БЕРИЛЛА

Самойлов В.И., Куленова Н.А., Винокурова Т.А. 19

СОВМЕСТНАЯ ПЕРЕРАБОТКА СИЛИКАТОВ БЕРИЛЛИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ГИДРОКСИДА БЕРИЛЛИЯ

Самойлов В.И. 23

ОПЕРАЦИОННЫЙ ЛЕВРИДЖ КАК ИНСТРУМЕНТ ПРИНЯТИЯ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

Зубкова О.А., Тюфякова О.П. 27

ИНТЕГРАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШАХТ

Бекренев А.Н. 30

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕНАПРЯЖЕНИЙ ПРИ КОММУТАЦИЯХ ВАКУУМНЫМИ ВЫКЛЮЧАТЕЛЯМИ ТРАНСФОРМАТОРОВ И РАЗРАБОТКА МЕР ЗАЩИТЫ ОТ НИХ

Барячина Т.В., Лаптев О.И., Лебедев И.А. 34

ОСОБЕННОСТИ ПОСТРОЕНИЯ ЦИФРОВОЙ СЕТИ ПЕРЕДАЧИ ДАННЫХ РУДНИЧНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПО КАБЕЛЬНОЙ ЛИНИИ 6-10 кВ

Прохоренко Е.В., Колкер А.Б., Чудиков С.В. 38

СТЕНДОВЫЕ ИСПЫТАНИЯ САР ДЛЯ СТАБИЛИЗАЦИИ НАГРУЗОК ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА 1ГПКС

Мещерина Ю.А. 40

КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА ДЛЯ ТУРБОКОМПРЕССОРА

Ваулин Г.А., Мещерин А.Т., Мещерина Ю.А., Пугачев Е.В., Сорокин А.А., Сорокин В.А., Сухов М.В. 46

ПОВЫШЕНИЕ НАДЁЖНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЗАЩИТ ОТ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ В СЕТЯХ 6КВ С ИЗОЛИРОВАННОЙ НЕЙТРАЛЬЮ

Кангиссер В.Э., Мещерин А.Т., Пугачёв Е.В., Сорокин А.А., Сухов М.В. 48

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ ПЛАНИРОВАНИЯ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Чайковская И.Н., Сенкус В.В. 50

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ И АЛГОРИТМА РАСЧЕТА НОРМ И НОРМАТИВОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Сенкус В.В., Чайковская И.Н. 54

ОСОБЕННОСТИ КАЛЬКУЛИРОВАНИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ МЕТОДОМ АВС

Пидченко А.Б. 57

ОСОБЕННОСТИ ИННОВАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ НА УГЛЕДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Зауер Д.В. 60

ПОВЫШЕНИЯ ДОСТОВЕРНОСТИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ

Зауер Д.В. 64

НАПРАВЛЕНИЯ И НАЗНАЧЕНИЯ ФИНАНСОВОГО АНАЛИЗА ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Кушнеров Ю.П., Метсанурк Э.Г., Нифонтов А.И. 66

УСИЛЕНИЕ ЗАПАСА ФИНАНСОВОЙ ПРОЧНОСТИ И КОНЦЕПЦИЯ СТРАТЕГИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ИЗДЕРЖКАМИ

Нифонтов А.И., Метсанурк Э.Г. 69

ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ СТРАТЕГИИ ГОРНОГО ПЕРЕДПРИЯТИЯ В УПРАВЛЕНИИ ЗАТРАТАМИ И ПРИБЫЛЬЮ

Смирнова С.А. 71

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СТОИМОСТИ ОКАЗАННЫХ УСЛУГ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ В СОСТАВЕ УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ

Ардатова Н.А., Ячменев К.Л., Гринкевич О.В. 75

УПРАВЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНОЙ ЭНЕРГИЙ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ, ПРОВОЦИРУЕМЫХ МАССОВОЙ ОТБОЙКОЙ НАПРЯЖЕННЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Волченко Г.Н., Волченко Н.Г. 77

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СХЕМ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ПРИМЕНЕНИИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ КОНЦЕНТРИРОВАННЫХ И ПУЧКОВЫХ ЗАРЯДОВ ВВ

Волченко Г.Н., Байбородов Я.Н. 82

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОКОВЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ДЛЯ УСТАНОВЛЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ И БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Сухоруков В.В., Шенгерей С.В. 87

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГИС ДЛЯ ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТ НА ЗЕМНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ

Писаренко М. В. 90

ВОЗМОЖНОСТИ КУЗБАССА НА РОССИЙСКОМ И МИРОВОМ РЫНКАХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ

Кузьмин А.П., Писаренко М.В. 94

ПЕРСПЕКТИВЫ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ КУЗБАССА

Писаренко М.В. 98

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ТРЕЩИНОВАТОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА НА ЕГО ВЫБРОСООПАСНОСТЬ

Шадрин А.В. Смирнов К.Г. 102

БУРОВЫЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПУТЕМ ОБРАЗОВАНИЯ В ХРУПКИХ СРЕДАХ ОТВЕРСТИЙ НЕКРУГЛОГО СЕЧЕНИЯ

Дворников Л.Т., Жуков И.А. 107

К ПОИСКУ НАПРАВЛЕНИЙ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СЕКЦИЙ ГОРНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Дворников Л.Т., Князев А.С. 112

РАЗРАБОТКА МОЩНОГО ПОЛОГОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА СТОЛБАМИ-КАМЕРАМИ

Варфоломеев Е.Л. 113

ВЛИЯНИЕ НАТЯЖЕНИЯ ЛЕНТЫ НА КОЭФФИЦИЕНТ ПОГЛОЩЕНИЯ СИЛЫ УДАРА КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТОЙ

Захаров А.Ю., Ерофеева Н.В., Прокопьев Д. И. 117

ОПЫТ ЭКСПЛУАТАЦИИ КОМПЛЕКТНОГО АСИНХРОННОГО АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНЫХ ПОДЪЕМНЫХ МАШИН

Ваулин Г.А., Мещерин А.Т, Пугачев Е.В., Сорокин А.А. 119

ПЕРВЫЙ ЭТАП ВНЕДРЕНИЯ СЕТЕВОГО УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОГО И ИНФОРМАЦИОННОГО КОМПЛЕКСА ПО КУРСУ «ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

Домрачев А.Н. 123

ЛОГИСТИЧЕСКАЯ ИНТЕГРАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА ЦЕНТРАЛЬНОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ «АБАШЕВСКАЯ»

Медведев Б.Н., Леонтьев И.А. 126

ДЕГАЗАЦИЯ ШАХТНОГО ГАЗА И ИНВЕСТИЦИИ ПО МЕХАНИЗМАМ КИОТСКОГО ПРОТОКОЛА

В.А. Безпфлюг 130

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ САР СКОРОСТИ ШАХТНОГО АККУМУЛЯТОРНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА С ТИРИСТОРНЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ

Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Бачин С.В. 133

ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ ФИНАНСОВЫМИ РИСКАМИ

***Проскурина* М.А.** 141

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ДВИГАТЕЛЕЙ СТИРЛИНГА В СОВРЕМЕННОЙ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКЕ

Вертман А.А., Дуб А.В., Хчеян Г.Х. 146

К ПРОБЛЕМЕ ВОВЛЕЧЕНИЯ НЕВОСТРЕБОВАННЫХ РЕЗЕРВОВ ГОРЮЧИХ ИСКОПАЕМЫХ

Щадов М.И., Вертман А.А., Дуб А.В., Хчеян Г.Х. 152

К ПРОБЛЕМЕ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОДУКТОВ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЕЙ

Шелков Е.М., Щадов М.И., Вертман А. А., Хчеян Г.Х. 159

ЭКСПЛУАТАЦИЯ ТЯГОВЫХ АККУМУЛЯТОРНЫХ БАТАРЕЙ ТИПА 2×30×P_ZS – 385 – 4 В И ЗАРЯДНОГО УСТРОЙСТВА ТИПА ЕКЗ 120/77 В УСЛОВИЯХ ШАХТ ООО «УГОЛЬНАЯ КОМПАНИЯ «ПРОКОПЬЕВСКУГОЛЬ»

Пугачев Е.В., Вавиловский В.И., Харитонов В.П. 165

ТИПОВОЙ ПРОЕКТ ОБОРУДОВАНИЯ КОМПЛЕКСА ГЛАВНОЙ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКИ И ЦПП ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Пугачев Е.В., Янцен А.П., Карпов С.С., Шуткин А.Н. 170

РЫНОЧНЫЕ МЕХАНИЗМЫ КОМПЛЕКТАЦИИ ГОРНОШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ КОНКРЕТНОЙ ШАХТЫ

Марков В.Ф. 175

ВОЗМОЖНОСТИ НЕЙРОСЕТЕВОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В ЦЕНООБРАЗОВАНИИ НА ПРОДУКЦИЮ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Дубовик Ю.В. 177

СПОСОБЫ ПРОДЛЕНИЯ ЖИЗНЕННОГО ЦИКЛА АИП

Сухов М.В. 179

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ОБУЧЕНИЯ ПЕРСОНАЛА В ЦЕНТРЕ ПОДГОТОВКИ КАДРОВ ОАО «ОУК «ЮЖКУЗБАССУГОЛЬ»

В. А. Кузьминич, А. Е. Червяков 186

ОБОБЩЕННЫЙ АЛГОРИТМ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ ПОДСИСТЕМЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Пугачев Е.В., Червяков А.Е. 190

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ БЕЗОПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Гершгорин В.С. 193

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ УДАРНО-ВОЗДУШНОЙ ВОЛНЫ С ВОДЯНЫМИ ЗАСЛОНАМИ ПРИ ВОЗВЕДЕНИИ ИЗОЛИРУЮЩИХ ПРОТИВОПОЖАРНЫХ ПЕРЕМЫЧЕК

В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин 198

ШАХТНЫЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ ДИСПЕТЧЕРСКОГО УПРАВЛЕНИЯ В РОССИИ: РЕАЛИИ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Корнеев В.А., Корнеев П.А. 203

НОВЫЙ ПОДХОД К ПОСТРОЕНИЮ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ДЛЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ ГОРНЫХ МАШИН

Завьялов В.М., Семыкина И.Ю. 206

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ НЕДРОСБЕРЕГАЮЩИХ И БЕЗОПАСНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ДЛЯ ОТРАБОТКИ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Ковалёв В.А., Грауле Д.В 210

ОАО «КУЗНИИШАХТОСТРОЙ» НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОМУ ОБЕСПЕЧЕНИЮ СТРОИТЕЛЬСТВА, РЕКОНСТРУКЦИИ И ЭКСПЛУАТАЦИИ УГОЛЬНЫХ И ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Тациенко В.П., Григоренко Ю.Д. 216

СТРУЙНАЯ ЦЕМЕНТАЦИЯ – ОДНО ИЗ ПЕРСПЕКТИВНЫХ НАПРАВЛЕНИЙ УПРОЧНЕНИЯ ГРУНТОВ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

Понасенко Л.П., Жеребцов В.А., Понасенко С.Л. 220

РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ШАХТЫ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЯЮЩИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Риб С.В. 223

ВОЗМОЖНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ПОДЗЕМНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ЧЕРЕЗ КОНТРОЛЬ ПОТРЕБЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ

Хамков А.Я., Кипервассер М.В. 227

МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГАЗОДИНАМИЧЕ СКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХ-ТЫ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Ковалёв В.А., Павлова Л.Д. , Фрянов В.Н. 229

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ БИЗНЕСА УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ

Нифонтов А.И. 241

КОМПЛЕКСНАЯ АВТОМАТИЗАЦИЯ И ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ДОБЫЧИ УГЛЯ

Благодарный А.И., Гусев О.З., Канаш А.А., Колодей А.В, Колодей В.В., Кузнецов М.А., Михальцов Э.Г., Рашевский В.Д., Сергиев Ю.А., Чейдо Г.П., Шакиров Р.А. 243

ВЫРАБОТКА ПРОГРАММ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И СТРОИТЕЛЬСТВА ПРОМЫШЛЕННЫХ КОМПЛЕКСОВ

Ивушкин А.А., Грачев В.В., Мышляев Л.П. 247

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ ДЕМОНТАЖА МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА

Лупий М.Г., Ануфриев В.Е., Крамин Д.Н. 253

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГЕРМЕТИЧНЫХ НИКЕЛЬ-КАДМИЕВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ

Тимофеев А.С., Бич Т.А. 262

ПОСТРОЕНИЕ ТРЕНДОВЫХ МОДЕЛЕЙ ПО ОСНОВНЫМ ПОКАЗАТЕЛЯМ

Громова О.В., Муленкова Н.А., Громова В.В. 267

ФЛЮСОВОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

Шпайхер Е.Д., Епифанцев О.Г. 273

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕОРИИ ГРАФОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПЕРСПЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ДЕФИЦИТНЫХ ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЗОЛО-ШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ УГЛЕЙ В КУЗБАССЕ

Салихов В.А. 275

СЫРЬЕВАЯ БАЗА ПРОИЗВОДСТВА ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА ДЛЯ ВДУВАНИЯ В ГОРН ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е., Степанов С. Г., Исламов С. Р. 278

УГЛЕХИМИЯ И КЛАСТЕРНЫЙ ПОДХОД К ФОРМИРОВАНИЮ СТРАТЕГИИ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ КУЗБАССА

Школлер М.Б., Прошунин Ю.Е. 285

АНКЕТИРОВАНИЕ КАК ЭТАП В МЕТОДИКЕ АДАПТАЦИИ СБАЛАНСИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОКАЗАТЕЛЕЙ К ПРЕДПРИЯТИЯМ ГОРНОЙ ОТРАСЛИ

Петрова Т.В., Казанцева Г.Г. 288

ЭФФЕКТИВНЫЙ МЕТОД ВЫЯВЛЕНИЯ ЗОН С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАНА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ - НЕПРОДОЛЬНОЕ ВЕРТИКАЛЬНОЕ СЕЙСМИЧЕСКОЕ ПРОФИЛИРОВАНИЕ (НВСПМ)

Мецнер Б.Н., Девельдеев В.Г., Николаев Д.П., Дурнин М.К. 293

ГИДРОТЕРМЕР КАК ОСНОВНОЙ ЭЛЕМЕНТ ТЕХНОЛОГИИ АКТИВНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА ДЛЯ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ГОРНОМ МАССИВЕ

Дурнин М.К. 301

ПРОМЫШЛЕННОСТЬ ТОМСКА В РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ КУЗБАССА

Гончарова В.В. 308

СОЗДАНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА ДЛЯ ОТРАБОТКИ СРЕДНИХ ПЛАСТОВ ОЧИСТНОЙ КОМБАЙН К600

Чуденков В.И. 312

О НАПРАВЛЕНИЯХ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ В РОССИИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА 12SM27 ФИРМЫ «JOY» В КУЗБАССЕ

Журавлев Р.П., Демидов В.И., Лобков С.В., Лавров А.В. 323

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИСПЫТАНИЯ

МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ZF 8000/22/35 С ВЫПУСКОМ УГЛЯ ФИРМЫ «CODCO» (КНР) В КУЗБАССЕ

Журавлев Р.П., Демидов В.И., Лобков С.В., Шиндяков С.В., Новосельцев С.А., Биктимиров И.С. 326

АКТУАЛЬНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ЗАЩИТЫ КОЖИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСОВ

Мишанин С.С. 330

www.DEMETA.net - лучшие решения для дегазации и реализации ПСО, поддирки и бурения штреков, бурения по выбросоопасным пластам

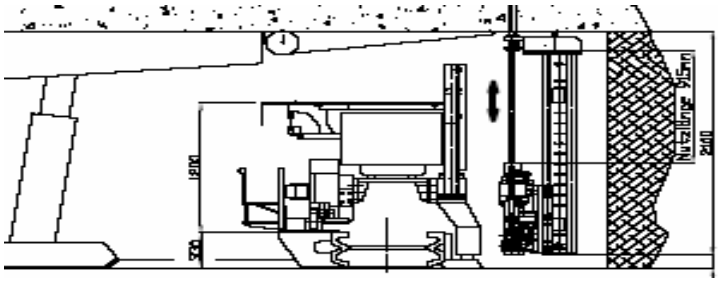
Дегазация и утилизация шахтного газа

Emissions-Trader ET

Организация ПСО, реализация эмиссионных сертификатов
Инжиниринг, до **100% инвестирования**
Поставка и обслуживание **через СП** оборудования
Мобильные дегазационные и утилизационные установки
Контейнерные ТЭС, перевод котельных на **шахтный газ**
Мобильные дегазационные сухие **ВНС**танции

Электрогидравлические анкерно-буровые установки для подготовки монтажных и демонтажных камер и бурения разгрузочных скважин

Работа с лавного конвейера или на гусеничном ходу

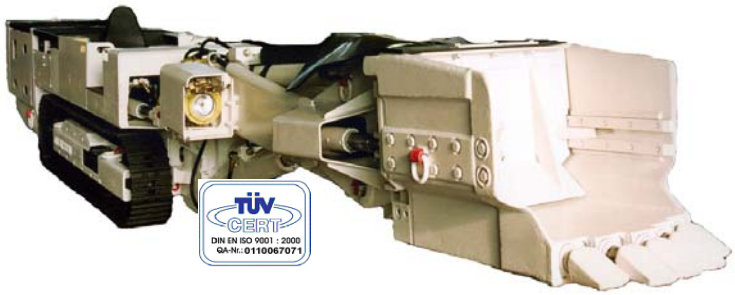


- Анкерование
- Бурение по пласту
  (L до 25м, D до 200 мм)
  для дренажа и разгрузки пласта
- Бурение в кровлю

Демонтажные машины RH

Для вытаскивания, разворота и транспортировки на штрек секций **механизированных крепей весом до 30т.**
Автоматическая кабельная лебедка на 400м (шахта «Распадская»)

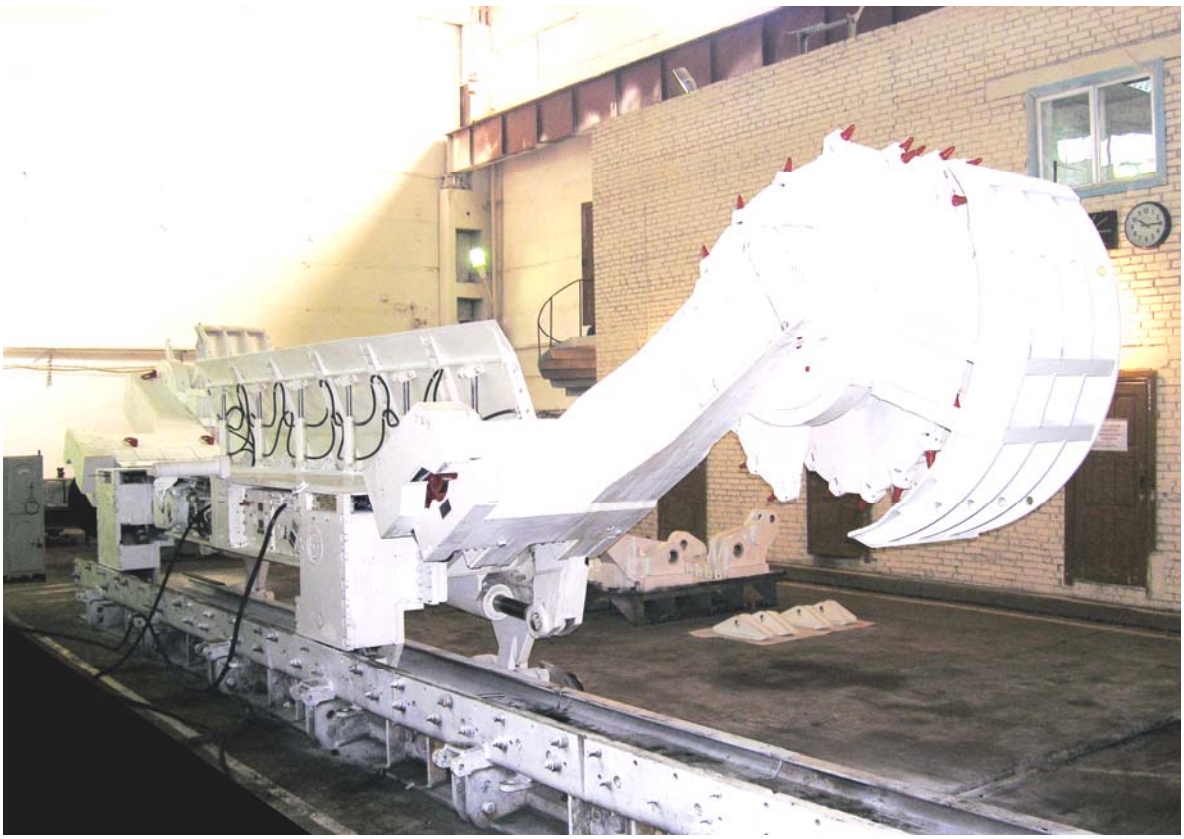
Машины для поддирки+анкерования в штреках:



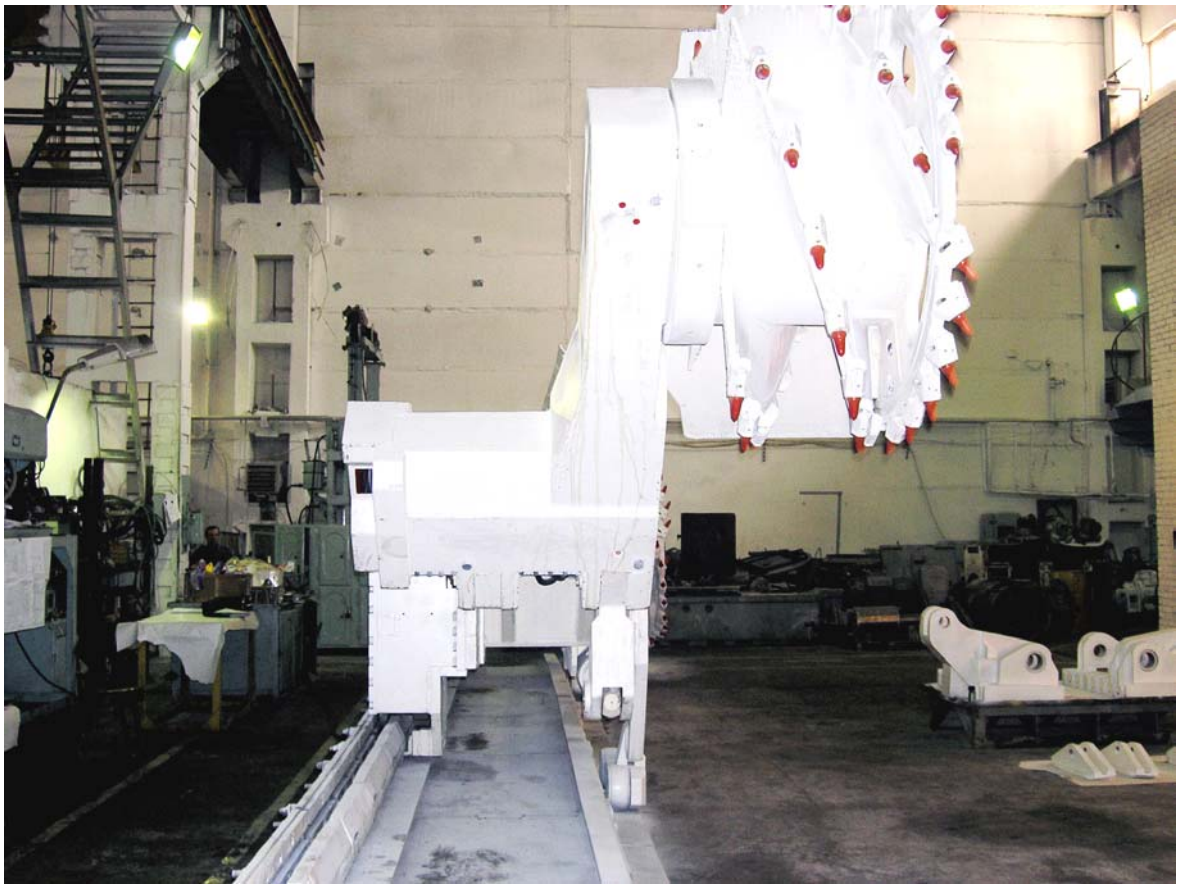
-С ковшами:
* с отбойными молотками и выталкивателем
* с боковой разгрузкой.

- Со сменной анкерно-буровой лафетой

Сервисное обслуживание, СП:
Кар-метан ТОО, Караганда,
Kar-metan@mail.ru;
«**НОВЭН**» ООО, Кемерово, noven42@mail.ru;
Эко-альянс ООО, Украина, ecoalliance@ukr.net



Комбайн К600 в цехе Киселёвского филиала ОАО « ОМТ»



Комбайн К600 в цехе Киселёвского филиала ОАО « ОМТ»

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 28.05.2007г. Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая.
Печать офсетная. Усл.печ.л. 20,28 Уч.-изд. л. 22,02 Тираж 1000 экз. Заказ 410

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42. Издательский центр СибГИУ