

Сборник научных статей

**НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ
ТЕХНОЛОГИИ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Выпуск 1



Новокузнецк
2008

Федеральное агентство по образованию
Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования

**«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ»**

Сборник научных статей

**НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ
ТЕХНОЛОГИИ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Выпуск 1

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк
2008

УДК 622.2
Н 573

Н 573 Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых : сб. науч. статей. Вып. 1 / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2008. – 228 с.

В сборнике изложены результаты научных и практических работ по следующим направлениям: нетрадиционные технологии разработки месторождений полезных ископаемых, новые концепции создания интенсивных наукоемких технологий добычи и переработки минерального сырья, способы и средства управления интегрированными геомеханическими и газодинамическими процессами, экономика и экология горного производства. Представленные материалы позволят ученым и производственникам оценить эффективность различных подходов к решению угольной проблемы.

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

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Редакционная коллегия:

д.т.н., профессор В.Н. Фрянов, д.т.н. Павлова Л.Д.,
д.э.н. Петрова Т.В., д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Лукин К.Д.

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2008

**МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ НЕСТАЦИОНАРНЫХ
ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ С УЧЁТОМ
ПРОСТРАНСТВЕННО-ВРЕМЕННОГО РАСПОЛОЖЕНИЯ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Геомеханические и газодинамические процессы при пространственно-временном изменении положения системы очистных и подготовительных выработок угольных шахт и разрезов следует рассматривать как нестационарные. Прогноз параметров этих процессов возможен посредством моделирования взаимодействующих геомеханических, газодинамических и техногенных процессов. Надёжность прогноза этих параметров существенно зависит от достоверности прочностных и деформационных свойств и параметров горных пород.

Сокращение объёмов геологоразведочных работ на угольных месторождениях России, а также лабораторных и натурных исследований геомеханических процессов и определения физико-механических свойств горных пород в угольных шахтах привело к снижению надёжности проектных и оперативных решений при управлении горным производством. Актуальность увеличения объёма информации о свойствах и параметрах горных пород повышается в связи с несоответствием параметров горных пород, определённых в лабораторных и натуральных условиях. Недостаточная надёжность физико-механических параметров горных пород, а иногда и полное отсутствие информации о них, приводит к повышению риска отклонения проектных решений от фактических и возникновению аварий и инцидентов, что подтверждается негативным опытом работы угольных шахт.

Учитывая высокие финансовые затраты и трудоёмкость проведения шахтных экспериментов предлагается применить разработанную авторами модель трансверсально-анизотропного углепородного массива, в котором под влиянием динамики горных процессов происходит изменение параметров горных пород, напряжённо-деформированного и газодинамического состояния. В каче-

стве исходных данных при моделировании и прогнозе используется ретроспективная информация о параметрах взаимодействующих геомеханических, газодинамических и техногенных процессах, а также закономерности изменения свойств горных пород под влиянием указанных процессов.

В горной науке неоднократно предпринимались попытки определить физико-механические параметров горных пород по результатам шахтных наблюдений смещений реперов, установленных на наблюдательных станциях [1, 2 и др.], однако на практике эти методы не применяются по следующим причинам:

- высокая трудоёмкость проведения шахтных измерений;
- модель углепородного массива идеализируется в виде сплошной изотропной среды;
- алгоритмы теории упругости применяются для расчёта смещений и напряжений в горном массиве, породы которого находятся в предельном состоянии или испытывают реологические деформации под влиянием времени.

Сущность предлагаемого метода состоит в моделировании происходящих в углепородном массиве под влиянием горных работ геомеханических процессов с последующей итерационной корректировкой принятых на предыдущем шаге моделирования параметров пород (модуль деформации, предел прочности пород при сжатии, коэффициент Пуассона и др.) по результатам единичных измерений в горных выработках проявлений горного давления в виде вывалов пород кровли, отжима пород с боков выработок, пучения пород почвы, прогибов верхняков крепи, просадок гидростоек очистной механизированной крепи и др. (рисунок 1).

Согласно рисунку 1 для отработки свиты угольных пластов в пределах шахтного поля или отдельных его блоков, панелей, выемочных столбов проводится горно-геологический прогноз по результатам геологической разведки и их уточнения при отработке соседних участков шахтного поля.

Методами математического моделирования, с использованием нормативных документов, методик и рекомендаций специализированных организаций, проводится расчёт параметров геомеханических и газодинамических процессов на максимальное развитие горных работ. С использованием полученных параметров разрабатывается проектная документация в виде рабочих проектов и паспортов выемочных участков.



Рисунок 1 - Алгоритм реализации методики моделирования нестационарных геомеханических процессов с учётом пространственно-временного расположения системы движущихся забоев

При реализации проектных технологических и технических решений одновременно проводятся визуальные наблюдения и инструментальные измерения проявлений горного давления в виде: деформаций элементов крепи, величин отжима угля и пород с контура горных выработок, смещений глубинных анкеров, высоты и площади вывалов пород, обрушений пород кровли, концентраций метана в шахтной атмосфере и др.

На каждом этапе реализации проектных решений в итерационном режиме осуществляется математическое моделирование геомеханических процессов и обосновываются рекомендации по оптимальному управлению горным производством.

На каждом шаге итерации проводится изменение входных данных модели (модуля деформации, коэффициента Пуассона, предела прочности пород при сжатии), таким образом, чтобы в итоге получить расчётные величины деформаций, смещений, отжима, шага обрушения пород, просадки гидростоек, соответствующие измеренным в шахтных условиях.

На завершающем шаге итерационного процесса вычисляются уточнённые параметры геомеханических и газодинамических процессов и рекомендации для корректировки проектной документации.

После корректировки проектной документации в виде дополнений, изменений паспорта выемочного участка и мероприятий, в соответствии с требованиями [3] осуществляется следующий этап горного производства, проводятся визуальные и инструментальные наблюдения, т.е. управление горными работами производится циклически согласно алгоритму рисунка 1.

Для разработки алгоритма и математической модели взаимодействия технологических, геомеханических процессов и газодинамических процессов в качестве основы приняты теоретические основы классических методов механики твёрдого тела для моделирования физических процессов и изучения непрерывно изменяющихся свойств четырёхмерной пространственно-временной деформируемой сплошной среды. Такие модели в механике твёрдого тела получили название четырёхмерного пространственно-временного континуума (4D-среда), то есть рассматривается сплошная среда с непрерывно изменяющимися в пространстве и времени свойствами [4].

Приложения модели 4D-среды в горной геомеханике позволит использовать разработанные модели 3D-среды для моделирования нестационарных геомеханических процессов с учётом влияния времени и пространственно-временного изменения положения очистных и подготовительных забоев.

Общий вид пространственно-временного взаимодействия геомеханических и техногенных процессов в углепородном массиве шахты представлен на рисунке 2.

Взаимодействие этих процессов проявляется в следующих факторах:

- изменение пространственного состояния системы очистных и подготовительных забоев;
- формирование выработанного пространства в углепородном массиве;
- изменение напряженно-деформированного состояния и свойств горных пород;
- проявление горного давления в окрестности очистных и подготовительных забоев в виде обрушений пород кровли, пучения пород почвы, вывалов пород, отжима угля в краевых частях пласта, горных ударов, внезапных выбросов и др.

В качестве нового элемента традиционной математической модели 4D-среды в предлагаемой методике рассматривается трансверсально-анизотропная среда с вырезами в виде выработок, положение которых меняется во времени.

Объектом исследований являются взаимодействующие углепородный массив и технология подземной угледобычи (рисунок 2). В процессе вскрытия и подготовки шахтного поля проводится доразведка месторождения, уточняются свойства и параметры горных пород, геомеханическое и газодинамическое состояние углепородного массива. На этом этапе возможно изменение свойств и параметров горных пород за счёт дополнительной информации.

Согласно технологии производства горных работ проявление и взаимодействие геомеханических и газодинамических процессов происходит циклически как при перемещении забоев на заданный производственный цикл, так и во времени при остановках или движении забоев.

До начала разработки выемочных полей и участков в шахтном поле проводится горно-геологический прогноз в составе паспорта выемочного участка. При проведении оконтуривающих выемочные

участки выработок выявляется более точная информация о породах и особенностях геологического строения углепородного массива.



Рисунок 2 - Схема взаимодействия в углепородном массиве геомеханических, газодинамических и техногенных процессов с учётом пространственно-временного изменения свойств пород и положения системы очистных и подготовительных забоев

Таким образом, на каждом этапе освоения месторождения происходит уточнение природных свойств и параметров горных пород. Для этого используются разработанные методы инженерной и шахтной геологии.

Иная ситуация возникает при отработке угольных пластов. В этот период параллельно с уточнением природных свойств и параметров пород происходит их изменение под влиянием геотехнологических процессов. Нормативные методы и средства определения этих изменений в горной практике пока не разработаны.

В настоящее время для некоторых частных случаев получены решения двумерной и трёхмерной статической задачи горной геомеханики аналитическими и численными методами [5, 6 и др.]. Эти методы и модели применяются в горной науке и практике для решения частных задач. Однако комплексные методы и результаты исследования интегрального влияния времени и непрерывно или дискретно меняющегося в пространстве положения системы взаимодействующих очистных и подготовительных забоев, топологии горных выработок на изменение напряжённо-деформированного и газодинамического состояния неоднородного углепородного массива в горной науке и практике отсутствуют. Это подтверждается отсутствием в нормативных и методических документах рекомендаций по управлению геомеханическими и газодинамическими процессами и горными работами в режиме движущихся с переменной скоростью нескольких очистных и подготовительных забоев. В качестве базового варианта алгоритма прогноза геомеханических и газодинамических параметров углепородного массива предлагается использовать ранее полученные авторами результаты исследования [7, 8]. Расчёт геомеханических и газодинамических параметров углепородного массива, а также изменения параметров горных пород, осуществляется численным методом конечных элементов по схеме, приведённой на рисунке 1.

Учитывая большую размерность задачи и необходимость хранения и переработки большого объёма информации, создан алгоритм последовательно снижения объёма исследуемой области и повышения точности расчёта на участках шахтного поля, где ведутся горные работы. Для этого применён метод вложенных областей [9] в части перехода от трёхмерной задачи геомеханики к двумерной с использованием плоских сечений в плоско деформированной постановке или неплоских сечений.

Алгоритм решения двумерной задачи, в которой деформации по бокам модели равны, известен давно [2, 9 и др.]. При рассмотрении неплоского сечения по бокам модели в качестве граничных условий принимаются деформации, полученные по результатам решения трёхмерной задачи. Таким образом, в неплоском сечении учитывается влияние пространственного положения горных выработок на предыдущих этапах развития горных работ. Такой методический подход позволит проводить расчёты в наиболее опасных участках шахтного поля: сопряжениях выработок, зонах повышенного горного давления, зонах геологических нарушений сложной формы, угольных целиках произвольной формы и др.

Применение алгоритма неплоских сечений позволит существенно повысить оперативность прогноза геомеханических и газодинамических параметров в окрестности конкретного очистного или подготовительного забоя за счёт сокращения времени на подготовку исходных данных и решения системы алгебраических уравнений с меньшей шириной полосы матрицы жёсткости.

В настоящее время авторы разрабатывают программное обеспечение методики и готовы к сотрудничеству с научными организациями и угледобывающими предприятиями в части адаптации методики к конкретным условиям и реализации при отработке свиты угольных пластов в сложных природных и техногенных условиях.

Библиографический список

1. Грицко Г.И. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород/ Г.И. Грицко, Б.В. Власенко. - Новосибирск: Наука, 1976. - 190 с.
2. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент/ Ж.С. Ержанов, А.С. Сагинов, Г.Н. Гуменюк и др.- Алма-Ата: Наука, 1970.- 208 с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11/Колл. авт. М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003.- 296 с.
4. Белов П.А. Теория 4D-сред с сохраняющимися дислокациями/ П.А. Белов, С.А. Лурье// Механика твёрдого тела.– 2008. – №4. – С. 26 –41.
5. Курленя М.В. Методы расчёта подземных сооружений/ М.В. Курленя, В.Е. Миренков.- Новосибирск: Наука, 1986.- 232 с.

6. Баренблат Г.И. Об обрушении кровли при горных выработках/ Г.И. Баренблат, С.А. Христианович//Изв. АН СССР.- №11.- С.73-86.

7. 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.

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

9. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике/А.Б. Фадеев.- М.: Недра, 1987.- 221 с.

УДК 622.241.54

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ТЕХНОГЕННОЙ НАРУШЕННОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОЙ ДЕГАЗАЦИИ РАЗРАБАТЫВАЕМОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон

Институт угля и углехимии СО РАН

г. Кемерово

Методом граничных элементов решена объёмная задача о распределении напряжений в упругом массиве горных пород в окрестности двух цилиндрических вырезов, расположенных в зоне повышенного горного давления. На основе критерия прочности Мора – Кузнецова и количественных показателей исследовано влияние опорного давления на техногенную нарушенность массива с регулярной прочностной анизотропией. Получены оценки геометрических параметров системы дегазационных скважин, пробуренных навстречу очистному забою, обеспечивающих максимальную нарушенность, а значит, эффективность дегазации разрабатываемого угольного пласта.

Метановыделение из пласта связано с его разрушением, т.е. с образованием в нём дополнительных свободных поверхностей в результате интенсивного трещинообразования и раскрытия имеющихся кливажных трещин. Пробуренные в угольном пласте навстречу очистному забою дегазационные скважины при наличии

опорного давления, действующего впереди него, нарушают сплошность угольного массива. В результате часть метана из пласта до подхода очистного забоя будет поступать в скважины и может отводиться на поверхность. Тем самым существенно сокращается поступление метана в сам очистной забой. Кроме того, наличие этих скважин снижает вероятность внезапных выбросов угля и газа вследствие заблаговременного высвобождения потенциальных коллекторов газа, еще не находящихся в области действия повышенного горного давления.

Для эффективного применения системы пластовых дегазационных скважин необходимо установить их рациональные параметры (диаметры, размещение относительно друг друга), обеспечивающие наибольшее нарушение сплошности углепородного массива в их окрестности в зоне влияния опорного давления.

При постановке задачи необходимо также учитывать, что массив осадочных горных пород, как сплошная среда, имеет регулярные системы поверхностей ослабления, по которым характеристики прочности существенно ниже, чем по основной породе, расположенной между ними [1]. Поэтому разрушения в массиве, в первую очередь, происходят по ним и при напряжениях значительно меньших предела упругости основной породы. Следовательно, расчётной схемой задачи является бесконечный массив, пронизанный системой поверхностей ослабления и нагруженный вблизи вырезов гравитационными напряжениями. На некотором его участке действуют дополнительные напряжения опорного давления, моделируемые квадратичной зависимостью (рисунок 1).

При формулировании условий прочности по регулярным поверхностям ослабления необходимо, чтобы поле напряжений было непрерывным. Наиболее эффективным методом, определяющим это поле с учётом дополнительных напряжений, действующих только в непосредственной малой окрестности системы вырезов, является метод граничных элементов (МГЭ). Он вытекает из численного решения интегрального уравнения второй внешней краевой задачи теории упругости [2, 3]. Нормальные и касательные напряжения по поверхностям ослабления, ориентация которых в пространстве задаётся углами падения α (угол между нормалью ν к поверхности и вертикальной осью поперечного сечения z) и простирания β (угол между проекцией нормали на горизонтальную плоскость xOy и осью выработки x), связаны с компонентами тензорного

поля напряжений известными зависимостями [2]. Проверка условия разрушения материала массива по поверхностям ослабления производится согласно критерию прочности Мора – Кузнецова, в котором основными параметрами прочности являются угол внутреннего трения φ и коэффициент сцепления пород K по этим поверхностям. Совокупность точек, в которых произошло разрушение, образует области нарушенности массива - зоны нарушения сплошности (ЗНС) [1].

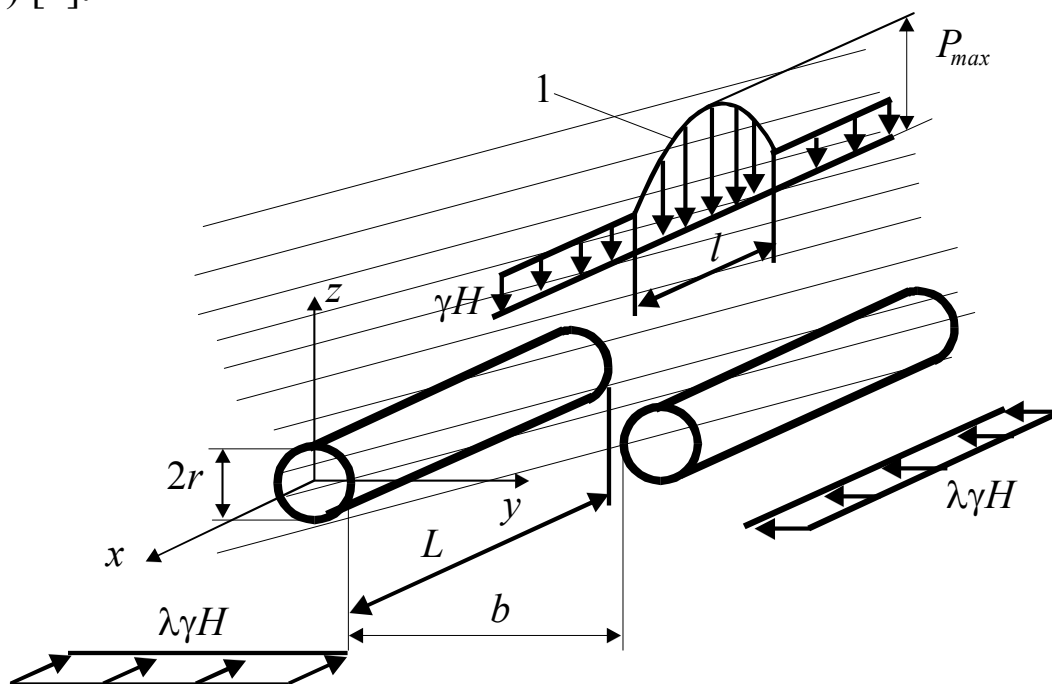


Рисунок 1 - Расчётная схема анизотропного по прочности массива горных пород, вмещающего систему цилиндрических вырезов, расположенных в области опорного давления

Степень нарушенности массива определяется коэффициентом нарушенности k_n и интенсивностью нарушения I

$$k_n = \frac{S_n(x)}{S}, \quad I = \frac{1}{\ell} \int_0^{\ell} k_n(x) dx,$$

где S – площадь поперечного сечения вырезов; $S_n(x)$ – площадь зоны нарушения сплошности; x – абсцисса, отсчитываемая вдоль осей вырезов.

Вычислительный эксперимент проведен для системы, включающей два одинаковых цилиндрических выреза, моделирующих фрагмент системы пластовых дегазационных скважин. Взаимное положение вырезов задаётся углом θ , который образован осью, соединяющей их центры, и линией горизонта. Эпюра опорного дав-

ления задаётся параболической зависимостью (на рисунке 1 – кривая 1). Как показывают результаты эксперимента, максимальное нарушение массива с ориентацией поверхностей ослабления $\alpha = 25^\circ$ и $\beta = 90^\circ$ достигается при $\theta = 50^\circ$. При этом в качестве исходных данных расчета были приняты следующие значения параметров: $K = 0,2\gamma H$; $L = 12$, $r = 1$, $b = 4$, $1 \leq f = P_{max} / \gamma H \leq 7$, $1 \leq l \leq 6$, $\varphi = 20^\circ$, $\lambda = 1$ (см. рисунок 1, на котором γ – объемный вес пород, H – глубина ведения горных работ, λ – коэффициент бокового давления, размеры даны в радиусах цилиндров, которые приняты равными единице).

На рисунке 2 представлено два семейства кривых, характеризующих зависимость интенсивности нарушения I от площади эпюры повышенного давления $Q = 2l(f - 1)/3$. Первое семейство описывает изменение интенсивности для фиксированных значений f , а второе – для фиксированных длин опорной зоны l .

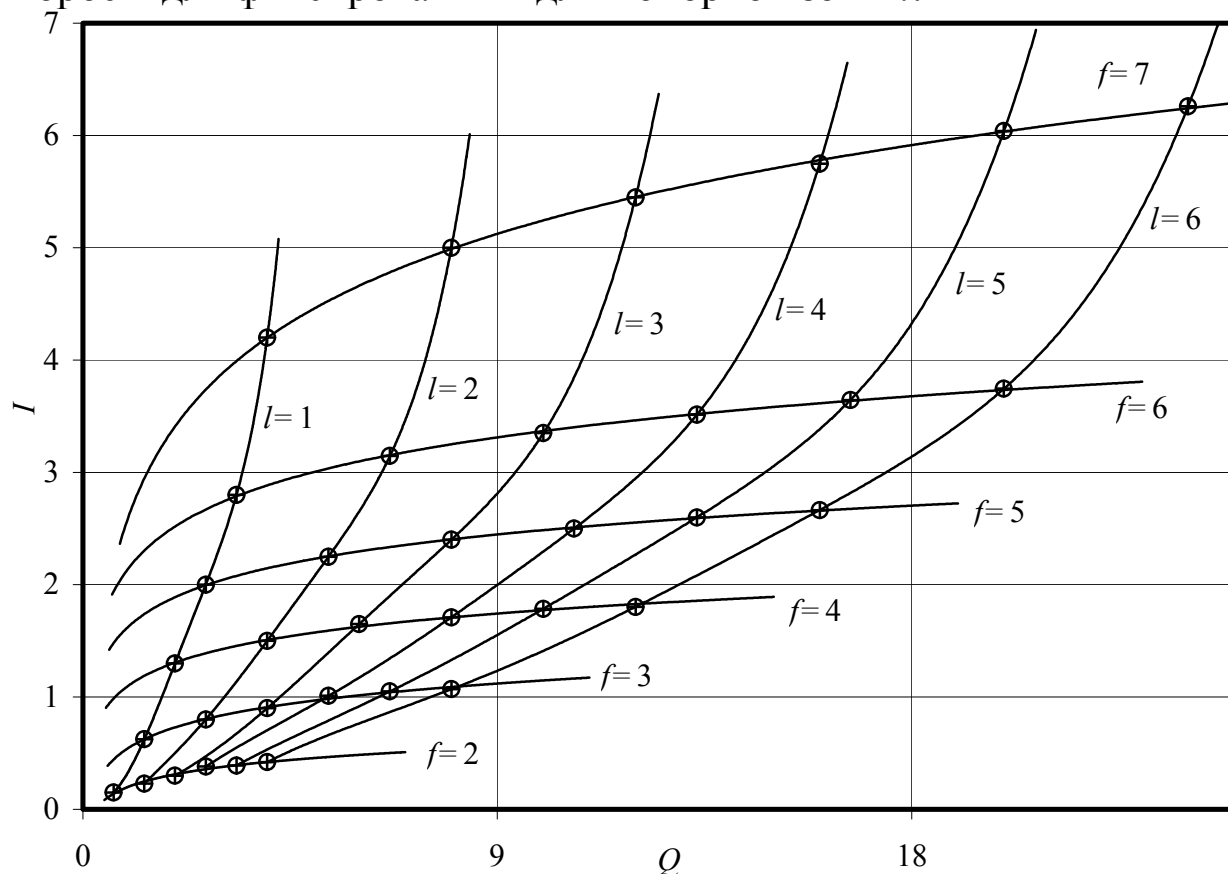


Рисунок 2 – Интенсивность нарушения I в зависимости от площади эпюры опорного давления Q

Совмещение двух семейств кривых четко выявляет характер влияния параметров опорного давления (максимума и длины опорной зоны) на интенсивность нарушения. Так, кривые первого се-

мейства (фиксировано f) проявляют тенденцию замедленного роста с ростом длины опорной зоны l , а кривые второго семейства (фиксировано l) – тенденцию ускоренного роста с ростом максимума опорного давления f . Так, например, для пары кривых $f = 3$ и $l = 3$ до точки $Q = 4$ большее влияние оказывает длина эпюры, а после нее максимум эпюры.

Рациональное расстояние между вырезами устанавливается по факту смыкания их ЗНС в сечении с максимумом эпюры (рисунок 3). Это обусловлено тем, что при движении очистного забоя синхронно перемещается вглубь пласта и полуволна опорного давления со своим максимумом, что обеспечивает смыкание ЗНС пары вырезов и постепенное со скоростью подвигания забоя перемещение этой сомкнувшейся зоны вдоль линии выемочного столба.

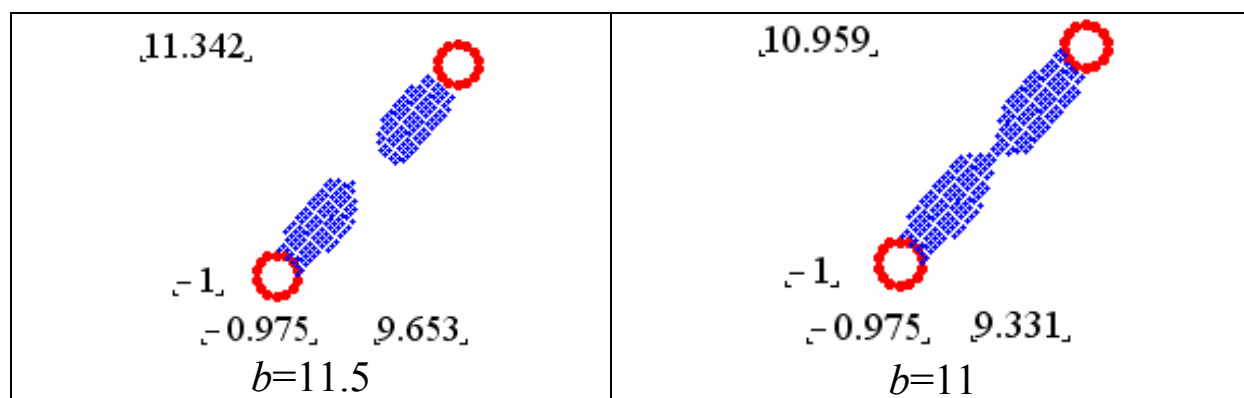


Рисунок 3 – Картины ЗНС в окрестности вырезов, когда происходит их смыкание при параметрах опорного давления $f = 6$, $l = 3$

Установленные в результате этого подхода значения расстояния b между вырезами демонстрирует семейство кривых на рисунке 4. Кривые построены для различной длины l эпюры в зависимости от её максимума f .

На рисунке серым цветом выделена кривая средних значений семейства. Кривые, как и в случае семейства кривых интенсивности, проявляют характер ускоренного роста с ростом f и замедленного с ростом l .

Обобщая полученные результаты можно сделать следующие выводы.

1. Параметры эпюры опорного давления оказывают на интенсивность нарушения не одинаковое воздействие. Рост максимума эпюры приводит к ускоренному росту нарушенности, а рост длины

опорной зоны к его замедленному росту. Изменение длины опорной зоны с $l = 1$ до $l = 7$ при $f = 7$ увеличивает нарушенность только в 1,5 раза, а изменение максимума эпюры с $f = 2$ до $f = 7$ при $l = 6$ уже в 15 раз, т.е. на порядок больше.

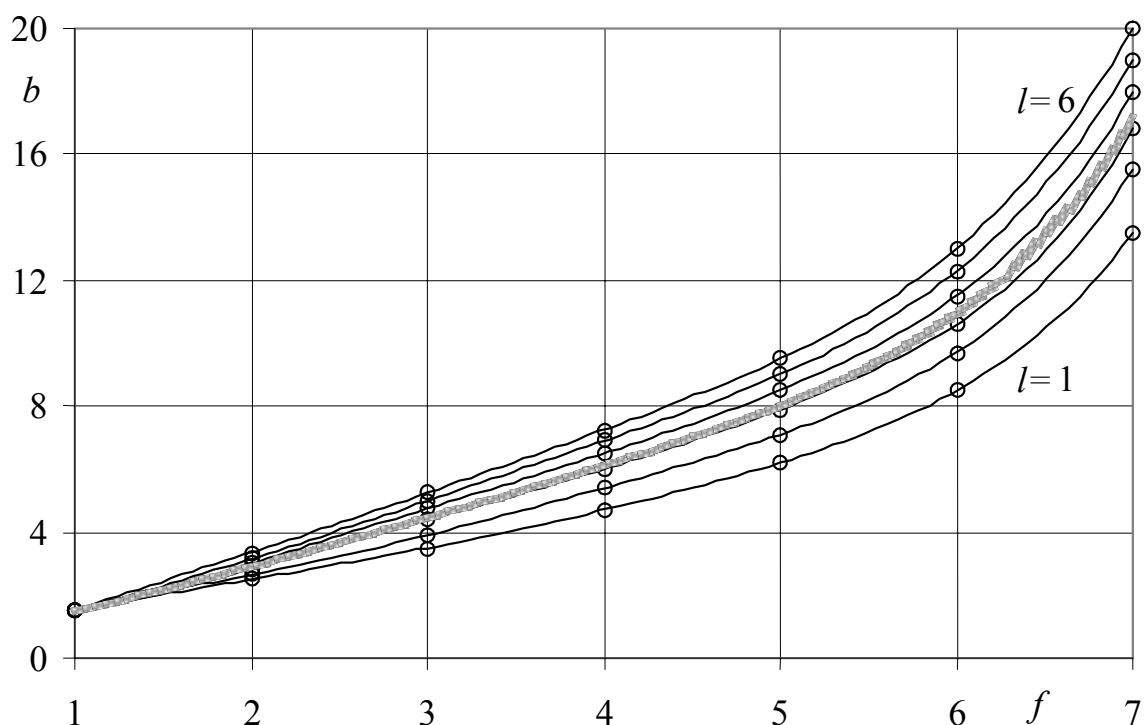


Рисунок 4 – Расстояние b между вырезами, при котором их ЗНС смыкаются, в зависимости от максимума эпюры опорного давления f

2. По признаку смыкания ЗНС скважин в сечении с максимумом опорного давления получена картина рациональных расстояний между скважинами для рассматриваемой среды в зависимости от максимума и длины эпюры опорного давления. Примечательно, что для его значений в пределах $(1 \div 4) \gamma H$ характерен в основном линейный рост расстояний.

Библиографический список

1. Ержанов Ж.С., Изаксон В.Ю., Станкус В.М. Комбайновые выработки шахт Кузбасса. Опыт поддержания и расчёт устойчивости. – Кемерово : ККИ, 1976. – 216 с.
2. Черданцев Н.В., Изаксон В. Ю. Некоторые трёхмерные и плоские задачи геомеханики. – Кемерово : КузГТУ, 2004. – 190 с.
3. Партон В.З., Перлин П.И. Методы математической теории упругости. – М. : Наука, 1981. – 688 с.

ОЦЕНКА ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ

Б.Л. Герике, П.Б. Герике

Институт угля и углехимии СО РАН

г. Кемерово

Рассмотрены некоторые результаты промышленной эксплуатации шахтных вентиляторов главного проветривания. Полученные характеристики убедительно свидетельствуют о недостаточной надежности их работы и доказывают необходимость внедрения системы технического обслуживания по фактическому состоянию.

Статистика отказов, являющаяся основой для определения количественных характеристик надежности, может быть получена либо путем проведения специальных испытаний, либо в результате анализа данных эксплуатации.

Для крупных стационарных машин, какими являются вентиляторы главного проветривания (ВГП), невозможно получить статистические данные путем проведения стендовых испытаний ввиду сложности и громоздкости стендов и их значительной энергоемкости.

Как показал опыт работы института «Донгипроуглемаш» [1], ИГМ им. М. М. Федорова [2] и других организаций, занимающихся вопросами надежности шахтных стационарных машин, статистические данные по условиям эксплуатации вентиляторных установок главного проветривания целесообразно получать путем сбора информации непосредственно на предприятиях, занимающихся их эксплуатацией и ремонтом. В основу сбора статистической информации по отказам ВГП была принята методика, разработанная институтом «Донгипроуглемаш» [3].

При сборе данных по отказам шахтных вентиляторных установок регистрируются все отказы, как связанные с недостатками конструкции, дефектами изготовления, монтажа и наладки, так и те, которые являются следствием неправильной эксплуатации. Эти сведения могут быть получены, в основном, тремя путями.

1. На каждой вентиляторной установке ведется журнал ее работы, в котором фиксируется время пуска и остановки агрегата, ука-

зываются причины вынужденных простоев. Регистрируются виды ремонтных работ и их характер. По журналам сравнительно легко можно учесть машинное время и время восстановительных работ.

2. Во многих случаях ремонтные и наладочные работы ВГП ведутся специализированными организациями. Взаимные расчеты предприятий осуществляются на основе хоздоговорных обязательств с составлением актов приемки-сдачи выполненных работ. Акты и дефектные ведомости проведения ремонтных работ являются вторым источником сбора информации об отказах.

3. Протоколы испытаний вентиляторных установок служат третьим источником информации о надежности вентиляторов.

Статистические данные по эксплуатации и ремонту вентиляторных установок собраны за период с 2001 по 2005 гг. по всем объединениям Кузбасса.

Наблюдениями были охвачены 46 установок с осевыми и 12 с центробежными вентиляторами, от 5 до 16 вентиляторных установок каждого типа. Сведения из заполненных карт регистрации отказов комплектовались в сводные бланки. Было принято деление вентиляторной установки на ряд элементов, отказы которых приводят к значительным затратам времени на их восстановление. На основании предварительного анализа статистических данных к этим элементам были отнесены:

- ротор;
- опоры ротора;
- зубчатые муфты;
- промежуточный вал;
- электродвигатель;
- электрическая схема управления.

Для каждого из элементов фиксировались промежутки времени до первого отказа, интервалы времени между последующими отказами и затраты времени на восстановление отказавшего оборудования.

В связи со значительным объемом статистического материала была составлена картотека отказов механической и электрической систем, а также по элементам агрегата, что позволило значительно упростить обработку статистического материала, которая производилась по следующей схеме: определялись критерии надежности элементов, затем узла, системы и установки в целом.

Расчеты выполнялись с учетом следующих допущений:

- отказы элементов являются событиями независимыми;
- элементы, отказ которых не ведет к отказу агрегата или отказы которых весьма маловероятны, не учитывались;
- рассмотренные элементы работают до первого отказа, т.е. восстанавливаемые элементы не накапливают остаточных дефектов.

Для установления эксплуатационной надежности исследуемых вентиляторных установок определялись следующие количественные характеристики надежности:

- вероятность безотказной работы $P(t)$ (рисунок 1);
- коэффициент готовности КГ;
- среднее время наработки на отказ ТСР (рисунок 2);
- среднее время восстановления утраченной работоспособности $t_{CP.B}$ (рисунок 3).

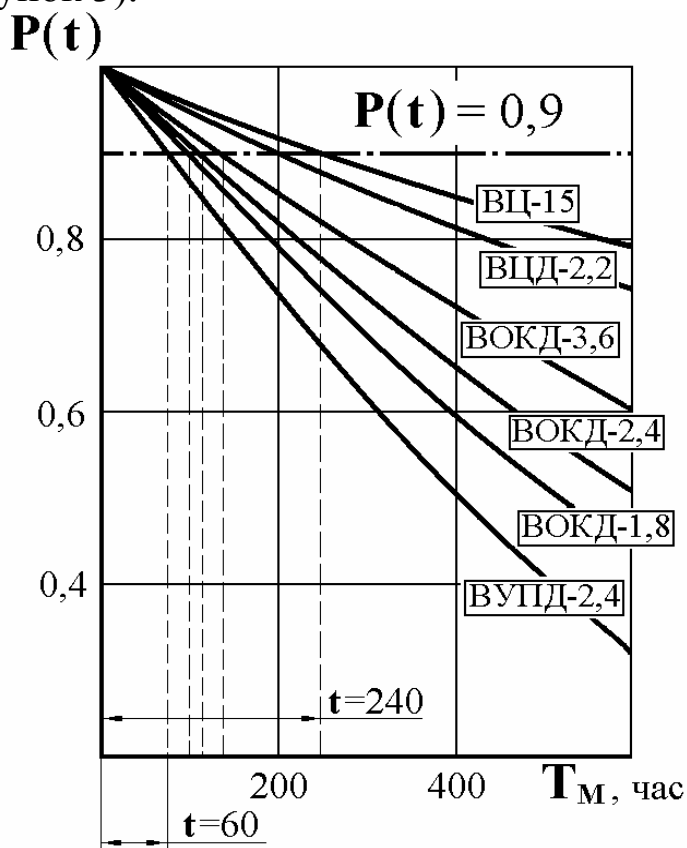


Рисунок 1 - Вероятность безотказной работы ВГП

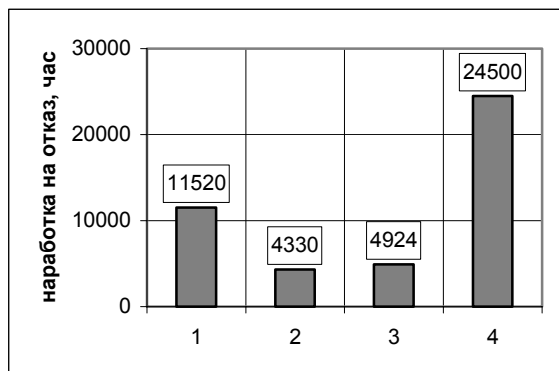
Количественные показатели надежности для вентиляторных установок главного проветривания в целом определились исходя из условий, что

$$P_{в.у.} = \prod_{i=1}^k P_i, \quad (1)$$

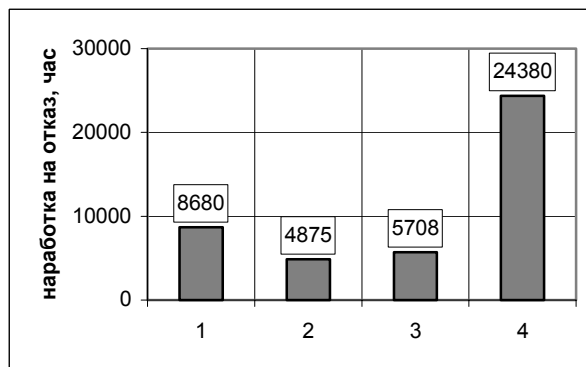
где k – число элементов установки; P_i – вероятность безотказной работы i -го элемента.

Суммарное время наработки (время работы всех установок за период наблюдения) составило 2 053 600 машино-часов, в течение которого зарегистрировано 2 048 отказов.

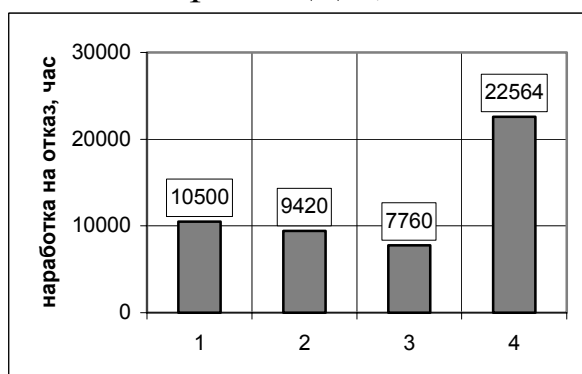
Вентилятор ВОКД-1,8



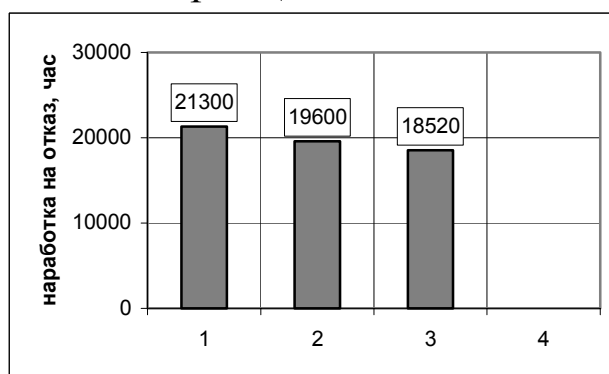
Вентилятор ВОКД-2,4



Вентилятор ВОКД-3,6



Вентилятор ВЦ-15



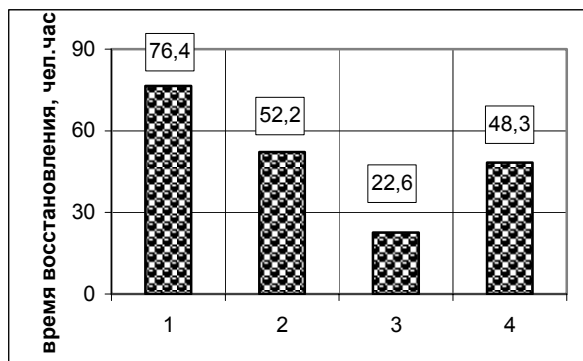
1 – ротор вентилятора; 2 – опоры ротора; 3 – зубчатые муфты;
4 – трансмиссионный вал

Рисунок 2 – Нарботка на отказ механического оборудования

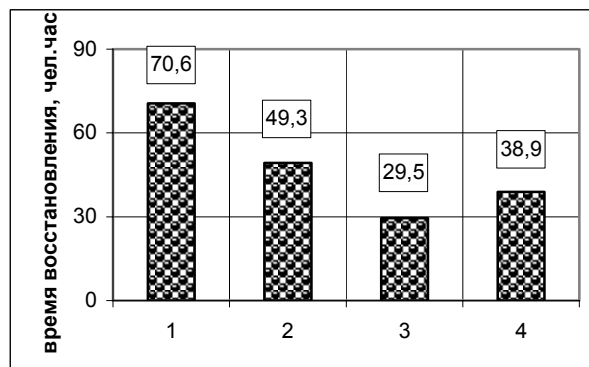
Из анализа результатов следует, что для поддержания вероятности безотказной работы $P(t) = 0,9$, определяемой безопасностью ведения горных работ, необходимо проводить через каждые 60...240 часов эксплуатации профилактические осмотры и ремонты (рисунок 1).

Наработка на отказ основных узлов вентиляторов, рассчитанная в соответствии с приведенной выше методикой, приведена в таблице 1.

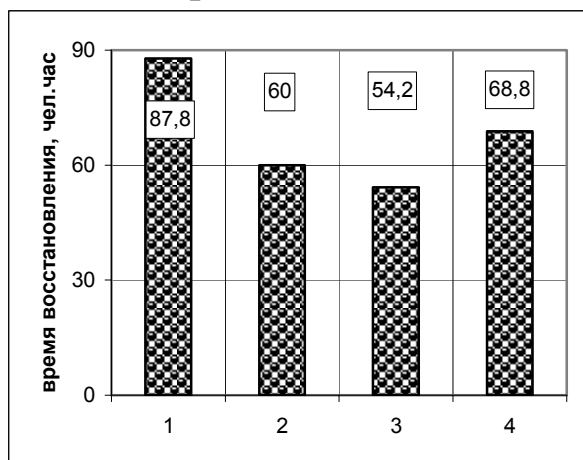
Вентилятор ВОКД-1,8



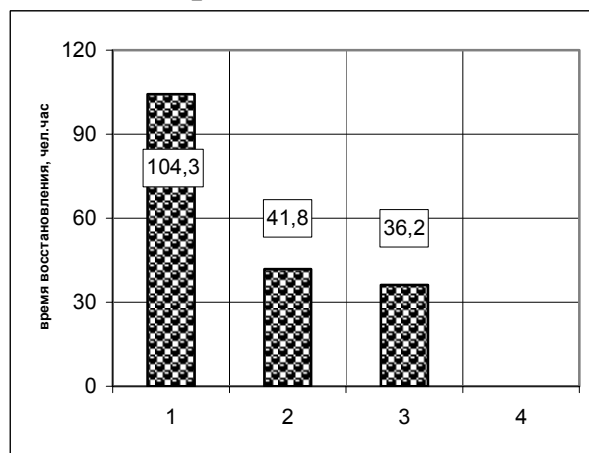
Вентилятор ВОКД-2,4



Вентилятор ВОКД-3,6



Вентилятор ВЦ-15



1 – ротор вентилятора; 2 – опоры ротора; 3 – зубчатые муфты;
4 – трансмиссионный вал

Рисунок 3 – Трудоемкость восстановления работоспособности

В связи с особенностью проведения ремонтных работ на ВГП, наработку на отказ основных узлов вентиляторов можно считать средним сроком их службы.

В соответствии с ГОСТ 11004-84 конструкция вентиляторов и в целом ВГП шахт должна обеспечивать срок их службы, равный 14 годам. Результаты статистического анализа отказов показали, что вероятность безотказной работы вентиляторных установок составляет для 18 месяцев эксплуатации $P(t=18 \text{ месяцев}) = 0,218$ [4].

Для того же времени вероятность безотказной работы вентиляторов типа ВОКД составляет $P(t=18 \text{ месяцев}) = 0,507$ (ВОКД-1,8), $P(t=18 \text{ месяцев}) = 0,510$ (ВОКД-2,4) и $P(t=18 \text{ месяцев}) = 0,560$ (ВОКД-3,6), что, несомненно, свидетельствует о более высокой надежности этих машин по сравнению с вентиляторами типа ВУПД.

В соответствии с [5] не реже 1 раза в 2 года должна производиться ревизия и наладка ВГП специализированной бригадой. При

этом должны устраняться замеченные дефекты монтажа и эксплуатации, заменяться детали и узлы, износ которых превосходит допустимую величину [6]. Благодаря этим мероприятиям вероятность безотказной работы вентиляторных установок повышается. Представляется правильным считать, в межремонтный период вероятность безотказной работы установки должна снижаться не более чем на 20% [7, 8], т.е. $P(t=24 \text{ месяца}) \geq 0,8$.

Таблица 1 – Фактический срок службы основных элементов вентиляционных установок

Тип вентилятора	Наработка на отказ, месяц						
	зубчатые муфты	подшипники	лопатки рабочих колес	вал вентилятора	трансмиссионный вал	ротор в сборе	агрегат в целом
ВУПД-2,4	4,85	4,30	6,10	22,75	19,80	11,40	0,87
ВОКД-1,8	6,84	6,00	8,92	24,60	34,10	16,00	1,17
ВОКД-2,4	7,92	6,76	7,04	24,90	33,50	12,05	1,28
ВОКД-3,6	10,75	13,10	10,81	28,10	31,30	14,60	1,80
ВЦ-15	25,70	27,10	13,70	21,48	-	29,60	4,45
ВЦД-3,3	19,20	19,30	16,20	19,60	-	14,70	2,84

Для вентиляторов типа ВОКД, статистика отказов которых исследована в настоящей работе, величины вероятности безотказной работы вентиляторных установок значительно ниже 0,8 (таблица 2).

Таблица 2 – Вероятность безотказной работы осевых вентиляторов

P(t)	Тип вентилятора	ВОКД-1,8	ВОКД-2,4	ВОКД-3,6
	P(t=12 месяцев)		0,57...0,58	0,58...0,62
P(t=24 месяца)		0,39...0,43	0,46...0,49	0,51...0,58

Наиболее низкую надежность имеют вентиляторы ВОКД-1,8 и ВОКД-2,4. Среднее время безотказной работы основных узлов (зубчатых муфт и подшипников) этих вентиляторов составляет, соответственно, 6...7 месяцев и 8...9 месяцев.

Соответственно весьма мала вероятность безотказной работы этих узлов для интервала времени в 1 год: $P(t=12 \text{ месяцев})_{\text{ВОКД-1,8}} = 0,57$, а $P(t=12 \text{ месяцев})_{\text{ВОКД-2,4}} = 0,72$. Нельзя считать нормальным положением, при котором в течение 1 года работы выходят из строя зубчатые муфты и подшипники у 48% вентиляторов.

В течение 18 месяцев (гарантийный срок эксплуатации) приходится заменять зубчатые муфты у 54% вентиляторов ВОКД-1,8; у 38% вентиляторов ВОКД-2,4 и у 27% вентиляторов ВОКД-3,6 [4].

Причины низкой надежности обследованных машин можно сгруппировать следующим образом:

- компоновочные дефекты шахтных осевых вентиляторов;
- конструктивные недостатки и погрешности изготовления;
- некачественное обслуживание и эксплуатация.

В таблице 3 приведена статистика отказов вентиляторных установок, вызванных различными причинами.

Таблица 3 – Классификация отказов ВГП

Причина отказов Тип вентилятора	компоновочные		конструктивные		обслуживание и эксплуатация	
	n	%	n	%	n	%
ВУПД-2,4	703	81	61	7	103	12
ВОКД-1,8	200	78	16	6	48	16
ВОКД-2,4	328	64	57	11	127	25
ВОКД-3,6	126	72	18	10	31	18

Для всех ВГП, за которыми производились наблюдения, следует отметить их низкую надежность по сравнению с требуемой по правилам безопасного ведения горных работ [9], которая должна быть $P(t=720 \text{ час}) \geq 0,9$. Низкая вероятность безотказной работы вентиляторов является следствием технологических и конструктивных недостатков, а также неудовлетворительной организацией работ по их ревизии и наладке.

Библиографический список

1. Исследование и пути повышения надежности вентиляторов главного проветривания шахт и рудников.// Технический отчет Донгипроуглемаша. – Донецк. – 1986.
2. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания /Г. А. Бабак, К. П. Бочаров, А. Т. Волохов и др. - М. – Недра, 1982. - 296 с.
3. Методика определения надежности вентиляторов главного проветривания шахт и рудников, находящихся в эксплуатации.// Технический отчет Донгипроуглемаша. – Донецк. – 1985.
4. Петров Н. Н. Методы оценки эффективности шахтных вентиляторных установок. /ФТПРПИ, 1975. – С. 38-46.
5. Правила безопасности в угольных шахтах. РД 05-94-95.
6. Ковалевская В. И. О надежности вентиляторов главного проветривания.// Уголь Украины – 1966. № 8.
7. Пугачев В. С. Теория вероятностей и математическая статистика. М. – Наука. – 1979. – 496 с.
8. Косарев Н. П. Разработка и исследование способов и средств повышения эффективности эксплуатации рудничных главных вентиляторных установок (ГВУ) с осевыми вентиляторами: Автореф. дис....канд. техн. наук. – Свердловск, 1979. - 23 с.
9. Руководство по ревизии и наладке главных вентиляторных установок шахт / А.С. Гофман, И.С. Меламед, И.Т. Цуцык и др. – М., Недра, 1981. – 336 с.

УДК 622.063.44

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ПОПУТНОЙ ДОБЫЧИ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Б. А. Анферов, Л. В. Кузнецова

*Институт угля и углехимии Сибирского отделения РАН
г. Кемерово*

Кузнецкие угли и продукты их обогащения и переработки представляют промышленный интерес для попутного извлечения ценных компонентов. Специальные технологии, исключая валовую разработку угольных пластов, должны обеспечивать сохра-

нение природного качества угля в различных слоях; отдельное формирование и выдачу на поверхность однородных по качеству нескольких потоков угля и ценных компонентов, отдельную переработку угля различного качества; одновременную работу нескольких технологических линий – добыча-переработка; встроенность дополнительных операций в основной технологический процесс.

Многочисленными исследованиями установлено, что в кузнецких углях встречаются в повышенных концентрациях до 50 ценных и потенциально ценных химических элементов (Li, Al, Sc, Ti, Fe, Ga, Ge, Rb, Sr, Y, Zr, Nb, Ag, Ta, Au, Th, U и др.) [1]. Эти элементы образуют рудные включения в угольных пачках вблизи почвы и кровли пластов. Могут встречаться рудные концентрации элементов по всей мощности угольного пласта с образованием линз, прослоев, рассеянной вкрапленности и других форм залегания.

Ценные элементы в товарных содержаниях в расчете на золошлаковый материал (ЗШМ) обнаружены во всех угледобывающих районах Кузбасса. Значительно превосходят кондиционные для извлечения следующие элементы: Ti – 12 %; Ga – 10 %; Al – 9 %; Fe, Y, Zr, и Hf – по 6 %. Наиболее перспективны элементы Al, Ti, Fe, Y, Zr, Nb, Ag, TR, Au, U.

Установлено [1], что угольная продукция и отходы переработки закрытой шахты «Северный Кандыш» (Кондомский район, пласты Vбис, VIII и X) перспективны для получения глинозема. Для извлечения железа представляют интерес угли Прокопьевско-Киселевского района (разрез Новосергеевский), Бачатского (разрез Шестаки), Ленинского (шахты «Комсомолец» и «Заречная») и других районов. Установлены высокие содержания титана (8,7-9,7 %) в сопровождении золота (3,94 г/т) и значительные концентрации олова по пластам Горелому, Горелому-нижнему и Мощному Бачатского района. Например, в пласте Бреевском содержание золота в угле достигает 3,15 г/т, а при сжигании отдельных пачек в золе содержание золота достигает 27,2 г/т.

Концентрация иттрия в кондиционных содержаниях в пересчете на золу обнаружена, например, на пласте Кемеровском (300 г/т) разреза Кедровского, на пластах шахт Бутовская, Лапичевская, Усинская, Западная, им. С. Орджоникидзе, разреза Калтанский.

Таким образом, кузнецкие угли и продукты их обогащения и переработки представляют промышленный интерес для извлечения ценных элементов [1]. При условии селективной выемки отдельных

частей пластов с повышенным содержанием ценных элементов может существенно увеличиться ценность угля. Однако необходимо разрабатывать специальные технологии, исключаящие валовую разработку угольных пластов с повышенным содержанием ценных элементов, предусматривающую отдельную (селективную) добычу и переработку собственно углей и попутную добычу ценных включений.

При открытом способе добычи с целью снижения степени разубоживания угля уже известно применение селективной разработки угольных пластов с повышенной зольностью (до 30 - 50 %). Традиционная технология горных работ с использованием буровзрывной отбойки не обеспечивает достаточной глубины селекции [2]. Поэтому селективная выемка угольных пластов без предварительного рыхления на угольных разрезах может осуществляться с помощью карьерных гидравлических экскаваторов типа «прямая лопата». Экскаваторы такого типа имеют независимый привод поворота стрелы, рукояти и челюстного ковша, что обеспечивает возможность отдельной выемки небольших слоев породы и угля и погрузку их в разные транспортные средства. Рабочее оборудование за счет различных траекторий движения ковша обеспечивает селективную выемку небольших слоев (до 0,3–0,4 м), причем ковш может перемещаться в горизонтальной плоскости.

Таким характеристикам соответствуют экскаваторы ЭГ. Погрузка полезного ископаемого может осуществляться в средства автомобильного и железнодорожного транспорта, расположенные на уровне рабочей площадки. Экскаваторы отрабатывают уступы выше уровня рабочей площадки забоя. Породы I и II категории разрабатываются без предварительного рыхления.

Для селективной выемки угля (до крепких) без предварительного рыхления можно применять роторные экскаваторы на рельсо-шагающем ходу (ЭРП – 7000/30, ЭРП – 7000/35, ЭРП – 1500). Для добычи полезных ископаемых средней крепости – экскаватор роторный шагающе-рельсовый добычной ЭРШРД 5250. Роторные экскаваторы позволяют эффективно вести селективную выемку даже маломощных пластов и разносортных пропластков за счет высокого усилия резания. Эта технология широко применяется в КАТЭЖе (разрез Березовский - 1) и в Приморье на разрезе Лучегорском [3]. Роторные экскаваторы работают в комплексе с транспорт-

но-отвальными мостами на железнодорожный или конвейерный транспорт.

Фирма «Ман Такраф» (ФРГ) выпускает фрезерные комбайны Сарфейс Майнер MTS1250 [4], которые прошли опытную эксплуатацию на угольных разрезах ФРГ. Этот комбайн осуществляет селективную выемку пласта угля. Особенностью его конструкции является фрезерный барабан, который имеет спиральный профиль, отделяет сверху вниз уголь почвы пласта, перемещая его к середине машины, где производится его загрузка на забойную часть конвейера и далее на самосвал с помощью поворачивающейся стрелы перегружателя.

Таким образом, при добыче угля открытым способом попутная добыча ценных компонентов не представляет технических и технологических проблем.

Задача селективной разработки угольных пластов при подземной добыче угля до недавнего времени перед технологами не ставилась. Поэтому на угольных шахтах нет практического опыта раздельной выемки и транспортирования на поверхность горной массы из пласта и прослойков. Отдельные изобретения по раздельной выемке пластов угля и породного прослойка предполагали транспортирование отбитой породы в завал. Однако существует уникальный опыт разработки пластовых месторождений калийной соли. Для адаптации таких технологий в угольных шахтах нет никаких препятствий, даже при существующей серийной отечественной и зарубежной горнодобывающей технике.

Селективная выемка калийных пластов начала успешно применяться в начале 70-х годов в ПО «Беларуськалий». Институтом Гипроуглемаш был разработан и внедрен трехшнековый очистной комбайн КС-2 [5].

В середине 90-х годов был разработан и запатентован способ селективной разработки пластов полезных ископаемых двухшнековым комбайном принципиально новой конструкции. Отличительная особенность комбайна заключается в возможности выдвижения каждого из двух поворотных редукторов вместе со шнеками относительно стандартного положения на ширину захвата комбайна. При этом верхний слой полезного ископаемого извлекается опережающим шнеком, диаметр которого равен мощности верхнего слоя. Опережающий шнек в это время выдвинут в забой на величину захвата комбайна. Отстающий шнек находится в стандартном поло-

жении и извлекает нижний слой полезного ископаемого. По окончании цикла выдвинутый шнек задвигается в стандартное положение, выполняется концевая операция и задвигается забойный конвейер. При обратном ходе комбайна оба шнека ставятся в стандартное положение и извлекают прослой, который складывается отдельно. По такой схеме работают комбайны SL500S.

По такой технологической схеме могут работать серийные двухшнековые выемочные комбайны, применяемые на угольных шахтах, например, ГШ500, КШ1КГУ, КШЗМ, РКУ-10 и другие [4]. В зависимости от мощности пласта и ценных прослоек для конкретных горно-геологических условий необходимо подбирать только диаметры шнеков.

При выемке пласта соли сложного строения (пять маломощных прослоев) трехшнековым комбайном средний шнек, выдвинутый на один захват, извлекает средний сильвинитовый слой. Передний и задний шнеки находятся в стандартном положении. Передний шнек извлекает верхний слой, задний шнек извлекает нижний слой и ведет погрузку сильвинита на забойный конвейер. При обратном ходе комбайна средний шнек задвигается в стандартное положение. Галит извлекается передним и задним шнеками и транспортируется отдельно.

При добыче угля системами разработки с короткими очистными забоями возможно применение комбайнов избирательного действия, которые могут вынимать как пласт угля, так и попутно прослой с повышенным содержанием ценных компонентов. Условием осуществления селективной выемки является необходимость разделения транспортных потоков горной массы различного качества, что не представляет технологической трудности, т.к. в короткозабойных системах разработки транспортирование горной массы от забоя до средств участкового транспорта осуществляется, обычно, циклическим транспортом - самоходными вагонами.

Технология селективной выемки пластов каменной соли в коротких очистных забоях в 2003 г. начала успешно применяется на Старабинском месторождении ПО «Беларуськалий» [6]. Суть состоит в раздельном извлечении и выдаче (складировании) слоев белой и серой соли. Панель отрабатывается камерной системой разработки с блоковой подготовкой. Для селективной выемки пласта используется комбайновый комплекс Урал-10А с бункером пере-

грузателем БП-14 и самоходным вагоном 5ВС-15М. Комбайн может отдельно выбирать до 10 прослоев.

Валовая добыча угля из пластов, содержащих включения ценных компонентов может привести к их потерям, а последующее обогащение всего объема добытой горной массы приведет к излишним затратам на разделение продуктов добычи.

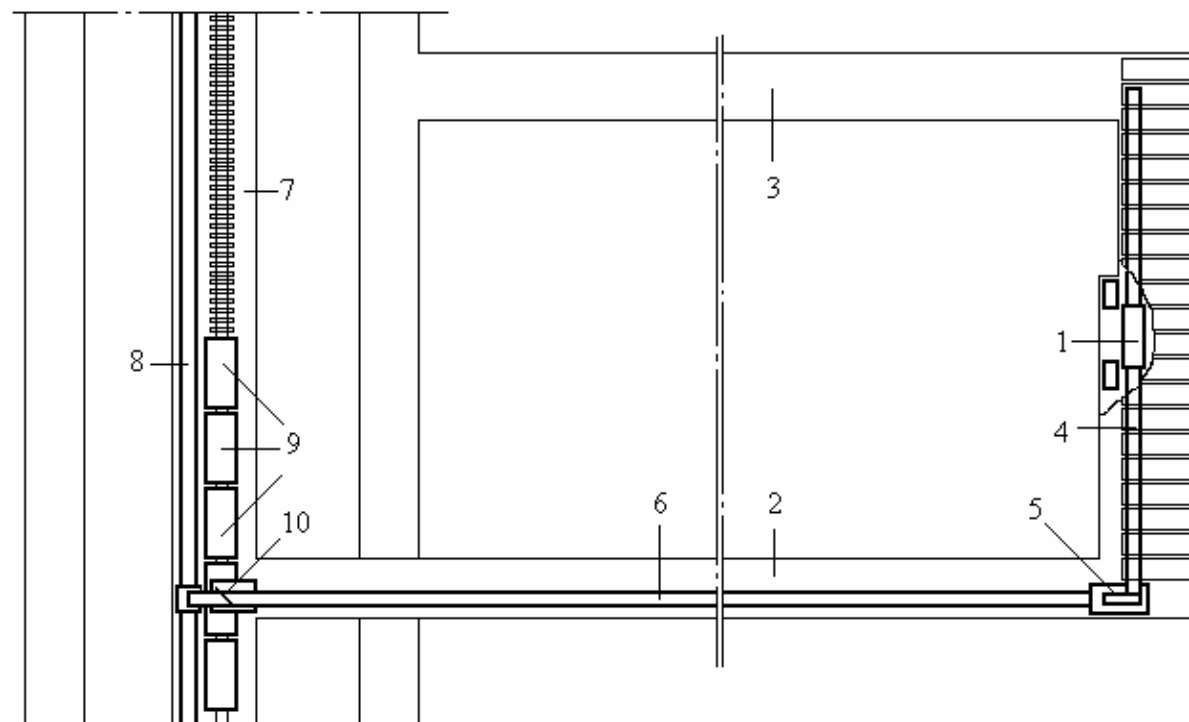
Авторы предлагают разделять транспортные потоки отбитой горной массы разного качества непосредственно в очистном забое [7], для чего потребуются внести изменения в схему выдачи полезного ископаемого на поверхность.

Современная угольная шахта добывает уголь одним или двумя очистными забоями и при этом готовит фронт очистных работ тремя-четырьмя подготовительными забоями. Это означает, что по магистральным горным выработкам одним транспортным средством обслуживаются грузопотоки из разных забоев. Если при проведении подготовительных выработок разделение грузопотоков угля и породы осуществляется непосредственно в зоне ведения подготовительных работ, то в зоне ведения очистных работ разделение грузопотоков на две транспортные цепочки для выдачи на поверхность становится весьма сложной задачей ввиду стесненности рабочего пространства и интенсивности потока добываемого угля.

На рисунке 1 показана транспортная схема, поясняющая разделение грузопотоков угля и более ценной минеральной массы еще до магистральной транспортной сети.

Угольный комбайн осуществляет отдельную выемку угля и более ценного прослойка, например, прямым ходом, от конвейерного штрека к вентиляционному, комбайн вынимает прослойк и грузит отбитую горную массу на забойный конвейер, обратным ходом комбайн осуществляет отбойку угля и его погрузку на тот же конвейер.

Горная масса доставляется на сопряжение очистного забоя с конвейерным штреком, где через приемное устройство перегружается на штрековый конвейер. Далее грузопоток следует к магистральной горной выработке (уклон, бремсберг, квершлаг и т.д.), где осуществляется перегрузка угля на магистральный конвейер, а более ценного прослойка в вагонетки. Разделение грузопотоков угля и более ценного прослойка осуществляется плужковым сбрасывателем, который включается в работу по сигналу, поступающему от очистного забоя.



- 1 – очистной комбайн; 2 – конвейерный штрек; 3 – вентиляционный штрек; 4 – забойный конвейер; 5 – приемное устройство; 6 – штрековый конвейер; 7 – магистральная горная выработка; 8 – магистральный конвейер; 9 – вагонетки

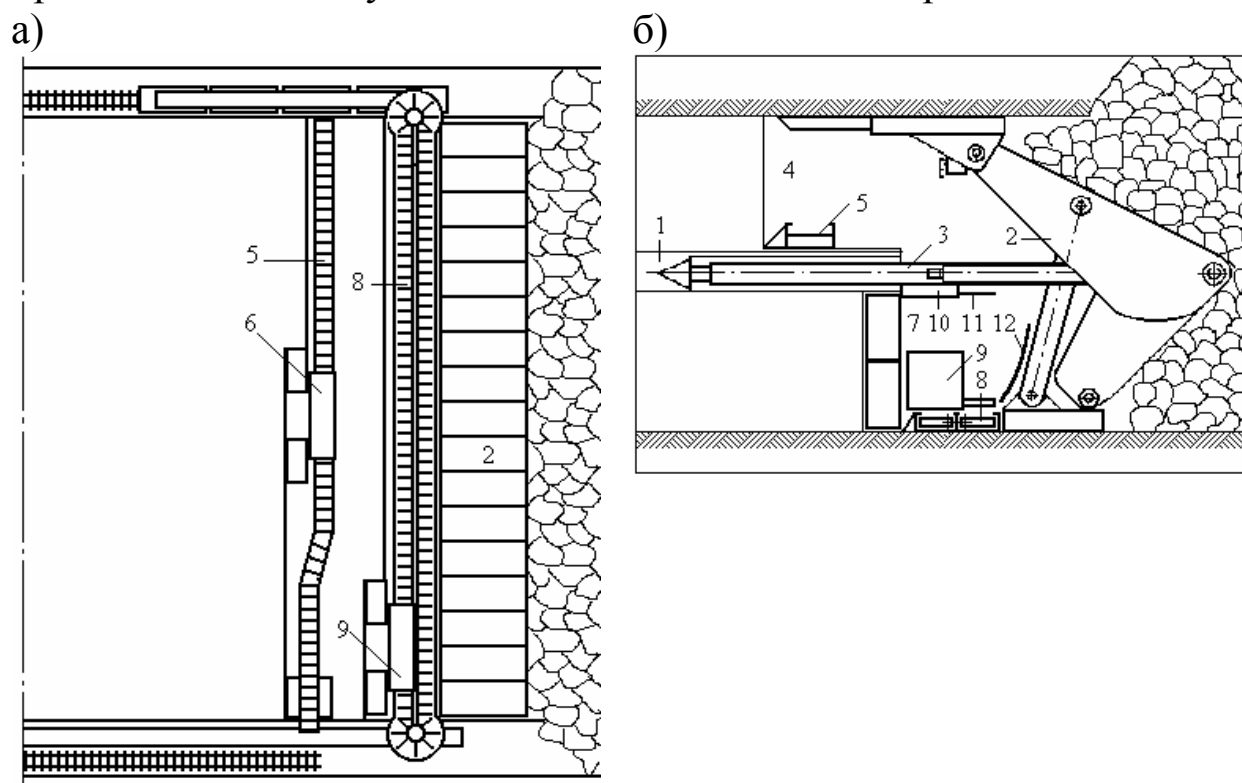
Рисунок 1 – Схема разделения транспортных потоков

Привлекательность данного способа состоит в том, что в существующих шахтах в конвейерных уклонах (бремсбергах) укладываются рельсовые пути для организации транспорта вспомогательных материалов. Технология пересыпа отбитого полезного ископаемого с ленты конвейера в вагонетки отработана многолетним опытом ее использования на отечественных шахтах, способ не требует дополнительных капитальных вложений и позволяет в подземных условиях разделить транспортные потоки из забоя с выдачей двух и более потоков горной массы разного качества на поверхность.

Для случая [8], когда прослой более ценного компонента, чем уголь расположен примерно посередине мощности пласта предлагается (рисунок 2) вначале вынимать уголь выше прослоя комбайном 6, затем – уголь ниже прослоя комбайном 9, а сам прослой в последнюю очередь будет разрушаться под действием собственного веса. Причем отбитый уголь, расположенный выше прослоя, грузится на забойный конвейер, а ниже прослоя – на забойную ветвь

конвейера консольного типа, по которым затем транспортируется до конвейерного штрека и далее по существующей транспортной цепочке выдается на поверхность. Сам прослой грузится на тот же консольный конвейер, но на завальную ветвь, и транспортируется на вентиляционный штрек и далее – на поверхность средствами вспомогательного транспорта.

Щит перекрывает рабочее пространство нижнего слоя, защищая его от проникновения пород ценного прослойка, который под действием веса может разрушаться в пространстве между скважинами. Буровую мелочь, образующуюся при бурении скважин, направляют в завальную ветвь консольного конвейера.



- 1 – прослой угля с более ценным компонентом; 2 – секции механизированной крепи; 3 – опорные балки с буровым снарядом; 4 – рабочее пространство верхнего слоя; 5 – забойный конвейер; 6 – первый очистной комбайн; 7 – рабочее пространство нижнего слоя; 8 – забойный конвейер консольного типа; 9 – второй очистной комбайн; 10 – полозья секции крепи; 11 – оградительный щит; 12 – отбойный щит; 13 – конвейерный штрек; 14 – вентиляционный штрек

Рисунок 2 – Технологическая схема селективной выемки: а – очистной забой (вид в плане); б – очистной забой (поперечное сечение)

После выемки первых полос угля в верхнем и нижнем слоях приступают к выемке следующих полос до тех пор, пока ширина межскважинного целика ценного прослойка не превысит ширину оградительного щита. Тогда после очередного перемещения щита на ширину захвата исполнительного органа комбайна целик зависнет с завальной стороны, под действием собственного веса разрушится и упадет на завальную ветвь конвейера.

Данный способ привлекателен тем, что:

- разделение двух потоков полезных ископаемых осуществляется непосредственно в очистном забое, потоки отбитого угля и более ценного прослоя направляются в противоположные стороны, что исключает возможность их перемешивания при выдаче на поверхность;

- саморазрушение межскважинных целиков прослоя не требует дополнительных затрат энергии;

- для транспортирования прослоя на поверхность может быть использован вспомогательный транспорт – рельсовые пути в вентиляционном штреке.

Серийно выпускаемая горнодобывающая техника позволяет осуществить селективную выемку угольных пластов, а технологические схемы отдельной выдачи различных по качеству потоков угля на поверхность могут быть адаптированы к существующим на угольных шахтах системам разработки и транспортным цепочкам без существенных дополнительных капитальных вложений.

Таким образом, в отличие от традиционных способов разработки угольных месторождений, при создании технологий попутной добычи ценных компонентов необходимо учитывать новые дополнительные принципы, такие как:

- сохранение природного качества угля в различных слоях (выемка без предварительного рыхления угольного пласта и разубоживания);

- организация отдельного формирования и выдачи на поверхность (от забоя до склада) однородных по качеству нескольких потоков угля и ценных компонентов;

- отдельная переработка угля различного качества;

- одновременная работа нескольких технологических линий – добыча- переработка;

- встроенность дополнительных операций в основной технологический процесс.

Эффект от селективной выемки будет зависеть от следующих факторов: качественного состава углей (наличие ценных компонентов), технологии добычи и уровня цен на полученную конечную продукцию.

Библиографический список

1. Нифантов Б. Ф. Ценные и токсичные элементы в углях // Угольная база России. Угольные бассейны и месторождения Западной Сибири (Кузнецкий, Горловский, Западно-Сибирский бассейны; месторождения Алтайского края и Республики Алтай).- М.: ООО «Геоинформцентр», 2003.- Т. II.- 604 с., (с. 77-91).

2. Пихлер М. Wirtgen Surface Miner в Индии. Опыт селективной разработки угольных месторождений / М. Пихлер, Ю. Б. Панкевич // Горная промышленность.- 2003.- № 4.- С. 40-47.

3. Плотникова Т. Разрез «Березовский – 1»: люди и их дело / Т. Плотникова // Уголь.- № 8.- 2001.- С. 12-15.

4. Обзор по международной выставке ярмарке «Уголь России – майнинг 2000» // Уголь.- № 11.- 2000.- С. 22-25.

5. Кириенко В.М. Опыт селективной выемки калийных пластов на Старобинском месторождении / В.М. Кириенко, В.Н. Плескунов, В.Н. Чужов // Горный журнал.- № 7.- 2003.- С. 50-52.

6. Смычник А.Д. Пищевая каменная соль – новая продукция ПО «Беларуськалий». А.Д. Смычник, Н.А. Дакуко // Горный журнал.- № 7.- 2003.- С. 53-54.

7. Пат. 2291300 Российской Федерации, МПК7 E21C 41/16. Способ селективной выемки пластовых полезных ископаемых [текст] / Анферов Б. А., Нифантов Б. Ф., Кузнецова Л. В.; заявитель и патентообладатель ИУУ СО РАН.- № 2005115366/03; заявл. 20.05.2005; опубл. 10.01.2007, Бюл. № 1.- 5 с.: ил.

8. Пат. 2312988 Российской Федерации, МПК7 E21C 41/18. Способ селективной выемки пологого угольного пласта [текст] / Анферов Б. А., Нифантов Б. Ф., Кузнецова Л. В.; заявитель и патентообладатель ИУУ СО РАН.- № 2006110469/03; заявл. 31.03.2006; опубл. 20.12.2007, Бюл. № 35.- 6 с.: ил.

ОСВОЕНИЕ НЕДР И ФОРМИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ТРЕБУЕТ СОЗДАНИЯ НОВОГО ИНСТРУМЕНТАРИЯ

В.В. Аксенов¹, А.Б. Ефременков²

*1 – Институт угля и углехимии СО РАН
г. Кемерово*

*2 – Юргинский технологический институт
Томского политехнического университета
г. Юрга*

Традиционное представление проходки выработки, как процесса образования полости в массиве горных пород, всегда определяло и до сих пор определяет направления совершенствования геотехнологий строительства подземных сооружений и, соответственно, создания проходческого оборудования для освоения подземного пространства [1, 2]. В то же время, известные технологии проведения горных выработок, развиваясь по пути увеличения мощности и металлоемкости оборудования, практически исчерпали свои возможности в увеличении производительности, обеспечении безопасности работ и расширения области применения.

В поисках путей совершенствования геотехнологий проведения горных выработок в ИУУ СО РАН были рассмотрены альтернативные подходы и решения, используемые, в частности, в самолетостроении и кораблестроении. Как известно, в этих областях используются результаты исследований, в основу которых положен процесс изучения движения твердого тела соответственно в воздушной и водной средах.

Авиаконструкторы и кораблестроители при проектировании и строительстве аппаратов, предназначенных для движения в воздушном пространстве (самолет, вертолет и др.) и водной среде (корабль, подводная лодка и др.) изыскали возможность использования самой среды для создания усилий тяги при движении соответствующего аппарата. Для этой цели были созданы внешние движители: пропеллер, гребной винт и др. В результате была получена возможность перемещения твердого тела (аппарата) в любом направлении воздушного или водного пространства.

Вернемся к интересующей нас сфере деятельности – освоению подземного пространства. Одним из главных и определяющих этапов освоения подземного пространства является проходка горных выработок, для осуществления которой сейчас в качестве базового оборудования используются или проходческие комбайны, или щиты. Другими словами, в подземных условиях для перемещения проходческого аппарата используются внешние движители (гусеничные, колесные, колесно-рельсовые или распорно-шагающие), которые хорошо показали себя на земной поверхности, но, по сути, предназначенные для перемещения какого-либо аппарата только на контакте твердой и воздушной сред.

Из этого обстоятельства вытекают основные проблемы современных технологий проведения горных выработок: невозможность движения проходческих аппаратов в любом направлении подземного пространства и невозможность создания больших напорных усилий на исполнительном органе для разрушения крепких пород. Как следствие, для создания достаточных напорных усилий конструкторы вынуждены увеличивать массу горнопроходческих комбайнов, масса которых уже превышает 80т. Кроме того, продолжают остро стоять вопросы безопасности ведения работ в призабойной зоне.

Хотелось бы выделить главное – в процессе работы проходческого комбайна или щита, для создания силы тяги и напорного усилия на исполнительном органе ни коим образом не задействована сама внешняя геосреда, а только твердая поверхность выработки на контакте гео и воздушной сред, или при щитовом способе проходки - мощная постоянная крепь.

Нами проведен ряд исследований [3, 4], на основании которых предлагается совершенно иной подход к процессу проведения горных выработок. Мы считаем, что изначально проходку выработок необходимо рассматривать как процесс движения твердого тела (проходческого оборудования) в твердой среде и только потом, при необходимости, рассматривать как процесс образования полости в массиве горных пород. Приконтурный массив пород должен использоваться как опорный элемент, воспринимающий реактивные усилия от горнопроходческого оборудования при выполнении им основных технологических операций.

Принцип связывания в функциональном единстве основного движения (подачи на забой) и процесса резания горных пород дал

название геовинчестерной технологии проведения горных выработок.

Геовинчестерная технология (ГВТ) – процесс механизированного проведения горных выработок с формированием и использованием системы законтурных винтовых и продольных каналов, в котором операции по разработке забоя, уборке горной массы, креплению выработанного пространства, а также перемещению всей проходческой системы на забой осуществляются в совмещенном режиме. Вовлечение приконтурного массива горных пород достигается введением дополнительной технологической операции – формирования системы законтурных каналов.

На рисунке 1 представлена структура ГВТ, ее основные элементы, их назначение и выполняемые технологические функции.



Рисунок 1 – Структура геовинчестерной технологии проведения горных выработок

Область применения ГВТ:

- проходка горных выработок различного расположения в пространстве;
- возведение подземных сооружений различного назначения: городские коллекторы, магистральные тоннели метро, подземные склады, хранилища, подземные переходы, гаражи;
- ведение аварийно-спасательных работ в завалах.

Отличительные потребительские свойства:

- совмещенное выполнение операций при проходке горных выработок и возведению подземных сооружений;
- снижение в 6 и более раз металлоемкости оборудования проходческой системы;
- повышенная безопасность ведения проходческих работ при полной защите призабойной зоны от вывалов породы;
- повышение в 4 и более раз темпов проходки, производительности труда;
- снижение трудоемкости и стоимости ведения горнопроходческих работ;
- возможность проведения выработок с любым расположением в пространстве.

Кроме того, следует отметить, что для ГВТ возможно создание принципиально новых конструкций крепи горных выработок и обделок подземных сооружений, материалоемкость которых на 30-50% ниже традиционных конструкций [3, 4].

К специально создаваемому для работы по ГВТ новому виду горнопроходческой техники были выработаны основные технологические и технические требования:

- корпус проходческой машины должен иметь внешний двигатель, активно взаимодействующий с геосредой для создания требуемых тяговых и напорных усилий;
- оборудование должно обеспечивать выполнение всех операций проходческого цикла с возможностью их полного совмещения во времени;
- проходческая машина должно иметь возможность перемещаться в любом направлении подземного пространства и менять направление своего движения по трассе выработки;
- перемещение проходческой машины не должно быть связано с необходимостью возведения мощной постоянной крепи;

- перекрытие призабойной зоны для исключения процесса отслоения пород кровли, бортов и груди забоя должно быть обеспечено одновременно с перемещением проходческой машины;

- все функциональные исполнительные механизмы проходческой системы должны быть смонтированы на одной конструктивной базе;

- металлоемкость конструкции при достаточной прочности должна быть снижена по сравнению с проходческими щитами традиционного исполнения;

- величина передаваемых на исполнительный орган напорных усилий должна соответствовать усилиям, необходимым для разрушения породы (геосреды), в которой перемещается проходческая машина и не требовать пропорционального увеличения массы горнопроходческого оборудования.

Требования по производительности, энерговооруженности, надежности, ремонтпригодности и специальные требования к отдельным механизмам и системам на начальном этапе создания новой техники не предъявлялись.

Идеалом компоновки любой проходческой системы выступает подземный агрегат, у которого важнейшие функциональные органы, выполняющие технологические операции, совмещены на одной конструктивной основе, а выработка образуется в результате их единовременного действия.

На основании функционально-структурной теории создания горнопроходческих систем и с учетом сформулированных требований был разработан ряд конструктивных схем проходческого агрегата, отличительной особенностью работы которого является вращательно-поступательное перемещение на забой по принципу ввинчивания. Проходческий агрегат первоначально получил название АПЩВ (агрегат проходческий щитовой вращающийся), которое в последствии трансформировалось в ВПА (винтоповоротный проходческий агрегат). В настоящее время такой класс горнопроходческих машин получил название геоходов.

Геоход – аппарат, движущийся в подземном пространстве с использованием геосреды. Представляя собой новый класс горных машин, геоходы предназначены для проходки подземных выработок различного назначения и расположения в пространстве, аналогов конструкции в мировой практике нет.

Основные отличия геоходов:

- принцип работы;
- наличие новых функционально-конструктивных элементов;
- общая функционально-компоновочная схема;
- возможность реализации на исполнительном органе любых напорных усилий (возможность создания ИО для разрушения крепких пород);
- качественно новые функциональные возможности.

Для разработки конструкторской документации на изготовление первых экспериментальных образцов геоходов предварительно была разработана математическая модель их взаимодействия с геосредой и некоторые положения методики расчета силовых и прочностных параметров [3, 4].

Конструкция и принцип работы геоходов (винтоповоротных проходческих агрегатов) достаточно подробно рассмотрен в работах [3, 4]. В таблице 1 приведены назначение и основные отличительные особенности систем геоходов.

Испытания первых экспериментальных образцов геоходов ЭЛАНГ-3 (рисунок 2), изготовленного совместно с работниками шахты «Карагайлинская» ПО «Киселевскуголь», и ЭЛАНГ-4 (рисунок 3), изготовленного совместно с НПО «Сибгипрогормаш» (г. Новосибирск) и АП ЭЛСИБ (г. Новосибирск), доказали принципиальную работоспособность и перспективность проходческих агрегатов, перемещающихся на забой с использованием окружающей геосреды.

ЭЛАНГ – это аббревиатура авторского коллектива - Эллер А.Ф., Аксенов В.В., Нагорный В.Д. и Горбунов В.Ф.

Основными научно-техническими проблемами, стоящими на пути развития ГВТ и геоходов являются необходимость:

- разработки элементов ГВТ, включая создание принципиально новых конструкции крепи горных выработок и обделок подземных сооружений для различных горнотехнических условий, а также методов их расчета;
- проработки большого количества компоновочных и конструктивных решений по всем системам и элементам геохода для различных типоразмеров и горнотехнических условий;
- разработки методик расчета силовых и конструктивных параметров геоходов и их систем.

Таблица 1 – Назначение и основные особенности систем геогодов

Наименование системы, назначение	Особенности
<p>Корпус геогода – носитель, являясь конструктивной базой для размещения функциональных систем и элементов геогода, предназначен не только для защиты призабойной зоны от вывалов пород, восприятия нагрузок от горного давления и силового оборудования, но и для «включения» приконтурного массива пород в технологический процесс проведения выработки (перераспределение нагрузок от силового оборудования на окружающую геосреду), а также для удержания геогода в геосреде при любом его пространственном положении.</p> <p>Внешний движитель и система противовращения предназначены для формирования требуемого усилия тяги и напорного усилия на исполнительном органе, восприятия основной части нагрузок от горного давления, силового оборудования и перераспределение его на окружающую геосреду, формирования свободного от геосреды винтового и продольного каналов за контуром проводимой выработки.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Не имеет аналогов в горном машиностроении. Основополагающие отличия по назначению и принципу работы от всех существующих систем горнопроходческих комбайнов и проходческих щитов. - Своеобразный характер взаимодействия элементов носителя, внешнего движителя и системы противовращения с геосредой. - Наличие принципиально новых функционально конструктивных элементов. - Большой спектр возможных компоновочных и конструктивных решений. - Возможность работы на любых углах наклона проводимой выработки. - Необходимость согласования работы всех систем геогода. - Отсутствие методов и методик расчета силовых и конструктивных параметров.

Наименование системы, назначение	Особенности
<p>Исполнительный орган разрушения забоя предназначен для одновременного формирования и разрушения породного уступа на поверхности забоя выработки, формирования свободного от геосреды пространства в направлении проводимой выработки для прохождения носителя гехода, обеспечения достаточной производительности при любом пространственном расположении гехода.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Принципиальные отличия по назначению и выполняемой работе от всех существующих систем горнопроходческих комбайнов и проходческих щитов. - Своеобразный характер взаимодействия с геосредой. - Жесткая взаимосвязь с работой внешнего движителя. - Возможность работы на любых углах наклона проводимой выработки. - Зависимость подводимых напорных усилий от параметров геосреды. - Большой спектр возможных компоновочных и конструктивных решений. - Отсутствие методик расчета силовых и конструктивных параметров.
<p>Энергосиловая установка, трансмиссия, погрузочная система и крепевозводящий модуль гехода предназначены для обеспечения работоспособности гехода при его перемещении в геосреде в любом направлении и достаточной производительности при проведении горной выработки любого пространственного расположения.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Необходимость работы на любых углах наклона проводимой выработки. - Большой спектр возможных компоновочных и конструктивных решений. - Необходимость совершенствования методик расчета силовых и конструктивных параметров.

Решение всех трех проблем невозможно без проведения большого комплекса специализированных научных исследований, причем не разового характера.

Для решения комплекса задач, относящихся к первой проблеме, необходимо формирование нового научного направления - разработка научных основ геовинчестерной технологии проведения горных выработок, а для второго - разработка научных основ проектирования геогодов многоцелевого назначения и их систем (геогодостроение).



Рисунок 2 – Экспериментальный образец геогода ЭЛАНГ-3 диаметром 3м

Для разработки методик расчета силовых и конструктивных параметров геогодов необходимо проведение большого объема исследований по изучению сил, возникающих на поверхности геогода и его элементов при движении в геосреде.

Здесь следует отметить, что подобными задачами, связанными с определением сил, возникающих на поверхности движущегося в воздушной и жидкой среде твердого тела, занимаются такие науки, как аэродинамика летательных и гидродинамика подводных аппаратов. Но, в отличие от воздуха и воды, геосреда по диапазону изменения физико-механических свойств гораздо более многообразна и многогранна в своих проявлениях. Поэтому для решения

подобного типа задач применительно к освоению подземного пространства назрела необходимость создания нового научного направления - геодинамика подземных аппаратов.

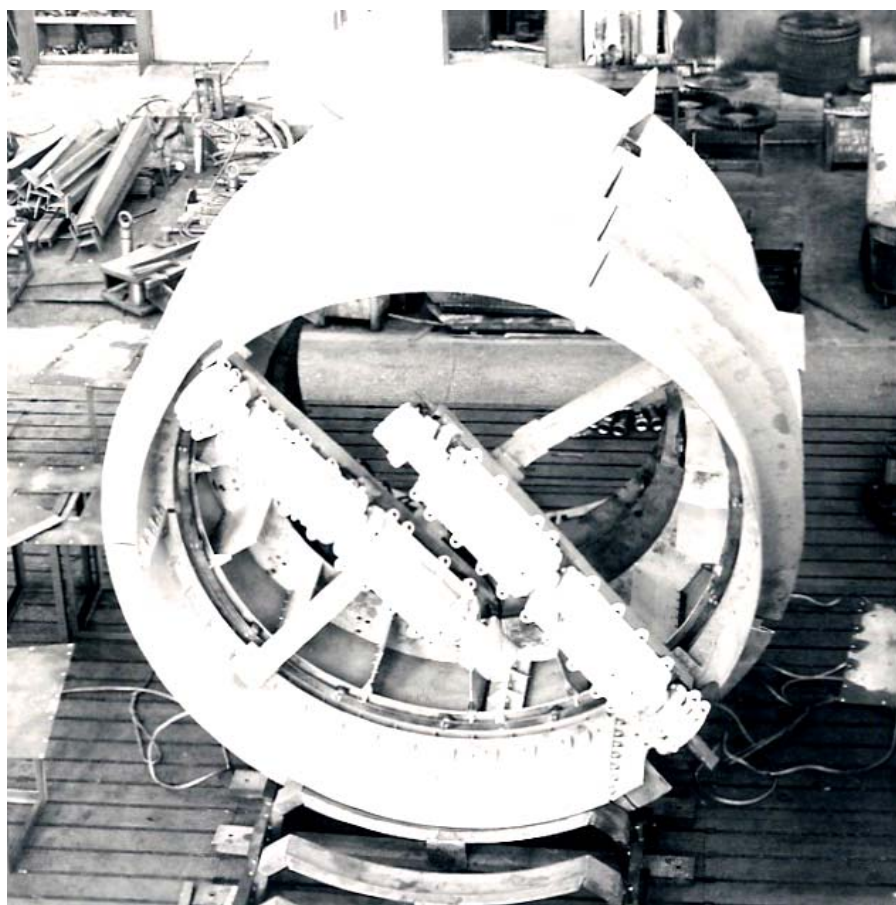


Рисунок 3 – Экспериментальный образец геохода ЭЛАНГ-4 диаметром 4м

Основной задачей геодинамики подземных аппаратов, по нашему мнению, должно стать изучение сил, возникающих на поверхности твердого тела, движущегося в твердой среде.

До создания геоходов острой необходимости в решении подобного класса задач не возникало. Именно при проектировании геоходов стоят проблемы:

- определения сил, возникающих на поверхности геохода и его элементов;
- выбора рациональных форм и геометрических параметров элементов с точки зрения возникающих при движении подземного аппарата геодинамических сопротивлений.

В период работы по созданию первых экспериментальных образцов геоходов небольшому научному коллективу пришлось не только решать большой комплекс научных задач и самим зани-

маться разработкой рабочей документации на изготовление новой техники, но и своими руками изготавливать и собирать агрегаты, осваивать профессию испытателя новой техники, заниматься большим объемом организационных мероприятий, решать финансовые проблемы и многим, многим другим.

С одной стороны коллектив приобрел огромный опыт работы и связи с производством, а с другой - на решение всех поставленных задач, особенно финансового и организационного плана уходило очень много времени. Так, на создание и испытание одного экспериментального образца, уходило в среднем около 10 лет. В современных условиях такой подход к решению научно-технических проблем неприемлем.

Опыт самолетостроения и кораблестроения показывает, что для успешного и оперативного создания, особенно в рыночных условиях, конкурентоспособных образцов новой техники, наряду с достаточным финансированием, необходима специализация – от разработки технической идеи до испытания и внедрения, новых образцов техники. Испытанием новой техники, например, в самолетостроении занимаются специализированные центры и институты, существуют даже элитные профессии – летчик-испытатель, инженер-испытатель и др. Именно такой подход позволяет, не только успешно доводить новую технику до серийного производства, но и безболезненно внедрять ее.

Отсутствие в горной промышленности специализированного центра подземных испытаний, а также самой профессии – горный испытатель не просто сдерживает создание и внедрение новой конкурентоспособной техники, а делает этот процесс невозможным.

Потенциально широкая область применения новой геотехнологии, а также отсутствие на данном этапе конкурентоспособных разработок обуславливают необходимость скорейшего развертывания работ в направлениях представленных на рисунке 4.

Предлагаемый путь создания нового инструментария для освоения подземного пространства: новых геотехнологий проведения горных выработок и нового класса горнопроходческих машин, является с одной стороны, безусловно, инновационным, а с другой – наукоемким. Причем необходимый объем проведения научных исследований настолько огромен, что потребуются не одно десятилетие для его осуществления. Но рано или поздно этот путь придется пройти.



Рисунок 4 – Основные направления деятельности

Библиографический список

1. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г /Ю.Н. Динник, И.С

Крашкин, В.Г. Мерзляков // Горное оборудование и электромеханика, 2006, №2, с. 2-12.

2. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г /Ю.Н. Динник, И.С. Крашкин, В.Г. Мерзляков // Горное оборудование и электромеханика, 2006, №3 с. 2-6.

3. Винтоповоротные проходческие агрегаты / А.Ф. Эллер, В.Ф. Горбунов, В.В. Аксенов. – Новосибирск: ВО «Наука». 1992. – 192 с.

4. Аксенов В.В. Геовинчестерная технология проведения горных выработок. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. - 264 с.

УДК 622.235.113

КОМБИНИРОВАННЫЙ ВОРОНКООБРАЗУЮЩИЙ ВРУБ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ И ПЫЛИ

В. В. Першин¹, В. П. Щербинин², М. Д. Войтов¹, А. Б. Сабанцев¹

1 – Кузбасский государственный технический университет

2 - ОАО «Кузниишахтострой»

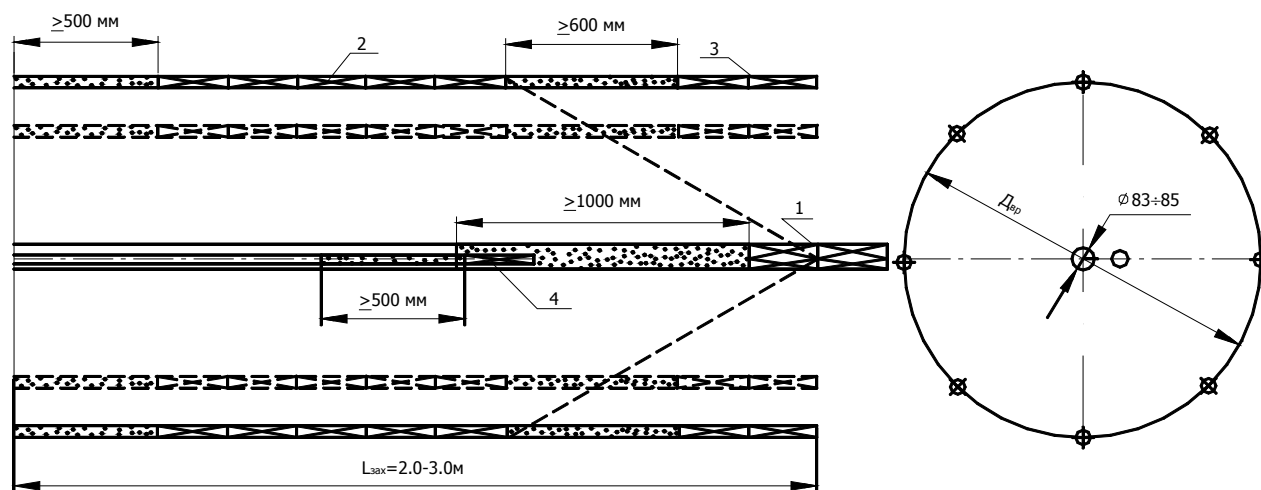
г. Кемерово

Применение в угольных шахтах, опасных по газу и пыли, комбинированного воронкообразующего вруба повышает эффективность и безопасность взрывных работ. Приведены принципиальная схема вруба и методика проектирования его параметров. Даны рекомендации по корректировке расчетных данных и практическому применению результатов исследований.

Действующими в настоящее время в России правилами безопасности при производстве взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу и пыли [1], предусмотрен ряд изменений, позволяющих повысить эффективность взрывных работ при проведении выработок относительно ранее действовавших «Единых правил безопасности при взрывных работах». Однако специфика условий угольных шахт обуславливает и в новых правилах предусмотреть ряд ограничений, предъявляемых к параметрам взрывных работ при проведении выработок в потенциально взрывоопасной атмосфере угольных шахт.

Согласно [1] в условиях, опасных по газу и пыли, допущено применение ВВ не ниже IV класса; максимальное замедление, с учетом разброса по времени срабатывания электродетонаторов, не должно превышать 220 мс; максимальное замедление между инициированием смежных зарядов (интервал замедления электродетонаторов по номиналу) не более 60 мс; минимально допустимое расстояние между смежными шпуровыми зарядами с применением ВВ III и IV классов должно быть не более: 0,6 м – по углю; 0,45 м – по породам с $f < 7$ и 0,3 м – по породам с $f > 10$. Это обуславливает целесообразность разработки специальных конструкций врубов и параметров паспортов БВР, удовлетворяющих требованиям [1] по всем вышеперечисленным критериям с одновременным обеспечением достаточно высокой эффективности взрывных работ при увеличенной глубине заходки. При высокой концентрации нагрузки на забой с использованием современной проходческой техники высокая производительность ее обеспечивается при глубине заходки не ниже 2,0 м и существенно возрастает при увеличении подвигания забоя за цикл за счет уменьшения удельного веса подготовительно-заключительных операций.

В связи с вышеизложенным в институте «Кузниишахтострой» по а.с. 1120761 разработана конструкция комбинированного воронкообразующего вруба (КВВ), принципиальная схема которого приведена на рисунке 1.



- 1 – сосредоточенный заряд в центральной скважине;
 2 – заряд верхнего яруса; 3 – заряд нижнего яруса;
 4 – запрессовывающий заряд

Рисунок 1 – Принципиальная схема КВВ

Вруб состоит из сосредоточенного заряда 1, расположенного в скважине диаметром 83–85 мм, шпуровых ярусных зарядов 2 и 3, расположенных на контуре окружности и укороченного шпура, удаленного не более 0,8 величины разрушаемого целика породы между шпуром и скважиной, с зарядом 4 уплотнения верхней части забойки скважины.

Заряд в скважине, состоящий из двух или трех связок из четырех стандартных патронов ВВ диаметром 36 мм, согласно [1], имеет сплошную песчано-глинистую забойку длиной не менее 1,0 м, ярусные заряды в шпурах разделены такой же забойкой длиной не менее 0,6 м, запрессовывающий заряд и заряды верхнего яруса шпуров могут иметь комбинированную забойку длиной не менее 0,5 м.

В условиях, опасных по газу или пыли, при использовании электродетонаторов с номиналами замедления 25 мс, согласно требований [1] заряды вруба предусматривается инициировать в следующем порядке: сосредоточенный, запрессовывающий и верхние ярусы шпуровых – нулевой ступенью замедления электродетонаторов; нижних ярусов шпуровых – первой. При использовании электродетонаторов с замедлением 15 мс, согласно [1], допустим пропуск одной ступени замедления ЭД и в этом случае инициированием рационально выполнить в следующем порядке: верхний ярус шпуровых зарядов – нулевой ступенью замедления; сосредоточенный и запрессовывающий – второй; заряды нижнего яруса – третий. Все остальные заряды комплекта шпуров инициируются в обычном порядке режима короткозамедленного взрывания в соответствии с регламентом [1].

При таком порядке инициирования осуществляется следующая последовательность формирования врубовой полости во времени.

При одновременном инициировании сосредоточенного заряда в скважине, зарядов первого яруса и запрессовывающего, независимо от свойств пород и типа ВВ, опережение развития разрушений во времени будет всегда происходить в порядке, пропорциональном л.н.с. зарядов. Вследствие этого с опережением будет происходить срез целика и запрессовка зарядной камеры сосредоточенного заряда, затем начало трещинообразования и смещение массива от действия шпуровых зарядов первого яруса и, наконец, формирование воронки выброса в донной части заходки сосредоточенным зарядом.

Заряды второго яруса, взрывааемые с замедлением, обеспечивают доведение врубовой полости до проектных размеров.

При использовании ЭД, с номиналом замедления 15 мс и пропуском одной ступени, последовательность разрушения массива во времени аналогична, но при этом обеспечивается больший объем свободной врубовой полости до начала разрушения массива вспомогательными зарядами.

Для предотвращения выхода негабаритных кусков породы из устьевой части заходки верхняя часть скважины вруба остается свободной и служит в качестве концентратора напряжений, способствуя повышению интенсивности дробления устьевой части заходки шпуровыми зарядами первого яруса.

В основу конструкции данного вруба положен эффект воронкообразования, создаваемый сосредоточенным зарядом в скважине при его взаимодействии со шпуровыми цилиндрическими зарядами. При этом врубовая полость формируется преимущественно в режиме одноосного напряженного состояния с преобладанием напряжений растяжения, создаваемых отраженной от открытой поверхности волной, за счет чего обеспечивается наименьшая энергоемкость разрушения массива относительно всех известных способов образования свободных врубовых полостей цилиндрическими зарядами, в которых разрушение, как правило, происходит в объемном напряженном состоянии или за счет срезанных (сдвиговых) напряжений при использовании во врубах свободных полостей различных форм и размеров. Низкая энергоемкость формирования врубовой полости с применением вруба КВВ обеспечивает соблюдение требований [1] о минимальном расстоянии между зарядами в опасных условиях угольных шахт.

Использование в известных конструкциях врубов сосредоточенных зарядов (котловых или в сближенных шпурах) недопустимо для применения в угольных шахтах. Кроме того, такие конструкции врубов требуют образования зарядных камер значительных размеров, особенно при глубине заходки 2,0 м и более и при этом существенно возрастает скорость выброса породы из врубовой части забоя, что обуславливает высокую вероятность повреждения крепи выработок.

Поэтому в конструкции КВВ предусмотрено формирование воронки выброса сосредоточенным зарядом в пределах контура ограниченного шпуровыми зарядами первого яруса вруба при массе со-

средоточенного заряда, рассчитанного не на нормальный выброс, а на рыхление. Таким образом, разработанная конструкция вруба обеспечивает относительно невысокую скорость выброса породы под действием сосредоточенного заряда и незначительный угол ее разлета, что в сочетании с высокой эффективностью образования свободной врубовой полостью, существенно снижает вероятность повреждения крепи при взрывании всего комплекта зарядов забоя при глубине заходки более 2,0 метров при проходке выработок в крепких породах.

Для того чтобы в конкретных условиях производства взрывных работ обеспечивались, заложенные в принципиальную схему вруба КВВ идеи, проектные параметры зарядов и их положений относительно друг друга во врубе должны быть такими, чтобы заряды верхнего яруса образовывали сплошную трещину по контуру их расположения, а сосредоточенный заряд в скважине производил разрушение массива в пределах его проектной воронки выброса в зоне нижнего яруса и доразрушение и выброс породы верхнего яруса в пределах ограниченных контуром трещины, образованной шпуровыми зарядами верхнего яруса.

Применение во врубе двух различных типов зарядов (цилиндрических и сосредоточенного), по разному воздействующих на массив, определяет необходимость использования различных методических подходов к определению параметров такого вруба.

Для определения положения шпуровых (цилиндрических) зарядов относительно сосредоточенного в качестве основы принято решение В. М. Родионова [2] по схеме квазистатического расширения зарядной полости. Схема к определению зон разрушения массива по [2] шпуровыми зарядами приведена на рисунке 2.

Для оценки размеров камуфлетной полости и зоны разрушения в скальном массиве воспользуемся адиабатой продуктов взрыва:

$$P = P_0 \left(\frac{r_{з.п}}{r_{к.п}} \right)^{3\gamma}, \quad (1)$$

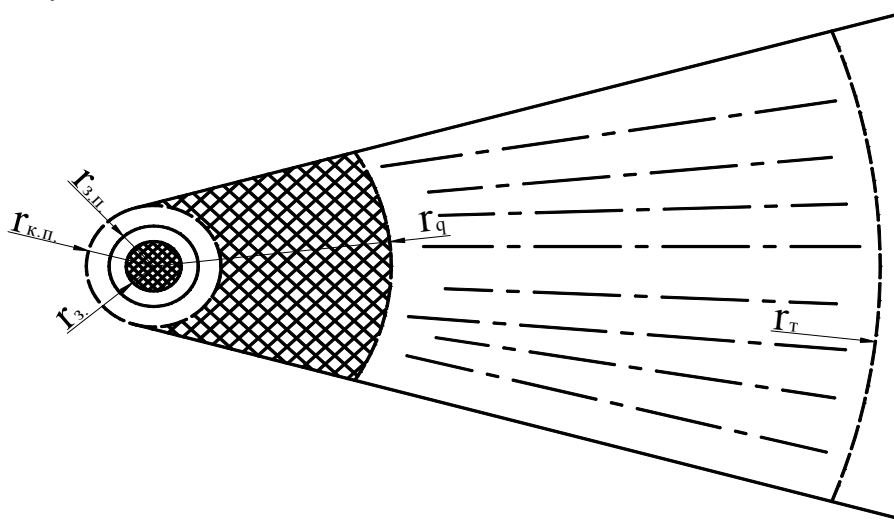
где P_0 и P – среднее начальное и текущее давление в зарядной полости; $r_{з.п}$ и $r_{к.п}$ – радиус зарядной и камуфлетной полости; γ – эффективный показатель адиабаты продуктов взрыва.

Начальное давление в зарядной полости допустимо определять как среднее давление, равное удвоенному произведению плотности

заряжания на энергию ВВ, а текущее давление в полости по формуле данной в [2] в виде:

$$P = P_{max} = G_{сж} \left(\frac{2cc^2}{(n+1)3G_{сж}} \right)^{\frac{1}{n+1}}, \quad (2)$$

где $G_{сж}$ – прочность среды на раздавливание (сжатие); ρ – плотность породы; c – скорость продольной волны в безграничной среде (породе); n – показатель сжимаемости материала за фронтом разрушения.



r_z – радиус заряда; $r_{з.п.}$ – радиус зарядной полости; $r_{к.п.}$ – радиус камуфлетной полости; r_q – радиус дробления; r_r – радиус радиальных трещин

Рисунок 2 – Схема разрушения горной породы

На основании формул (1) и (2) величина радиуса камуфлетной полости определяется по выражению:

$$r_{к.п.} = r_{з.п.} \left[\frac{2c'Q_{ВВ}}{G_{сж} \left(\frac{2cc^2}{(n+1)3G_{сж}} \right)^{\frac{1}{n+1}}} \right]^{\frac{1}{3\gamma}}, \quad (3)$$

где ρ' – плотность заряжания; $Q_{ВВ}$ – теплота или энергия ВВ.

В формуле (3) содержатся два параметра γ и n , количественные значения которых зависят от множества факторов, поэтому они могут изменяться в довольно широком диапазоне. Так показатель

адиабаты по данным многочисленных исследований изменяется в пределах от 1,05 до 1,30. Поэтому для практических расчетов по формуле (3) при использовании промышленных предохранительных ВВ в породах угольной формации, как правило, содержащих органические вещества, влияющие на состав продуктов взрыва, целесообразно принять среднее значение γ равным 1,16.

Показатель сжимаемости среды в пределах изменения радиуса действия волны взрыва от $r_{з.п}$ до r_q , в которых преобладающими являются пластические деформации и среда приобретает свойства несжимаемого материала (дилатансия стремится к нулю), в расчетах по формуле (3) следует принимать равным 2, т.е. несжимаемость.

Радиус зоны дробления, без учета разуплотнения среды ($n = 2$), согласно положения [2], определяется по формуле

$$r_q = r_{к.п} \sqrt[3]{\frac{E}{3G_{сж}}}, \quad (4)$$

где E – модуль упругости горной породы.

При отсутствии информации о значении модуля упругости при проектировании параметров вруба с использованием формулы (4) для конкретных условий, для его оценки следует воспользоваться известными соотношениями акустики, выразив E через плотностные и упругие свойства породы, данные о которых более доступны и достоверны.

Поскольку в задачу шпуровых зарядов на контуре вруба входит отделение массива внутренней части вруба от наружной, чтобы надежно локализовать действие сосредоточенного заряда скважины в этой зоне, расстояние между шпурами принимается равным удвоенному значению радиуса дробления, определенному по формуле (4).

Принятым положением не учтена поправка на потенциально возможное увеличение расстояний между шпурами, вследствие наложения волн напряжений между смежными зарядами, для того, чтобы в условиях неоднородности текстурного строения и анизотропных свойств реального горного массива, обеспечить надежное формирование сплошной зоны дробления по контуру вруба.

Для того, чтобы исключить выход негабаритных кусков из внутренней части вруба и, тем самым снизить уровень динамического воздействия сосредоточенного заряда на крепь выработок и

оборудование, расстояние шпуровых зарядов от скважины в плане, должно быть в пределах радиуса трещинообразования этой части массива.

Согласно [2] радиус зоны трещинообразования определяется по формуле:

$$r_T = r_q \sqrt{0,5 \frac{G_{сж}}{G_p}}, \quad (5)$$

где G_p – предел прочности горной породы при растяжении.

Поскольку для большинства горных пород угольной деформации $G_{сж}/G_p = 10$, формула (5) превращается в элементарную линейную зависимость, т.е. $r_T = 2,236 \cdot r_q$.

Для определения диаметра контура шпуровых зарядов, необходимо учесть влияние диаметра скважины как физической величины и концентратора напряжений, а также влияние наложения волны напряжения шпуровых зарядов, что в данном случае весьма существенно.

При испытаниях вруба в производственных условиях, удовлетворительные результаты были получены при среднем значении такого комплексного коэффициента, равном 1,20.

Тогда диаметр контура шпуровых зарядов вруба, как удвоенная величина r_T , с учетом комплексного коэффициента и диаметра скважины, может определяться по формуле:

$$D_{вр} = 5,366 r_q + d_c, \quad (6)$$

где d_c – диаметр скважины сосредоточенного заряда.

Количество шпуров на контуре вруба определяется по известным геометрическим соотношениям, при этом при округлении количества шпуров на контуре вруба до целого числа, корректируется диаметр вруба, а расстояние между шпурами, определенное с использованием формулы (4), следует оставлять неизменным, как более значимый параметр вруба.

Для эффективного уплотнения забойки сосредоточенного заряда, отстояние шпура с запрессовывающим зарядом от скважины, должно быть меньше пробивного расстояния данного в [3] на коэффициент, равный 0,8.

В основу расчета массы сосредоточенного заряда в скважине при взрывании однородного массива положена формула М. М. Борескова, для расчета массы сосредоточенных зарядов выброса.

Поскольку часть массива в контуре вруба предразрушается трещинами, наводимыми шпуровыми зарядами верхнего яруса, величину сосредоточенного заряда необходимо рассчитывать на разрушение двух слоев со средневзвешенным удельным расходом ВВ [4]. Схема к определению массы сосредоточенного заряда и других параметров КВВ приведена на рисунке 3.

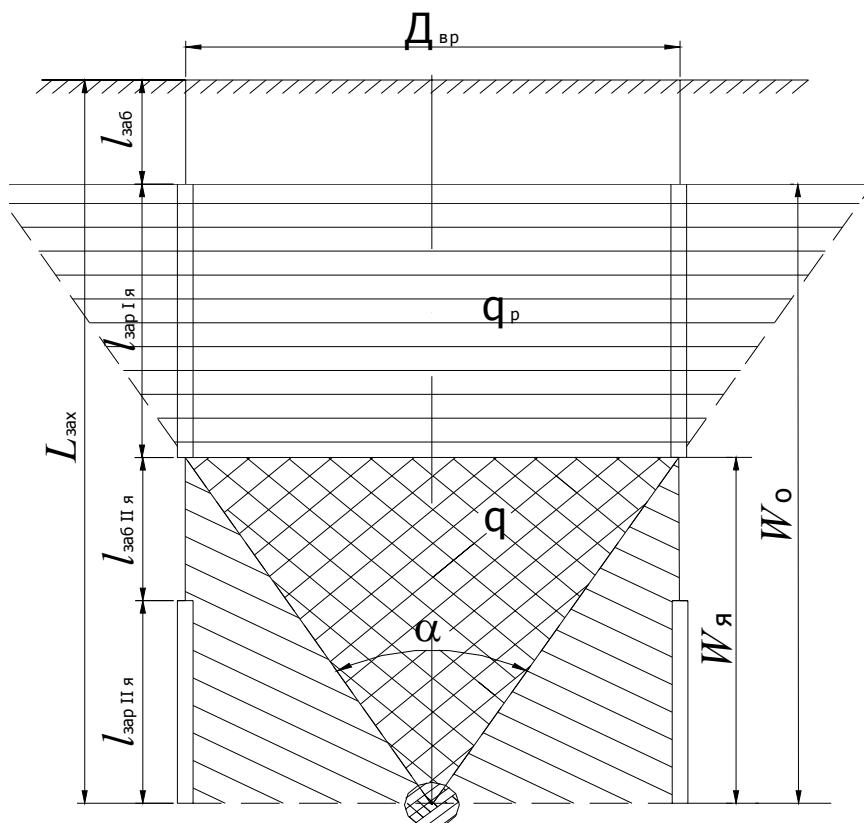


Рисунок 3 – Схема к определению массы сосредоточенного заряда в скважине и глубины заходки при применении комбинированного воронкообразующего вруба

Согласно обозначениям рисунка 3, средний удельный расход ВВ для расчета массы сосредоточенного заряда по формуле М. М. Борескова, определится по выражению:

$$q_{\text{ср}} = \frac{q_p(w_0^3 - w_{\text{я}}^3) + qw_{\text{я}}^3}{w_0^3}, \quad (7)$$

где q_p и q – нормальный удельный расход ВВ на разрушение массива, соответственно предразрушенной и нетронутой части заходки.

Затраты энергии на отрыв и смещение верхнего слоя заходки ($w_0 - w_{\text{я}}$) обусловлен как существованием остаточной прочности вследствие трения и сцепления, так и преодолением инерционных сил. Если отнести слой ($w_0 - w_{\text{я}}$) к чрезвычайно трещиноватым, а нетронутую часть заходки к породам средней трещиноватости, то на проходческих работах, по данным [5], удельный расход ВВ в слое ($w_0 - w_{\text{я}}$) в среднем для всех по крепости пород, равен $q_p = 0,2q$.

Кроме того, для определения массы сосредоточенного заряда необходимо учесть влияние слоя расположенного выше w_0 , равно го $l_{\text{заб}}$ (см. рисунок 3).

Влияние этого слоя на величину сосредоточенного заряда невелико, поскольку он частично отделен от массива формирующимися в ходе развития разрушения воронками выброса шпуровых зарядов верхнего яруса и предразрушен трещинами от действия этих же зарядов.

Количественная оценка коэффициента влияния слоя, равно го $l_{\text{заб}}$, на величину сосредоточенного заряда, выполнена на основании математической обработки экспериментальных данных полученных в производственных условиях при $l_{\text{заб}} = 0,5$ м, принятой в [1] в качестве базовой, равно: $0,145 + 0,012 f$.

Для снижения скорости выброса породы из вруба и, следовательно, динамического воздействия сосредоточенного заряда на крепь выработок и оборудование, при достаточно надежном формировании свободной врубовой полости, показатель действия взрыва в формуле М. М. Борескова следует принимать в пределах усиленного рыхления, которое обеспечивается при угле раскрытия воронки выброса α (см. рис. 3), изменяющемся в пределах $60-75^\circ$. При этом угол $\alpha = 75^\circ$ следует принимать при проведении выработок без крепи, с анкерной крепью или отставании возведения крепи не менее 15 м от забоя. При проведении выработок с возведением постоянной рамной крепи вслед за подвиганием забоя α следует принимать равным 60° . Промежуточные значения α могут использоваться при креплении выработок более взрывоустойчивыми крепями, например, железобетонными тубингами.

Таким образом, с учетом $q_p = 0,2q$, численного значения экспериментального коэффициента, при угле раскрытия воронки выброса (рыхлении), равном 60° и значении $w_{\text{я}}$ при этом угле, формула

М. М. Борескова для определения величины сосредоточенного заряда в скважине примет вид:

$$Q_c = eq(0,145 + 0,012f) \left(w_0^3 + 2,60D_{\text{вр}}^2 \right), \quad (8)$$

где e – коэффициент относительной эффективности ВВ.

Поскольку масса сосредоточенного заряда при принятом диаметре скважины во врубе, равном 84 мм, которая может быть пробурена серийными бурильными установками по технологии, изложенной в [3] известна, так как по условиям обеспечения равнодействия с сосредоточенным зарядом может состоять только из одной, двух или трех связок стандартных патронов ВВ и равна 1,2; 2,4; 3,6 кг и 1,0; 2,0; 3,0 кг при использовании патронов массой соответственно 300 и 250 г, то при проектировании параметров паспортов БВР с применением вруба КВВ рационально определить возможную глубину заходки.

Принимая во внимание, что $w_0 = L_{\text{зах}} - l_{\text{заб}}$ (рис. 3), глубина заходки, после преобразования выражения (8) определится по формуле:

$$L_{\text{зах}} = \left(\frac{Q_c}{eq(0,145 + 0,012f)} - 2,60D_{\text{вр}}^2 \right)^{\frac{1}{3}} + l_{\text{заб}}. \quad (9)$$

Если при определении глубины заходки по формуле (9) будет получено отрицательное значение $L_{\text{зах}}$, то это означает, что принятая в расчете масса сосредоточенного заряда не обеспечивает разрушение массива в проектом объеме. В этих случаях следует увеличить массу заряда в скважине, но не более 3,6 кг, чтобы обеспечивалось действие заряда, примерно, равноценное сосредоточенному.

Численные значения глубины заходки, при применении аммонитов ПЖВ-20 и 6ЖВ, детонита М и аммонала скального № 3, при диаметре вруба рассчитанного по формуле (6), и массе заряда в скважине, равной 2,4; 2,0; 3,6 и 3,0 кг (2 и 3 связки стандартных патронов), приведены в таблице.

При проектировании параметров КВВ формально можно задаться конкретной глубиной заходки и при определенном диаметре вруба, определить массу заряда в скважине или скорректировать в меньшую сторону диаметр вруба при принятой глубине заходки и массе сосредоточенного заряда, с использованием формулы (9),

приведенной к виду, в котором данные параметры являются функциями.

Таблица - Численные значения глубины заходки

Тип ВВ	Масса заряда в скважине, кг	Глубина заходки, м, при коэффициенте крепости пород, f											
		1,5 уголь	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	15
Аммонит ПЖВ-20	2,4	2,70	2,47	2,45	2,46	2,50	2,42	2,30	2,14	2,12	2,04	2,00	1,88
	3,6	3,76	3,51	3,29	3,15	3,08	2,95	2,18	2,66	2,60	2,52	2,41	2,25
Аммонит 6ЖВ	2,4	2,42	2,38	2,30	2,49	2,45	2,46	2,28	2,10	2,10	2,02	1,96	1,86
	3,6	3,75	3,55	3,30	3,22	3,10	3,02	2,85	2,69	2,63	2,54	2,42	2,28
Детонит М	2,0	-	-	-	1,83	1,98	2,04	1,89	1,60	1,68	1,63	1,62	1,60
	3,0	3,15	3,27	2,84	2,92	2,84	2,78	2,63	2,44	2,41	2,48	2,24	2,12
Аммонал скальный № 3	2,4	2,10	2,59	2,10	2,44	2,42	2,41	2,26	2,06	2,06	2,00	1,94	1,86
	3,6	3,74	3,75	3,30	3,26	3,26	3,14	2,90	2,72	2,76	2,58	2,45	2,31

При корректировке массы сосредоточенного заряда и диаметра вруба, глубина заходки и диаметр вруба не должны отличаться от рассчитанных, более чем на 5-10%, поскольку при этом может быть нарушен рациональный баланс концентрации энергии ВВ во врубе, что может привести к неудовлетворительным результатам взрыва.

Корректировки массы заряда и диаметра вруба представляют определенный интерес для рудных шахт, где допускается использование, как патронированных, так и рассыпных ВВ, допущенных к применению в подземных условиях. При этом целостность оболочек патронов допускается нарушать, что позволяет варьировать массой зарядов в широком диапазоне.

При, рассчитанной по формуле (9) глубине заходки или принятой проектом с учетом возможных корректировок, определяется полная масса зарядов в шпурах на контуре вруба как произведение вместимости заряда ВВ в 1 м шпура на длину заходки за вычетом $l_{\text{заб}}$ и междуярусной забойки, длиной не менее 0,6 м.

Масса заряда во втором ярусе равна вместимости заряжаемой части длиной $w_{\text{я}} - 0,6$ м. Длина $w_{\text{я}}$ определяется из геометрических построений (рис. 3) при известном диаметре вруба. Оставшаяся часть полного заряда в шпурах на контуре вруба располагается в первом ярусе.

Глубина скважины вруба принимается больше глубины заходки на величину равную половине длины сосредоточенного заряда, т.е. равной длине одного или 1,5 патронов при массе заряда состоящего из 2^х и 3^х связок патронов.

Глубина шпура с запрессовываемым зарядом принимается равной глубине заходки, уменьшенной на 1,0 м с округлением в большую сторону. Масса запрессовываемого заряда во всех случаях принимается равной одному стандартному патрону ВВ.

При применении КВВ коэффициент использования шпуров существенно выше, чем при использовании прямых врубов простых конструкций и, в зависимости от крепости пород, для расчета технико-экономических показателей паспорта БВР может приниматься по приближенному выражению:

$$\eta = 1,0 - 0,025f + 0,001f^2. \quad (10)$$

В ходе испытаний КВВ в производственных условиях, опасных по газу и пыли угольных шахт Кузбасса, установлено, что относительно прямых врубов простейших конструкций из 4-9 шпуров, наиболее распространенных на угольных шахтах, в среднем улучшены следующие технико-экономические показатели буровзрывных работ при проведении выработок:

- глубина заходки увеличена на 22 %, подвигания забоя на 47 %, КИШ на 20 %;
- удельный расход материалов снижен: ВВ – на 21 %, СВ – на 20 %;
- бурения с учетом затрат на бурение скважины – на 11 %;
- развал породы снижен на 6 %.

Качество дробления горной массы практически не изменилось. Повреждений крепи или видимых «следов» воздействия на нее горной массы в ходе испытаний КВВ не происходило.

Библиографический список

1. Единые правила безопасности при взрывных работах : ПБ 13–407-01 ; утв. постановлением Госгортехнадзора России 30.01.01; введ. в действие с 01.03.02 / Безопасность при взрывных работах : Сб. доп. Сер. 13. Вып. 1. – М. : Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2002. – с. 5–212.
2. Механический эффект подземного взрыва / под ред. А.М. Садовского. – М. : Недра, 1971. – 213 с.
3. Войтов М.Д. Повышение эффективности буровзрывных работ при проходке выработок с использованием незаряжаемых скважин / М.Д. Войтов, В.В. Першин, В.П. Щербинин. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 2004. – 83 с.
4. Морин А.И. К вопросу унификации расчета зарядов / В сб. Взрывное дело, 47/4 – М. : Недра, 1982. – 244 с.
5. Мосинец В.И. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / В.И. Мосинец, А.В. Абрамов. – М. : Недра, 1981 – 240с.

УДК 622.817.4

РАСЧЕТ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В СКВАЖИНУ ПРИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

С.А. Шепелева, В.В. Дырдин

*Кузбасский государственный технический университет
г. Кемерово*

На основе физики взаимодействия молекул метана с угольной поверхностью дана оценка возможности добычи метана из угольных пластов.

Решение проблемы разработки мощных угольных пластов, а также свиты сближенных пластов, сопряжено с их предварительной дегазацией. Пласты, отнесенные к угрожаемым по внезапным выбросам угля и газа, характеризуются высокой природной газоносностью и высокой скоростью начальной газоотдачи. В этой связи

необходим прогноз газовыделений в дегазационные скважины. Для прогноза необходимо знать объем свободного газа, находящегося в поровом пространстве углей, и оценить динамику процессов десорбции газа при вакуумировании.

Рассмотрим модель взаимодействия метана с одной из полярных групп R-COОН, содержащейся на углеродной поверхности. Модель ограничивается рассмотрением парного взаимодействия метан-СООН. Молекулы метана улавливаются поверхностью угля и лишаются возможности осуществлять трехмерное броуновское движение. Адсорбированный газ представляет собой отдельную фазу и обладает свойствами двумерного газа, так как подвижность адсорбированных молекул ограничена двумерным перемещением их по поверхности; молекулы удерживаются на внутренней поверхности пор, но не проникают в силовое поле атомов и молекул угля [1]: на расстоянии около $5 \cdot 10^{-10}$ м от поверхности на газовую молекулу начинают действовать силы Ван-дер-Ваальса. Для двух геометрически произвольных систем А и В энергия дисперсионного взаимодействия определяется по следующей формуле [2]:

$$U(R, \Theta) = -\frac{1}{R^6} [C_6(0) + C_6(2)P_2(\cos(\Theta)) + C_6^{ind}].$$

Коэффициенты в квадратных скобках имеют следующий вид:

$$C_6(0) = \frac{3}{2} \cdot \alpha^B \cdot \bar{\alpha}^A \cdot \frac{I^A \cdot I^B}{I^A + I^B}, \text{ где } \bar{\alpha}^A = \frac{1}{3}(\alpha_{\parallel}^A + 2 \cdot \alpha_{\perp}^A);$$

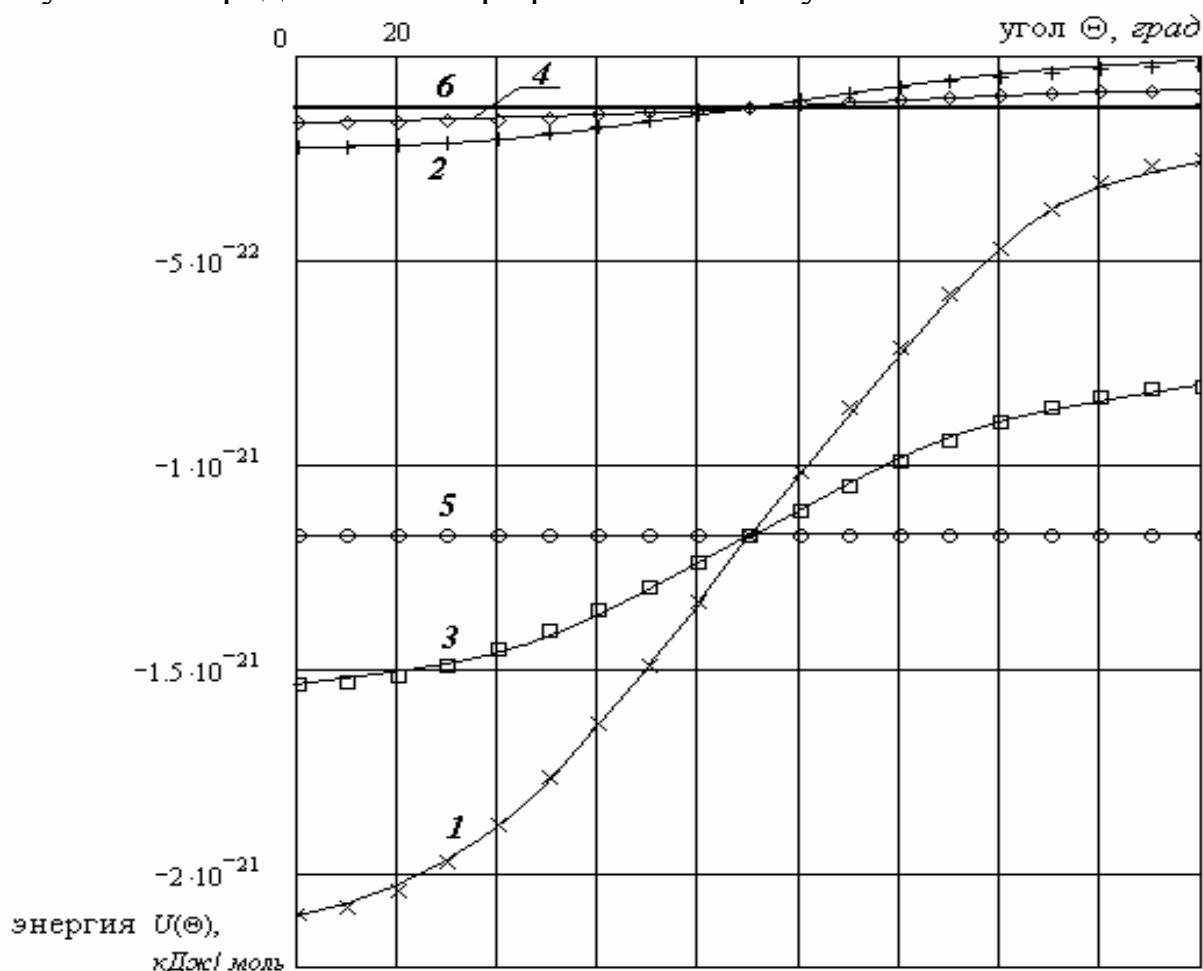
$$C_6(2) = \frac{1}{2} \cdot (\alpha^B \cdot \alpha_{\parallel}^A - \alpha^B \cdot \alpha_{\perp}^A) \cdot \frac{I^A \cdot I^B}{I^A + I^B};$$

$$C_6^{ind} = \frac{1}{4\pi\epsilon_0} (\alpha^A)^2 \alpha^B [1 + P_2 \cos(\Theta)],$$

где $U(R, \Theta)$ – потенциальная энергия взаимодействия молекул метана с полярной группой R-COОН углеродной поверхности, *кДж/моль*; R – расстояние между центром молекулы метана и угольной поверхностью, *м*; P_2 – дипольный момент угля, D (Дебай); Θ – угол между направлением действия наведенного дипольного момента молекулы метана и напряженностью поля, создаваемого поверхностью угля, *град*; α – тензор поляризуемости молекулы (индексом «А» обозначена группа R-COОН, индексом «В» – молекула CH_4), $м^3$; I – ионизационный потенциал молекулы, *кДж/моль*.

В первом приближении, молекулы метана, находящиеся непосредственно возле самой поверхности угля, поляризуются вдоль поля, создаваемого этой поверхностью. А на некотором расстоянии от поверхности поляризация молекул метана будет определяться флуктуацией плотности распределения объемного отрицательного заряда или воздействием соседних поляризованных молекул.

Дипольный момент угля принимался в зависимости от степени метаморфизма углей [3]: бурый уголь (содержание C, %: 70) – 3,8 D; каменный уголь (83 %) – 1,5 D; антрацит (95 %) – 0 D. Полученные результаты представлены графически на рисунке 1.

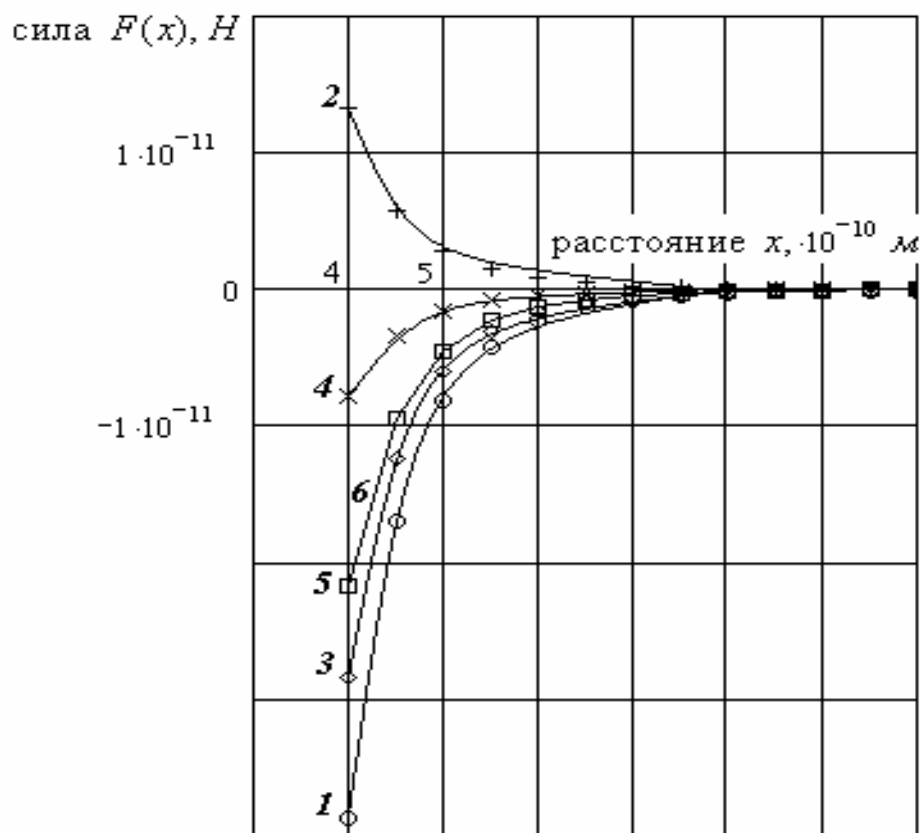


- 1 – бурые угли при $R=0,4$ нм; 2 – бурые угли при $R=0,6$ нм;
- 3 – каменные угли при $R=0,4$ нм; 4 – каменные угли при $R=0,6$ нм;
- 5 – антрациты при $R=0,4$ нм; 6 – антрациты при $R=0,6$ нм.

Рисунок 1 – Зависимость энергии взаимодействия от угла Θ для разных расстояний R молекулы CH_4 до поверхности разных типов углей

Также были получены зависимости $F = f(x)$ сил притяжения между угольной поверхностью и молекулами метана от расстояний

и рассчитаны силы, действующие на молекулы метана при вакуумировании угольных пластов. Зависимости $F = f(x)$ при двух значениях угла Θ представлены графически на рисунке 2 для разных типов углей.



- 1 – бурые угли при $\Theta = 0^\circ$; 2 – бурые угли при $\Theta = 180^\circ$;
- 3 – каменные угли при $\Theta = 0^\circ$; 4 – каменные угли при $\Theta = 180^\circ$;
- 5 – антрациты при $\Theta = 0^\circ$; 6 – антрациты при $\Theta = 180^\circ$.

Рисунок 2 – Зависимость силы притяжения разных типов углей от расстояния между поверхностью угля и молекулами CH_4 при $\Theta = 0^\circ$ и $\Theta = 180^\circ$

Силы при вакуумировании представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Силы, действующие на молекулы метана при вакуумировании угольных пластов

Давление в системе	мм.рт.ст	380	100	10	1	10^{-3}
	кПа	50,7	13,3	1,3	0,1	$1,3 \cdot 10^{-4}$
Сила, $\cdot 10^{-14}$, Н		2,73	4,74	5,38	5,44	5,45

Рассчитаны силы взаимодействия между молекулами метана и внутренней поверхностью пор разных типов углей для следующих

расстояний между CH_4 и поверхностью углей: 0,4; 0,5; 0,6; 0,8 и 1,0 нм. Сопоставляя эти силы с силами из таблицы 1, можно сделать вывод – при давлении 380 мм.рт.ст из угольного пласта извлекаются молекулы метана, расположенные преимущественно на расстоянии 1,0 нм, то есть газ добывается из мезопор всех типов углей.

Уходят молекулы, которые находятся в практически не связанном с поверхностью угля состоянии. При давлении 100 мм.рт.ст – молекулы метана, расположенные на расстоянии от 0,8 – 1,0 нм (микро- и мезопоры) для всех углей. При дальнейшем понижении давления (в пределах, рассматриваемых в данной статье) картина извлечения молекул метана аналогична давлению в 100 мм.рт.ст. Наименьшая сила взаимодействия между молекулой метана и поверхностью угля для тощих углей и углей средней стадии метаморфизма при $R = 0,8$ нм составляет $11,7 \cdot 10^{-14}$ Н. В микропорах молодых углей силы притяжения с изменением расстояния между молекулами CH_4 и угольной поверхностью от 0,4 до 0,6 нм находятся в диапазоне от $3800 \cdot 10^{-14}$ до $17 \cdot 10^{-14}$ Н, то есть превышают силы, действующие на молекулу метана при вакуумировании. В микропорах углей средней стадии метаморфизма – от $2800 \cdot 10^{-14}$ до $12 \cdot 10^{-14}$ Н, в микропорах тощих углей – от $2100 \cdot 10^{-14}$ до $7 \cdot 10^{-14}$ Н.

Кроме того, сила взаимодействия зависит еще и от угла Θ : с увеличением угла сила взаимодействия уменьшается (это характерно для всех типов углей).

Значит при вакуумировании скважин, пробуренных в молодых углях, при давлении в дегазационной скважине от 100 мм.рт.ст и ниже добываемый метан представляют молекулы, расположенные на расстоянии, большем 0,8 нм от поверхности угля, находящиеся в микропорах (33%) и 67% молекул из мезо- и макропор. В свободном состоянии находится меньшая часть метана, основная часть расположена в микропорах и в структуре макромолекулы угля. Добыть этот метан путем вакуумирования не представляется возможным, но он выделяется из отбитого угля и при разрушении угольного пласта силами горного давления.

Библиографический список

1. Эттингер И.Л. Газоемкость ископаемых углей. М.: Недра, 1965 – 352 с.

2. Дырдин В.В., Прыкин А.Г., Фадеев Ю.А. Межмолекулярное взаимодействие метана с углеродсодержащей поверхностью с учетом полярных групп адсорбента // Труды международной научно-практической конференции экологических проблем угледобывающей отрасли в регионе при переходе к устойчивому развитию. Т. 2. Кемерово, 1999 – стр. 186 – 190.

3. Агроскин А.А. Физика угля. М.: Недра, 1965 – 352 с.

4. Каталог шахтопластов Кузнецкого, Карагандинского и Печорского угольных бассейнов с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. М., 1982 – 180 с.

УДК 622.833

ПРИНЦИПЫ БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ЗОНАХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЫВНЫХ НАРУШЕНИЙ

И.С. Ёлкин, В.В. Дырдин

*Кузбасский государственный технический университет
г. Кемерово*

Предложена технологическая схема эффективного низконапорного увлажнения угольного пласта в целях повышения безопасности горных работ в зонах влияния геологических нарушений. Предложена модель процесса фильтрации в угольном массиве на основе законов массопереноса. Разработана программа расчета основных технологических параметров увлажнения угольного пласта.

Переход разрывных нарушений очистными механизированными комплексами сопряжен с проявлением динамических и газодинамических явлений, так как уголь в зонах влияния нарушений в большинстве случаев имеет высокое газосодержание и имеет низкую крепость.

Известны технологические методы управления массивом при переходе дизъюнктивных нарушений, связанные с предварительной проходкой подготовительных выработок и заполнением их углепластом с прочностью, соответствующей прочности ненарушенного массива [1]. Применяются химические и физико-химические методы укрепления нарушенных участков. Одним из способов управления состоянием массива является увлажнение угольных пла-

стов. По сравнению с другими он является экономически выгодным, позволяет достичь желаемого результатов. В этой связи обеспечение высокого качества увлажнения и разработка технологии эффективного увлажнения угольного массива является актуальной задачей.

Различными исследователями [2] при этом подчеркиваются две задачи увлажнения: первая – достижение равномерного увлажнения, вторая – достижение влажности не менее 5,5 %. В этом случае с высокой степенью надежности можно прогнозировать отсутствие газодинамических явлений. Комплекс мероприятий, связанных с увлажнением, включает следующие операции:

1. Исследование горно-геологических условий залегания угольного пласта и его структурно-текстурных особенностей.
2. Расчет количества и расположения увлажняющих скважин по отношению к нарушениям.
3. Бурение скважин.
4. Увлажнение по расчетным параметрам нагнетания.
5. Оценка эффективности увлажнения.

Нами разработана программа, позволяющая определить оптимальное расположение увлажняющих скважин и параметры нагнетания, время нагнетания до минимальной необходимой влажности угля при отработке угольного пласта с разрывными нарушениями малой амплитуды.

В основе программы лежит решения уравнений массопереноса газа и жидкости (газожидкостного флюида) в неоднородном капиллярно-пористом угольном массиве при заданных граничных и начальных условиях.

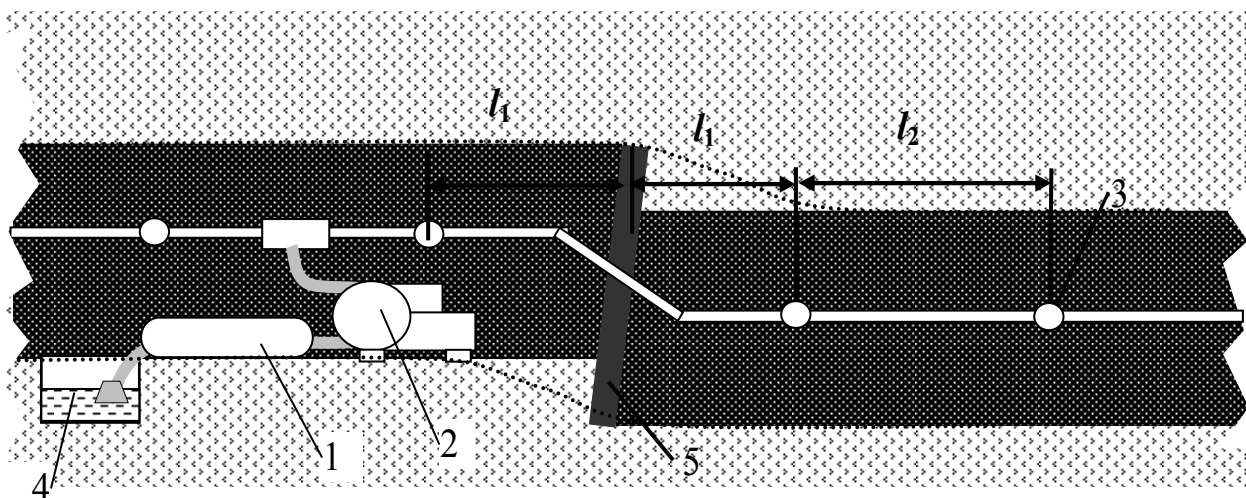
Основные параметры, принимаемые в расчете:

- давление, расход жидкости;
- расстояние между скважинами;
- коэффициент проницаемости, структура массива;
- коэффициент анизотропии др.

На рисунке 1 представлена технологическая схема для производства предварительного увлажнения угольного пласта в зоне разрывного нарушения.

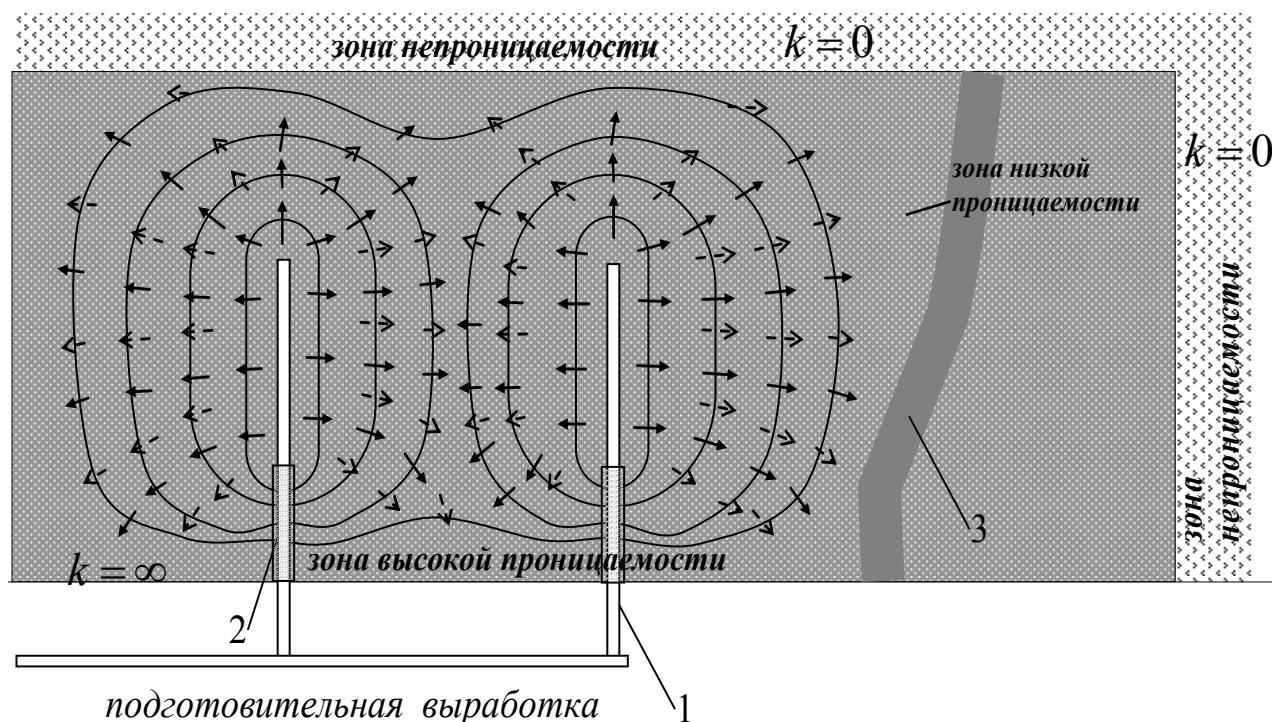
На рисунке 2 представлена модель движения газа и воды при увлажнении массива в зоне разрывного нарушения. Вследствие высокой неоднородности фазовой проницаемости в зонах высокой проницаемости коэффициент проницаемости устремляется к бес-

конечности $k = \infty$. В зонах низкой проницаемости на периферии массива – $k = 0$.



1 – фильтр очистки; 2 – насос; 3 – увлажняющие скважины;
4 – водосборник; 5 – разрывное нарушение в пласте

Рисунок 1 – Технологическая схема предварительного увлажнения угольного пласта в зоне разрывного нарушения



1 – увлажняющая скважина; 2 – зона герметизации;
3 – нарушение в пласте

←----- движение газовой фазы; ←——— движение жидкости

Рисунок 2 – Расчетная схема распространения газожидкостного флюида в угольном пласте в зоне влияния геологического нарушения

На рисунке 3 приведены результаты расчета процесса увлажнения по разработанной программе для краевой части угольного массива вблизи зоны разрывного нарушения. Точками обозначены зоны с одинаковым давлением. Расчеты эффективного радиуса увлажнения по приведенной модели значительно отличаются от расчетов по методике, предлагаемой в [6], но в большей степени согласуются с натурными исследованиями [3].

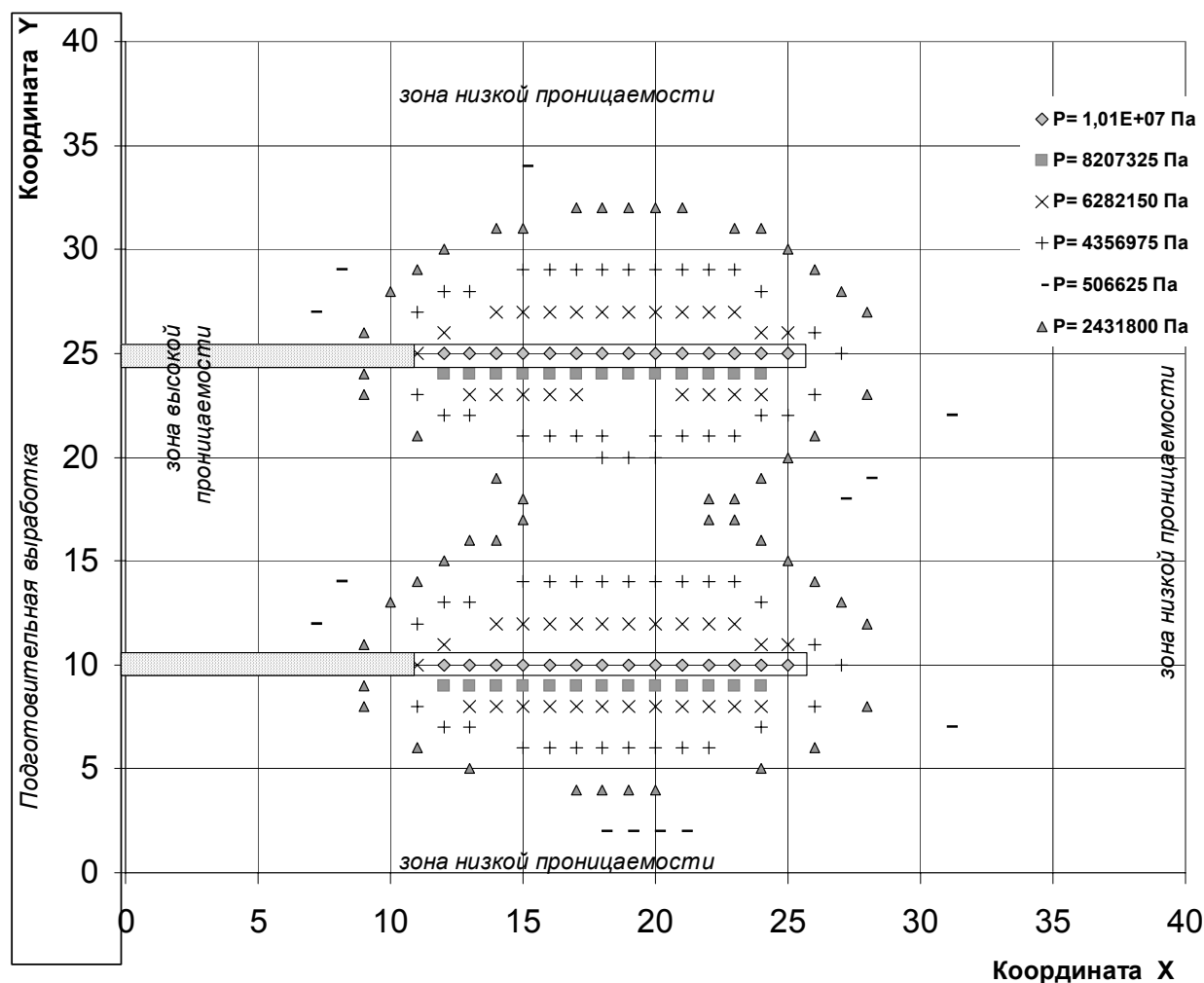


Рисунок 3 – Результаты расчета распределения воды в зоне влияния геологического нарушения

Технология безопасной отработки угольных пластов с разрывными нарушениями и неоднородностями по структуре предполагает следующие операции:

- исследование структуры угольного пласта, геометрии разломов и установление протяженности зон влияния нарушений висячем и лежащем крыльях разрыва;
- монтаж систем непрерывного контроля состоянием массива;

- расчет расположения скважин с учетом нарушений в угольном пласте;
- дегазация угольного пласта;
- комультитирование трещин и разломов;
- увлажнение в низконапорном режиме с использованием ПАВ, электрических полей, звуковых колебаний, температурного воздействия;
- выдержка в консервативном состоянии;
- отработка угольного пласта по технологии непрерывного прохождения нарушений в массиве;
- непрерывный контроль состоянием массива.

Все технологические операции и особенно отработка угольного пласта в зонах влияния нарушения должна проходить при непрерывном контроле за состоянием угольного и породного массивов.

Системы комплексного контроля предполагают использование технологий на основе волоконно-оптических систем и анализа ЭМИ [5], а также акустического контроля состояния массива. В основе контроля состояния массива лежат методы мониторинга, основанные на применении волоконно-оптических систем сбора, передачи и переработки информации – фотоэлектронной эмиссии, возникающей вследствие протекания процессов разрушения в массиве, изменения геоэлектрического потенциала в зоне ведения горных работ, удельного эффективного сопротивления, акустической шумности пласта и т.д.

Дополнительным мероприятием является использование растворов поверхностно-активных веществ с оптимальной концентрацией, повышающих смачиваемость угля и интенсифицирующих весь процесс увлажнения.

По лабораторным исследованиям наиболее эффективными и перспективными методами интенсификации качества увлажнения являются:

- а) использование ПАВ позволяющих повысить фазовую проницаемость угольного массива по отношению к воде;
- б) использование переменных динамических воздействий различной частоты и интенсивности: низкой, средней, ультразвуковой;
- в) использование теплового воздействия;
- г) воздействие электрических и магнитных полей.

Порядок проведения расчета технологических параметров увлажнения угольного пласта короткими скважинами (шпурами) предполагает следующие операции:

1. Определение глубины залегания пласта, среднюю плотность слагающих пород, распределения напряжений в угольном пласте, мощности угольного пласта.

2. Определение механических свойств массива, или максимального допустимого давления жидкости неразрушающего целостности угольного пласта.

3. Определение коэффициентов проницаемости в трех перпендикулярных направлениях, соотношения между ними.

4. В лабораторных условиях дополнительное определение распределения капилляров по радиусам, максимальной пористости, влажности в естественных условиях, удельной поверхности пор, определение фактора набухания для угля, краевого угла смачивания и др.

5. По технической документации и методикам определяется необходимое давление жидкости в массиве, в увлажняемой зоне.

6. Задаются технические характеристики насосной установки: давление нагнетания, расход жидкости.

7. По расчетной программе определяется расстояние между скважинами, режим изменения давления, время нагнетания жидкости, объем закаченной жидкости.

Совокупность предлагаемых мероприятий позволит повысить эффективность увлажнения угольного пласта на 20 %, повысить эффективность противовыбросных мероприятий.

Таким образом, предложенные технологические схемы и методы позволят повысить эффективность противовыбросных мероприятий, а следовательно, безопасность горных работ при отработке угольных пластов с разрывными нарушениями.

Библиографический список

1. Дырдин В. В., Плотников Е. А. и др. Отработка выемочных столбов в зонах ПГД и геологических нарушений с закладкой передовых выработок углепластом. – Кемерово : Вестник КузГТУ, 2005. – № 1. – С. 33 – 34.

2. Чернов, О. И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О. И. Чернов, В. Н. Пузырев. – М. : Недра , 1979. – 296 с.

3. Набатников, Ю. П. и др. К вопросу оценки эффективности профилактического увлажнения ударо- и выбросоопасных угольных пластов / Научно-технические проблемы подземной разработки месторождений: Сб. научн. трудов.– Кемерово: Кузбасский политехнический институт, 1991. – С. 108 – 110.

4. Ёлкин, И. С., Дырдин, В. В. и др. Повышение эффективности низко напорного увлажнения угольных пластов / И. С. Ёлкин, В. В. Дырдин, В. Н. Михайлов. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 2001. – 100 с.

5. Исследование разрушения твердых тел методом регистрации импульсного электромагнитного излучения / П. В. Егоров, Л. А. Колпакова, А. А. Мальшин и др. – Кемерово : Кузбассвуиздат , 2001. – 201 с.

6. Указания по региональной гидрообработке ударо- и выбросоопасных пластов (Дополнение к разд.6 «Инструкции по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам», 1988 г.). – Л. : ВНИМИ, 1990. – 24 с.

УДК:622.831.24:622.281.74

ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ НАПРЯЖЕНИЯ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБРУШЕНИЕ КРОВЛИ

Д.О. Дарбинян, А.В. Ремезов

*Кузбасский государственный технический университет
г. Кемерово*

Проблема управления горным давлением в подготовительных выработках во многих случаях связана с высокими горизонтальными напряжениями, превышающими вертикальные, наличие которых было экспериментально установлено практически во всех угольных бассейнах.

Исследования показали, что трудности, связанные с управлением горным давлением, проявляются независимо от ориентировки штреков относительно направления максимального горизонтального главного напряжения, но степень влияния при этом может быть различной. Особенно чувствительны к влиянию горизонтальных напряжений пересечения выработок, на которых они суммируются с напряжениями опорного давления пересекающихся выработок.

Статистика свидетельствует, что на пересечениях, частота обрушений кровли и угля из краевых частей больше, чем в других выработках. Из 897 несчастных случаев от обрушений кровли, происшедших в США между 1956 и 1961 гг., 298 произошли в зонах пересечений. Обширные исследования, проведенные в 1980 г., показали, что из 122 несчастных случаев на угольных шахтах, происшедших с 1977 до 1979 г., 37 произошли в зонах пересечений. Из них 32% произошли на трехсторонних пересечениях и 68% - на четырехсторонних.

Характерно, что обнажения кровли в зонах пересечения составляют только 1 % от общих обнажений во всех горных выработках. Однако количество несчастных случаев в зонах пересечений составляет около 30% от всех случаев, связанных с обрушениями кровли. Кроме того, тысячи часов были потеряны в результате повреждения средств крепления из-за обрушений в забое краевых частей целиков и кровли на пересечениях.

Например, массив горных пород на шахте «Инлэнд Стал» № 2 (Иллинойс, США) (далее - шахта № 2) испытывал горизонтальные напряжения примерно в 3 раза большие, чем вертикальные. Прежде чем было осознано значение этого фактора, на шахте происходили обрушения кровли с частотой, рекордной для данного месторождения. Вследствие обрушений в процессе выемки разубоживание извлеченного из пласта угля в среднем достигало более 50% и создавались большие трудности при извлечении угля. После обширных исследований и многочисленных испытаний руководство шахты решило переориентировать штреки под углом к максимальному горизонтальному главному напряжению, в результате чего частота обрушения кровли уменьшилась. Эта шахта стала примером того, как оптимальная ориентировка штреков даёт возможность уменьшить неблагоприятное влияние горизонтальных напряжений.

На шахте № 2 применяется камерно-столбовая система с полной выемкой целиков обратным ходом, осуществляемой с помощью выемочных машин непрерывного действия. Штреки шириной 4,8 м разделяются прямоугольными целиками шириной 18 м. Кровля поддерживается клинораспорной анкерной крепью длиной 1,6 – 2,7 м или предварительно напряженными сталеполимерными анкерами длиной 2,1 м. Жесткие анкерные штанги применяются и в зонах изменения геологических условий, а в случаях необходимости устанавливается крепь усиления. Непосредственная кровля сложена

18-метровой толщиной тонкослоистых алевролитов и аргиллитов. Толщина отдельных слоев составляет от 10-15 до 25-35 мм, вследствие чего породы имеют склонность к расслоению, особенно в ослабленных зонах. Породы кровли тонкозернистые, темно-серые и включают многочисленные прослойки слюды и угля. Породы почвы изменяются от углистых аргиллитов до аргиллитов и алевролитов. Геологическая обстановка изменчивая, что создает трудности при горных работах. Тектоническая трещиноватость, пережимы пласта за счет поднятий почвы, породные прослойки, эндогенные трещины, глинистые интрузии и другие нарушения в сочетании с высокими горизонтальными напряжениями весьма затрудняют условия разработки.

Первоначально выемочные штреки были ориентированы по направлениям север-юг и восток-запад параллельно границе горного отвода и главным горизонтальным напряжениям. При такой ориентировке более 50% выемочных выработок приходили в аварийное состояние из-за большого числа обрушений, связанных с высокими горизонтальными напряжениями. При подвигании фронта очистных работ в направлении север-юг выемка угля была затруднена неустойчивостью кровли. Однако штреки, расположенные по направлению восток-запад, обрабатывались стабильно.

На основании полученных в результате специальных исследований данных о направлении главных горизонтальных напряжений было принято решение изменить в дальнейшем ориентировку горных работ на 45 градусов, устанавливая, таким образом, преобладающие направления горных работ с северо-востока на юго-запад и с северо-запада на юго-восток. Результатом переориентировки было более устойчивое состояние кровли и снижение аварийности выемочных выработок до 30% от прежних показателей.

До переориентировки выемочных штреков причиной высокого коэффициента простоев и низкой скорости подвигания выработок была неустойчивость кровли. Кровля обрушалась в форме отрыва или среза при начале зарубки. Обрушение происходило под углом 75 градусов на высоту от 0,6 до 1,2 м в пределах тонких слоев до более массивной породы. Продольная ось куполов обрушения имела направление север-юг, т.е. параллельно штрекам. При возникновении деформаций среза вызывающие их напряжения распространялись на вышележащие слои, а происходящее при этом постепенное уменьшение пролета способствовало сохранению устойчивости

консольных балок. При направлении выемки восток-запад обрушения кровли не происходило.

Кроме тех обрушений, которые происходили в процессе выемки, многочисленные вывалы имели место позади призабойной зоны. Эти обрушения были постоянно ориентированы по направлению север-юг, начинались на пересечении и простирались вдоль штреков или просеков, которые отрабатывались по направлению север-юг. Высота этих вывалов изменялась от 1,8 до 4,6 м.

После переориентировки штреков разрушения от среза в кровле у забоя в процессе выемки были почти полностью ликвидированы. При движении штреков в направлении северо-восток - юго-запад в процессе выемки иногда происходили случайные вывалы из кровли, однако их высота была не более 15-30 см, и они не приводили к сколько-нибудь существенным простоям производственных операций.

Хотя переориентировка значительно улучшила условия в выемочном забое, общее количество обрушений кровли в окрестности рабочей зоны не снизилось. Однако эти обрушения обычно не распространялись за пределы пересечений.

Для углубленного понимания механизма поведения кровли был выполнен статистический анализ случаев обрушений. Все обрушения были разделены на случаи, вызванные геологическими факторами, и случаи проявления горизонтальных напряжений. Анализ показал, однако, что почти все обрушения, связанные с геологическими аномалиями, в то же время так или иначе были, связаны с этими напряжениями.

Обычно обрушения распространяются на 15-40 см выше укрепленного анкерами горизонта кровли независимо от длины штанг. Полость обрушения имеет характер излома, однако другой характерной чертой ее являются гладкие поверхности блоков. Это показывает, что причиной сдвига (среза) в зоне излома являются горизонтальные напряжения, которые постепенно развиваются в кровлю, до тех пор, пока не пересекут слабый отделяющийся слой кровли выше замков анкеров. Образующаяся при этом плита работает как консоль, закрепленная с одной стороны, до тех пор, пока порода не разрушится, в результате чего и происходит обрушение.

Для уменьшения количества обрушений, вызванных горизонтальными напряжениями, и улучшения условий поддержания кровли: потребовалось осуществление анкерования вне контура обру-

шения. Поскольку простое увеличение длины анкеров имело результатом увеличение высоты обрушения, было решено изменить паспорт крепления. В начале рассматривалась схема с анкерованием угловых частей поперечного сечения штреков, но установка угловых анкеров оказалась затруднительной. Поэтому было решено применить схему с анкерами различной длины.

Для определения необходимой длины анкеров были определены углы обрушения по протяжению штреков. С учетом величины угла обрушения ($72-75^\circ$) было определено, что должна быть применена система анкеров в кровле длиной 2,7 м у краев и 1,5 м в центре выработок. Благодаря применению такой схемы длинные краевые анкеры подвешивали непосредственную кровлю, и таким образом предотвращалось обрушение консоли. Использование этой системы анкерования значительно уменьшило число случаев обрушения кровли.

УДК: [622,277+553,3](571.17)

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕЙ

А.А. Черкашин А.В. Ремезов

*Кузбасский государственный технический университет
г. Кемерово*

Развитие технологий и сокращение природных ресурсов, а также невозможность их восстановления в ближайшем будущем ставят вопрос о наиболее рациональном и полном использовании всех ископаемых в целом и угля в частности. В статье рассматриваются возможности его наиболее полной переработки такие как газификация, ожижение, получение гуминовых веществ, производство адсорбентов, извлечение металлов из золошлаковой массы.

На данный момент человечество в основном использует добываемый уголь таким же способом, как и тысячи лет назад, а именно как топливо, однако этот способ использования является не наиболее полным. Наиболее перспективные направления представлены на рисунке.

С научной точки зрения пиролиз (или термолиз) углей представляет все процессы конверсии углей при средних и высоких температурах выше температуры сушки и бертинирования, и проте-

кающие в окислительной, восстановительной и химически инертной среде.

Утилизация тепла отходящего газа существенно влияет на экономические показатели коксового завода. Идеальной схемой можно считать сочетание коксового цеха с утилизацией тепла и уже имеющейся электростанцией. Это дает значительную экономию капитальных затрат, Еще одна комбинация - с химическим заводом, который потребляет произведенный пар в качестве технологического.

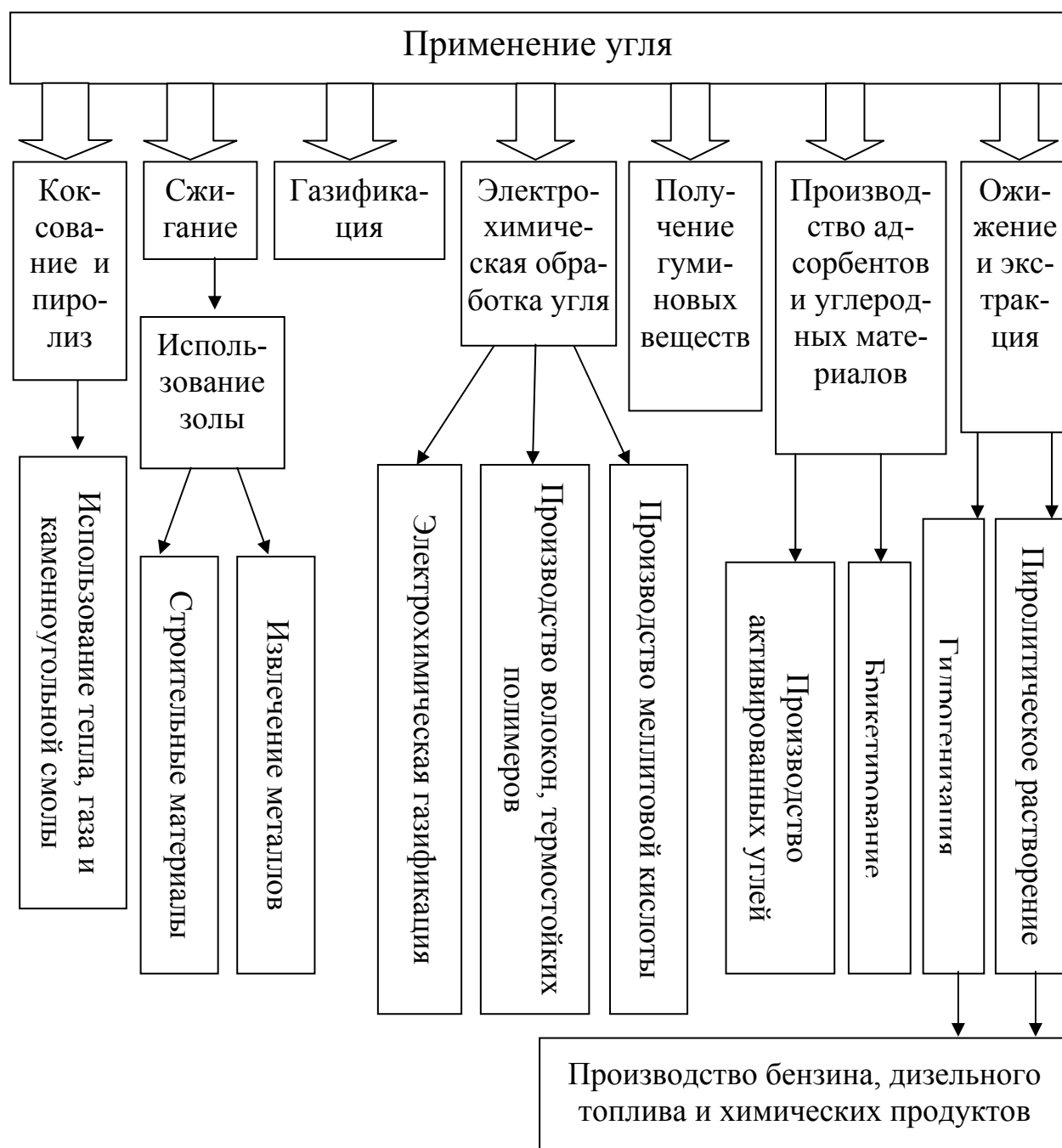


Рисунок – Перспективные направления переработки и использования угля

Общее количество утилизируемого тепла можно дополнительно увеличить, если охлаждать кокс в установке сухого тушения (УСТК). Если считать, что коксовый завод мощностью 1 млн. т/год с печами без улавливания ХПК и утилизацией тепла обеспечивает электрическую мощность 80 МВт, то УСТК может дать дополнительно 16 МВт (+20 %). При оценке по паропроизводительности завод с утилизацией тепла без УСТК может поставлять 270 т/ч пара (с параметрами: 500 °С; 100 МПа), а с УСТК – 325.

Производство металлургического кокса организовано на отдельных заводах и самостоятельных установках, в коксовых цехах металлургических заводов и на коксовых производствах металлургических комбинатов. Все это разнообразие технологий производства металлургического кокса действует в настоящее время.

Развитие производства металлургического кокса и связанного с ним потребления коксующихся углей тесно связано с производством стали и чугуна.

Газификация относится к одному из старейших после коксования методов переработки углей. Развитие рынка природного газа, сжиженных нефтяного и природного газа привело к резкому снижению, а в некоторых регионах и странах к ликвидации потребления газообразного топлива из угля для нужд городского теплоснабжения и промышленной теплоэнергетики, но сохранялось крупномасштабное производство химического сырья и продуктов на базе синтез-газа из угля, а также синтетического моторного топлива.

К процессам ожижения относится конверсия органической массы углей, находящейся в твердофазном состоянии, в жидкофазное с возможным присутствием газов и неконденсирующихся паров.

В 20 веке основными процессами ожижения углей в промышленных масштабах были гидрогенизация и пиролитическое растворение, позволившие обеспечить необходимыми ресурсами моторного топлива Германию в период подготовки, развязывания и ведения 2-ой мировой войны. В настоящее время наиболее крупномасштабные работы по созданию промышленного производства бензина, дизельного топлива и химических продуктов методом каталитической гидрогенизации ведутся в Китае.

Создание и внедрение новых технологий переработки углей отстают от потребностей различных отраслей промышленности, поэтому поиск и разработка новых методов переработки и облагора-

живания углей по-прежнему актуальны. В этом плане представляют интерес возможности электрохимического воздействия на уголь.

Гуматы (соли) - это ГК, гумус, переведенные в легкорастворимую и биологически усваиваемую форму. Они усваиваются как непосредственно через листья, так и через корневую систему, ускоряя рост, стимулируя образование ферментов, которые придают устойчивость к засухе, заморозкам, радиации и повышают энергетику клетки. Попадая в почву, гуматы улучшают ее структуру, связывают нерастворимые формы, свинец, цинк, ртуть, хром и остатки ядохимикатов, а также экологически опасные отходы промышленности. Они образуют легкоусвояемые комплексы с фосфором и микроэлементами, что резко увеличивает эффективность их использования. Попадая в воду, гуматы помогают ей приобрести известные свойства "талой воды". В конечном итоге при правильном использовании гуматы повышают урожайность на десятки процентов (плодово-ягодных культур - до 40 %, овощных - до 30, зерновых - до 15, картофеля - до 30 %).

Адсорбенты и углеродные продукты и материалы разного назначения из ископаемых углей представляют значительную ценность для многих отраслей промышленности, поэтому технология их производства имеет большие перспективы для своего развития.

Адсорбенты имели важное значение еще со времен господства алхимии и создания первых больших человеческих поселений, нуждающихся в чистой питьевой воде и организации очистки сбрасываемой использованной воды, а также природных вод, загрязненных минеральными примесями; для получения лекарственных препаратов.

В настоящее время мировое производство активированных углей из различных видов сырья составляет 450 тыс. т в год; для этой цели потребляется около 200 тыс. ископаемых углей.

Золошлаковую массу углей Кузбасса следует рассматривать как техногенные промышленные месторождения комплекса полезных ископаемых: редкоземельных элементов цезиевой и иттриевой групп, редких металлов, металлов платиновой группы, золота, германия и др.

Рассмотрим конкретные фактические данные по металлоносности углей Кузбасса и их производных - полиметалльных техногенных золошлаковых месторождений.

Ревизионная научная оценка металлоносности товарных углей предприятий бассейна выполнена Сибирской геолого-геофизической лабораторией Всероссийского научно-исследовательского геологоразведочного института угля для 16 геолого-промышленных районов бассейна, в том числе Кемеровского, Анжерского, Ленинского, Беловского, Бачатского, Прокопьевско-Киселёвского.

Из числа рудных элементов наибольшим распространением характеризуются цирконий, иттрий, ниобий и титан, встречаемость кондиционных содержаний, которых от общего количества предприятий бассейна, равного 69, составляет соответственно 47, 38, 32 и 23 %. Наиболее распространённым элементом является цирконий; с ним тесно коррелируют иттрий и ниобий.

В Кузбассе угли представляют собой кондиционные и подчас богатые руды в их золошлаковых концентратах по указанным металлам. В сумме они превышают ценность угля в сто и более раз. Необходима их разведка на комплекс металлов с подсчётом запасов (в том числе золошлаковым массам).

Не извлекать металлы - значит продолжать добычу угля по-дедовски, как это было в прошлых веках и имеет место сегодня. Это миллиарды долларов доходов, которые мы теряем сегодня в Кузбассе и других угольных бассейнах России, находящихся в эксплуатации.

Таким образом, будущее угольной промышленности не только в энергетике, но и в других отраслях промышленности.

УДК 622.83.023

УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ ОГРАЖДАЮЩЕЙ ЗАБИВНОЙ КРЕПИ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

А.В. Угляница, Т.М. Федотова

*Кузбасский государственный технический университет
г. Кемерово*

В данной работе приведены результаты аналитических и экспериментальных исследований по определению параметров забивной крепи, применяемой при проведении подготовительных горных выработок угольных шахт.

В настоящее время вскрытие угольных шахт часто осуществляют наклонными выработками, проходящими по неустойчивым грунтам, таким как глины, суглинки, супеси. В этих условиях широкое распространение получила забивная крепь. При этом основные параметры забивной крепи такие как глубина заделки проколов, расстояние между ними, сечение проколов принимают на основе ранее накопленного опыта, так как расчетных методик по определению данных параметров в настоящее время не существует.

На практике это приводит либо к перерасходу крепежных материалов, либо к недостаточной несущей способности забивной крепи и ее обрушению. Поэтому разработка методики определения параметров забивной крепи при проведении горной выработки в неустойчивых грунтах является актуальной научной задачей.

Для решения данной задачи проведены аналитические исследования работы балки-прокола в забое выработки. В основу решения положены классические методы сопротивления материалов. В результате получена система уравнений, решение которой определяет глубину заделки прокола в зависимости от нагрузки, физических свойств грунта, шага крепи и сечения проколов.

$$\begin{cases} C_2 l + C_4 \frac{l^3}{6} + \frac{ql^4}{24} - EJ V_c = 0; \\ C_2 x + C_4 \frac{l^2}{2} x + \frac{ql^3}{6} x - EJ V_c = 0; \\ C_4 + ql - \frac{1}{2} k V_c \left[x - \frac{(b-x)^2}{x} \right] = 0; \\ C_4 l + \frac{ql^2}{2} + (C_4 + ql)x - \frac{1}{3} k V_c \left[x^2 + \frac{(b-x)^3}{x} \right] = 0, \end{cases}$$

где q - нагрузка, приведенная к единице длины прокола, Н/м; EJ - жесткость профиля прокола, Н·м²; V_c - допустимый прогиб прокола, м; l - расстояние между рамами крепи, м; k - коэффициент постели грунта, Н/м³; x - расстояние от забоя выработки до точки перегиба участка прокола, опирающегося на упругое основание, м; C_2, C_4 - постоянные интегрирования с размерностью соответственно Н·м² и Н; b - глубина заделки прокола в забой выработки, м.

Решение данной системы уравнений выполнено на ПЭВМ в среде «Matcad». Исходные данные для расчета охватывали все реальные условия применения забивной крепи.

Анализ полученных результатов показал, что глубина заделки прокола в забой выработки в зависимости от вида грунта, изменяется в интервале от 0,6 до 2,5м. По результатам численной реализации полученного решения построены графики для определения параметров забивной крепи при проведении выработок в неустойчивых грунтах.

В результате эксперимента был определен шаг установки проколов, обеспечивающего устойчивость забоя выработки в зависимости от продолжительности устойчивости кровли в забое, свойств грунта (показателя текучести) и нагрузки.

Для нормальной работы время обнажения прокола должно быть меньше времени устойчивости кровли в забое.

Время обнажения складывается из времени на разработку грунта на длину подвигания забоя и времени на установку рам(ы) крепи. По нормативным документам это от 0,5 до 10 часов. Время устойчивости кровли в забое определяли экспериментально, изменяя шаг проколов и нагрузку. С этой целью была разработана экспериментальная стенд – модель грунта, поддерживаемого проколами.

В результате экспериментов определен рекомендуемый шаг установки проколов, обеспечивающий устойчивость забоя выработки в зависимости от физических свойств грунта и нагрузки.

Библиографический список

1. Александров А.В., Потапов В.Д., Державин Б.П. Сопротивление материалов. – М.: Высш. шк., 2001. - 560с.
2. Горбунов-Посадов М.И., Маликова Т.А., Соломин В.И. Расчет конструкций на упругом основании. – М.: Стройиздат, 1984. - 679с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ НАРУШЕНИИ СПЛОШНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

В.И. Петров¹, В.Д. Сарычев¹, М.В. Кипервассер¹, А.Я. Бычков²
1 - Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк
2 - Российский университет дружбы народов
г. Москва

Исследована возможность применения метода математического моделирования трещинообразования в горных породах для определения энергетического вклада различного вида ультразвуковых волн при образовании и развитии несплошностей в массиве с целью создания наиболее эффективной системы диагностики

В качестве математической модели явления рассматривается плоская задача об излучении волн развивающейся трещиной [1, 2] перпендикулярно свободной поверхности предварительно напряженного материала. Достаточно обстоятельно эта задача исследована в двух предельных случаях:

1. При бесконечно малой длине трещины - плоская задача Лэмба. В этом случае подробно исследовано распределение энергии различных типов волн. В частности, показано, что энергетический вклад волн следующий: волны Рэлея - 67% , поперечные - 26%, продольные - 7%. Однако в этом случае не учитывается влияние свободной поверхности, образуемой трещиной, что не позволяет автоматический перенос результатов исследований .

2. Случай, когда свободная поверхность отнесена на бесконечность, то есть трещина полубесконечна. Основное внимание, однако, уделено процессам перераспределения энергии в вершине трещины, поэтому проведенный анализ для данной задачи не совсем приемлем.

Наибольший интерес в теоретическом плане задач регистрации упругих волн представляет исследование перераспределения энергии с учетом наличия свободных поверхностей материала и образовавшейся трещины. Таким образом, задача рассматривается в следующей постановке: требуется в первом приближении определить поля упругих напряжений и смещений, удовлетворяющие граничным условиям:

$$\begin{cases} x = \pm\infty & 0 \leq z \leq H & \sigma_x = \sigma_0 = const, \\ z = 0, H & -\infty \leq x \leq +\infty & \sigma_z = \tau = 0, \\ x = 0 & 0 \leq z \leq z_0(t) & \sigma_x = \tau = 0, \end{cases}$$

где σ_x, σ_z, τ - компоненты поля напряжения вдоль соответствующих осей, σ_0 - приложенная нагрузка, $z_0(t)$ - координата вершины трещины.

Напряжения и смещения внутри области удовлетворяют уравнениям движения (1) и закону Гука (2):

$$\begin{cases} \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau}{\partial z} \\ \rho \frac{\partial^2 w}{\partial t^2} = \frac{\partial \tau}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z}, \end{cases} \quad (1)$$

$$\begin{cases} \sigma_x = (\lambda + 2\mu) \frac{\partial u}{\partial x} + \lambda \frac{\partial w}{\partial z} \\ \sigma_z = (\lambda + 2\mu) \frac{\partial w}{\partial z} + \lambda \frac{\partial u}{\partial x}, \\ \tau = \mu \left(\frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z} \right) \end{cases} \quad (2)$$

где λ, μ - постоянные Ламе; ρ - плотность материала; u, w - смещение вдоль координат x и z соответственно.

Вычитая равномерное поле напряжений $\sigma_x = \sigma_0, \sigma_z = \tau = 0$, перейдем к рассмотрению дополнительной задачи. Учитывая симметрию по координате в дополнительной задаче, имеем вместо вышеприведенных следующие граничные условия:

$$\begin{cases} x = \infty, & 0 \leq z \leq H, & \sigma_x = 0 \\ z = 0, H, & 0 \leq x \leq \infty, & \sigma_z = \tau = 0 \\ x = 0, & 0 \leq z \leq z_0(t), & \sigma_x = -\sigma_0, \tau = 0 \\ x = 0, & z_0(t) \leq z \leq H, & \tau = 0, u = 0 \end{cases} .$$

Данная задача является смешанной краевой задачей динамической теории упругости. В такой постановке анализ затруднителен, поэтому заменим третье условие на приближенное:

при $x = 0, 0 \leq z \leq z_0(t), u = u_0(z, t), \tau = 0$,
где $u_0(z, t)$ подбирается из соотношения:

$$\frac{1}{z_0} \int_0^{z_0} \sigma_x(t, 0, z) dz = -\sigma_0 .$$

Таким образом, на всей оси $x = 0$ заданы смещения

$$u = u_0(z, t), \quad \Theta [z_0(t) - z],$$

где $\Theta(y)$ - функция Хэвисайда.

Начальные условия предполагаются нулевыми:

$$\begin{cases} \sigma_x(0, x, z) = \sigma_z(0, x, z) = \tau(0, x, z) = u(0, x, z) = w(0, x, z) = 0, \\ \frac{\partial \sigma_x}{\partial t}(0, x, z) = \frac{\partial \sigma_z}{\partial t}(0, x, z) = \frac{\partial \tau}{\partial t}(0, x, z) = \frac{\partial u}{\partial t}(0, x, z) = \frac{\partial w}{\partial t}(0, x, z) = 0. \end{cases}$$

В такой постановке имеем:

$u(t, x, z) = -u(t, -x, z)$, смещения u - функция нечетная;

$w(t, x, z) = +w(t, -x, z)$, смещения w - функция четная.

Это позволяет использовать для решения задачи преобразование Фурье для u по синусам, а для w по косинусам:

$$\begin{cases} u(t, x, z) = \frac{1}{\pi i} \int_0^{\infty} \int_{c-i\infty}^{c+i\infty} -qA(p, q)e^{-n_1 z} - n_2 B(p, q)e^{-n_2 z} + \phi(p, q)e^{v_0} e^{pt} \sin(qx) dP dq \\ w(t, x, z) = \frac{1}{\pi i} \int_0^{\infty} \int_{c-i\infty}^{c+i\infty} (-n_1 A(p, q)e^{-n_1 z} - qB(p, q)e^{-n_2 z} + \phi(p, q)e^{v_0} e^{pt} \cos(qx) dP dq \end{cases}$$

Из полученных интегральных представлений перемещений с помощью закона Гука [3, 4] можно получить все компоненты напряжений и, следовательно, вклад в перенос энергии соответствующих компонент волнового поля.

Количественной мерой локального смещения свободной поверхности является амплитуда, которая характеризуется плотностью кинетической энергии в данной точке. В продолжение вышеизложенного в данном получено решение в явном виде преобразов и представлено в удобной для эффективного численного исследования на ЭВМ форме. На основе этого решения проведен анализ вкладов в результирующую энергии продольных и поперечных волн и выбрана плотность кинетической энергии на свободной поверхности:

$$\varepsilon(x, t) = \left[\left(\frac{du}{dt} \right)^2 + \left(\frac{dw}{dt} \right)^2 \right]_{z=0}.$$

Прямое вычисление интегралов представляет известные трудности, в связи с чем развито несколько методов вычислений преобразов. Для решения нашей задачи предлагается метод Каньяра-де Хупа в модификации Слепяна Л.И. [5].

$$I. \quad |x| > c_1 t, \quad \text{скорости отсутствуют:} \quad \frac{du}{dt} = \frac{dw}{dt} = 0.$$

II. $c_2 t < |x| < c_1 t$.

$$\frac{du}{dt} = \frac{4u_0}{\pi \cdot v_0 t \tilde{\Delta}(S) \left[(b_2^2 - 2S^2)^4 + 16S^4 (b_2^2 - S^2)(S^2 - b_1^2) \right]} \times$$

$$\times \left\{ \begin{aligned} & 2S^4 \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{b_2^2 - S^2} \left[-a_{23} S^2 + a_{41} S^4 + a_{05} + \right. \\ & \left. + 2\hat{a} S^2 \sqrt{b_2^2 - S^2} \right] + \\ & + S^2 \sqrt{b_2^2 - S^2} \left[\left(\hat{b}_2 - \hat{b}_1 S^2 \right) \sqrt{S^2 - b_1^2} (b_2^2 - 2S^2)^2 - \right. \\ & \left. - 4S^2 (b_{14} - b_{32} S) \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{b_2^2 - S^2} \right] \end{aligned} \right\};$$

$$\frac{dw}{dt} = \frac{2u_0}{\pi \cdot v_0 t \tilde{\Delta}(S) \left[(b_2^2 - 2S^2)^4 + 16S^4 (S^2 - b_1^2)(b_2^2 - S^2) \right]} \times$$

$$\times \left\{ \begin{aligned} & S \sqrt{S^2 - b_1^2} (b_2^2 - 2S^2)^2 \left[a_{23} S^2 - a_{41} S^4 - a_{05} - 2\hat{a} S^2 \sqrt{b_2^2 - S^2} \right] + \\ & + 2S^3 \left[\left(\hat{b}_2 - \hat{b}_1 S^2 \right) \sqrt{S^2 - b_1^2} (b_2^2 - 2S^2)^2 \right. \\ & \left. + 4S^2 (b_{32} S^2 - b_{14}) \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{S^2 - b_2^2} \right] \end{aligned} \right\}.$$

III. $|x| < c_2 t$.

$$\frac{du}{dt} = \frac{2u_0 \delta(|x| - C_R t)}{v_0 \tilde{\Delta}(S) R'(C_R)} \left[\begin{aligned} & -a_{23} + (a_{41} + a_{05}) S^2 + \\ & + \frac{\sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{S^2 - b_2^2}}{S^2} \left(\hat{b}_1 S^2 - \hat{b}_2 \right) \end{aligned} \right] +$$

$$+ \frac{2u_0}{v_0 \pi \cdot t \tilde{\Delta}(S) \left[(b_2^2 - 2S^2) - 4S^2 \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{S^2 - b_2^2} \right]} \times$$

$$\times \left\{ 2\hat{a} S^4 \sqrt{S^2 - b_2^2} + S^2 \sqrt{S^2 - b_2^2} (b_{32} S^2 - b_{14}) \right\};$$

$$\frac{dw}{dt} = \frac{2u_0 \delta(|x| - C_R t)}{v_0 \tilde{\Delta}(S) R'(C_R)} \times$$

$$\times \left[-4\hat{a} \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{S^2 - b_2^2} - 2a_{41} S \sqrt{S^2 - b_1^2} \right] + \frac{(b_{32} S^2 - b_{14})}{S} +$$

$$+ \frac{2u_0 \left\{ S \sqrt{S^2 - b_1^2} (a_{23} S^2 - a_{05}) + S^3 \sqrt{S^2 - b_1^2} \left(-\hat{b}_1 S^2 + \hat{b}_2 \right) \right\}}{\pi \cdot v_0 t \left[(b_2^2 - 2S^2) - 4S^2 \sqrt{S^2 - b_1^2} \sqrt{S^2 - b_2^2} \right] \tilde{\Delta}(S)}.$$

В вышеприведенных выражениях C_R - скорость волн Рэлея;

$$R'(C_R) = \frac{4C_R}{(2 - b_2^2 C_R^2)^2} \left[4(b_1^2 + b_2^2 - 2C_R^2 b_1^2 b_2^2) - b_2^2 (2 - b_2^2 C_R^2)^3 \right];$$

где $\delta(\xi)$ - дельта-функция Дирака.

Для расчета кинетической энергии составлена программа на языке Паскаль. Были приняты значения параметров $\gamma = 1/4$; $u_0 =$

1 ; $v_0 = 0,1c_2$. При этом $N = \frac{c_1}{c_2} \approx 1,73$.

Библиографический список

1. Синхронная регистрация перемещения дислокаций и генерируемого ими звукового излучения / В.С. Бойко, Р.И. Гарбер, В.Ф. Кившик и др. // ФТТ. - 1975. - Т. 17. - С. 1541 - 1543.

2. Звуковое излучение двойникующих дислокаций при их выходе на поверхность / В.С. Бойко, Р.И. Гарбер, Л.Ф. Кривенко и др. // ФТТ. - 1969. - Т. 11. - С. 3624-3626.

3. Слепян Л.И. Нестационарные упругие волны. - Л.: Судостроение, 1972. - 376 с.

4. Miller G.F., Pursey H. On the Partition of Energie between Elastic Weves in Semi - Infinite Solid // Proc. Roy. Soc. A. - 1955. - s. 223.

5. Сарайкин В.А., Слепян Л.И. Плоская задача о динамике трещины в упругом теле // Изв. АН СССР. МТТ. - 1979.-№4. - С. 54-73.

УДК 669:017:620.179

РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ОТ ТОЧЕЧНОГО ИСТОЧНИКА ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

*В.И. Петров¹, В.Д. Сарычев¹, В.А. Петрова¹, Е.А. Левина¹,
А.Я. Бычков²*

1 - Сибирский государственный индустриальный университет

г. Новокузнецк

2 - Российский университет дружбы народов

г. Москва

В работе произведена оценка применимости метода математического моделирования для описания процессов, связанных с разрушением

горных пород в условиях круто падающих пластов с большим перепадом механических характеристик контактирующих материалов

Большинство исследований в области теории акустического контроля ведется в рамках геометрической акустики. При развитии ультразвуковых методов контроля необходимо учитывать методы нестационарной теории упругости. Основным отличием упругой среды от неупругой является наличие двух типов волн - волн расширения и волн сдвига, а при наличии поверхности раздела следует учитывать их постоянное превращение друг в друга при преломлении и отражении.

Ранее, например, в работе [1] изучены динамические явления при разрушении горных пород, наблюдающиеся в полупространстве, состоящем из двух частей – абсолютно жесткой и упругой. Сцепление между ними вначале считается полным, границей раздела является полуплоскость, наклоненная под произвольным углом к свободной поверхности данного составного полупространства. Движение свободной поверхности обусловлено внутренним динамическим источником – отслоением сдвига, которое возникает и проходит в плоскости раздела. Данная постановка задачи описывает процессы, связанные с разрушением горных пород в условиях крутопадающих пластов при большом перепаде жесткостных характеристик контактирующих друг с другом материалов. Результатом работы явилось получение расчетных формул, позволяющих оценить продольные и поперечные смещения на свободной поверхности и провести параметрические расчеты, из которых следует, что максимумы ускорений в зависимости от времени достигаются для моментов времени прихода продольной, поперечной и рэлеевской волны из эпицентра трещины в точку наблюдения.

Известны решения в рамках теории упругости для слоя конечной толщины, когда нагрузка приложена к одной поверхности слоя [2,3] и известны решения о нахождении смещений границы полупространства при движении наклонной трещины [4].

Постановка задачи. Пусть в твёрдом теле толщиной h на глубине d действует источник волн напряжений с интенсивностью $F(t)$. Необходимо математически описать процесс распространения колебаний в твёрдом теле и установить вид регистрируемого сигнала на поверхности $G(t)$ (Рисунок 1).

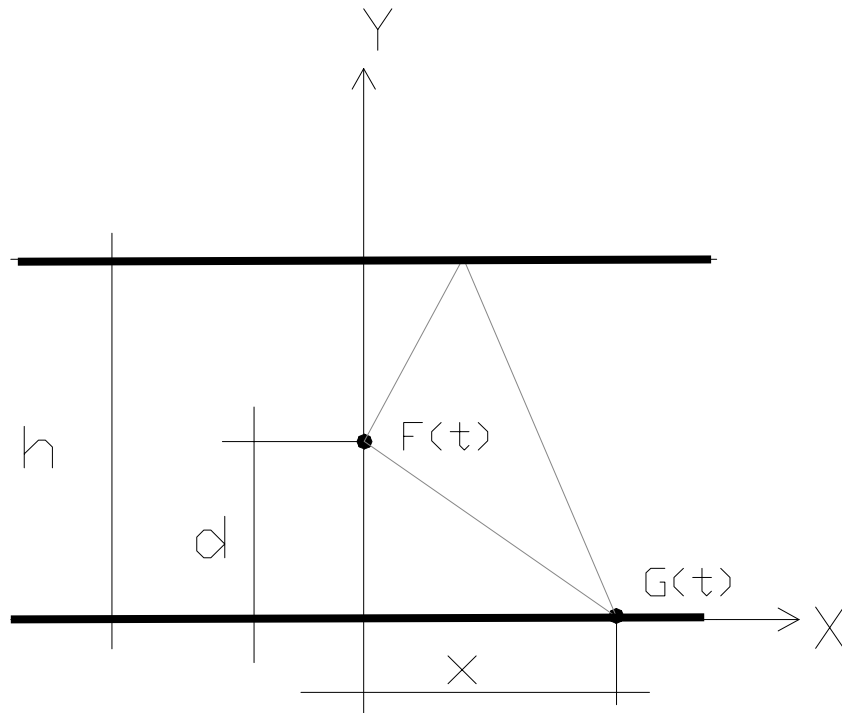


Рисунок 1 - К постановке задачи

Перейдем к безразмерным переменным, в которых за единицу измерения приняты: толщина слоя, скорость волны расширения и интервал времени прохождения толщины слоя волной расширения. Рассмотрим акустический случай, при котором пренебрегают поперечной волной или считаем, что модуль сдвига равен нулю ($\mu = 0$). Уравнения для смещений в этом случае принимают вид:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} - \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = 0 \quad (1)$$

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} - \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} = 0$$

Граничные условия на сторонах пластины $y = 0$; $y = 1$ соответствуют отсутствию напряжений:

$$f = \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) = 0 \quad (2)$$

В силу того, что $\mu = 0$ второе граничное условие тождественно обращается в нуль, поэтому при $y = 0$; $y = 1$ имеем

$$\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} = 0 \quad (3)$$

Начальные условия задачи примем нулевыми:

$$U(0, x, y) = 0; v(0, x, y) = 0; u_t(0, x, y) = 0; v_t(0, x, y) = 0 \quad (4)$$

Точечный источник моделируется внезапным возникновением продольных смещений в точке с координатами $x=0; y=a$, где $a=d/h$. В силу симметрии задачи рассматриваем только $x \geq 0$. Тогда граничное условие при $y = 0$ имеет вид:

$$u(0, y, t) = U_a \delta(y - a) \theta(t) \quad (5)$$

$$g \frac{\partial V_c}{\partial y} + n^2 U_s - (g U_a / s) \delta(y - a) = 0 \quad (6)$$

$$\frac{\partial V_c}{\partial y^2} + g \frac{\partial U_s}{\partial y} - s^2 V_c - (U_a / s) \frac{\partial \delta(y - a)}{\partial y} = 0$$

Общее решение системы (6) имеет вид:

$$U(y) = -g(c_1 \operatorname{sh} ny + c_2 \operatorname{ch}(ny)) / n + (U_a g / sn) \times \operatorname{sh}((y - a)n) \times \theta((y - a) - 1)$$

$$V_s(y) = c_1 \operatorname{sh}(ny) + c_2 \operatorname{ch}(ny) + (U_a / s) \times \operatorname{sh}((y - a)n) \times \theta((y - a) - 1)$$

где $n = \sqrt{g^2 + s^2}$.

$$\frac{\partial U_s}{\partial y} - g V_c = 0 \quad (7)$$

$$U_1 = (U_a g / sn) \frac{\exp((a - 1)n) + \exp(-(a + 1)n)}{1 - \exp(-2n)} \quad (8)$$

Тогда выражения для продольных смещение на границах имеют вид:

$$u_0(x, t) = \frac{2x}{\pi} \sum_{m=0}^{\infty} (\Phi(\tau_1(m)t) / \tau_1^2(m) + \Phi(\tau_2(m)t) / \tau_2^2(m)) \quad (9)$$

$$u_1(x, t) = \frac{2x}{\pi} \sum_{m=0}^{\infty} (\Phi(\tau_3(m)t) / \tau_3^2(m) + \Phi(\tau_4(m)t) / \tau_4^2(m))$$

Зависимость смещения от времени на поверхности представлены на рисунке. Отчетливо видны всплески от прихода отраженных волн, которые в зависимости от номера отражения затухают обратно пропорционально m^2 (m - шаг), рисунок 2.

Данный расчет (рисунок 3) является первым этапом моделирования регистрации акустических сигналов на поверхности тела от излучающего дефекта, залегающего на некоторой глубине. При этом из зависимости смещения от времени в какой либо точке поверхности можно определить глубину залегания дефекта или развивающейся трещины.

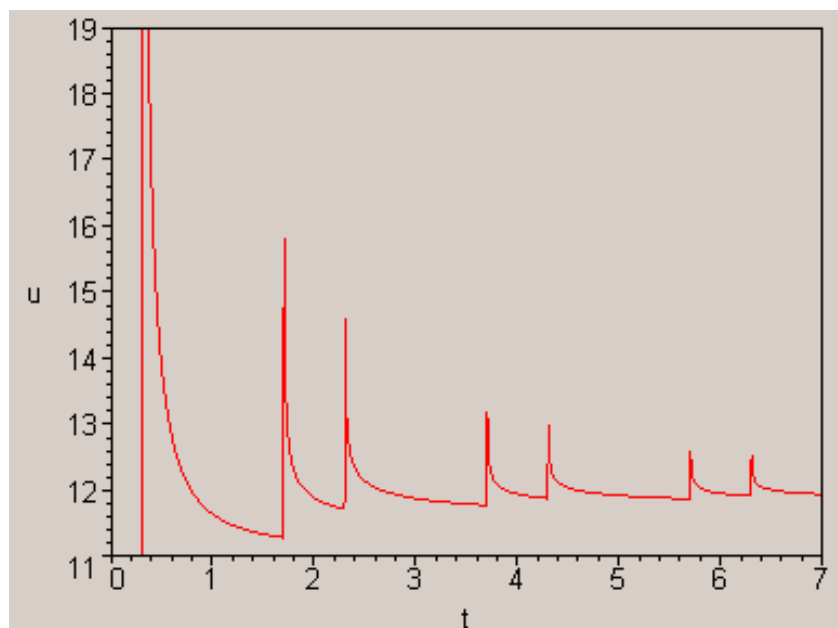


Рисунок 2 - Затухание отраженных волн (относительные координаты)

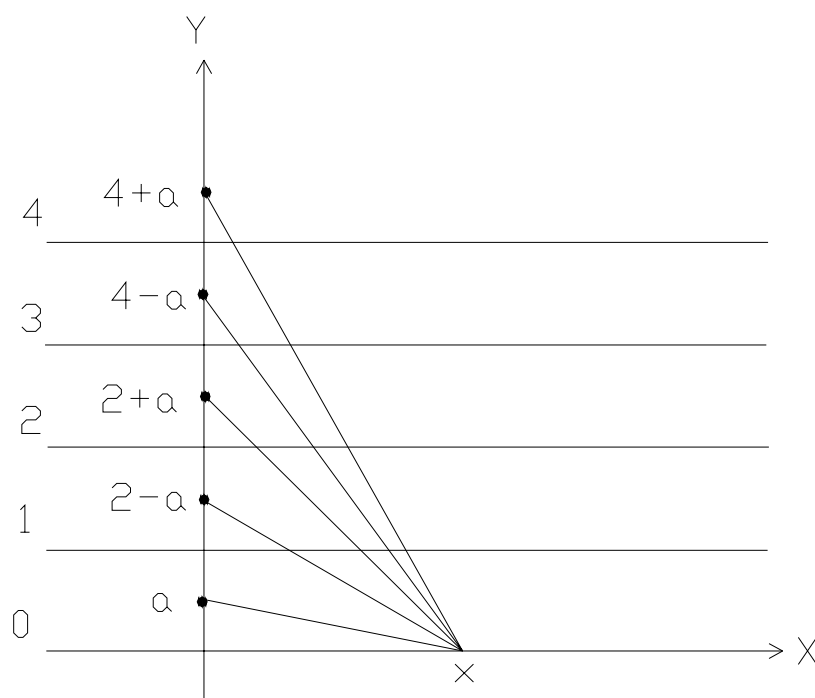


Рисунок 3 - Схема сложения сигналов в точке $X=x$

Библиографический список

1. Сарайкин В.А. Движение поверхности составного полупространства при динамическом отслоении вдоль внутренней границы // ПМТФ.- 1995. - №4. – С.155-162.

2. Сарайкин В. А. Расчет упругих нестационарных волн в изотропном слое/ В. А. Сарайкин // ЖПМТФ. – 1973. - №4. – С. 148-155.

3. Никифоровский В. С. Динамическое разрушение твердых тел / В.Никифоровский, Е. И. Шемякин. – Новосибирск: Наука, 1979. – 271с

4. Сарайкин В. А. Движение свободной границы полупространства при распространении наклонной прямолинейной трещины / В. А. Сарайкин // ЖПМТФ. – 1990. - №1. – С. 54-73.

УДК 622.81

ФОРМИРОВАНИЕ НОВОЙ ПАРАДИГМЫ БЕЗОПАСНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ

В.В. Сенкус¹, Б.М. Стефанюк¹, К.Д. Лукин²

1 - Новокузнецкий филиал-институт

Кемеровского государственного университета

2 - Сибирский государственный индустриальный университет

г. Новокузнецк

В работе М.К. Дурнина [1] после анализа природных геостроений Кузбасса сделан весьма радикальный, но оптимистический вывод о необходимости разработки новой парадигмы безопасности угледобычи.

Разделяя с автором озабоченность о будущем Кузнецкого угольного бассейна, авторы настоящей работы считают необходимым отметить следующее.

1. При разработке новой парадигмы следует учесть факт колебания земной коры под действием гравитационных волн.

2. С развитием темпов угледобычи, следует учесть возрастающее количество газообразных углеводородов не только $C_2 - C_5$, как отмечено в ГОСТе 12.1.011-78. Классификация взрывоопасных смесей, а более широкий спектр $C_2 - C_8$, как отмечалось в работе [2].

3. Необходимо расширить мониторинг шахтной атмосферы по ее газовому составу для получения зависимости состава атмосферы от темпов добычи и от способов разрушения угольных пластов (механический резец, высоконапорная струя, гидроскол и т.п.).

4. Принять как объективный факт, что нижний предел взрываемости пылегазовоздушной среды соответствует экспонидному закону [3].

5. В условиях Кузбасса следует более внимательно рассмотреть новые системы разработок с короткими забоями как менее аварийноопасные [4].

6. Использовать подземное обогащение угля, в том числе получаемое при подземном гидротранспорте [5].

7. Использовать безреагентную очистку шахтных вод с учетом ее надмолекулярной структуры [6] и статической вязкости [7].

8. Снизить потери плодородных земель Кузбасса при открытом способе добычи угля за счет развития приконтурной подземной добычи угля [8].

9. В решении вопросов безопасности угольных шахт следует учитывать радиационный фон угольных пластов и вмещающих пород и возможность их самовозгорания [9].

10. Максимально использовать естественные флегматизаторы взрываемости пылегазовоздушной смеси [10].

11. Обеспечить улавливание метаны, выбрасываемого в атмосферу при проветривании шахты, тем самым снизить экологическую нагрузку на атмосферу [11].

12. Рационально применять дистанционное управление и автоматизацию технологических процессов, создавая эргомическую привлекательность труда шахтеров [12].

В результате правильного синтеза новых задач шахта должна выдавать три продукта: товарный уголь, промышленный метан и минеральную воду.

Для решения этой проблемы создать комплексную группу специалистов с поставленной перед ними задачей: «спроектировать и построить угольную шахту с высокой производительностью труда и безупречной эргономикой и безопасностью». Проект новой шахты получить через три года.

Для финансирования этой работы создать специальный фонд «Будущее угольного Кузбасса», независимый от формулы Д-Т-Д, а подчиненный формуле новой парадигмы Ж-Р-Ж (жизнь-работа-жизнь).

Построенная по этому проекту шахта должна стать пионерной, где будут уточнены новые характеристики и проверены новые параметры парадигмы.

Решение задачи следует начинать, не откладывая «на завтра», пока не произошел полный разрыв между имеющимся остатком стареющих кадров проектировщиков, их опытом и молодым поколением.

Библиографический список

1. Дурнин М.К. Дегазация Земли и проблемы безопасности угледобычи в Кузбассе. //Научные технологии разработки и использование минеральных ресурсов / Сб. научн. статей : СибГИУ. – Новокузнецк, 2008, - С.290-306.

2. Стефанюк Б.М., Сенкус В.В., Лукин К.Д. – Исследование влияния объемов добычи угля на шахтную атмосферу //Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов/ Сб. научн. статей/ СибГИУ – Новокузнецк, 2008. - С.240-243.

3. Стефанюк Б.М., Гершгорин В.С., Сенкус В.В., Лукин К.Д. Исследование пределов взрываемости пылеметановоздушной среды и человеческий фактор //Научные технологии разработки и использование минеральных ресурсов /Сб. научн.статей/ СибГИУ – Новокузнецк, 2008. - С.243-246.

4. Бирюков Р.А. Угольная шахта XXI века. –М. :Уголь, 2002, №2. – С. 21-22.

5. Атрушкевич А.А., Стефанюк Б.М. Технология подземного обогащения угля. Уголь, 2001, №5, - С. 58-60.

6. Стефанюк Б.М. Структура воды и осветление шламовых вод физико-электрическим способом //Современные технологии разработки месторождений полезных ископаемых – Новокузнецк, :СибГИУ, 1998 – С. 104-109.

7. Сенкус В.В., Стефанюк Б.М. Осветление физико-электрическим способом шламовых вод угольной промышленности. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М., МГГУ, 2007, №7, - С. 79-84.

8. Сенкус Вал.В., Фрянов В.Н. Разработка технических решений отработки свиты угольных пластов подземным способом в приконтурной зоне разреза. –М.: МГГУ ГИАБ, 2008, № 9. –С. 19-24.

9. Стефанюк Б.М. Сенкус В.В., Лукин К.Д. Взрываемость пылеметановоздушной среды. – М.: МГГУ ГИАБ, 2008, № 10. – С. 28-35.

10. Сенкус В.В., Стефанюк Б.М., Лукин К.Д. Коэффициент взрывобезопасности угольной шахты. - М.: МГГУ ГИАБ, 2008, № 10. – С. 23-27.

11. Заявка № 2008113629 от 07.04.08. Способ очистки струи воздуха от метана и его утилизация.

12. Шураков А.В. Перспективы применения гидравлического способа разрушения угля и пород при разработке угольных месторождений. // Нетрадиционные интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых. : Тр.V Междунар. научн.-практич. конф. – Новокузнецк, /СибГИУ, 2000. – С. 73-74.

УДК 622.81

СПОСОБ ОЦЕНКИ ОПАСНЫХ СИТУАЦИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Б.М. Стефанюк, В.В. Сенкус, А.В. Конаков
Новокузнецкий филиал-институт
Кемеровского государственного университета
г. Новокузнецк

В работе сделана попытка оценить влияние гравитационных сил на земную кору с точки зрения увеличения уровня безопасности угольных шахт.

В угольной промышленности особое внимание уделяется обеспечению безопасности ведения горных работ, и учитываются многочисленные факторы, влияющие на ударовзрывобезопасность горного массива и пылеметановоздушной смеси.

При обработке статистических данных была выявлена закономерность катастроф, которая связана с воздействием на земную кору гравитационных сил Солнца и Луны, которая наиболее ярко проявляются при приливах и отливах на морях и океанах.

В работе сделана попытка оценить влияние гравитационных сил на земную кору с точки зрения увеличения уровня безопасности угольных шахт.

Формула для расчета величины гравитационного ускорения, зависящего от географической широты места и расположением объекта над уровнем моря имеет вид [1]

$$g = 980,616 - 2,5928 \cos(2\phi) + 0,0068 \cos^2(2\phi) - 0,003h,$$

где g – гравитационное ускорение, м/с²; ϕ – широта местности, в градусах; h – высота над уровнем моря, м.

Приведенная зависимость не учитывает гравитационных пульсаций, возникающих при движении Солнца, Земли и Луны по орбитам и изменений расстояний между ними.

Выявление опасных воздействий гравитационных пульсаций в течение года и суток, создающих перенапряжения в верхних слоях земной коры достигается при использовании ретроспективных способов, в которых отслеживается взаимное положение векторов гравитационной силы Солнца и Луны и их суммарное воздействия на земную кору с учетом периода вращения Луны и суточного вращения Земли, при этом определяется векторная сумма воздействия на 12 часов местного времени и на 24 часа с поправкой на географическую широту, где расположены шахты.

Определяют так же силу воздействия суммарного вектора вращения, направленного против вращения Земли и почасовое ее воздействие на пласты угля и вмещающих пород с учетом угла их залегания. Выявляются промежутки времени, в которых опасные воздействия могут спровоцировать катастрофические явления (выбросы угля и газов, обрушение пород, горные удары и т.п.), а полученную информацию доводят до сведения руководителей предприятий для предупреждения и принятия мер безопасности.

Сущность способа поясняется на рисунках 1 – 3 и заключается в следующем.

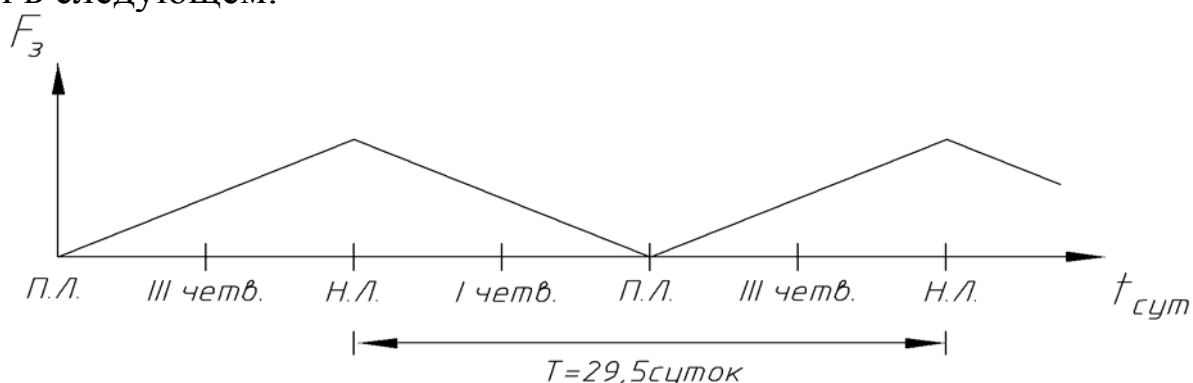


Рисунок 1 – Расположение Солнца и Луны при минимальном воздействии их гравитационных сил в дни новолуния (Солнце и Луна находятся по одну сторону от Земли) и при максимальном воздействии их гравитационных сил в дни полнолуния (Солнце и Луна находятся по разные стороны от Земли)

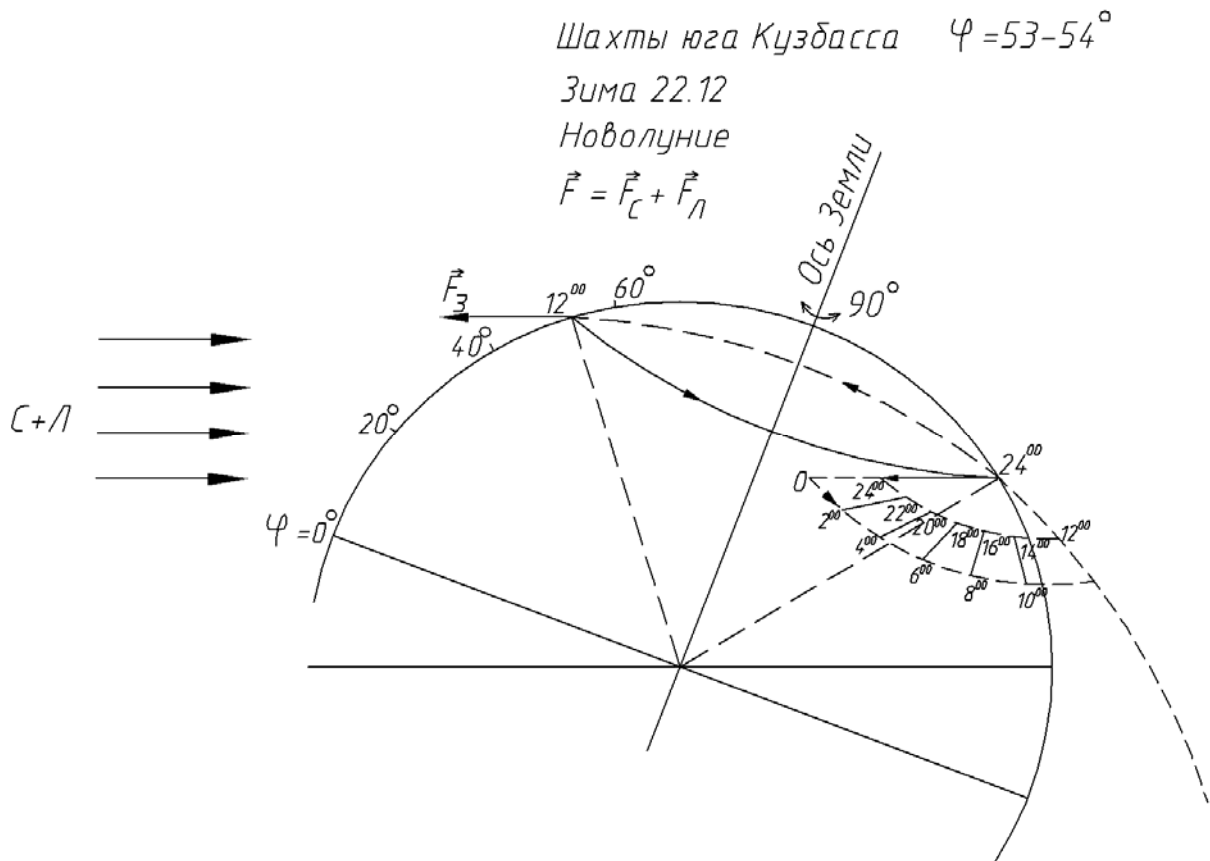


Рисунок 2 – Расположение Солнца и Луны, когда новолуние совпадает с 22 декабря для пологих пластов шахт Юга Кузбасса с географической широтой $53-54^\circ$

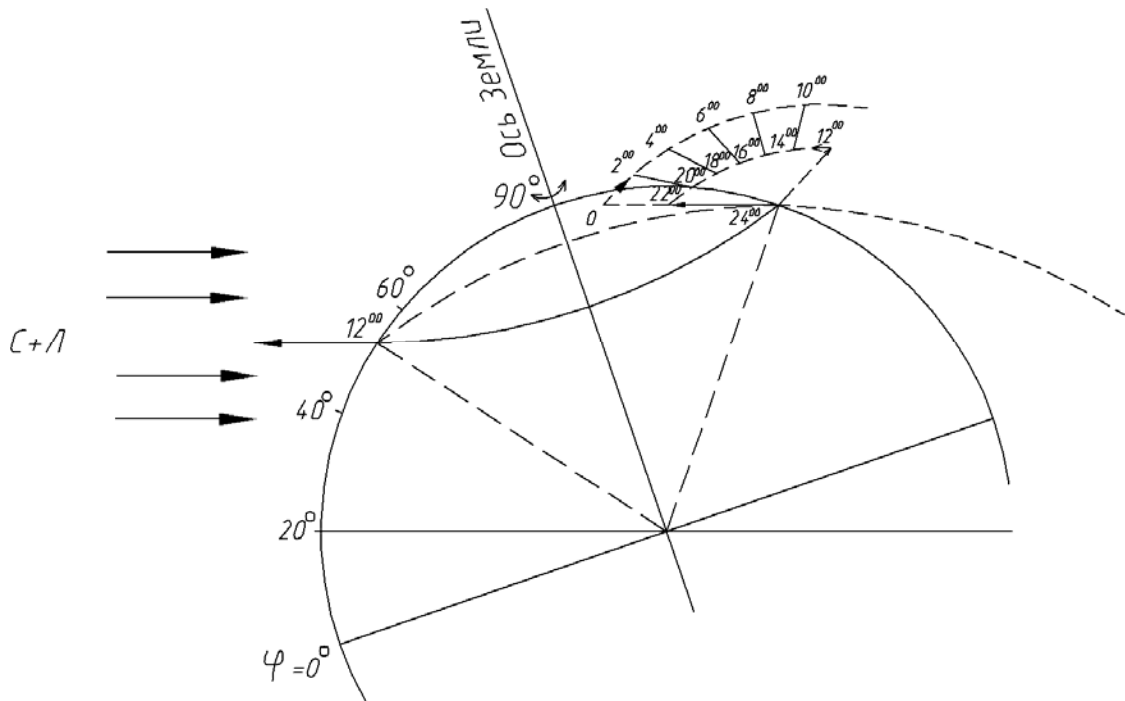


Рисунок 3 – Расположение Солнца и Луны, когда новолуние совпадает с 22 июня для пологих пластов шахт Юга Кузбасса с географической широтой $53-54^\circ$

Гравитационное воздействие Солнца и Луны на Землю рассчитывают по формуле закона гравитации [1]

$$F_c = \gamma \frac{m_z M_c}{r_{zc}^2} \text{ и } F_l = \gamma \frac{m_z M_l}{r_{zl}^2},$$

где F_c, F_l - силы гравитационного воздействия Солнца и Луны на Землю; m_z, M_c, M_l - масса Земли, Солнца и Луны; γ - гравитационная постоянная, $\gamma = 6,672500 \cdot 10^{11} \text{ м}^3/(\text{кг} \cdot \text{с}^2)$; r_{zc}, r_{zl} - радиусы орбит Земли до Солнца и от Луны до Земли.

Силы воздействия Солнца и Луны примерно равны, т.е.

$$\vec{F}_c \approx \vec{F}_l$$

На Земле действует сила, равная сумме указанных сил

$$\vec{F}_z = \vec{F}_c + \vec{F}_l.$$

Сумма векторов сил максимальна в дни новолуния, когда Солнце и Луна находятся по одну сторону от Земли и минимальна в дни полнолуния, когда Солнце и Луна находятся по разные стороны от Земли (рисунок 1).

На рисунке 2 и 3 показано почасовое вращение вектора F_z гравитационных сил относительно поверхности Земли, из которых следует, что для пологих пластов с углом падения 5° максимум воздействия гравитационных сил приходится в зимний период времени с 18 до 22 часов и с 2 до 6 часов, а с 22 до 2 часов ночи вектор F_z направлен вдоль напластований, а для пластов с углом падения 20° происходит смещение воздействия по времени не менее, чем на два часа., т.е. с 20 до 24 часов и с 4 до 8 часов.

Результаты проведенных ретроспективных расчетов при взрывах на шахт Юга Кузбасса: Ульяновская, Юбилейная, им. Ленина, Тайжинская, им. Шевякова, Распадская и др. подтверждают закономерности воздействия гравитационных пульсаций на земную кору, проявляющуюся при катастрофах на угольных шахтах.

Библиографический список

1. Чайлдс У. Физические постоянные [Текст]. / Пер. с англ. – М. : Физматгиз, 1961. – С. 18.

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ УГЛЯ С ПОМОЩЬЮ СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

В.А. Сухоруков¹, В.В. Сухоруков², В.Н. Фрянов¹, Е.Б. Шенгерей¹
1 - Сибирский государственный индустриальный университет

2 - Шахта «Тырганская»

г. Новокузнецк

При гидравлической добыче угля все основные технологические операции (выемка угля, его погрузка, транспортирование по шахте, подъем на поверхность, а также доставка его потребителям) объединяются в единый малооперационный поточный процесс с помощью энергии водяного потока.

Отбитый в забоях гидромонитором уголь, смешиваясь с водой, образует гидросмесь определенной концентрации, которая транспортируется вдоль забоя по почве до выработок, где смонтированы металлические желоба для перемещения гидросмеси по всем горным выработкам до участковых пульпосборников. Перед участковыми пульпосборниками устанавливаются обезвоживающие питатели для грохочения горной массы по крупности и дробилки для дробления надрешетного угля.

Рассмотренные технологические схемы гидрошахт и обезвоживающих фабрик характеризуются рядом общих для них недостатков, главными из которых являются необходимость выдачи пульпы на поверхность, сложность и многоступенчатость обезвоживающего оборудования, не позволяющего размещать его в горных выработках при разработке и создании гидрокомплексов с замкнутым циклом подземного обезвоживания угля и осветления технологической воды.

Так на шахте «Тырганская» НПО «Прокопьевскуголь» применяется следующая схема обезвоживания угля. По желобам пульпа из забоя поступает на питатель, у которого пластины несущего полотна заменены на отрезки шпальтовых сит со щелью 1 мм, а подрешетный продукт при помощи отражателя из листового металла направляется в зумпф. Надрешетный продукт класса +1мм с содержанием влаги 14-18% питателем погружается в бункер, откуда качающимся питателем КЛ-8 грузится в вагонетки, транспортируется к стволу и далее скипами выдаются на поверхность.

Известна также технологическая схема гидроучастка по пласту 214 шахты «Костюшко Нова», где пульпа по желобам поступает на двухцепной обезвоживающий скребковый конвейер длиной 25 м. Днище конвейера выполнено из стального щелевого сита. Обезвоженный уголь грузится в вагонетки, а подситная шламовая вода поступает в секционный отстойник [1].

К недостаткам обезвоживающего скребкового конвейера относится то, что щелевое сито постоянно заштыбовывается, образуется пленка, которая препятствует удалению воды. Этот недостаток частично устранен в другом обезвоживающем конвейере [2], который включает в себя приводную головку; наклонный и горизонтальные ставы с днищами из шпальтовых сит; цепь, холостая ветвь которой проходит по верху корпуса, а рабочая - по его днищу; поддон для приема сброшенной воды. На скребок конвейера прикрепляется резиновая пластина, которая обеспечивает очистку шпальтовых сит от масляных пленок при движении скребка по днищу конвейера.

Недостатки конвейера следующие: прикрепленная резиновая пластина обеспечивает очистку шпальтовых сит только с одной стороны днища. На обратной стороне шпальтовых сит образуется пленка, препятствующая удалению воды в поддон. Для эффективного обезвоживания пульпы при одновременной транспортировке горной массы в вагоны или бункер предложен обезвоживающий конвейер [3].

Обезвоживающий скребковый конвейер состоит из става конвейера 1, в хвостовой части которого установлен бункер 2 для приема угольной пульпы, которая из бункера попадает на шпальтовые борта 3, где происходит частичное удаление воды в приемный поддон 4, из которого по трубе 5 вода удаляется в отстойник (рисунок).

Днище конвейера 6 имеет шпальтовые сита, на которые поступает оставшаяся вода вместе с твердыми частицами угля. Скребки 7 транспортируют частицы угля в вагоны или бункер и оснащены (через один) резиновыми пластинами 8 или съемными щетками 9 для очистки шпальтовых сит днища от масляных пленок. После приводной звездочки 10 скребки поднимаются по направляющим пластинам 11 на прижимные пластины 12, которые закреплены на пружинах 13, вследствие чего обеспечивается постоянное прижатие скребков к нижней части днища конвейера. Для крепления пружин

используются уголки 14, приваренные к усиливающим ребрам конвейера.

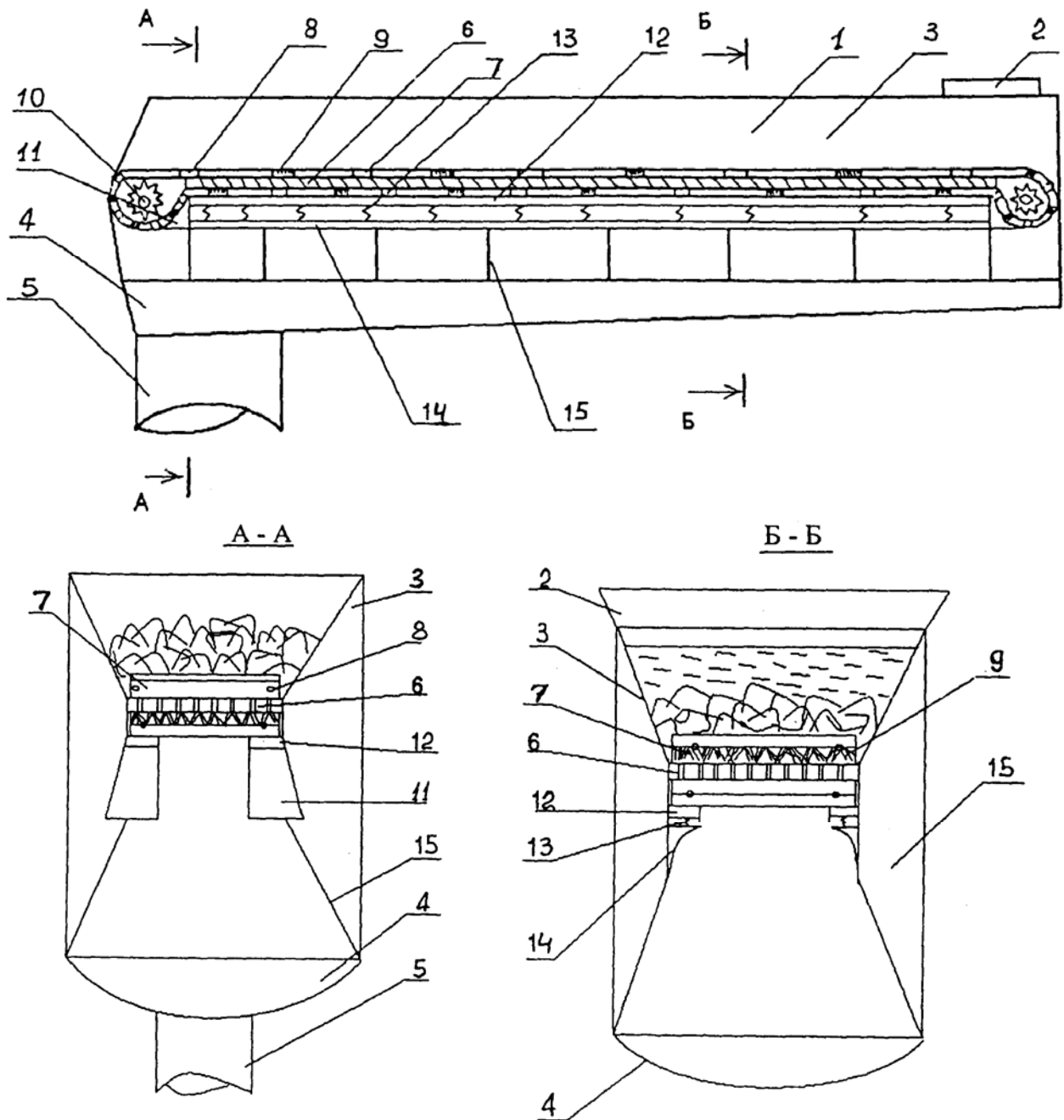


Рисунок – Обезвоживающий скребковый конвейер

Улавливание отработанной воды с помощью обезвоживающего скребкового конвейера осуществляется следующим образом. Пульпа попадает в бункер 2, где технологическая вода частично отделяется и сбегает по шпальтовым бортам 3 в приемный поддон 4. Уголь вместе с водой увлекается скребками 7 по ставу конвейера 1, где через его днище 6 происходит основной сброс. Направление движения скребков 7 совпадает с направлением движения потока обезвоживаемой пульпы. Обезвоженный уголь грузится в вагонет-

ки или ленточный конвейер, а шламовая вода из поддона 4 по трубе 5 поступает в отстойник.

Для эффективного стекания воды в поддон 4 скребки холостой ветви конвейера, проходя через звездочки 10, поднимаются по направляющим пластинам 11 на прижимные пластины 12 и прижимаются к днищу 6. Прижатые к днищу скребки скользят по обратной стороне и очищают днище от масляных пленок. Прижатие пластин 12 осуществляется с помощью пружин 13, закрепленных на уголках 14, приваренных к усиливающим ребрам 15. К скребкам конвейера через один прикрепляются резиновые пластины 8 или съемные щетки 9.

Достоинством предлагаемого обезвоживающего скребкового конвейера является то, что при соответствующих длине и скорости движения цепи значительно снижаются затраты на дальнейшее обезвоживание угля в подземных условиях.

Библиографический список

1. Обогащение и обезвоживание угля гидрошахт/ Н.В. Алмазов, Г.Л. Майдуков, Е.В. Григорюк, Н.В. Кузнецов. - М.: 1971, 152 С.
2. Гидротранспорт угольных шахт/А.А. Атрушкевич, С.П. Казаков, Б.М. Стефанюк, В.А. Атрушкевич. – М.: КузНЦ АИН РФ, 1994. 143 с.
3. Патент РФ № 2336215. Обезвоживающий скребковый конвейер /Сухоруков В.А., Фрянов В.Н., Шенгерей С.В., Сухоруков В.В.

УДК 622.273.2

ТРАНСПОРТИРОВКА ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ И БЫТОВЫХ ОТХОДОВ В ПОДЗЕМНЫЕ ВЫРАБОТКИ

В.А. Сухоруков¹, В.В. Сухоруков², В.Н. Фрянов¹, Е.Б. Шенгерей¹

1 - Сибирский государственный индустриальный университет

2 - Шахта «Тырганская»

г. Новокузнецк

Малые и средние монопрофильные промышленные города России представляют собой один из сложных типов муниципальных образований, как с точки зрения сложившейся в них неблагоприят-

ной социально-экономической ситуации, так и возможностей и путей реформирования их городских хозяйств и социальной сферы.

Как тяжелую можно охарактеризовать ситуацию в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса, где экономическая специализация долгие годы определялась развитием преимущественно угольных предприятий, разрабатывающих крутые пласты, содержащие ценные коксующиеся угли марок К, КО, КС и ОС. Отличительными особенностями этих предприятий являются нерациональное использование ресурсов, а также высокая опасность для персонала окружающей природной среды. По сложности горно-геологических условий вовлеченные здесь в отработку запасы угля практически не имеют аналогов в мировой практике.

Опыт показывает, что крутые пласты необходимо отрабатывать только с закладкой выработанного пространства. Однако применяемые системы разработки пластов с закладкой имеют низкие технико-экономические показатели.

Низкие показатели при разработке крутых пластов с гидрозакладкой существующими системами сохраняются уже на протяжении 20-25 лет и исчерпали свои потенциальные возможности, то есть не имеют перспективы.

Для повышения эффективности отработки крутых пластов предлагаются новые технические решения, позволяющие не только осуществлять выемку ценных коксующихся углей, но и использовать выработанное пространство для утилизации производственных и бытовых отходов.

Попытка использовать выработанное пространство для заполнения породой от проведения горных выработок была сделана в 50-х годах прошлого столетия при применении щитовой системы разработки. При этом увеличилась производительность труда, но в то же время возникли серьезные трудности (на втором горизонте) с подачей закладочного материала в выработанное пространство.

На шахтах Прокопьевско-Киселевского района трудоемкость и стоимость транспортировки закладочных материалов составляет в среднем около 70-80% от общей трудоемкости и стоимости всех работ, связанных с закладкой выработанного пространства.

Столь высокие затраты труда и средств на подземное транспортирование закладочных материалов обусловлены тем, что существующие схемы транспортирования, как правило имеют много звеньев и децентрализованы.

Спуск закладочных материалов на некоторых шахтах осуществляется по шурфам. Если угол наклона шурфа менее 60° , то происходит образование породных пробок, проникновение грунтовой воды в шахту, особенно если в закладочном материале содержится значительное количество глинистых примесей.

Известна схема закладки горизонтальной выработки метательной машиной на шахте «Ломинцевская» [1]. Схема включает метательную машину, электровоз, погрузочный люк, шахтный ствол, конвейер, бульдозер, отходы производства и автосамосвал. Недостатками такой схемы являются большие затраты на сооружения транспортной цепочки. Кроме того, при спуске отходов производства на большую глубину будут происходить частые забучивания ствола, поэтому потребуются дополнительные затраты на проведения специального ствола.

Спуск закладочных материалов по специальному стволу оборудованному трубами или спиральными желобами в зимнее время будет сопровождаться конденсацией влаги и смерзанием закладочного материала. Поэтому трудность спуска закладочного материала по стволу будет с увеличением глубины разработки.

Если при небольшой глубине разработки спуск закладочного материала по шурфам является более экономичным, чем спуск по стволам, то с увеличением глубины эта разница уменьшается и при некоторой глубине разработки суммарная стоимость внутришахтного транспортирования закладочных материалов при их спуске по шурфам и при их спуске по стволу становится одинаковой. Для одних и тех же условий экономически целесообразная глубина спуска закладочного материала по шурфам уменьшается с увеличением добычи по сравнению с закладкой со спуском по вертикальным стволам.

Недостатком спуска по трубам является высокий износ труб и измельчение закладочных материалов, а также возможность закупорки труб.

Спуск по спиральным желобам повышает длительность эксплуатации гравитационного устройства и снижает измельчение транспортируемого материала по сравнению со спуском по трубам, однако остается возможность их закупорки.

В мировой практике для спуска закладочных материалов по вертикальным стволам применяются клетки. Спуск закладочных материалов в клетях требует проведения также специальных закла-

дочных стволов, так как существующие клетевые подъемы полностью загружены, кроме того, спуск в клетях наиболее трудоемок.

Груженные отходами производства вагонетки закатываются в клеть, далее опускаются вместе с клетью на определенную отметку. Дальнейшая транспортировка груженных вагонеток к месту назначения осуществляется электровозами [2].

Наряду с имеющимися достоинствами этот способ обладает следующими недостатками:

- многоцикличность подготовки для транспортировки отходов производства, а также следующие за этим большие затраты;
- трудность управления процессами погрузки и разгрузки отходов, производства на поверхности;
- высокие затраты на спуск отходов производства в выработанное пространство.

Для устранения указанных выше недостатков предлагается техническое решение [3], которое позволяет улучшить состояние подготовительных работ, связанных с выгрузкой и загрузкой в бункер отходов производства, а также повысить эффективность транспортировки горной массы и отходов производства.

Сущность технического решения заключается в том, что спуск в подземные выработки отходов производства и бытовых отходов осуществляется по главному стволу с использованием для этого порожнего скипа (рисунок).

Скип 1, оборудованный боковой и донной выгрузкой горной массы, заполняется из бункера 2 полезным ископаемым и с помощью каната 3 поднимается по стволу 4 на поверхность, до определенной отметки. Здесь скип через боковой выпуск опрокидывает горную массу в бункер 5 для дальнейшей транспортировки его по ленточному конвейеру 6. Затем порожний скип опускается снова до определенной отметки для заполнения производственными или бытовыми отходами из бункера 7. Для заполнения бункера отходами используется ленточный конвейер 8.

Загруженный скип отходами с помощью канатов опускается до вентиляционного горизонта и разгружается через дно в приемный бункер 9. Из бункера отходы производства поступают в наклонную выработку 10 и далее с помощью самоходного вагона 11 транспортируются до места закладки, а бункер с помощью шарнира возвращается в исходное положение. Далее скип вновь опускается вниз до

отметки откаточного горизонта для загрузки полезным ископаемым.

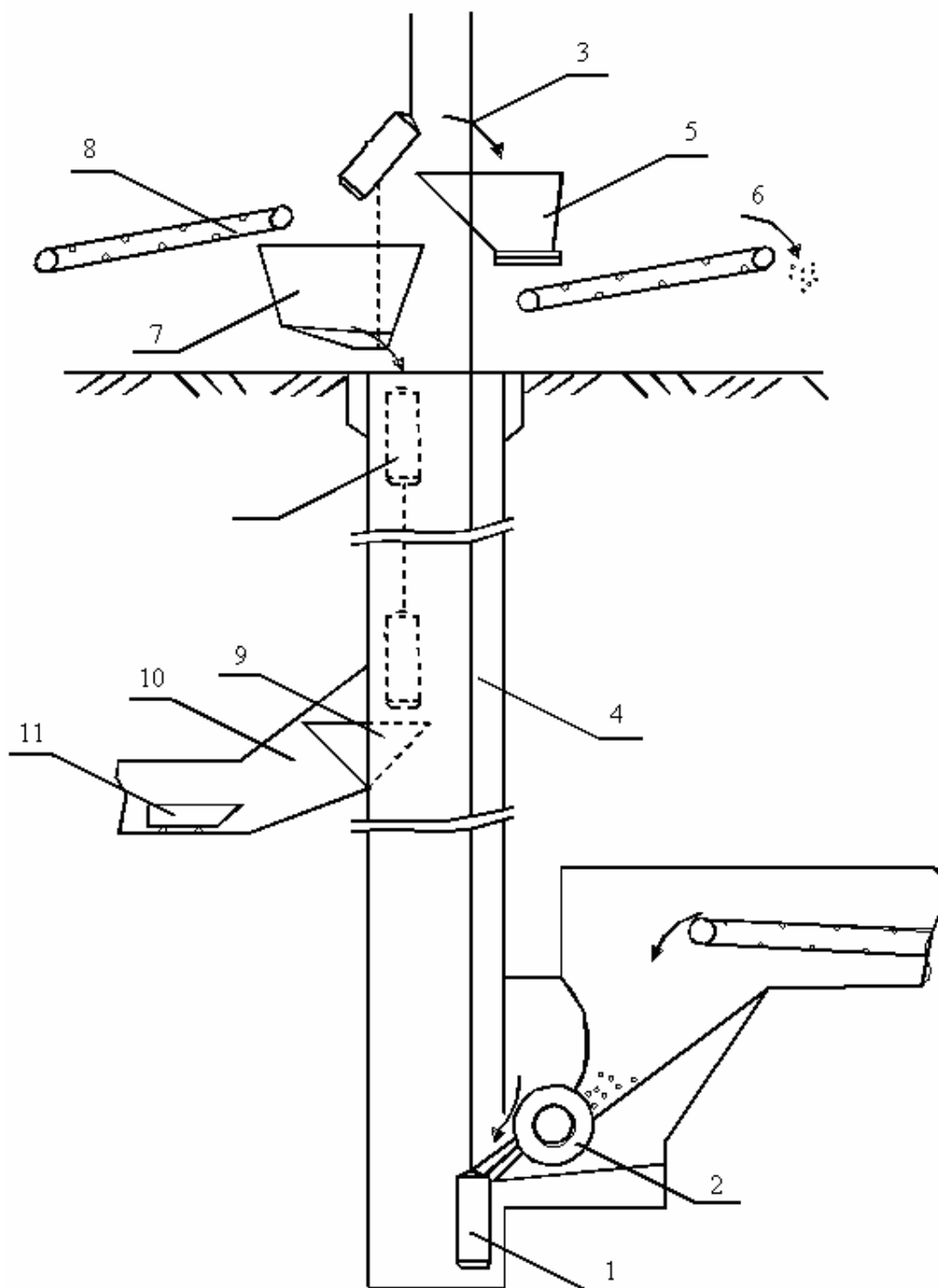


Рисунок – Схема использования скипового подъема для спуска в подземные выработки производственных и бытовых отходов

Описанный выше способ транспортировки отходов производства в подземные выработки позволяет эффективно использовать скиповой подъем и снизить затраты энергии на подъем полезного ископаемого.

Библиографический список

1. Транспортировка отходов производства в подземные выработки//Уголь.- 1988.-№ 3.-С. 27.
2. Основы технологии горного производства/ Б.М. Воробьев, А.С. Бурганов.- М.: Недра, 1973. -. 223 с.
3. Патент РФ № 2303133. Способ транспортировки отходов производства в подземные выработки / В.А. Сухоруков, В.Н. Фрянов, В.В. Сухоруков, С.В. Шенгерей.

УДК 622.023

АЛГОРИТМ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОЛЗУЧЕСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ИЗМЕРЕНИЙ СМЕЩЕНИЙ ГЛУБИННЫХ РЕПЕРОВ В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ

П.В. Васильев¹, К.И. Губин², А.А. Петров³

1 - Сибирский государственный индустриальный университет

2 - ООО «Экспертная организация «Экспертпромуголь»

3 - ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

г. Новокузнецк

На основе анализа результатов шахтных наблюдений, проведённых на шахтах ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», установлено, что основным критерием устойчивости выработок, в том числе их сопряжений, являются смещения и деформации горных пород на контуре и в окрестности выработок. Для каждого сочетания горно-геологических и горнотехнических условий, формы и размеров поперечного сечения выработок, типов и конструкции крепи, срока службы выработки существуют предельные смещения и деформации, которые проявляются в виде прогибов элементов крепи, разрывов анкеров, вывалов пород кровли и в боках выработки, пучения пород почвы и др.

Условие устойчивости выработки можно оценить по следующим критериям:

$$W < W_{пред}; U < U_{пред}; e < e_{пред}; V < V_{пред}; \Delta l < \Delta l_{пред},$$

где $W, U, e, V, \Delta l$ - расчётные или фактические вертикальные и горизонтальные смещения пород кровли и боков выработки, пучение пород почвы, деформации элементов крепи, объём вывалов по-

род кровли, глубина отжима пород (угля) в боках выработки соответственно;

$W_{пред}$, $U_{пред}$, $e_{пред}$, $V_{пред}$, $\Delta l_{пред}$ - предельные вертикальные и горизонтальные смещения пород кровли и боков выработки, пучение пород почвы, деформации элементов крепи, объём вывалов пород кровли, глубина отжима пород (угля) в боках выработки соответственно.

В разных методических руководствах и указаниях предельные величины смещений регламентируются условиями проходки и эксплуатации выработок, их взаимным расположением, влиянием очистного выработанного пространства отработываемого и соседних пластов свиты.

Как показывает практика управления горным давлением, смещения пород кровли и деформации элементов крепи являются основными геомеханическими параметрами, а величина пучения пород почвы, объём вывалов пород кровли, глубина отжима пород (угля) в боках выработки пропорционально зависят от них.

Для расчёта смещений пород кровли, пучения пород почвы, деформаций элементов крепи, объёма вывалов пород кровли, глубины отжима пород (угля) в боках выработки предложено множество алгоритмов и методик, которые можно применить для одиночных или параллельных выработок. Как правило, рассматриваются статические задачи механики горных пород для расчёта смещений и напряжений в поперечном сечении подготовительных или вскрывающих выработок. Результаты исследования стационарных геомеханических процессов, то есть без учёта времени, широко применяются в методических рекомендациях и изложены в фундаментальных работах по геомеханике [1-3 и др.].

В настоящей статье предлагается разработать методику прогноза смещений пород кровли по длине подготовительной выработки с учётом изменения напряжённо-деформированного состояния горных пород:

- впереди подготовительного забоя;
- вблизи забоя в пределах незакреплённого участка кровли;
- после установки временной крепи, после установки постоянной крепи;
- при эксплуатации выработки в качестве одиночной;
- под влиянием соседних подготовительных выработок;
- под влиянием очистного выработанного пространства;

- на этапе погашения выработки.

При разработке методики предлагается применить принцип суперпозиции смещений и деформаций на каждом из указанных этапов с учётом следующих типов деформаций пород:

- упругих – под влиянием выработки;
- упруго-пластических – под влиянием механических напряжений и изменения свойств пород;
- реологических – под влиянием времени проведения и эксплуатации выработки;
- предельных, с разрушением пород и элементов крепи.

Общая схема накопления смещений и деформаций пород кровли на разных этапах формирования и эксплуатации выработки приведена на рисунке 1. Как следует из графика, для прогноза геомеханических параметров необходимо разработать алгоритмическое и программное обеспечение для описания нестационарных геомеханических процессов с учётом изменения пространственно-временного состояния горных выработок.

Для прогноза напряжённо-деформированного состояния массива горных пород в качестве исходных данных, как правило, используются традиционные параметры и характеристики горных пород: модуль упругости, коэффициент Пуассона, предел прочности при растяжении или сжатии и др. Эти параметры необходимы для расчёта напряжений и деформаций пород в окрестности горных выработок по алгоритмам линейной теории упругости [1-3 и др.]. Результаты расчётов смещений и деформаций горных пород и измерения этих параметров в окрестности горных выработок показывают, что расчётные величины в 10-50 раз меньше фактических.

Для повышения соответствия расчётных и измеренных в шахте смещений и деформаций пород многие исследователи рекомендуют использовать нелинейные модели деформирования пород, в том числе зависимости параметров деформирования пород от времени с учётом затухающей ползучести [4, 5]. В окрестности горных выработок напряжённо-деформированное состояние горных пород следует рассматривать в трёхмерном пространстве координат. Под влиянием техногенных и природных процессов при эксплуатации выработки происходит изменение напряжённо-деформированного состояния горных пород под влиянием ползучести и релаксации напряжений во времени.

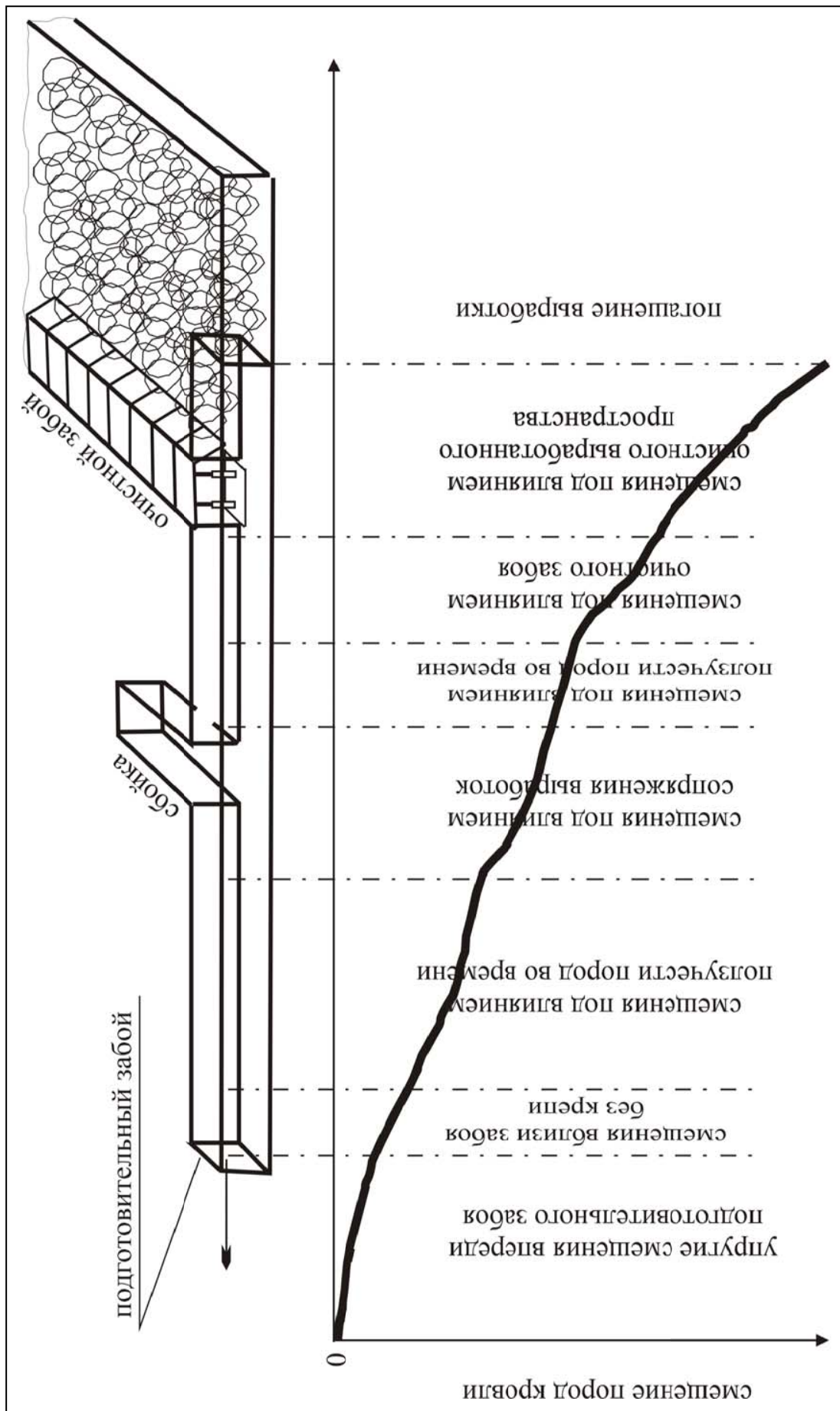


Рисунок 1 – Схема накопления смещений пород кровли выработки на разных этапах ее проведения и эксплуатации

Теоретические основы ползучести горных пород приведены в фундаментальных работах [4, 5]. Однако возможность применения теории ползучести в горном деле сдерживается отсутствием достоверных сведений о параметрах ползучести пород.

Параметры ползучести определены в лабораторных условиях на породных образцах и не всегда соответствуют реальным условиям, в которых свойства и характер деформирования зависят от множества факторов.

При определении параметров ползучести пород необходимо учитывать условия формирования напряжений и деформаций горных пород во времени под влиянием формы и размеров горных выработок, типа и конструкции крепи, технологических процессов, скорости проведения и погашения выработок, времени их эксплуатации и т.д. (рисунок 1).

Учитывая влияние множества указанных факторов каждый график можно рассматривать как реализацию случайной функции [6]. Однако результаты статистической обработки 256 таких графиков подтвердили, что, вследствие влияния множества горно-геологических и горнотехнических факторов, надёжность полученных оценок оказалась недостаточной для практического применения каких-либо статистических зависимостей.

Поэтому, в настоящей статье предлагается экспериментально-аналитический метод определения параметров ползучести горных пород, сущность которого состоит в следующем [6].

В шахтных условиях проведены измерения смещений глубинных и контурных реперов на наблюдательных станциях, схема которых приведена на рисунках 2 и 3.

Шахтные наблюдения были проведены на 94 наблюдательных станциях (конструкции наблюдательных станций приведены на рисунках 2, 3) и построены графики, аналогичные приведённым на рисунке 4. Результаты массового эксперимента использованы для статистической обработки наблюдений и определения параметров ползучести горных пород.

В общем случае кривую ползучести во времени для породного образца при постоянной нагрузке можно представить в виде ядра [4]

$$\varepsilon_t = \varepsilon_o \left(1 + \delta \frac{t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right), \quad (1)$$

где ε_t – деформации породного образца с учётом времени его нагружения; ε_0 – мгновенные деформации породного образца при $t = 0$; δ – параметр ползучести породы, с $^{-1}$; t – время нагружения образца, с; α – параметр ползучести породы.

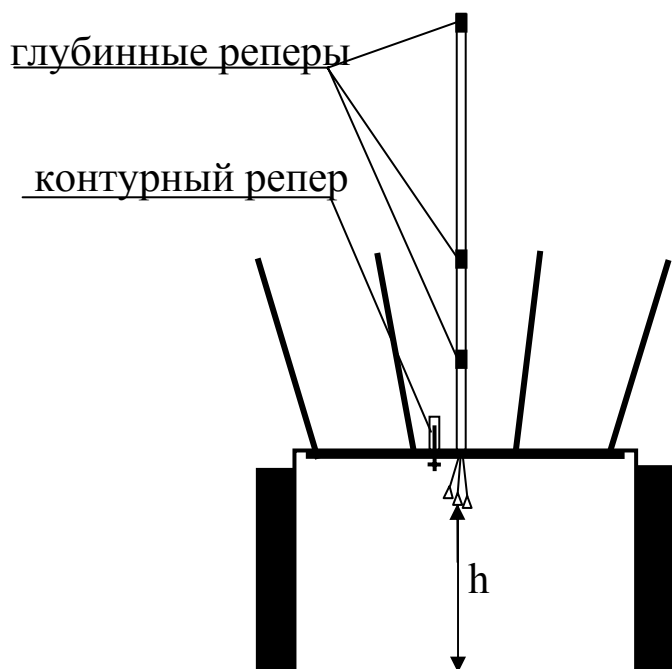


Рисунок 2 – Конструкция глубинных реперных станций, устанавливаемых на экспериментальных участках в одиночных выработках и сопряжениях подготовительных выработок

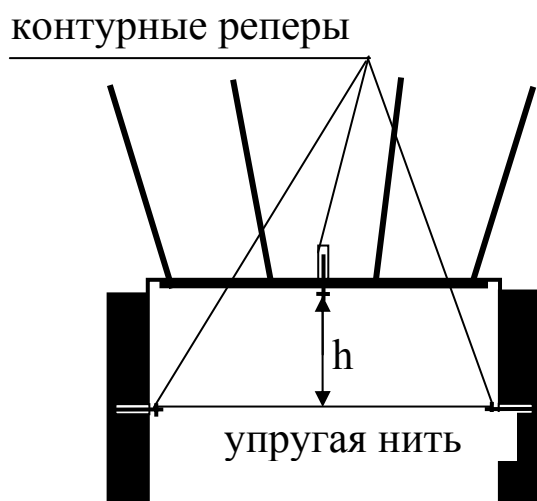
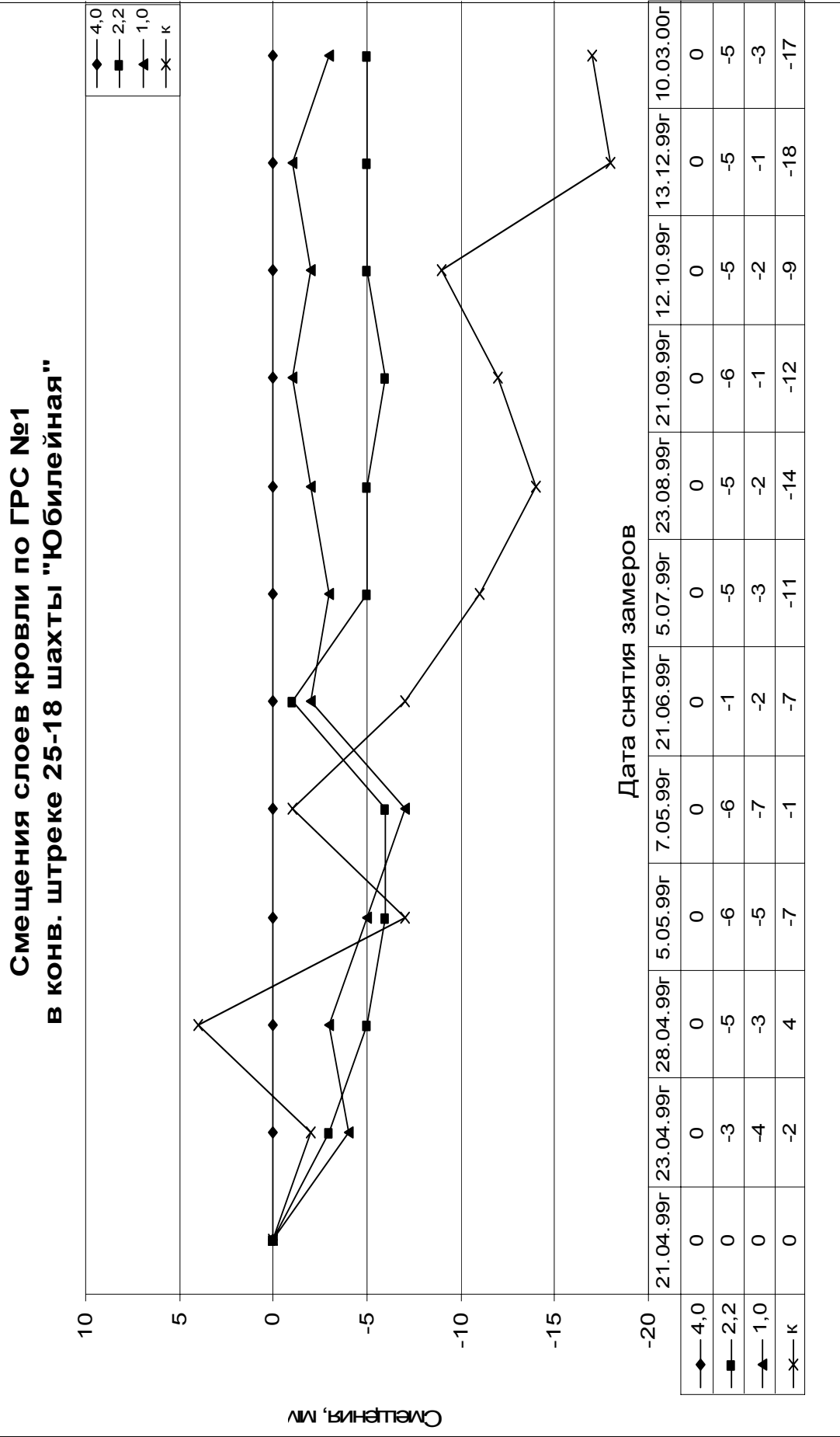


Рисунок 3 – Конструкция контурных реперных станций, устанавливаемых на экспериментальных участках в одиночных выработках и сопряжениях подготовительных выработок



**Рисунок 4 - Характерные графики смещений глубинных реперов на наблюдательной станции
(шахта «Юбилейная», Кузбасс)**

График уравнения приведён на рисунке 5. Так как зависимость (1) получена при постоянных напряжениях, то она не соответствует графику рисунка 1, на котором показаны суммарные смещения пород кровли подготовительной выработки, зависящие от переменного горного давления и времени на разных этапах проведения и эксплуатации выработки.

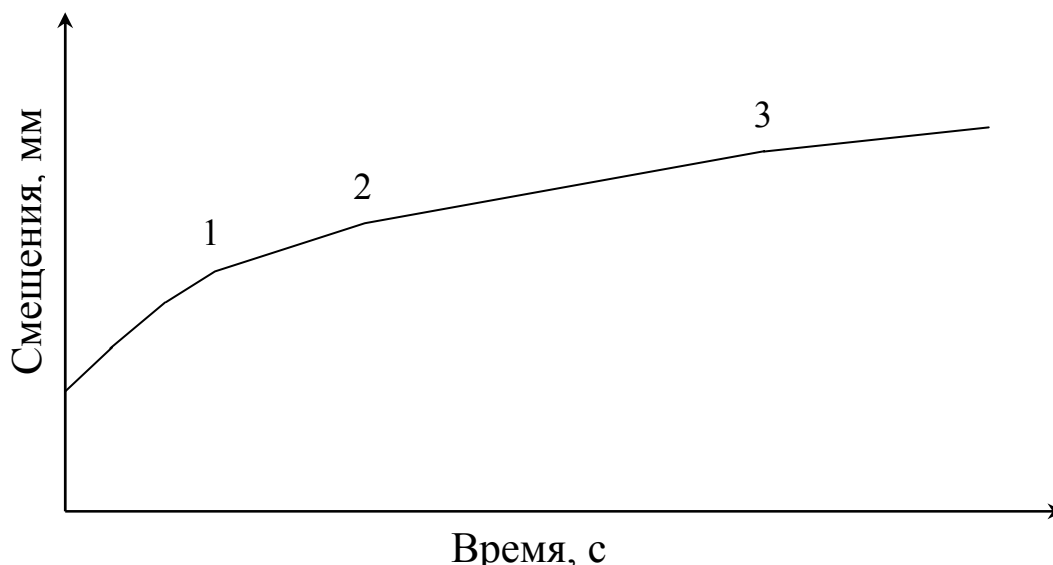


Рисунок 5 - График деформирования пород во времени

При переменных напряжениях и постоянных деформационных параметрах горных пород в монографии [5] рекомендуется применять сингулярное ядро Доффинга

$$\varepsilon_t = \frac{1}{E} \left[\sigma_t + \int_0^t \frac{\delta}{(t-\tau)^\alpha} \sigma_\tau d\tau \right], \quad (2)$$

где E – модуль упругости породы; σ_t – напряжения на разных этапах нагружения породного образца; τ – текущее время.

В реальных условиях деформационные (модуль деформации и коэффициент Пуассона) и прочностные (пределы прочности пород при сжатии и растяжении) параметры горных пород по длине выработки не остаются постоянными на разных этапах её проведения и эксплуатации. Это подтверждается образованием в подготовительных выработках отжима угля, обрушением пород кровли, пучением пород почвы и другими признаками изменения указанных параметров.

Поэтому для реальных горных выработок, на которые воздействует изменяющееся во времени пространстве горное давление,

предлагается вместо уравнения (2) применять следующую зависимость:

$$\varepsilon_t = \sum_{i=1}^n \left\{ \frac{1}{E_i} \left[\sigma_t + \int_0^t \frac{\delta}{(t-\tau)^\alpha} \sigma_\tau d\tau \right] \right\}, \quad (3)$$

где n – количество участков или периодов проведения и эксплуатации выработки (см. рисунок 1); i – порядковый номер участка или периода проведения и эксплуатации выработки (см. рисунок 1).

Учитывая сложность решения уравнения (3) в пределах отдельного выделенного участка принимается условие, что смещения и деформации происходят только под влиянием времени, а параметры горных выработок (положение очистного выработанного пространства, очистных и подготовительных забоев) не изменяются.

Так как в процессе натуральных измерений смещений реперов на наблюдательных станциях не проводилось определение прочностных и деформационных свойств пород и напряжений на контуре выработок, предлагается на каждом этапе проведения и эксплуатации выработки принимать модуль деформации E_i и напряжения в массиве постоянными. С учётом этих условий для отдельных участков выработки можно использовать формулу (1).

Для определения параметра ползучести α на графике выбираются три ближайшие точки, имеющие соответственно смещения w_1 , w_2 и w_3 в момент времени t_1 , t_2 и t_3 . Составляется система трёх уравнений:

$$w_1 = w_o \left(1 + \delta \frac{t_1^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right); \quad (4)$$

$$w_2 = w_o \left(1 + \delta \frac{t_2^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right); \quad (5)$$

$$w_3 = w_o \left(1 + \delta \frac{t_3^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right), \quad (6)$$

где w_o – смещения реперов в начале участка или этапа проходки и эксплуатации выработки.

Скорость развития смещений реперов во времени при постоянных напряжениях определяется по формуле посредством дифференцирования уравнений (4) – (6)

$$\frac{\partial w_1}{\partial t_1} = w_o \delta t_1^{-\alpha}; \quad (7)$$

$$\frac{\partial w_2}{\partial t_2} = w_o \delta t_2^{-\alpha}; \quad (8)$$

$$\frac{\partial w_3}{\partial t_3} = w_o \delta t_3^{-\alpha}. \quad (9)$$

Для решения системы уравнений (7) – (9) скорость ползучести пород определялась по следующим формулам:

$$\frac{\partial w_{1-2}}{\partial t_{1-2}} = \frac{w_2 - w_1}{t_2 - t_1} = w_o \delta [0.5(t_2 + t_1)]^{-\alpha}; \quad (10)$$

$$\frac{\partial w_{2-3}}{\partial t_{2-3}} = \frac{w_3 - w_2}{t_3 - t_2} = w_o \delta [0.5(t_2 + t_1)]^{-\alpha}. \quad (11)$$

Из отношения уравнений (10) и (11) после логарифмирования определяется параметр ползучести

$$\alpha = \frac{-\ln \frac{(w_2 - w_1)(t_3 - t_2)}{(w_3 - w_2)(t_2 - t_1)}}{\ln \frac{t_2 + t_1}{t_3 + t_2}}. \quad (12)$$

После определения параметра ползучести α по формуле (12) по одному из уравнений (10) или (11) вычисляется произведение $w_o \delta$, а по формулам (4) – (6) - параметры w_o и δ .

Решение системы уравнений относительно неизвестных параметров ползучести проведено по компьютерной программе.

Для оценки корректности предлагаемого алгоритма определения параметров ползучести были проведены тестовые расчёты, результаты которых приведены в таблице.

Как следует из таблицы, точность расчётов по предлагаемому алгоритму составляет 0-10%. Анализ результатов расчёта при разных исходных данных показал, что точность расчёта повышается при уменьшении длины интервала между точками 1, 2, 3 на графике рисунка 5.

Разработанный алгоритм определения параметров ползучести горных пород предлагается использовать для обработки результатов натурных исследований смещений глубинных реперов по графикам, аналогичным приведённым на рисунке 4.

Таблица – Оценка точности расчёта параметров ползучести

Наименование параметра	Обозначение	Рамерность	Величина
Тестовые упругие смещения пород кровли	w_0	мм	9,00
Тестовый параметр ползучести	α		0,70
Тестовый параметр ползучести	δ	$c^{\alpha-1}$	0,004
Тестовые смещения пород кровли в точке 1 графика на рисунке 5	w_1	мм	11,60
Тестовые смещения пород кровли в точке 2 графика на рисунке 5	w_2	мм	11,75
Тестовые смещения пород кровли в точке 3 графика на рисунке 5	w_3	мм	11,85
Время деформирования пород в точке 1 графика на рисунке 5	t_1	месяц	0,33
Время деформирования пород в точке 2 графика на рисунке 5	t_2	месяц	0,40
Время деформирования пород в точке 3 графика на рисунке 5	t_3	месяц	0,45
Расчётные упругие смещения пород кровли	w_{0p}	мм	8,93
Расчётный параметр ползучести	α_p		0,71
Расчётный параметр ползучести	δ_p	$c^{\alpha-1}$	0,0044
Расчётные смещения пород кровли в точке 1 графика на рисунке 5	w_{1p}	мм	11,60
Расчётные смещения пород кровли в точке 2 графика на рисунке 5	w_{2p}	мм	11,76
Расчётные смещения пород кровли в точке 3 графика на рисунке 5	w_{3p}	мм	11,86
Отклонение тестового и расчётного значений параметра ползучести	$\frac{100(\alpha_p - \alpha)}{\alpha}$	%	1,4
Отклонение тестового и расчётного значений параметра ползучести	$\frac{100(\delta_p - \delta)}{\delta}$	%	10
Отклонение тестового и расчётного значений упругих смещений	$\frac{100(w_{0p} - w_0)}{w_0}$	%	0,8
Отклонение тестового и расчётного значений смещений в точке 1 графика на рисунке 5	$\frac{100(w_{1p} - w_1)}{w_1}$	%	0

Наименование параметра	Обозначение	Рамерность	Величина
Отклонение тестового и расчётного значений смещений в точке 2 графика на рисунке 5	$\frac{100(w_{2p}-w_2)}{w_2}$	%	0,1
Отклонение тестового и расчётного значений смещений в точке 3 графика на рисунке 5	$\frac{100(w_{3p}-w_3)}{w_3}$	%	0,1

Библиографический список

1. Курленя М.В. Методы расчёта подземных сооружений/ М.В. Курленя, В.Е. Миренков. - Новосибирск: Наука, 1986. - 232с.
2. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов/ И.М. Петухов, А.М. Линьков. - М.: Недра, 1983. - 280с.
3. Виттке В. Механика скальных пород - М.: Недра, 1990. - 439с.
4. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент/ Ж.С. Ержанов, А.С. Сагинов, Г.Н. Гуменюк и др. - Алма-Ата: Наука, 1970. - 208с.
5. Глушко В.Т. Реология горного массива/ В.Т. Глушко, В.П. Чередниченко, Б.С. Усатенко. - Киев: Наук. думка, 1981. - 169с.
6. Грицко Г.И. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород/ Г.И. Грицко, Б.В. Влащенко. - Новосибирск: Наука, 1976. - 190с.

УДК 622.023

**ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ СОЗДАНИЯ
ПРИБОРНОЙ БАЗЫ ДЛЯ МОНИТОРИНГА ПРОЧНОСТНЫХ
И ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В
ОКРЕСТНОСТЯХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

О.В. Ванякин¹, В.А. Корнеев¹, П.А. Корнеев¹, П.В. Васильев²

1 - Сибирский государственный индустриальный университет

2 - ООО «ЭО «Экспертпромуголь»

г. Новокузнецк

Усложнение горно-геологических условий добычи угля на шахтах, увеличение нагрузок на комплексно-механизированные за-

бои требуют постоянной оптимизации параметров планирования горных работ и прогнозирования поведения углепородного массива в процессе добычи угля.

В связи с ростом частоты и тяжести аварийных ситуаций и инцидентов, произошедших в последние годы на угольных шахтах Кузбасса, остается актуальной задача снижения риска возникновения предаварийных ситуаций. Исходя из анализа причин, повлекших за собой нарушение рабочих процессов угледобычи на предприятиях, можно выделить недостаточную информативность о структуре и составе вмещающих пород, а также о непрогнозируемых на стадии разведки пликативных и дизъюнктивных нарушениях. Недостаточная изученность углепородного массива негативно влияет на процессы ведения горных работ, так как качество паспортов проведения и крепления выработок и паспортов выемочных участков не соответствует требованиям промышленной безопасности.

Согласно пункту 5.3.3 приказа №451 от 5 июля 2007г. Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору «...при разработке паспортов выемочных участков, оборудованных механизированными комплексами, обеспечивающими подвигание очистного забоя более 100 м/мес., в целях проведения геомеханического анализа следует производить детальную оценку вмещающих пород кровли для уточнения параметров очистного забоя и мер безопасности по управлению горным давлением». Пункт 5.3.4 данного приказа требует установить порядок обязательного проведения геофизического обследования оконтуренных комплексно-механизированных забоев с целью выявления аномальных тектонических зон и других участков изменения геомеханических характеристик кровли.

В отечественной и зарубежной практике разработано большое количество способов и средств определения физико-механических свойств горных пород. Работы по данной тематике велись как отечественными, так и иностранными учеными и научно-исследовательскими организациями. Общая классификация результатов научных исследований в этой сфере позволяет выделить несколько основных направлений:

- разработка методов натурального измерения прочности горных пород путем нагружения угольных целиков вплоть до их разрушения;

- поиск функциональных зависимостей между прочностью пород и механическими напряжениями при воздействии на породу (вдавливание инденторов, сверление, удары, резание, отрыв и т.д.);
- разработка методик расчета параметров горных пород по результатам лабораторных испытаний образцов для построения физико-математической модели механических геофизических процессов, происходящих в массиве.

Работы над поиском корреляционных зависимостей между прочностью и результатами различных воздействий на породу, и разработка приборов на этой основе оказались наиболее обширными по охвату научной проблемы. Оперативность проведения исследований с помощью сконструированных геофизических приборов показала большую эффективность их применения по сравнению с механическими натурными и лабораторными испытаниями горных пород.

Так, приборы-пенетрометры, основанные на принципе измерения усилия, необходимого для внедрения в породу различных инденторов, были предложены В.И. Солодом, Ю.Н. Карагодиным, институтом ДорНИИ и др. В ИГД им. А.А. Скочинского для исследования прочностных свойств угля впереди очистного забоя был сконструирован прибор-прочностномер, позволяющий определять контактную прочность пород в забое скважины диаметром 60 мм на глубине до 5 м [1].

Основные работы по проведению исследований и разработке приборной базы для определения прочностных и деформационных свойств горных пород связаны в основном с развитием горнорудного комплекса СССР и в настоящий момент значительно утратили свою актуальность в виду своего несоответствия современным требованиям, предъявляемым к приборам геофизической разведки.

Развитие вычислительной техники и ее широкое применение в промышленности в настоящее время привели к появлению принципиально новой приборной базы, в том числе и для геофизических исследований. Вычислительные средства, применяемые в таких приборах, не только значительно упрощают работу исследователей, но и позволяют им получать результаты исследований, выполненных в автоматизированном режиме с высокой точностью.

Недостаточный уровень отечественных разработок в сфере определения физико-механических свойств горных пород, соответствующих современному уровню развития науки и технологий, при-

водит к повсеместному использованию зарубежной техники и приборов на отечественных предприятиях. Высокая стоимость импортных технических средств геофизических исследований, значительные средства, затрачиваемые предприятиями на подготовку кадров для работы с ними, трудности связанные с доставкой, гарантийным обслуживанием и техническим сопровождением зарубежных технических средств геофизической разведки актуализируют работы по созданию новых приборов геофизических исследований, их апробации и налаживанию серийного выпуска.

Анализ современных требований к проведению геофизических исследований в совокупности с рассмотрением уровня развития промышленных технологий и богатого опыта конструкторской деятельности, накопленного отечественными учеными и практиками, позволяют определить некоторые черты проектируемого прибора для определения прочностных и деформационных свойств горных пород в окрестностях подземных горных выработок и разрешить ряд технологических вопросов, возникающих при его проектировании и изготовлении.

Основными отечественными приборами определения физико-механических свойств горных пород являлись гидравлические приборы ПСГ-3М, БП-18 и приборы типа МГД (многоточечный гидравлический датчик с самописцем) [2], серийно выпускавшиеся отечественной промышленностью. Принцип действия данных приборов был построен на измерении усилия и глубины вдавливания пуансона в горную породу. Регистрация данных величин позволяла построить диаграммы напряжение-деформация с последующим определением механических констант горных пород.

Конструктивно отечественные шахтные прочностномеры состояли из силовой и измерительной частей. Силовая часть включала в себя плунжерную пару с пуансоном, насос, силовой маслопровод и устройство для возврата плунжера в исходное состояние. Измерительная часть реализовывалась с помощью тросов, рычагов и индикаторов часового типа, или с помощью самописцев механически сопряженных с силовой частью.

В зависимости от конструкции силовой части прочностномеров существовало две методики проведения исследования окрестности вмещающих пород в горных выработках:

- путем внедрения пуансона в забой скважины (приборы ПСГ-3М, БП-18);

– определение прочности горных пород путем внедрения пуансона в стенки скважины (приборы типа МГД) [2].

Очевидно, что первый метод проведения исследований технически более трудоемок, так как требует бурения скважин с извлечением на каждом этапе измерения бурового инструмента и проведения натуральных измерений, что влечет за собой низкую производительность экспериментальных работ. Поэтому проектируемый прибор конструктивно должен соответствовать методике проведения исследований с возможностью проведения исследований по всей длине скважины за один цикл.

Одним из актуальных вопросов конструкции проектируемого прибора является выбор рабочей среды, приводящей в действие силовую часть. Здесь возможно использование нагнетательных систем пневматического и гидравлического типов с присущими каждой из них достоинствами и недостатками.

Основным требованием, предъявляемым к нагнетательной системе прочностномера, является возможность создать в плунжерной паре значительное давление (в приборе ПСГ-3М оно достигало 1000 атм [2]). Применение гидравлической системы позволяет достигнуть такого давления путем использования насоса и силового маслопровода, однако реализация механизма возврата плунжерной пары и сброса давления в приборах, внедряющих пуансон в стенки скважины, в исходное положение требует наличия второго маслопровода, что создает дополнительные трудности в условиях ограниченного диаметра скважины.

В отличие от гидравлической системы, сброс давления в пневматическом прочностномере осуществляется путем открытия клапана и стравливания воздуха за счет разности давлений внутри плунжерной пары и вне ее. При этом возврат плунжерной пары в исходное положение осуществляется за счет использования подпружиненного пуансона. Нагнетание воздуха в плунжерную пару пневматического прочностномера возможно осуществлять с использованием переносного баллона или компрессора.

Использование конструкции с подпружиненным пуансоном требует учета влияния сопротивления пружины на внедрение пуансона, а так же достаточной жесткости пружины для возврата плунжерной пары в исходное положение. Кроме того, пружина, размещенная в плунжерной паре, уменьшает полезную длину пуансона, что является одним из недостатков пневматической системы.

Для воспроизведения картины и полноты понимания «системы», состоящей из геомеханических свойств пород кровли, предусматривается использование прочностномера – прибора, механически воздействующего рабочим органом (штоком) на малый участок породы, посредством создания высокого давления, в рабочей камере.

Получение данных о типе и мощности слоев пород кровли предусматривается производить путем выявления величины давления, требуемого для первичного разрушения участка слоя пород под воздействием рабочего органа (штока), представляющего собой металлический стержень высокой прочности. Зная площадь разрушения слоя пород и объем жидкости, необходимый для разрушения, производится определение коэффициента крепости пород и построение графики разрушения, по величине внедрения штока. После проведения нескольких измерений в шпуре появляется возможность определения мощности каждого слоя.

Современные технические вычислительные средства для регистрации и автоматической обработки результатов измерения позволяют разработать цифровую измерительную часть проектируемого прибора для визуализации и обработки данных с использованием ЭВМ.

Таким образом, предлагаемая конструкция прочностномера, включающая комплекс технических средств регистрации и автоматической обработки результатов измерения, позволит уточнить состав и структуру вмещающих пород в окрестности горной выработки, прогнозировать поведение углепородного массива и, как следствие, снизить вероятность создания аварийных ситуаций и инцидентов.

Библиографический список

1. Ильницкая Е.И. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Е.С. Ватолин, М.Ф. Кунтыш.- М.: Недра, 1969 – 392 с.
2. Петухов И.М. Расчет и экспериментальная оценка напряжений в целиках и краевых частях пласта угля. Методические указания под ред. И.М. Петухова.- Спб.: Печатный цех ВНИМИ, 1973 – 130 с.

НЕКОТОРЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В.Р. Кривошеин, Е.Д. Шнайхер

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Систематизированы сведения о возможности глубокой переработки некоторых полезных ископаемых.

Отходы различных производств – понятие чрезвычайно динамичное: сегодня они являются отбросами, а завтра приобретают потребительную стоимость. Это подтверждает история развития различных отраслей промышленности.

Важным условием использования, например, отходов от сжигания угля на объектах энергетики, является концентрация отходов. Переработка этих золоотвалов становится не только экологически, но и экономически целесообразной, так как в настоящее время имеются технические решения по использованию этого ресурса.

В условиях современного состояния минерально-сырьевой базы, когда наблюдается тенденция обеднения вовлекаемых в переработку месторождений цветных, редких и редкоземельных металлов возникает необходимость поиска нового нетрадиционного сырья для их производства.

Проблема комплексного использования минеральных ресурсов недр связана с объективно существующей их многокомпонентностью, возможностью и целесообразностью совместной выемкой и последующего разделения многих компонентов.

В принципе, почти любой химический элемент может быть извлечён из любого (в том числе и весьма малого) объёма горной породы. Однако такая теоретическая возможность не адекватна экономической целесообразности: извлечение данного химического элемента может потребовать чрезмерных затрат труда, времени, энергии, материальных ресурсов.

Закономерно, чем ниже содержание полезного компонента в минеральном сырье, тем обычно, большие запасы этого сырья обнаруживаются в одном месторождении. Закономерность опережающего роста запасов при снижении содержания полезного ком-

понента используется на практике при проектировании горнодобывающих предприятий. Усреднённая по совокупности действующих железорудных предприятий взаимосвязь выглядит следующим образом: при снижении содержания железа в рудах КМА с 50 до 20 % (в 2,5 раза), годовая мощность предприятия увеличивается с 5 до 45 млн. т (или в 9 раз).

Руды, относительно бедные по содержанию отдельных компонентов, но комплексные по своему составу, вовлекаются в промышленное освоение, и это определяется, не только уменьшением минеральных ресурсов богатых и рядовых месторождений, но и экономической эффективностью и экологической целесообразностью комплексного использования недр, имея в виду всё возрастающее значение малоотходных и безотходных производств. Приведём конкретные примеры. В Кемеровской области расположено уникальное Кия – Шалтырское месторождение алюминиевых руд (уртитов) с годовой добычей 4 млн. т руды, конкретно для руд этого месторождения разработана отечественными учёными безотходная технология переработки руд.

Добыча руды ведётся открытым способом, далее руда вместе с известняками (флюсами) одноименного месторождения поступает в г. Ачинске на глинозёмный завод, где руды с содержанием Al_2O_3 25 – 27 % (для сравнения в промышленных бокситах содержание глинозёма более 40 %) перерабатываются по безотходной технологии с получением глинозёма, содопродуктов и цемента, далее глинозём транспортируется в Красноярск, где на алюминиевом комбинате получают металлический алюминий.

Более 20 химических элементов извлекают из руд уникального Норильского медно-никелевого района, на долю которого приходится около половины мировых запасов и добычи никеля. Руды наряду с основными полезными компонентами Cu и Ni содержат также повышенные концентрации золота, платины и платиноидов, серебра и других полезных компонентов. При отработке Талнахских руд отдельные блоки содержали промышленные концентрации платины.

Особенно обширна номенклатура ценных компонентов, содержащихся в рудах полиметаллических месторождений, в частности из свинцово-цинковых извлекается от 17 – 19 компонентов, в нашем регионе известно давно разрабатываемое Салаирское полиметаллическое месторождение. Крупными запасами сложного много-

компонентного сырья располагает фосфатная промышленность. В частности в хибинских апатит-нефелиновых рудах общее содержание полезных минералов достигает почти 98 %, в том числе ценнейшие минералы, имеющие большое народнохозяйственное значение: апатит, нефелин, титаномагнетит, сфен; в состав этих минералов в общей сложности входит 22 химических элемента, важнейшие из которых – фосфор, алюминий, титан, натрий, калий и др.

При переработке комплексных руд необходимо добиваться максимального извлечения основных и сопутствующих компонентов. Последние могут извлекаться вместе с основными либо переходить в промпродукты обогащения, либо входить в состав конечной продукции, улучшая ее качество. Например, из железных руд, содержащих титан, ванадий и марганец, выплавляют специальные сорта сталей, также руды называют природно-легированными. При рациональном варианте обогащения комплексных руд получают селективные концентраты. Например, раздельное извлечение флотацией шеелита, молибдена, сульфидной и оксидной меди из руд скарновых месторождений. При металлургическом переделе молибденовых концентратов извлекают рений и т.д.

Технологические показатели переработки руд зависят также и от их фазового состава.

Часть минералов, в состав которых входят полезные компоненты, извлекать технически невозможно или экономически не целесообразно. Так при производстве медных концентратов практически не извлекаются силикатные и фосфорные минералы меди. При доменной плавке уходит в шлак силикатное железо.

Основная особенность комплексных производств заключается в том, что высокая экономическая эффективность комплексного использования минерального сырья в целом еще не свидетельствует об эффективности извлечения каждого из извлекаемых полезных компонентов. Высокая эффективность получения нескольких и даже одного компонента может перекрыть убытки от извлечения остальных компонентов сырья. С другой стороны, отказ от извлечения отдельных ценных компонентов комплексного сырья в ряде случаев может перевести убыточное производство в высокорентабельное, следовательно, необходимо определение рационального круга ценных компонентов сырья, подлежащих извлечению.

ИСТОЧНИКИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ

В.Г. Криволапов, П.А. Лысак, А.В. Чулков

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Для возникновения взрыва в шахте необходима совокупность, по меньшей мере, трех факторов: наличие достаточных количеств горючего и окислителя в исходной смеси и источника воспламенения, имеющего запас энергии и температуру, необходимые для её воспламенения. Кроме того, на процесс возникновения и развития взрыва существенное влияние оказывают начальные параметры состояния среды (температура, давление и т.п.) и специфические условия горных выработок (повышенная шероховатость и запыленность их поверхности, большая влажность рудничной атмосферы, неравномерность концентраций горючего в исходной смеси по длине и высоте, загромождённость выработок технологическим оборудованием).

Окислителем при взрывах в шахтах всегда является кислород воздуха. Горючими могут быть как простые метановоздушные смеси, так и сложные смеси горючих газов и угольной пыли с воздухом. Наибольшая вероятность появления сложных смесей обычно связана с действием пожара в шахте или является результатом взрыва однокомпонентной смеси.

Одним из основных факторов возникновения взрыва угольной пыли в шахтах является источник ее воспламенения, который характеризуется: количеством выделяемой энергии, ее концентрацией, интенсивностью выделения энергии и длительностью действия.

По классификации ВостНИИ источники воспламенения разделяются на слабые и сильные [1]. Слабые источники не образуют выраженной ударной волны и не способствуют переходу отложенной угольной пыли во взвешенное состояние. К слабым источникам воспламенения относятся: электрические дуги и искры, открытое пламя горения, нагретые тела (без образования пламени), тепловые искры.

Сильные источники воспламенения, напротив, вызывают образование ударной волны и переводят отложения угольной пыли во взвешенное состояние. При воспламенении от сильных источников

обязательно участвуют метан и угольная пыль. К сильным источникам воспламенения относятся:

- фронт пламени взрывов газов (в том числе и метана) и угольной пыли - наиболее сильный и опасный источник воспламенения, характеризующийся длительным действием в весьма большом объеме;

- продукты детонации взрывчатых веществ - характеризуются весьма малым временем действия в ограниченном объеме;

- ударная волна взрывов метана и пыли;

- ударные волны от взрыва конденсированных веществ. Этот источник возникает при камуфлетном взрывании, когда продукты детонации задерживаются и не достигают взрывчатой смеси. Характеризуется незначительным временем воздействия в ограниченном объеме;

- ударные волны от обрушения больших объемов горной массы. Незначительное время воздействия при весьма больших объемах рассеивания энергии ударных волн.

Так ведение поисково-спасательных работ после взрыва на шахте «Ульяновская» было максимально осложнено тем, что при прохождении воздушно-ударной волны и продуктов взрыва в горных выработках возникли многочисленные очаги пожара, ликвидация которых была затруднена, т.к. вода в пожарно-оросительном трубопроводе отсутствовала из-за его разрушения, а отделения ВГСЧ следовали по своему маршруту с оснащением для оказания помощи пострадавшим. Очаги пожара были оперативно ликвидированы отделениями, следующими на спасение людей, с помощью подручных средств, а именно: сохранившимися исправными огнетушителями, инертной пылью, водой из мульд и т.д. К утру 20.03.07 все очаги были потушены и угроза повторных взрывов ликвидирована. Всего в ходе ликвидации последствий взрыва в течение первых суток ликвидировано 14 очагов пожара [2].

Решающим фактором при воспламенении метана и угольной пыли от сильного источника является температура пламени или продуктов взрыва, а также продолжительность их действия. При этом существенное значение имеет соотношение между температурой источника воспламенения и минимальной температурой воспламенения смеси. Последняя для пылевоздушных смесей связана с выходом летучих.

Минимальная температура воспламенения метановоздушных смесей составляет:

- при адиабатическом сжатии 565°C;
- при контакте с нагретыми поверхностями 650°C.

Воспламеняющее действие ударных волн реализуется при скоростях более 1250-1350 м/с, что соответствует температуре за фронтом ударной волны более 500°C.

Температура фронта пламени взрывов метана и угольной пыли может достигать 2000-2500°C, температура продуктов детонации взрывчатых материалов 4500°C.

Температура основного канала разряда при возникновении электрической дуги достигает 10000°C. Средняя температура электрической дуги и электрической искры составляет 4000°C. Температура открытого пламени спички составляет 1200°C, тлеющей папиросы 600-800°C.

Нагретые поверхности с температурой 1200°C и более вызывают воспламенение метано- и пылевоздушных смесей. Однако сталь при температурах 1000-1100°C воспламенения смесей воздуха с угольной пылью, имеющей минимальную температуру воспламенения 630 °C ($V^T = 32,4 - 40 \%$; $A^C = 4-14,7 \%$; $W^A = 1,3 - 2,4 \%$), не вызывала даже при большой поверхности контакта со смесью. Температура нагретых поверхностей может превышать температуру плавления стали (>1500°C); известны, например, случаи, когда при бурении восстающих скважин с присечкой породы резцы коронки вплавлялись в породу.

Начальная температура фрикционных искр может достигать температуры плавления (°C) оксидов истираемых или соударяющихся металлов.

Оксид магния MgO.....	2802
Оксид алюминия Al ₂ O ₃	2045
Оксид титана TiO ₂	1855
Оксид железа Fe ₂ O ₃	1583
Оксид меди CuO	977

При оценке действия источника воспламенения на взрыв пыли следует учитывать период индукции, т.е. время с момента ввода источника воспламенения в пылевое облако до его взрыва. Это время зависит от ряда факторов: компонентов смеси, их концентрации, температуры и давления смеси.

По данным ВостНИИ [1] наименьшей длительностью действия отличаются ударные волны (10^{-7} - 10^{-3} с). Весьма малое время действия характеризует продукты детонации и электрические искры (10^{-6} - 10^{-2} с). Более длительное время действуют электрические дуги и фронт пламени взрывов газа (метана) и угольной пыли (10^{-4} - 1 с). Максимальным временем отличается действие открытого пламени горения нагретых тел.

Библиографический список

1. Мясников А.А., Старков С.П., Чикунов В.И. Предупреждение взрывов газа и пыли в угольных шахтах.- М.: Недра, 1985.- 205 с.
2. Об аварии в филиале «Шахта Ульяновская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». Приказ от 5 июля 2007 г. N 451 Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору

УДК 622.831:539.3:622.41:533.6

ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ПОДВИГАНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Безопасность подземных горных работ напрямую зависит от надежного контроля газовыделения в горные выработки, в том числе из выработанного пространства, а так же возможности прогнозирования различных газодинамических явлений.

Современные механизированные комплексы оборудуют манометрами, позволяющими осуществлять наблюдения за изменением давления в гидросистемах секций, в том числе и в гидравлических стойках. Существует опыт использования данных об изменении давления в стойках крепи с целью прогнозирования возможных газодинамических проявлений горного давления, а так же анализа реакции крепи и массива на работу добычной машины. Данная информация может быть использована для контроля завесаний кровли в выработанном пространстве, что является актуальным в связи

с последними взрывами метана вследствие обрушения пород кровли [1].

Так же в настоящее время шахты оборудуют автоматизированными стационарными комплексами аэрогазового контроля, с помощью которых осуществляется непрерывный контроль параметров рудничной атмосферы (Davis Darby, Granch и т.д.).

На основании изменения давления в стойках крепи и изменений параметров рудничной атмосферы ставится вопрос о возможности прогнозирования газодинамических явлений при неравномерном подвигании очистного забоя при отработке свиты пластов.

В качестве объекта наблюдения выбран выемочный участок 16-17 филиала «шахта «Абашевская» ОАО ОУК «Южкузбассуголь».

Длина выемочного столба составляет 1450 м, длина очистного забоя 267 м, мощность пласта 1,36 - 1,73 м, вынимаемая мощность пласта 1,77 м, глубина участка от поверхности 430 – 660 м, угол падения пласта $0-13^\circ$, гипсометрия пласта волнистая, коэффициент крепости угля $f=1,26$. Схема проветривания выемочного участка комбинированная с управлением газовыделением через выработанное пространство [2].

Выемочный участок оборудован механизированным комплексом фирмы DBT (крепь DBT 1100/2300) со струговой установкой скользящего действия типа GH 9-38ve/5,7, а так же стационарным комплексом аэрогазового контроля Davis Derby.

В комплексно-механизированном очистном забое 16-17 смонтировано 153 рабочих секции и 4 секции сопряжения. Для оценки динамики опорного горного давления предлагается рассматривать изменение давления в гидростойках секций крепи, которое регистрируется с помощью манометра, установленного на обратном клапане стойки. Максимальное давление гидростойки крепи составляет до 60 МПа. Так же на стойках установлены клапаны избыточного давления, которые срабатывают, при превышении максимального давления[3].

Вся информация с механизированного комплекса поступает на поверхностный компьютер, где параметры его состояния отображаются в интерфейсе программы РМС-R. Все полученные данные сохраняются в log-файлы за каждые сутки работы.

Интерфейс программы предоставляет следующую информацию:

- расстояние, пройденное очистным механизированным комплексом от монтажной камеры (нулевой пикет);
- давление в гидростойках каждой секции крепи на определенный момент времени;
- отставание отдельной секции от поверхности забоя;
- положение струга в очистном забое на определенный момент времени.

Получаемые данные позволяют анализировать изменения давления в гидростойках в период между их передвижками. При этом можно установить:

- максимальное давление;
- минимальное значение давления в момент передвижки.

В целях наиболее точного построения графика изменения давления в гидростойках крепи выбран интервал съема данных равный 1 минуте.

В качестве примера на рисунке 1 а приведен график изменения нагрузки на секцию 22 за 09.02.08, расстояние, пройденное за сутки, составляет 6,7 м.

Анализ изменения давления по каждой секции позволяет выявить

- шаги передвижки секций по времени и расстоянию;
- пиковую и минимальную нагрузки внутри интервала.

Оборудование фирмы Davis Derby является автоматизированной системой диспетчерского контроля и управления горным предприятием, с помощью которой на шахте «Абашевская» производится контроль за состоянием рудничной атмосферы в подземных горных выработках [4].

Вся информация с датчиков поступает на поверхностный компьютерный комплекс (система MineScada), регистрацией их на рабочем и резервном серверах, и отображается в виде трендов, размещенных на экране оператора автоматизированной системы управления. Тренды являются мощной функцией, позволяющей отображать одиночные или множественные графики сигналов от аналоговых датчиков за любой период времени. Существует возможность растягивать или сжимать временную шкалу, просматривать графики за любой период времени, видеть уровни тревог и предупреждений, а так же, что немаловажно, анализировать полученные ранее значения.

Графическую информацию с трендов возможно сохранять за любой необходимый промежуток времени в Microsoft Excel в формате csv в виде числовых значений [5].

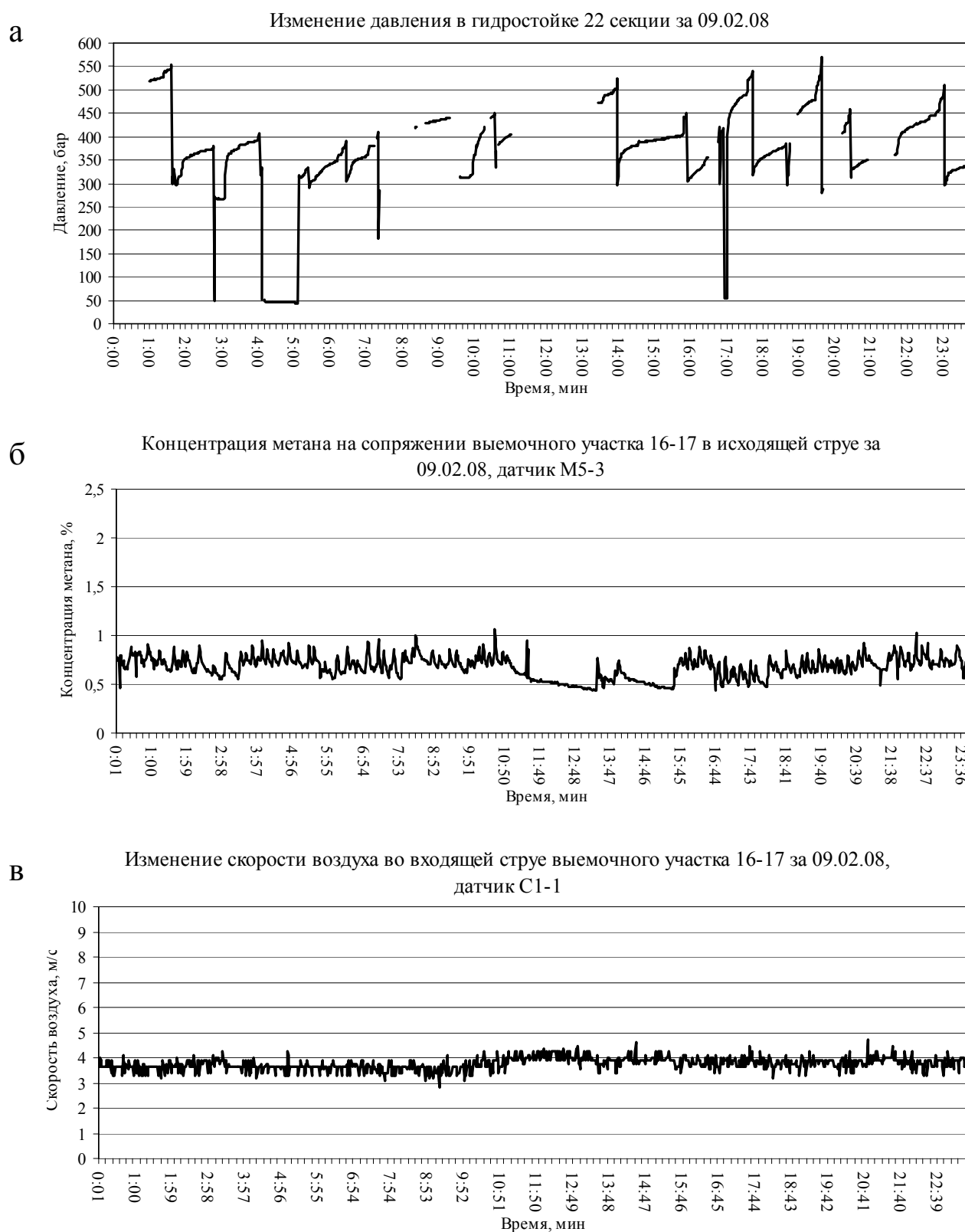


Рисунок 1 – Графики отображающие работу оборудования фирм DBT и Davis Derby

В качестве примера, на рисунках 1 б, в приведены тренды, которые отображают графики сигналов от датчиков метана М5-3 и скорости воздуха С1-1 за 09.02.08.

Для получения целостной картины распределения метана по сети горных выработок и изменения скорости воздуха во входящей и исходящей струях очистного забоя данные также можно снимать со следующих датчиков:

- метана М5-3, тип датчика ИДИ 10.00.00, принцип измерения оптико-абсорбционный (инфракрасный), установлен в исходящей струе, в вентиляционном штреке 16-17, в 10 - 20 м от очистного забоя. Диапазон измерения настроен от 0 до 2,5%;

- метана М4-3, тип датчика ИДИ 10.00.00, установлен в исходящей струе, в вентиляционном штреке 16-17, в тупике погашаемой вслед за очистным забоем выработке. Диапазон измерения настроен от 0 до 2,5%;

- метана М9-3, тип датчика ИДИ 10.00.00, установлен над верхним (у сопряжения лавы с вентиляционным штреком) приводом лавного конвейера. Диапазон измерения настроен от 0 до 2,5%;

- метана М1-18, тип датчика ДМС-01, принцип измерения термокаталитический, установлен на устье скважины 16-13 («Первомайская - 1»). Диапазон измерения составляет от 0 до 2,5%;

- скорости воздуха С1-1, тип датчика ТХ-5923, принцип измерения ультразвуковое зондирование, установлен во входящей струе воздуха в конвейерном штреке 16-17 в 10 - 20 м от сопряжения с основным конвейерным штреком пласта 16. Диапазон измерения составляет от 0,5 до 30 м/с;

- скорости воздуха С2-1, тип датчика ТХ-5923, установлен в исходящей струе воздуха в вентиляционном штреке 16-17 в 10 - 20 м от сопряжения с основным конвейерным штреком пласта 16. Диапазон измерения составляет от 0,5 до 30 м/с;

- скорости воздуха С1-18, тип датчика ТХ-5923, установлен на устье скважины 16-13 («Первомайская - 1»). Диапазон измерения составляет от 0,5 до 30 м/с;

- давления Д1-18, тип датчика ТХ-6143, принцип измерения – упругая деформация тензорезистивного преобразователя, установлен на устье скважины 16-13 («Первомайская - 1»). Диапазон измерения составляет от 0 до 2 МПа.

Для более наглядного представления результатов интервал съёма данных с датчиков предлагается принять равным одной минуте.

Основным мероприятием, обеспечивающим предотвращение опасных скоплений метана, является вентиляция [6]. Концентрацией газов, находящихся в вентиляционной сети, можно управлять изменением некоторых ее параметров (депрессии, аэродинамического сопротивления сети, расхода воздуха и др.) [7], которые можно контролировать аппаратурой, имеющейся на шахте.

Анализируя представленные графики можно сделать вывод, что существует зависимость между скоростью подвигания очистного забоя, концентрацией метана в исходящей струе воздуха, расходом воздуха на выемочном участке.

Исследования, проведенные на нескольких шахтах в разных горно-геологических условиях, позволят унифицировать результаты и создать методику вероятности возникновения того или иного газодинамического явления при неравномерном подвигании очистного забоя на пологих пластах, оборудованных механизированными комплексами.

Библиографический список

1. Мартин Ройтер, Юлиан Векслер Автоматизация в лавах: увеличение добычи и контроль опасных проявлений горного давления // Сибирский уголь в XXI веке. – 2008. - №4(7). – С. 68 – 69.
2. Пояснительная записка к проекту проветривания выемочного участка 16-17 // ОАО ОУК «Южкузбассуголь» филиал «шахта «Абашевская». – Новокузнецк, 2007.
3. Щитовая крепь DBT 1100/2300 – 2x4207-1750. Инструкция по эксплуатации // DBT GmbH. – Док. 7420 142 000 BA 00. - 2005.
4. Автоматизированная система диспетчерского контроля и управления горным предприятием. Руководство по оборудованию и эксплуатации // Davis Derby. – 2006. - 37 с.
5. Система централизованного контроля и управления для горного производства MineSCADA. Обзор системы и инструкция пользователя // Davis Derby. - 2006.
6. Аэрология горных предприятий: учеб. для вузов / К.З. Ушаков [и др.]. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 421 с.
7. Колмаков В.А. Прогноз и управление газопереносом в массивах шахт / В.А. Колмаков, С.П. Брабандер, Г.А. Беспятов; Куз. политех. инс-т – Кемерово: КузПИ, 1992. – 248 с.

**ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС «ВЕНТИЛЯЦИЯ»
КАК СОСТАВНАЯ ЧАСТЬ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ
ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ»**

Ю.М. Говорухин, К.Ю. Бородкин, Е.Ю. Зенгер

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

Современные геоинформационные системы (ГИС) представляют собой новый тип интегрированных информационных систем, которые, с одной стороны, включают методы обработки данных многих ранее существовавших автоматизированных систем (АС), с другой - обладают спецификой в организации и обработке данных. Практически это определяет ГИС как многоцелевые, многоаспектные системы [1].

Как системы управления в горном деле ГИС предназначены для принятия решений по оптимальной организации труда на открытых горных работах, расчётов воздухораспределения в горных выработках, расчётов безопасных расстояний при контролируемых и неконтролируемых взрывах в шахтах, повышения безопасности ведения горных работ. При этом для принятия решений в числе других всегда используют картографические данные.

Основой ГИС является электронная карта, которая в отличие от бумажной содержит скрытую информацию, её можно «активизировать» по необходимости. Эта информация организуется в виде слоев, которые можно назвать тематическими, потому что каждый слой состоит из данных на определенную тему. Можно просматривать каждый слой-карту по отдельности, совмещать сразу несколько слоев или выбирать отдельную информацию из различных слоев и выводить ее на карту. Можно моделировать различные ситуации, всякий раз получая изображения в соответствии с поставленной задачей, причем без необходимости создавать новую карту.

Из широкого круга вопросов, на которые ГИС может дать ответ, можно выделить следующие:

Что находится на ...?

Где находится ...?

Что изменилось с ...?

Что если ...?

Вентиляционный режим проветривания угольной шахты играет важную роль, как в период нормальной её работы, так и в период ликвидации возникшей аварии. От правильности режимов проветривания зависит эффективность всех профилактических мероприятий, осуществляемых для предотвращения самонагрева угольных скоплений в выработанных пространствах и формирования взрывоопасных скоплений метана в горных выработках. В ходе ведения горноспасательных работ грамотно выбранный аварийный режим может существенно содействовать успеху спасательных операций и тушению пожара, или, наоборот, вентиляционная струя, проходя через очаг горения, будет переносить ядовитые и удушливые газы и отравлять рудничную атмосферу, блокируя выход людей за пределы аварийного участка.

Для расчёта вентиляционных режимов был разработан специальный программный комплекс «Вентиляция» (версия 1.0), в основе которого лежит пространственная математическая модель топологии сети горных выработок, которая создаётся или на стадии проектирования горных выработок, или по результатам аэрологических съёмок [2, 3, 4].

В процессе обучения студентам предлагается создать электронный план горных работ реальной шахты. Поскольку ГИС изучается в 9-ом семестре, то появляется возможность создать электронную модель сети горных выработок шахты для проектирования вентиляции в дипломном проекте.

Угольная шахта представляется как сложная пространственная сеть протяжённых горных выработок известного поперечного сечения, имеющих повороты, пересечения, примыкания, тупики и выходы на дневную поверхность. Трёхмерные координаты X , Y , Z сопряжений горных выработок определяются по бумажным планам горных работ. Эту сеть выработок можно интерпретировать как пространственный ориентированный граф $G(U, V)$, представляющий собой геометрическую фигуру и состоящий из двух подмножеств: множества узлов (сопряжений) U и множества ветвей (выработок) V .

Пронумеруем все ветви и узлы сети. Тогда для задания её топологии можно использовать трёхместный предикат i, j, k , который будем называть элементарным кодом ветви. Здесь i, j, k - натуральные числа. Для каждой ветви сети с номером k , соединяющей узлы с номерами i и j можно записать её элементарный код. То, что каждой ветви сопоставлена упорядоченная пара узлов (i, j) , соответствует заданию опреде-

лѐнной ориентации ветви: i - начало ветви, j - её конец. Список элементарных кодов всех ветвей будет полностью определять топологию сети горных выработок.

Каждому узлу графа, кроме его номера, поставим в соответствие три декартовых координаты X , Y , Z и признак выхода на поверхность. Каждой ветви - кроме собственного номера и номеров начального и конечного узлов, форму и площадь поперечного сечения, величину периметра.

В результате создания электронной модели сети горных выработок появляется возможность решать следующие задачи:

- расчет естественного воздухораспределения в шахте;
- расчет естественного воздухораспределения с учетом тепло- и газопереноса;
- расчет аварийного воздухораспределения при возникновении пожара;
- расчет аварийного воздухораспределения с учетом тепло- и газопереноса;
- расчет при нулевом режиме с учетом тепло- и газопереноса;
- расчет устойчивости проветривания при изменении сопротивления в одной или нескольких выработках;
- расчет устойчивости проветривания при пожаре в одной из выработок.

В программном комплексе реализована поддержка нескольких вариантов схем для шахты, которые помогают проводить обзор шахты в разных проекциях и настраивать вид шахты.

На технологической схеме можно быстро производить поиск таких объектов, как ветви, узлы, вентиляторы, переключки, позиции ПЛА, очаг пожара, текстовые блоки, люди или условные обозначения. В процессе поиска область просмотра технологической схемы перемещается к искомому объекту, изображение которого начинает мигать.

Программный комплекс позволяет распечатать или сохранить (экспортировать) изображение двухмерной сети горных выработок с различными слоями информации (наименование выработок, расход воздуха, депрессия выработки и т.д.) в графический файл одного из трёх стандартных форматов: *BMP*, *JPEG* или *EMF*.

Топологическая схема представляет собой трехмерную модель сети горных выработок шахты.

Библиографический список

1. Цветков В.Я. Геоинформационные системы и технологии. - М.: Финансы и статистика, 1998. - 288 с.
2. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю., Григорьева Н.В. Рудничная аэрология (Вентиляция, версия 1.0) / Роспатент: Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № 2003612542 от 21.11.03.
3. Палеев Д.Ю., Лукашов О.Ю. Пространственное представление сети горных выработок при расчёте проветривания шахт // Матер. IV Между нар. науч.-практ. конф. «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири». - Кемерово, 2001. -С. 62-64.
4. Васенин И.М., Костеренко В.Н., Крайнов А.Ю. и др. Комплекс программ для решения задач вентиляции, водоснабжения и расчета распространения воздушных ударных волн по горным выработкам // Тез. докл. XII Междунар. конф. по вычислительной механике и современным прикладным программным системам, Владимир, 30 июня - 5 июля 2003 г.-М.:Изд-воМАИ,2003.-Т. 1.-С. 137- 138.

УДК 622.273.3

ПЕРСПЕКТИВА НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА С ВНУТРЕННИМ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕМ

С.П. Мельников

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В соответствии с планами Правительства, доля угля в выработке электроэнергии должна увеличиваться с прошлогодних 25 до 33 процентов к 2030 году [1].

Согласно новой Энергетической стратегии России до 2030 г. целесообразно освоение следующих новых месторождений Кузбасса: Ерунаковского, Соколовского, Уропско-Караканского, Новоказанского, Жерновского, Евтинского и ряда других с крайне благоприятными горно-геологическими условиями разработки, на которых возможно строительство ряда новых шахт и разрезов. Кроме того, разработана программа лицензирования 51 участка недр для

реконструкции, поддержания мощностей действующих шахт и разрезов, строительства новых угольных предприятий [2].

Становится все более ясным, что развитие угольной промышленности Кузбасса невозможно представить без формирования новых «связок»: разрез – участок подземных работ (ПГР).

Перспективными, с точки зрения варианта открыто-подземной технологии, сконцентрированной на доработке подземным способом непригодных для открытой добычи запасов угля, являются разрезы «Ольжерасский», «Томусинский», «Красногорский», «Бачатский».

В таблице представлены наиболее распространенные варианты вскрытия участков ПГР в приконтурной зоне разреза.

Важнейшим технологическим процессом при ведении открытых горных работ является отвалообразование – перемещение вскрышной породы в отвал.

Отечественный и мировой опыт открытой разработки показывает, что наибольшая эффективность добывания полезных ископаемых достигается при освоении горизонтальных и пологих месторождений при перемещении вскрышных пород в выработанное пространство для внутреннего отвалообразования [4].

Отсыпку внутреннего отвала начинают на почву отработанного до конечного контура угольного пласта – зона открытой горной выработки (выработанное пространство разреза). На данный момент в Кузбассе существует тенденция уменьшения площади внешних отвалов разрезов с возможным переходом на полное внутреннее отвалообразование.

Из таблицы видно, что вскрывающие подземные выработки в приконтурной зоне разреза эксплуатируются в усложненных условиях.

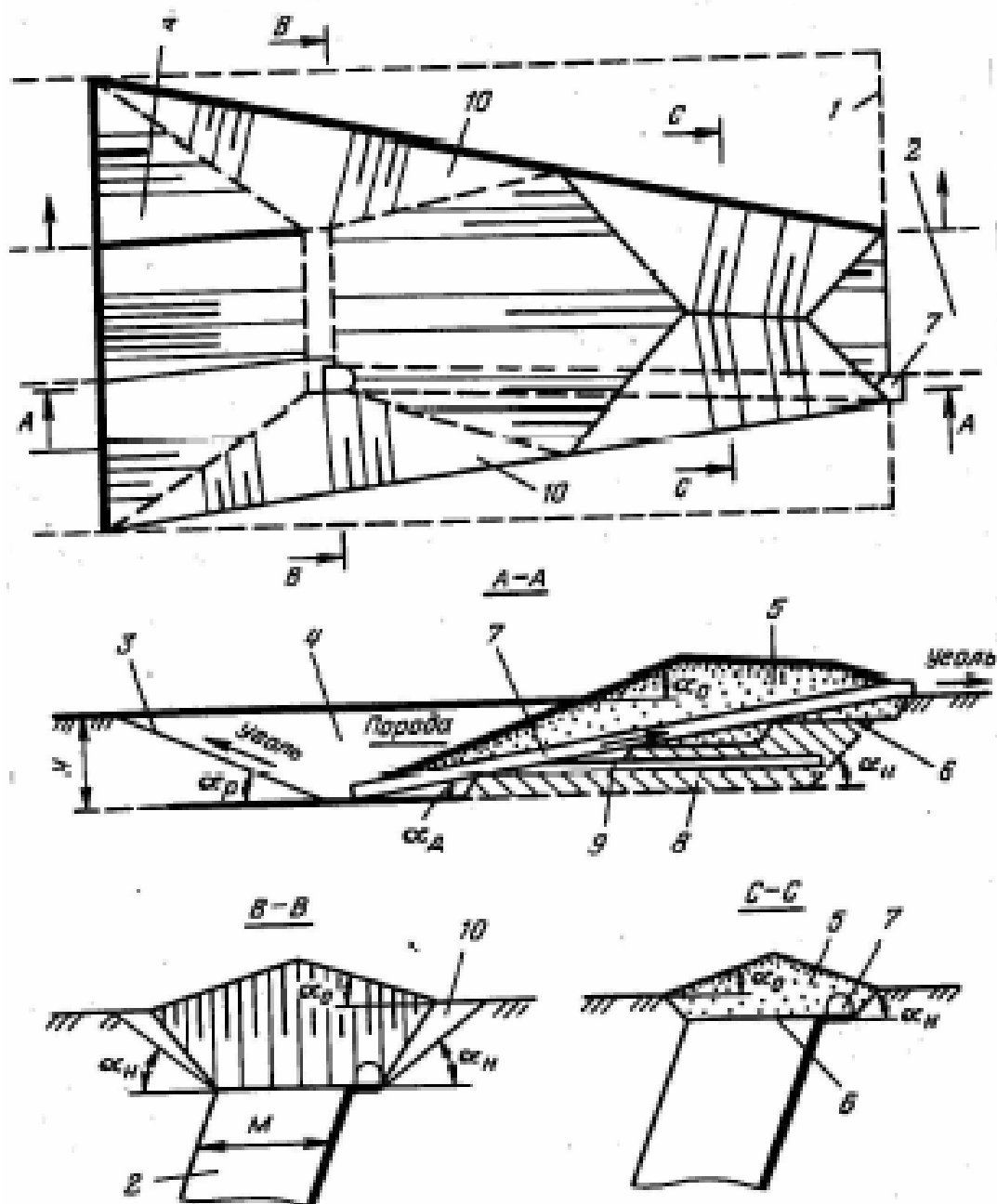
Для решения этой задачи можно предложить уже существующие решения по проведению и поддержанию подземных выработок, такие как технология проведения выработок в слабых и нарушенных горных породах с предварительным упрочнением массива [5].

Задача синтеза технологических схем участков ПГР при внутреннем отвалообразовании с формированием подземной вскрывающей выработки в теле (массиве) внутреннего отвала еще ждет своего решения.

Таблица - Варианты расположения вскрывающих выработок при открыто-подземной технологии

Расположение подземной выработки	Влияние подземной горной выработки на открытую, отвал	Влияние открытой горной выработки на подземную	Осложняющие факторы проведения подземных выработок	Вредные факторы
Со стороны рабочего борта	подработка, деформация рабочих уступов	нет	протяженность, крепость пород, необходимость применения БВР	массовые взрывы
Со стороны нерабочего борта	деформация, опасность сползания, разрушение	нет	протяженность, крепость пород, необходимость применения БВР	массовые взрывы
Из выработанного пространства	провалы, заколы	конвергенция кровли и боков выработки уменьшается [3]	затрудненный доступ, влияние горных работ (массовые взрывы)	выхлопные газы, затруднение вентиляции
В массиве внутреннего отвала	нарушение сплошности массива, разупрочнение, просадки	нет	несвязный породный массив	приток осадков

Актуальность такого решения подтверждается фактом существования ряда наработок на смежную тему по выемке локальных участков открытым способом в рамках землесберегающей технологии отработки мощных наклонных и крутых залежей (рисунок) [6, 7].



- 1 – фланг карьерного поля; 2 – угольный пласт; 3 – рабочий борт разреза; 4 – выработанное пространство разреза; 5 – внутренний отвал; 6 – подошва разреза; 7 – наклонный ствол;
 8 – законсервированные запасы угля; 9 – подземные горные выработки; 10 – нерабочий борт разреза

Рисунок – Технология открытых горных работ с поточной рекультивацией поверхности [7]

Таким образом, целью исследований должна стать разработка принципиально новых технологических схем участков подземных горных работ на разрезах с применением бестранспортной технологии и внутреннего отвалообразования, а задачами исследования:

1. Разработка критерия оптимальности технологических схем участков ПГР при бестранспортной технологии перемещения вскрыши и внутреннем отвалообразовании на разрезе.

2. Анализ существующей и разработка новой методологии синтеза технико-технологических решений разработки угольных месторождений на основе открыто-подземного способа при внутреннем отвалообразовании на разрезе.

3. Синтез интенсивных технологических схем разрезов и участков ПГР в заданных горно-геологических условиях, благоприятных для реализации бестранспортной схемы вскрыши.

Библиографический список

1. Тулеев А.Г. Экспертиза будущего / А.Г. Тулеев, В.А. Потапов // Уголь Кузбасса. – 2008. №8 – С. 4 – 5.

2. Плакиткина Л.С. Прогнозная оценка потенциальных возможностей территориального развития угольной промышленности России до 2030г. / Л.С. Плакиткина // Уголь. – 2007. №11 – С. 18 – 23.

3. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников. – М. : Горное бюро, 1994. – 590 с.

4. Справочник. Технология и механизация проведения подготовительных выработок / П.В. Егоров, Г.Г. Штумпф, А.И. Петров и др. – М. : Недра, 1994. – 368 с.

5. Томаков П.И. Природоохранные технологии открытой разработки крутых и наклонных угольных месторождений Кузбасса / П.И. Томаков, В.С. Коваленко // Уголь. – 1992. – №1. – С. 16 – 20.

6. Михальченко В.В. Землесберегающая технология отработки мощных наклонных и крутых залежей / В.В. Михальченко, С.А. Прокопенко, В.Г. Орлов // Уголь. – 1991. – №5. – С. 44 – 46.

7. Проект горно-транспортной части разреза «Ольжерасский» : Пояснительная записка / Новосибирск : Сибгипрошахт, 1996. – Книга 1, 156 с.

**ОЦЕНКА БЕЗОПАСНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ
СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ГРУНТОВОЙ ДАМБЫ
ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ОБЪЕКТОВ
С УЧЕТОМ ЯВЛЕНИЙ ТЕХНОГЕННОЙ СЕЙСМИКИ**

В.Р. Легаев, Н.Ф. Чертоляс

ООО «Амальгама-Проект»

г. Новокузнецк

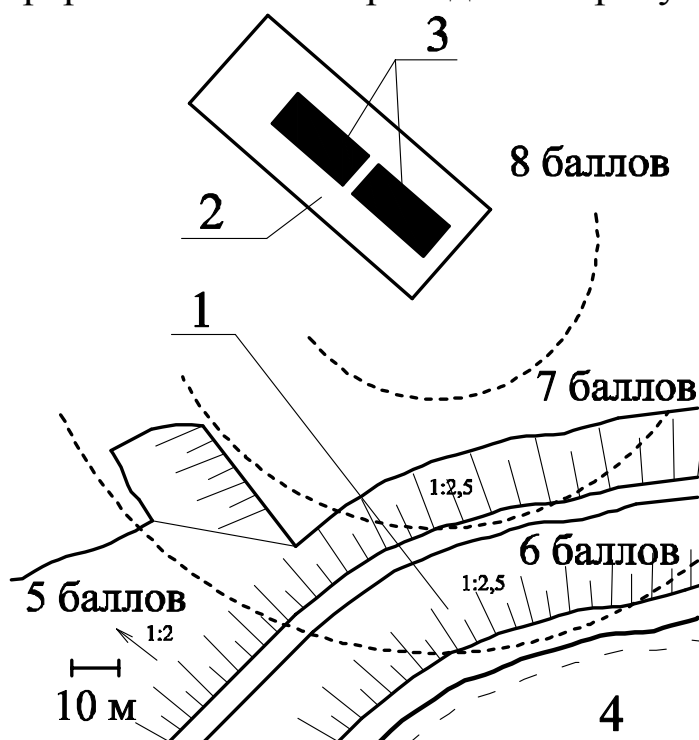
Еще в начале прошлого века задача учета техногенной сейсмичности не имела практического значения. Прошедший век внес серьезные коррективы в технологические процессы большинства производств, территориальную структуру предприятий. В настоящее время решение задачи прочности и устойчивости зданий и сооружений в сейсмически активных районах, в том числе при воздействии технологической сейсмичности, весьма актуально. На практике широко известны случаи аварий металлургических и других производств, связанных именно с отсутствием достоверных методов прогнозирования явлений техногенной сейсмичности. Гидротехническое строительство является наиболее опасным в этом отношении, так как аварии таких объектов могут приводить к серьезным экономическим и социальным последствиям.

Задачей исследования является оценка прочности и устойчивости грунтовой дамбы (плотины) с учетом динамического воздействия свободно падающего шара при работе участка дробления шлака.

Грунтовая плотина (1) представляет собой напорное гидротехническое сооружение высотой 16 м. Материалом для отсыпки тела плотины является суглинок дресвянистый с включением щебня и дресвы. На верховом откосе устроены две бермы, на низовом – одна.

На расстоянии около 70 м со стороны низового откоса планируется расположить участок дробления мартеновского шлака (2) свободно падающим шаром, который представляет собой открытую крановую эстакаду над шлаковыми ямами (3) размером 19×8 м и глубиной 3 м. Необходимость размещения участка первичной переработки шлака на небольшом расстоянии вызвана технологической необходимостью в условиях плотной промышленной застройки.

ки. Схема расположения грунтовой дамбы и проектируемого участка первичной переработки шлака приведена на рисунке 1.



1 – грунтовая плотина; 2 – участок дробления мартеновского шлака; 3 – шлаковые ямы; 4 – водохранилище

Рисунок 1 – Схема расположения грунтовой дамбы и проектируемого участка первичной переработки шлака

Для определения амплитуд колебаний шлаковой ямы использовались алгоритм приведенный в работе Д.Д. Баркана [4], а также алгоритм приведенный в нормативной литературе [2]. Определение изменения амплитуд в зависимости от расстояния производилось алгоритмом Д.Д. Баркана, расчет прочности, устойчивости с учетом сейсмического воздействия, а также прогнозирование процессов, происходящих в теле плотины, выполнен по алгоритмам Ш.Г. Напетваридзе [6].

Для решения поставленной задачи определения амплитуд колебаний шлаковой ямы по алгоритму приведенному в работе Д.Д. Баркана [4] сделан ряд допущений, позволяющих существенно упростить аналитическое описание происходящих процессов, а именно:

- линейная связь между реакциями грунта и его перемещениями;

- отсутствие инерционных свойств грунта основания;
- шлаковая яма считается абсолютно жестким телом;
- падающий шар считается абсолютно жестким телом;
- влияние грунта по внешнему периметру шлаковой ямы не учитывается;
- время удара мало в сравнении с периодом колебания системы.

Учитывая вышеуказанное рассмотрим колебания абсолютно твердого тела, возмущаемого силой $P(t)$, на невесомых пружинах, моделирующих грунт (рисунок 2).

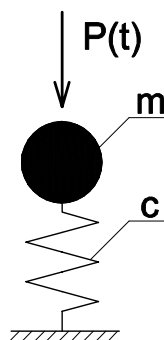


Рисунок 2 – Схема к определению колебаний шлаковой ямы

Тогда амплитуда колебаний определяется по формуле (1)

$$A_z = \frac{v_0}{\lambda_z}, \quad (1)$$

где A_z – амплитуда колебаний шлаковой ямы; v_0 – начальная скорость движения заполненной шлаковой ямы; λ_z – частота собственных вертикальных колебаний шлаковой ямы.

Приведенное решение поставленной задачи не учитывает инерции грунта, что приводит к частичному увеличению амплитуды.

Алгоритм приведенный в нормативной литературе [2] предусматривает определение амплитуд колебаний для фундаментов с импульсными нагрузками по формуле (2), учитывающей инерцию грунта, увеличение жесткости основания при динамическом воздействии.

Следует отметить, что площади фундаментов под оборудование в сравнении площадью шлаковой ямы малы и результат, полученный данным уравнением, частично искажен в сторону уменьшения амплитуды.

$$A_z = \frac{(1 + \varepsilon) \cdot v \cdot m_0}{(1 + 1,67 \cdot \xi_z) \cdot \lambda_z \cdot m} \quad (2)$$

где v – скорость шара в начале удара; m и m_0 – массы шлаковой ямы и падающего шара соответственно; ξ_z – коэффициент относительного демпфирования вертикальных колебаний.

Расчет амплитуд колебания основания шлаковой ямы производился по обоим алгоритмам, окончательное значение амплитуды для дальнейших расчетов принято по наибольшему значению, с учетом запаса надежности. Под шлаковой ямой максимальное значение амплитуды колебаний равна 2,76 мм. Результаты расчета при различной заполненности приведены на рисунке 3.

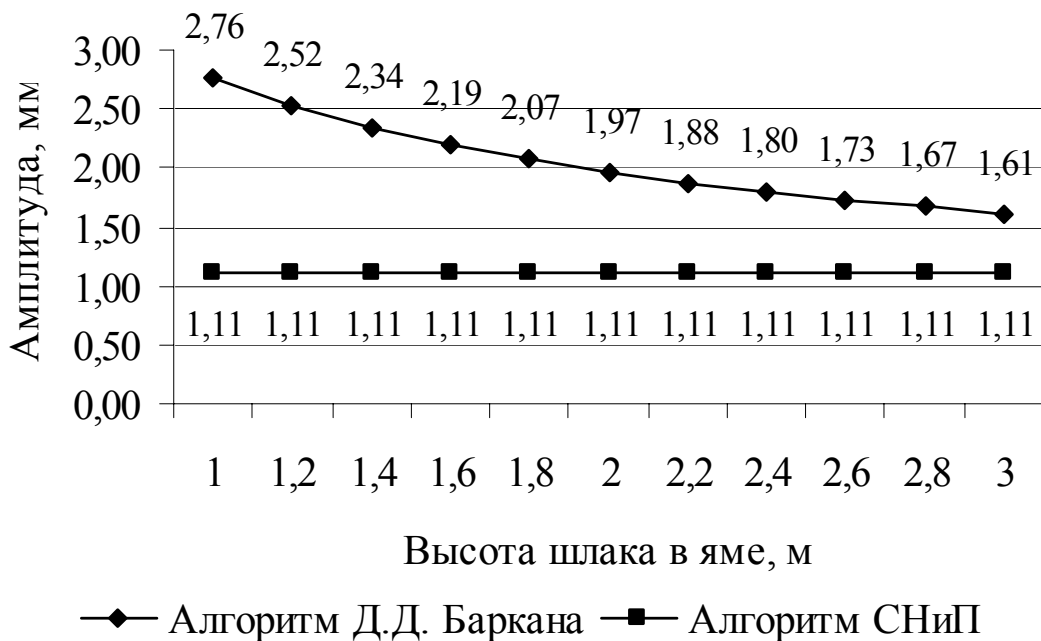


Рисунок 3 – Результаты расчета по различным методам при различной заполненности шлаковой ямы

В работе Д.Д. Баркана [4], сочетающей теоретические и экспериментальные исследования, приводятся решения различных задач распространения колебаний, в том числе решение для случая распространения колебаний от вертикального источника для достаточно больших расстояний от него. На основании приведенных в этой работе решений был получен следующий результат: для низового откоса амплитуда колебания основания составил 0,16 мм, для верхового откоса – 0,05 мм.

Идентификация сейсмического воздействия по шкале MSK-64 произведена по значениям ускорений. Под шлаковой ямой (в цен-

тре удара) динамический эффект составляет более 10 баллов, что соответствует локальному катастрофическому землетрясению. Для низового откоса величина сейсмического воздействия 7 баллов, для верхового откоса 5 баллов.

Расчет устойчивости откосов произведен по круглоцилиндрическим поверхностям сдвига. Влияние сейсмического воздействия учтено в форме объемных сейсмических сил с учетом водонасыщения материала плотины, а так же присоединенной массы воды для верхового откоса.

Проверочные расчеты прочности и устойчивости дамбы с учетом сейсмического воздействия падающего шара при работе на участке первичной переработки мартеновского шлака свидетельствуют о возможности частичного сползания верхового откоса при интенсивной работе, после чего общая устойчивость откоса будет обеспечена. Коэффициенты запаса устойчивости составляют: для верхового откоса – 1,77; для низового откоса – 1,34. Допустимый коэффициент запаса равен 1,1.

Кроме того, при колебаниях плотины могут возникнуть зоны уплотнения грунтов в периферийных частях (близ основания) и разуплотнения в центральной части (по гребню) тела плотины, вследствие возникновения знакопеременных деформаций изгиба и сдвига. От выпирания тела плотины откосы дамбы укреплены каменной наброской, однако возможность оседания зоны разуплотнения не исключена. В пределах гребня плотины так же возможно появление трещин в результате ослабления связей между частицами грунта.

На основании оценки динамического воздействия падающего шара при работе на участке первичной переработки шлака с учетом проведенных расчетов можно сделать вывод, что земляная дамба при воздействии падающего шара будет находиться в работоспособном состоянии. Для обеспечения эксплуатационной надежности дамбы необходимо:

- на протяжении всего срока эксплуатации два раза в год (апрель и сентябрь) производить горизонтальную и вертикальную съемку плотины;
- на протяжении всего срока эксплуатации два раза в год (апрель и сентябрь), а также еженедельно в первые три месяца динамического воздействия от падающего шара наблюдать за возможным образованием зон разуплотнения в верхней центральной части гребня плотины;

- в случае возникновения предаварийной ситуации остановить работу участка дробления шлака.

При уплотнении тела плотины и уменьшении её высоты производить её подсыпку, при значительных деформациях смещения (сдвига) укрепить верховой откос каменной наброской с объемным весом $2,5 \div 3 \text{ т/м}^3$. В случае разуплотнения грунта выполнять уплотнение и производить подсыпку.

Библиографический список

1. СНиП 2.06.05–84. Плотины из грунтовых материалов/ Госстрой СССР. – М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1985.-32 с.
2. СНиП 2.02.05–87. Фундаменты машин с динамическими нагрузками/ Госстрой СССР. - М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1988.-32 с.
3. Справочник проектировщика. Сложные основания и фундаменты/ Под ред. Н.Н. Маслова. – М.: Стройиздат, 1969 – 272 с.
4. Баркан Д.Д. Динамика оснований и фундаментов/Д.Д. Баркан. – М.: Стройвоенмориздат, 1948 – 412 с.
5. Нагрузки и воздействия на здания и сооружения/ Под общ. редакцией А.В. Перельмутера. – М.: Издательство Ассоциации строительных вузов, 2007. – 482 с.
6. Напетваридзе Ш.Г. Сейсмостойкость гидротехнических сооружений/ Ш.Г. Напетваридзе. – М.: Государственное издательство литературы по строительству, архитектуре и строительным материалам, 1959. – 216 с.
7. Ишикара К. Поведение грунтов при землетрясениях/ К. Ишикара. – СПб.: НПО «Геореконструкция - Фундаментпроект», 2006. – 384 с.

УДК 622.278

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В НЕОДНОРОДНЫХ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКАХ

С.В. Риб

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

Способ охраны горных выработок угольными целиками при отработке пологих и наклонных пластов длинными очистными за-

боями находит широкое применение. Целики являются грузонесущими элементами массива. Расположение целиков около горных выработок определяет их эксплуатационное назначение: они подразделяются на околоштрековые, междукамерные, панельные, барьерные, охранные.

В зависимости от геометрических размеров в плане целики можно разделить следующим образом:

- столбчатые целики (длина целика соизмерима с шириной);
- ленточные целики (длина намного больше ширины целика).

Угольный целик, как и горную крепь, можно рассматривать как элемент системы разработки. Он несёт на себе вышележащую толщину горных пород. Правильный выбор ширины угольного целика имеет большое значение. С одной стороны чрезмерно широкий целик приведёт к неоправданным потерям и уменьшению срока службы шахты, а принятый узкий целик приведёт к травмоопасной ситуации с другой. Более того, при разработке свиты пластов оставленные целики необоснованных размеров приводят к образованию зон повышенного горного давления на рабочих пластах, что нередко приводит к горным ударам.

На устойчивость угольных целиков влияет много факторов: глубина разработки, угол падения пласта, прочность угля в целике, прочность вмещающих пород, расстояние до выработанного пространства и др.

Особое влияние на устойчивость целиков оказывает комплексный фактор неоднородности. Сюда относятся: наличие породных прослоек, всевозможных включений (колчедан), различные контакты пород кровли с целиком (пласты угля сложного строения).

Несущая способность неоднородных угольных целиков будет отличаться от однородных.

Как правило, в Кузбассе отрабатываются угольные пласты сложного строения. Количество породных прослоек, их мощность, разное положение по мощности пласта, различный коэффициент крепости прослоек и включений, слабые или крепкие контакты пород кровли и целика всё это требует учёта при определении размеров неоднородных угольных целиков. Изучение геомеханических параметров неоднородных угольных целиков является актуальной научно-исследовательской задачей.

В настоящее время в СибГИУ эта задача решается. Моделирование проводится посредством решения дифференциальных урав-

нений механики анизотропной среды численным методом конечных элементов. Для этого используется один из вариантов пакета компьютерных программ на языке FORTRAN, разработанного на кафедре разработки пластовых месторождений в Сибирском государственном индустриальном университете. Визуализация и обработка полученных результатов проводится с помощью программы SURFER.

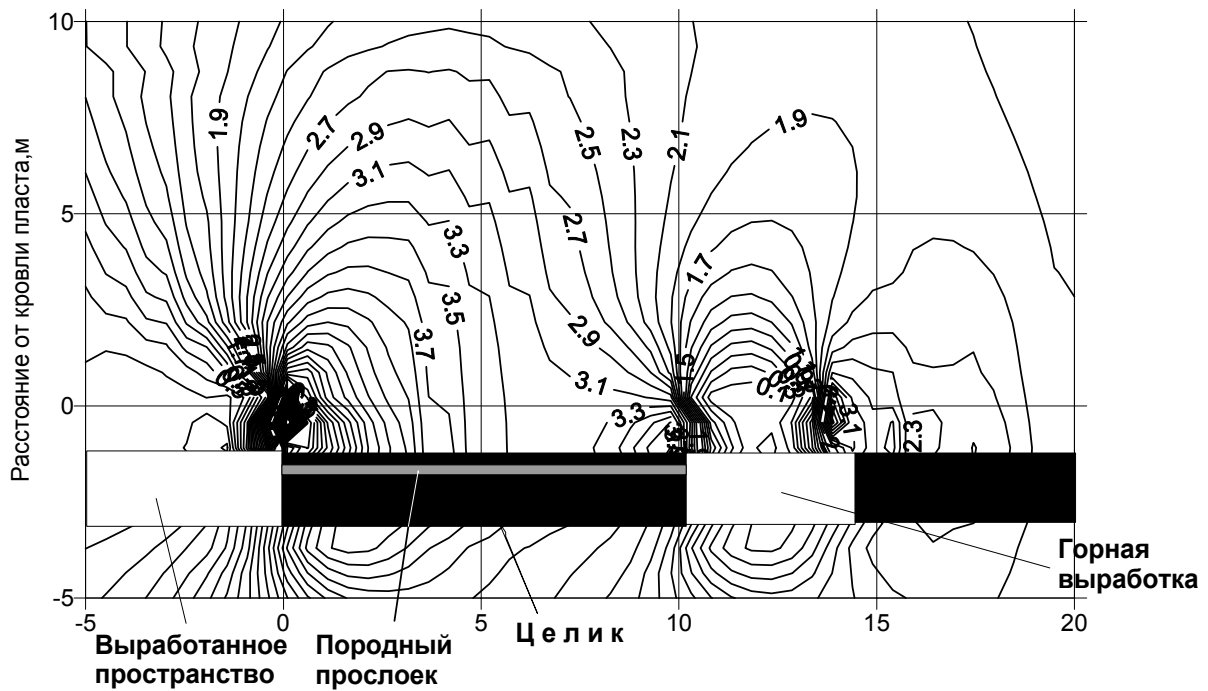
Для оценки процесса распределения напряжений использовалось решение плоской задачи теории упругости о распределении напряжений в целике и вокруг подготовительной горной выработки. Угольный пласт мощностью 1,8 м, глубина от земной поверхности до кровли пласта 195 м. По пласту проведена горная выработка шириной 4 м, которая охраняется угольным целиком от влияния выработанного пространства длиной 200 м. При этом проводилось исследование характера изменения следующих геомеханических параметров: полные вертикальные и горизонтальные напряжения, коэффициент концентрации вертикальных напряжений, главные максимальные и минимальные напряжения. Для каждого из перечисленных параметров построены изолинии распределения.

В качестве примера на рисунке 1 приведены изолинии коэффициента концентрации вертикальных напряжений в неоднородном угольном целике шириной 10 м, в теле которого есть породный прослойк мощностью 0,2 м, коэффициент крепости $f=5$, расположенном на расстоянии 0,2 м от кровли.

В неоднородном угольном целике со стороны выработанного пространства по сечению породного прослойка на глубину 3,5 метра увеличивается концентрация вертикальных напряжений по сравнению с состоянием целика в середине сечения, а со стороны горной выработки выявленная закономерность выражается меньше.

Для исследования влияния ширины неоднородного угольного целика на характер распределения напряжений проводилось моделирование геомеханических процессов при изменении ширины целика в пределах 5-15 м с интервалом 5 м. По результатам моделирования определялись следующие параметры: полные вертикальные напряжения, коэффициент концентрации вертикальных напряжений.

На рисунке 2, в качестве примера, показаны графики изменения коэффициента концентрации вертикальных напряжений в зависимости от ширины целика.



Расстояние от краевой части целика со стороны выработанного пространства, м

Рисунок 1 – Изменение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в окрестности горной выработки, охраняемой угольным целиком



Рисунок 2 – Закономерность распределения полных вертикальных напряжений в зависимости от ширины целика

Из графиков можно сделать следующие выводы:

– концентрация вертикальных напряжений у целика шириной 5 м в кровле краевой части целика со стороны выработанного пространства примерно одинакова с величиной напряжения в кровле центральной части;

– концентрация напряжений у целика шириной 10 м в кровле краевой части со стороны выработанного пространства приближается к максимальным, к центральной части целика падает почти в 2 раза и уменьшается в кровле краевой части со стороны горной выработки;

– напряжения у целика шириной 15м постепенно уменьшаются от кровли краевой части целика со стороны выработанного пространства до кровли краевой части со стороны горной выработки.

Характер распределения полных горизонтальных напряжений в неоднородном угольном целике шириной 10м представлен на рисунке 3. Как видно из рисунка, полные горизонтальные напряжения в краевых частях неоднородного угольного целика (полученные вдоль породного прослойка) уменьшаются со стороны выработанного пространства на глубину 2м в целик, а со стороны горной выработки на 3м в тело целика.

Сопоставление полученных численных результатов в данной работе с теоретическими расчётами и данными многочисленных лабораторных экспериментов [1] позволяет сделать вывод об их качественном удовлетворительном совпадении.



Рисунок 3 – Распределение напряжений по ширине целика

Согласно исследованиям Бублика Ф.П. [1], который проводил моделирование с помощью эквивалентных материалов, прочность неоднородного образца зависит от соотношения прочностей крепких и слабых пачек и от их толщины. Чем больше толщина слабой пачки и чем меньше её прочность, тем в большей степени снижается несущая способность образца. Что считается справедливым и для аналогичного строения целиков.

Чтобы учесть максимально приближённые к реальным неоднородности в целиках при обосновании их параметров (включения колчедана, контакты кровли с целиком и др.) необходимо продолжить исследования.

Библиографический список

1. Бублик Ф.П. Изучение устойчивости обнажения кровли и целиков на пологих пластах Кузбасса. Труды ВНИМИ. Сборник № 60, 1966. - С. 180-186.

УДК 622.831.3

АДАПТАЦИЯ АНАЛИТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ РАСЧЁТА ПРОГИБОВ ПЛИТ НА УПРУГОМ ОСНОВАНИИ К УСЛОВИЯМ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Е.С. Корнев

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В связи с увеличением скорости подвигания очистных забоев на высокопроизводительных угольных шахтах в углепородном массиве возникают новые геомеханические явления, которые приводят к возникновению аварийной ситуации при внезапном обрушении пород кровли. Эти явления являются следствием следующих процессов:

- зависание пород кровли над выработанным пространством большой площади;
- заполнение выработанного пространства и пустот метано-воздушной смесью и угольной пылью;

- внезапное обрушение пород кровли;
- выдавливание метано-воздушной смеси и угольной пыли в горные выработки;
- взрыв пыле-метановой смеси.

В этой связи актуальными являются научные исследования, направленные на прогноз площади зависающих пород кровли и времени их обрушения с целью проведения профилактических работ по предотвращению воздушных ударов.

На основе анализа существующих методов и алгоритмов прогноза сдвижения и деформаций подработанных пород кровли установлено, что в настоящее время в горной науке и практике отсутствуют методики расчёта этих параметров с учётом неравномерного подвигания очистного забоя [1, 2].

Поэтому задачей исследований является создание алгоритмов и программных средств для расчёта площади устойчивых обнажений пород кровли и определения времени их обрушения.

Для создания алгоритма и программного комплекса были рассмотрены следующие методы расчёта сдвижений подрабатываемых пород кровли:

- аналитический с использованием упругой, упруго-пластической, пластической, реологической моделей деформирования пород;
- экспериментальный, базирующийся на результатах шахтных измерений смещений пород;
- физического моделирования с изучением геомеханических процессов на физических моделях из эквивалентного материала;
- экспериментально-аналитический метод с настройкой математической модели по результатам экспериментальных исследований;
- численное моделирование.

Согласно программе исследований намечено провести оценку эффективности каждого из указанных методов и алгоритмов и синтезировать универсальный алгоритм прогноза смещения пород кровли, определения предельных устойчивых обнажения пород кровли и установления времени их обрушения в очистное выработанное пространство.

В настоящей статье проведён анализ и обобщены результаты аналитических исследований процессов деформирования упругих пластинок над выработанным пространством.

За основу принят алгоритм, разработанный в монографии С.П. Тимошенко и С. Войновского-Кригера [3].

Рассмотрим случай, когда *прямоугольная пластинка закреплена по всему контуру*. Пластинка подвергнута действию равномерно распределённой нагрузки. Прогибы и моменты в этом случае будут симметричны относительно координатных осей (рисунок 1).

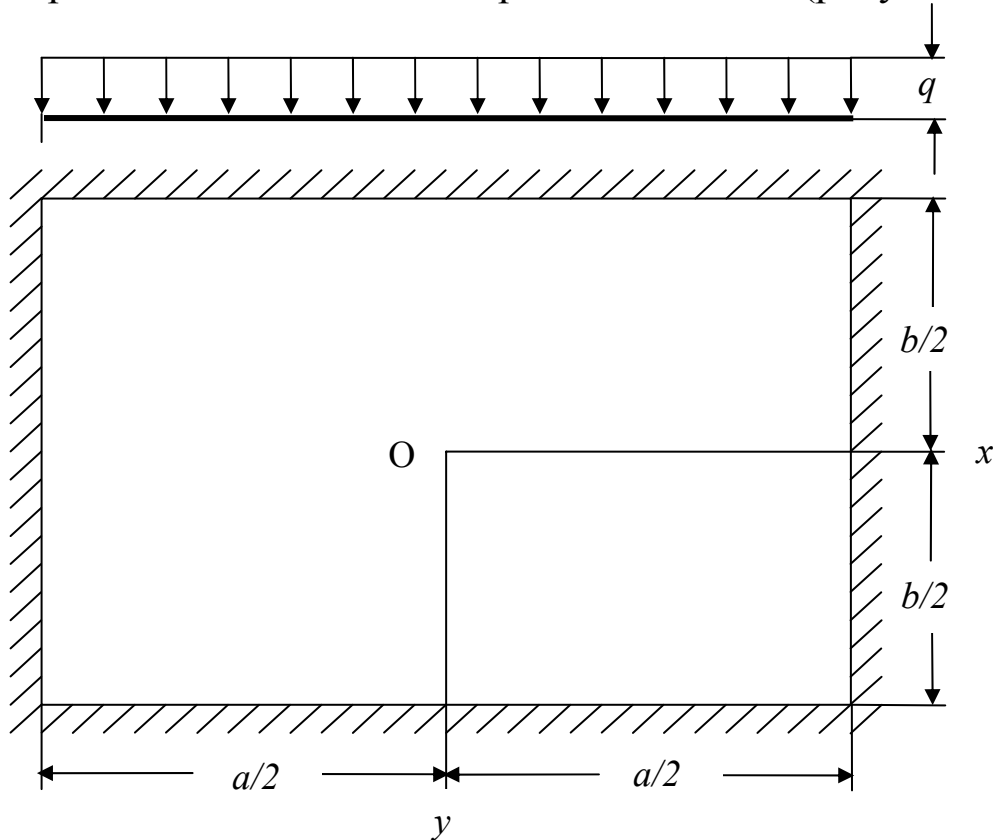


Рисунок 1 - Прямоугольная пластинка закреплена по всему контуру с равномерно распределённой нагрузкой

Прогиб пластинки в принятой системе координат определяется по формуле:

$$\omega = \frac{4qa^4}{\pi^5 D} \sum_{m=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{(-1)^{\frac{m-1}{2}}}{m^5} \cos \frac{m\pi x}{a} \left(1 - \frac{\alpha_m \operatorname{th} \alpha_m + 2}{2 \operatorname{ch} \alpha_m} \operatorname{ch} \frac{m\pi y}{a} + \frac{1}{2 \operatorname{ch} \alpha_m} \frac{m\pi y}{a} \operatorname{sh} \frac{m\pi y}{a} \right), \quad (1)$$

где ω – прогиб; q – интенсивность непрерывно распределённой равномерной нагрузки; D – жесткость пластинки при изгибе; m – порядковый номер; a – длина пластинки; π – математическая константа, выражающая отношение длины окружности к длине её диаметра; α_m – численный коэффициент.

Коэффициент α_m вычисляется по формуле:

$$\alpha_m = \frac{m\pi b}{2a}, \quad (2)$$

где m – порядковый номер; b – ширина пластинки; a – длина пластинки.

При различных значениях m величина α_m принимает следующие значения:

m	1	3	5	7	9	11	13	15	17	19	21
$\alpha(m)$	1,57	4,71	7,85	10,99	14,13	17,27	20,41	23,55	26,69	29,83	32,97

Изменяя значения x и y , при условии, что отношение b/a равно единице, был выполнен расчёт по формуле (1). Результаты расчёта приведены на рисунке 2 в виде графиков прогиба пластинки. На рисунке 3 представлены изолинии распределения прогибов по площади пластинки.

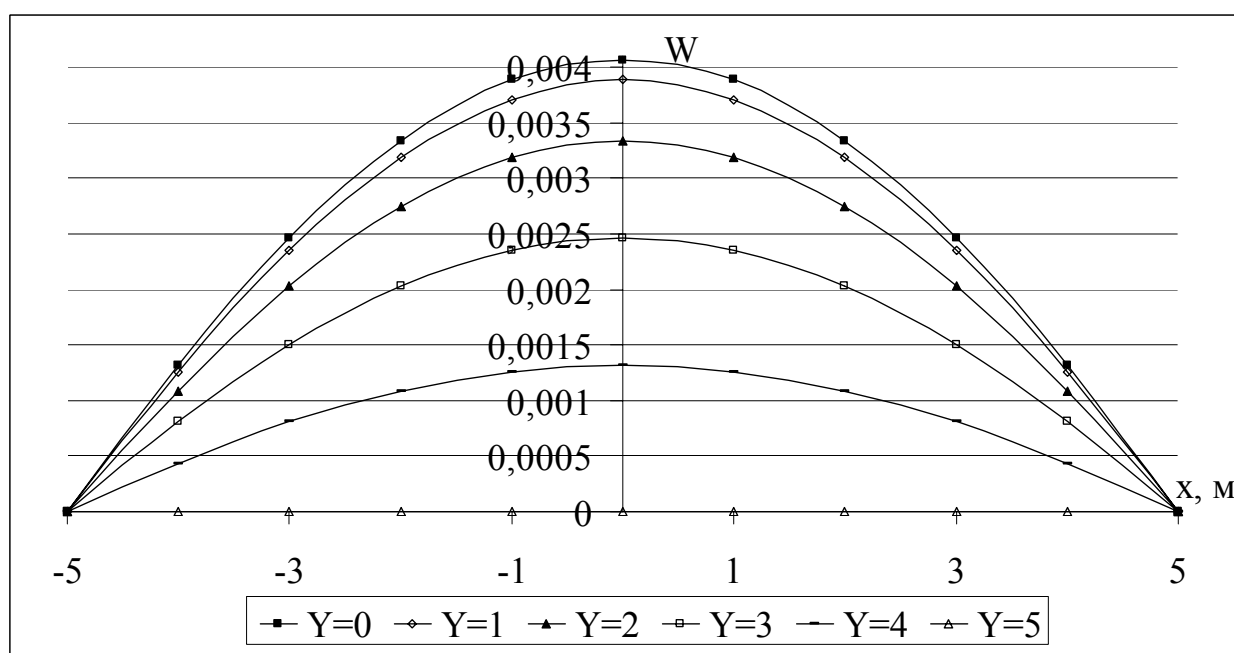


Рисунок 2 – Графики прогиба (м) прямоугольной пластинки зашпеленной по всему контуру с равномерно распределённой нагрузкой

Аналогично были выполнены расчёты прогиба пластинки для условий зависания пород кровли над выработанным пространством. Для этого длина лавы принята 200 м, расстояние от монтажной камеры до лавы принято 50; 100; 150; 200 м. Глубина разработки принята $H=500$ м. Изолинии прогибов приведены на рисунке 4.

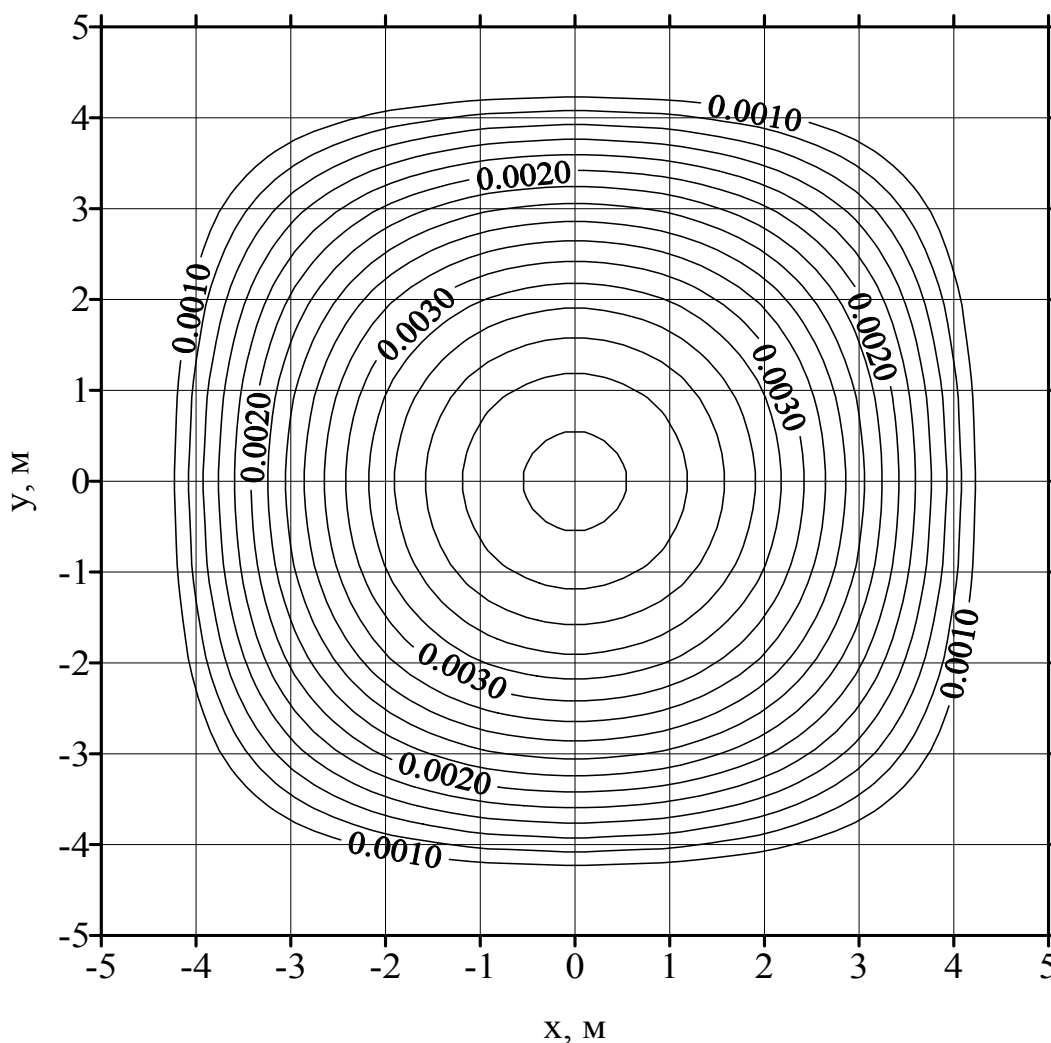
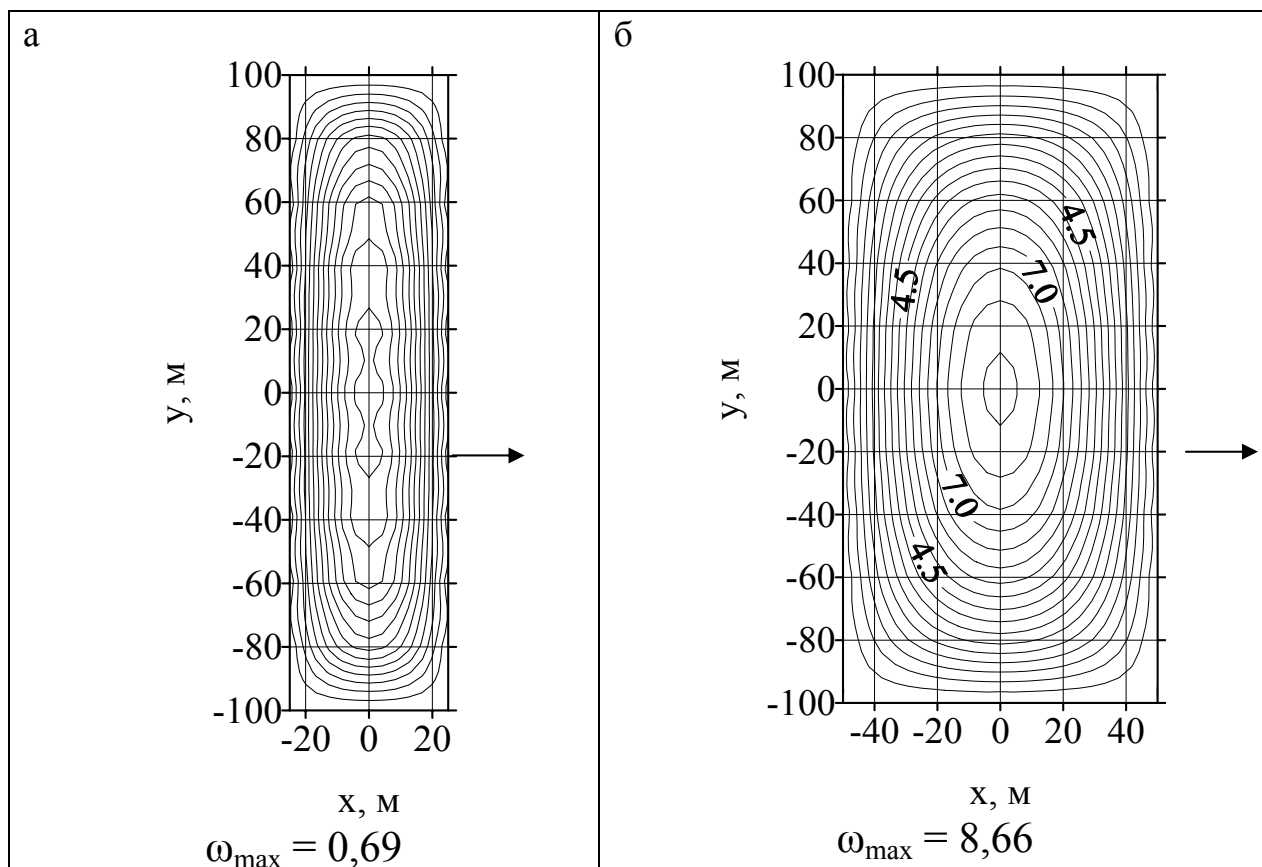


Рисунок 3 – Изолинии распределения прогибов (м) по площади пластинки

На рисунке 5 представлен график зависимости максимального оседания пород кровли пласта от площади выработанного пространства.

Таким образом, при увеличении площади выработанного пространства максимальное оседание пород кровли увеличивается по экспоненциальной зависимости вида $W = b \cdot m^s$, где b и m – параметры экспоненциального приближения. Однако, величины оседания почти на порядок меньше фактических, то есть предложенный С.П. Тимошенко и С. Войновским-Кригером алгоритм можно использовать только для качественной оценки влияния выработанного пространства на оседание. Следовательно, необходимо обосновать алгоритм расчёта смещения пород кровли адекватный реальным. Поставленная задача в настоящее время решается автором и будет опубликована в следующей статье.



→ - направление движения очистного забоя

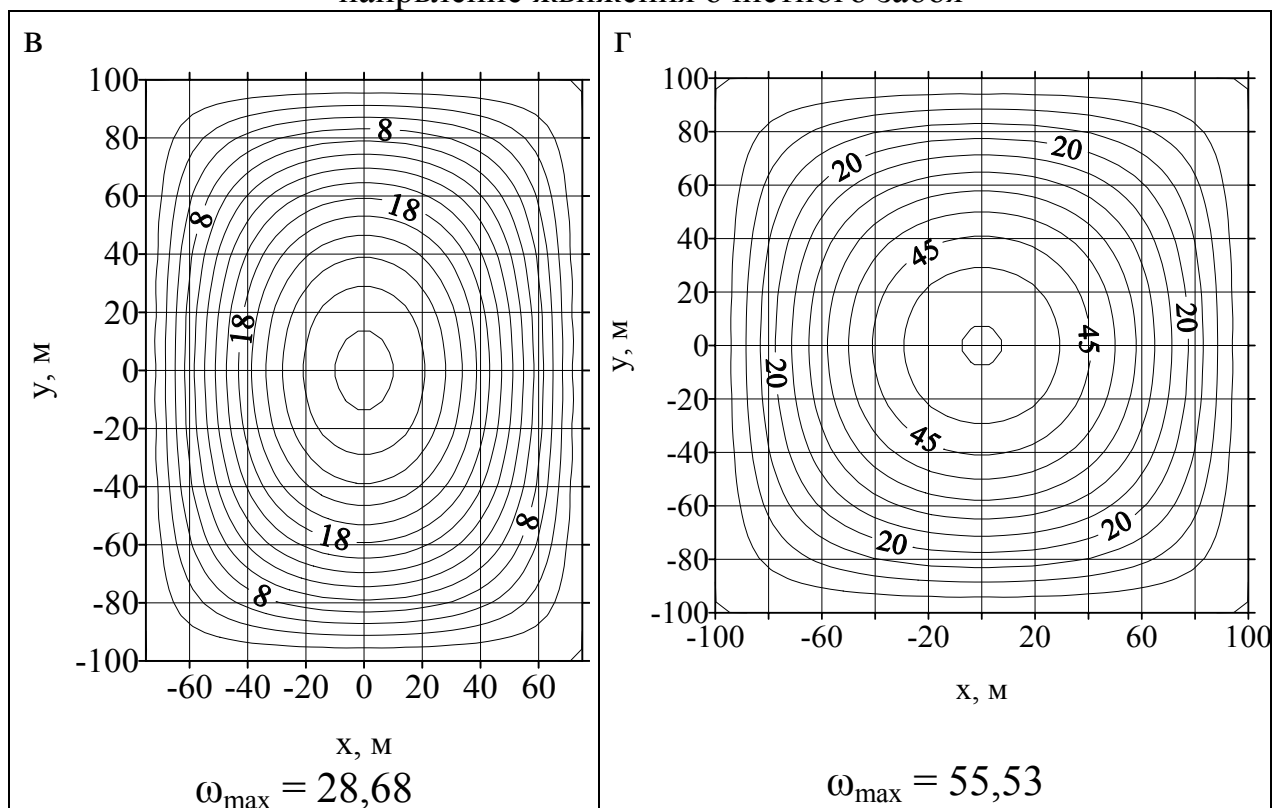


Рисунок 4 – Изолинии смещений (мм) пород кровли при отходе лавы длиной 200 м от монтажной камеры на расстояние: а - 50 м; б - 100 м; в - 150 м; г - 200 м

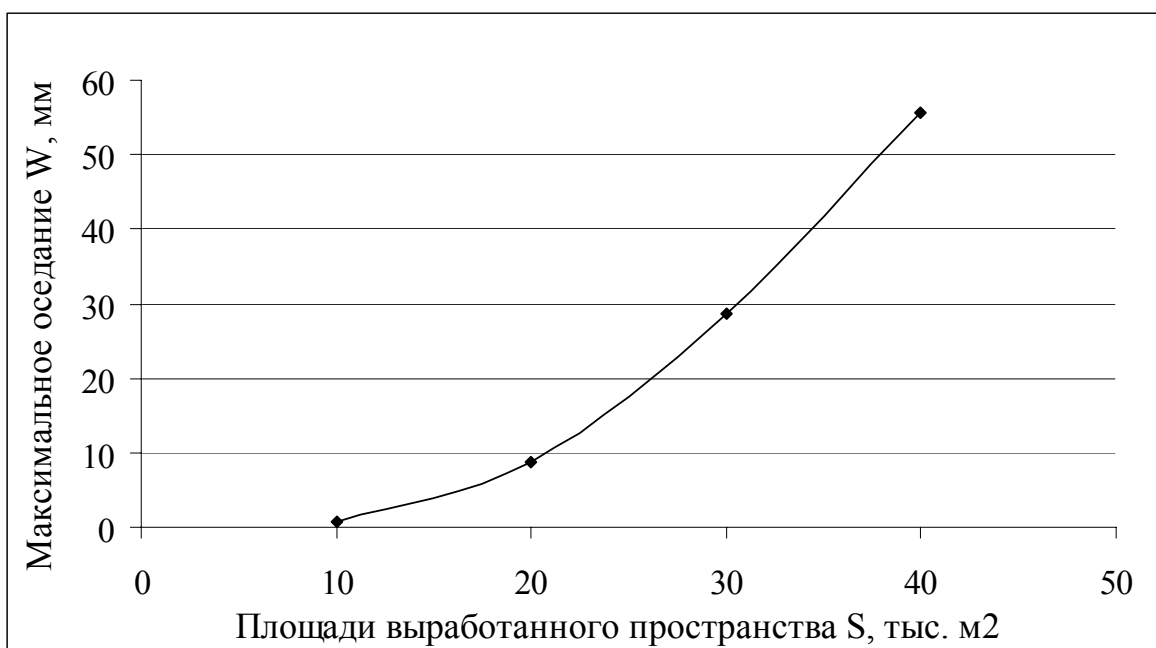


Рисунок 5 – График зависимости максимального оседания пород кровли пласта от площади выработанного пространства

Библиографический список

1. Егоров П.В., Иванов В.В., Дырдин В.В. и др. Справочное пособие для служб прогноза и предотвращения горных ударов на шахтах и рудниках. М.: Недра, 1995. 240 с.
2. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт. – Томск: Изд-во Том. ун-та, 2002. – 240 с.
3. С.П. Тимошенко, С. Войновский-Кригер Пластинки и оболочки. М., Физматгиз, 1963 г., 636 с. с ил.

УДК 622.261

РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ ПРИНЯТИЯ ИНВЕСТИЦИОННЫХ РЕШЕНИЙ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ НОВЫХ ШАХТ

Вал. В. Сенкус, В.Н. Фрянов

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время на действующих шахтах наблюдается сокращение запасов угля пригодных для выемки в длинных ком-

плексно механизированных забоях, при этом в среднесрочной и долгосрочной перспективе прогнозируется рост потребления каменных углей.

Удовлетворить растущий спрос можно за счет: вовлечение в отработку локальных участков запасов непригодных для выемки длинными забоями; вскрытие глубоких горизонтов шахт; строительства новых шахт.

Отработка запасов локальных участков периферийными технологиями не позволит полностью удовлетворить растущий спрос, а отработка запасов глубоких горизонтов шахт связана со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями, что приводит к повышению себестоимости угля и его неконкурентоспособности на рынке.

Наиболее привлекательным для инвесторов является строительство новых предприятий.

Принятие инвестиционных решений при строительстве новых угледобывающих предприятий является важной стратегической целью инвестора.

На прединвестиционной стадии принимается решение о необходимости строительства новых шахт, после чего выбирается приемлемый участок для строительства из предложенных на аукционах. Предварительная оценка основывается на недостаточно достоверных геологических данных, а так же наличии необходимой инфраструктуры в районах.

Следующим этапом является покупка лицензии на ведение горных работ на участке и разработке проекта освоения участка, без проведения достаточного объема горно-геологических изысканий. Одновременно, угольная кампания ведет строительство горного предприятия, до момента утверждения проекта.

Такая практика приводит к неприемлемому уровню неопределенности при реализации проектных решений, повышению инвестиционных рисков, значительным потерям полезного ископаемого, повышению аварийности предприятий и снижению потенциальные возможности высокоэффективной отработки запасов геологических участков.

Примером описанной выше ситуации может являться освоение участка Ерунаковский-8 ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». После вскрытия участка, при оконтуривании первого и второго выемочного столбов были встречены непреходимые дизъюнктивные нару-

шения. В результате срок ввода шахты в эксплуатацию был отложен на 3 года, угольная компания понесла значительные убытки, а проект строительства шахты пересматривался трижды.

Решение данной проблемы является стратегически важной задачей для инвесторов и государства. Для ее решения предлагается ввести стадию предпроектной проработки до момента объявления аукционов на продажу участков.

Распределение затрат (прибыли) и рисков при существующих и предлагаемых порядке инвестирования показано на рисунке 1.

Предпроектная проработка будет выполняться специализированной консалтинговой организацией и включает дополнительную поисково-оценочную стадию геолого-разведочных работ участков запасов, выделенных экспертами для уточнения геологического строения.

По завершению геолого-разведочных работ будет выполнено технико-экономическое обоснование разработки геологического участка, в основу которого будут положены многовариантные решения, а так же возможность применения гибких и адаптивных технологий, рейтинговой оценки эффективности и рисков для каждого варианта развития горного предприятия по критериям производительности, безопасности, рентабельности и др.

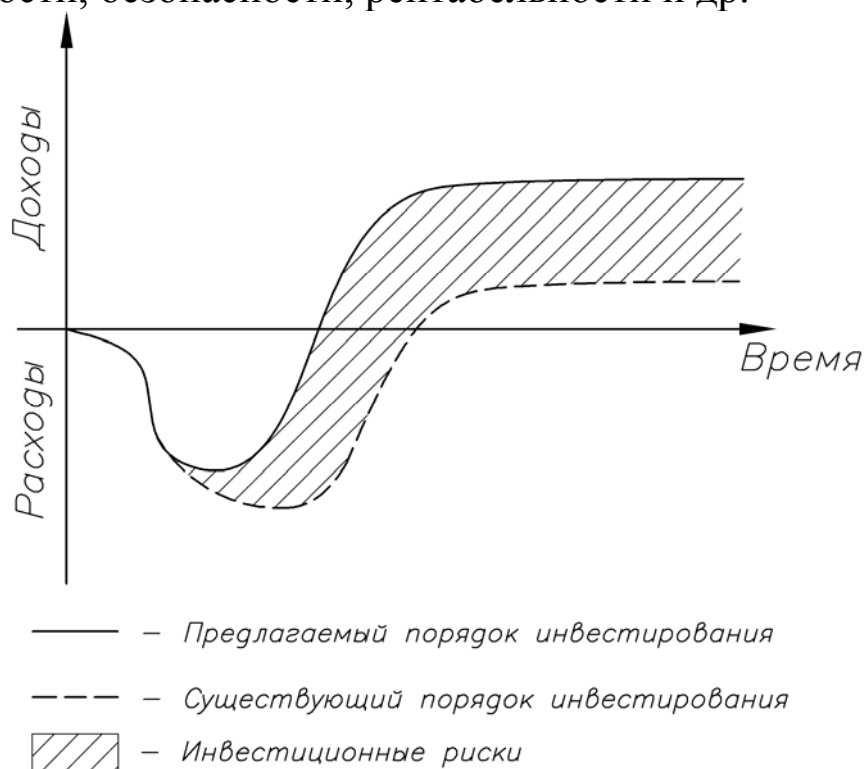


Рисунок 1 - Распределения затрат (доходов) при освоении месторождений

После выполнения технико-экономического обоснования участка будут выставляться на аукционы, а затраты на услуги консалтингового агентства внесены в стоимость лицензионного соглашения на разработку участка.

В заключение следует отметить, что введение прединвестиционной стадии инвестирования позволит повысить эффективность использования инвестиций и снижение инвестиционных рисков, улучшение технико-экономических показателей работы угольного предприятия, снижение аварийности и травматизма, повышение экологической безопасности и рациональное недропользование за счет более детального изучения месторождения, разработки альтернативных вариантов и выбор оптимального, предварительной дегазации и осушения углепородного массива.

УДК 378.1

СИСТЕМНЫЙ ПОДХОД К УПРАВЛЕНИЮ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬЮ ВУЗА

О.В. Дмитриева, В.Н. Фрянов

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время вузы представляют собой достаточно сложные системы, действующие в быстро меняющейся окружающей среде с постоянными источниками новых возможностей и угроз. В этих условиях целесообразно подходить к вопросам управления деятельностью вуза с позиций системного подхода, рассматривающего вуз как единую систему сфер деятельности вуза, достижение целей которой находится в зависимости от взаимодействия элементов системы (сфер деятельности). Под системой понимается «множество элементов, находящихся в отношениях и связях друг с другом, образующих определенную целостность, единство» [1]. С помощью системного подхода возможно рассмотрение внутреннего строения вуза посредством зависимости понятия «организация» от понятия «система». Содержание понятия «организация» приведено на рисунке 1.

Неотъемлемым атрибутом любого вуза как организации является цель. Вуз, получая из внешней среды информацию и ресурсы и

передавая в нее результаты своей деятельности, находится в состоянии постоянного приспособления к изменениям. Таким образом, согласно методологии системного анализа вуз целесообразно рассматривать как «совокупность целенаправленно взаимодействующих составляющих (элементов, подсистем)» [3].



Рисунок 1 – Определение понятия «организация» [2]

Вуз можно рассматривать как совокупность взаимосвязанных сфер деятельности: учебно-методическая, научная, управленческая, маркетинговая, экономическая, ремонтно-хозяйственная. Авторами [4] предложена схема управления деятельностью вуза по сферам его деятельности, адаптированная для технических вузов схема приведена на рисунке 2. Следует отметить, что эти подсистемы только в целях исследования можно рассматривать как самостоятельные, хотя на практике они тесно взаимодействуют.

Совершенствование системы управления на основе системного подхода заключается в постановке в вузе механизма управления, основанного на системном целостном представлении вуза в виде совокупности его сфер деятельности. Целостность вуза выражается во взаимозависимости элементов его внутренней среды по всем сферам: учебной, методической, научной и т.д. В целостной системе составляющие вуз элементы (факультеты, кафедры, подразделения, выполняющие финансовые, маркетинговые и другие функции) ориентированы на взаимосвязанную деятельность.

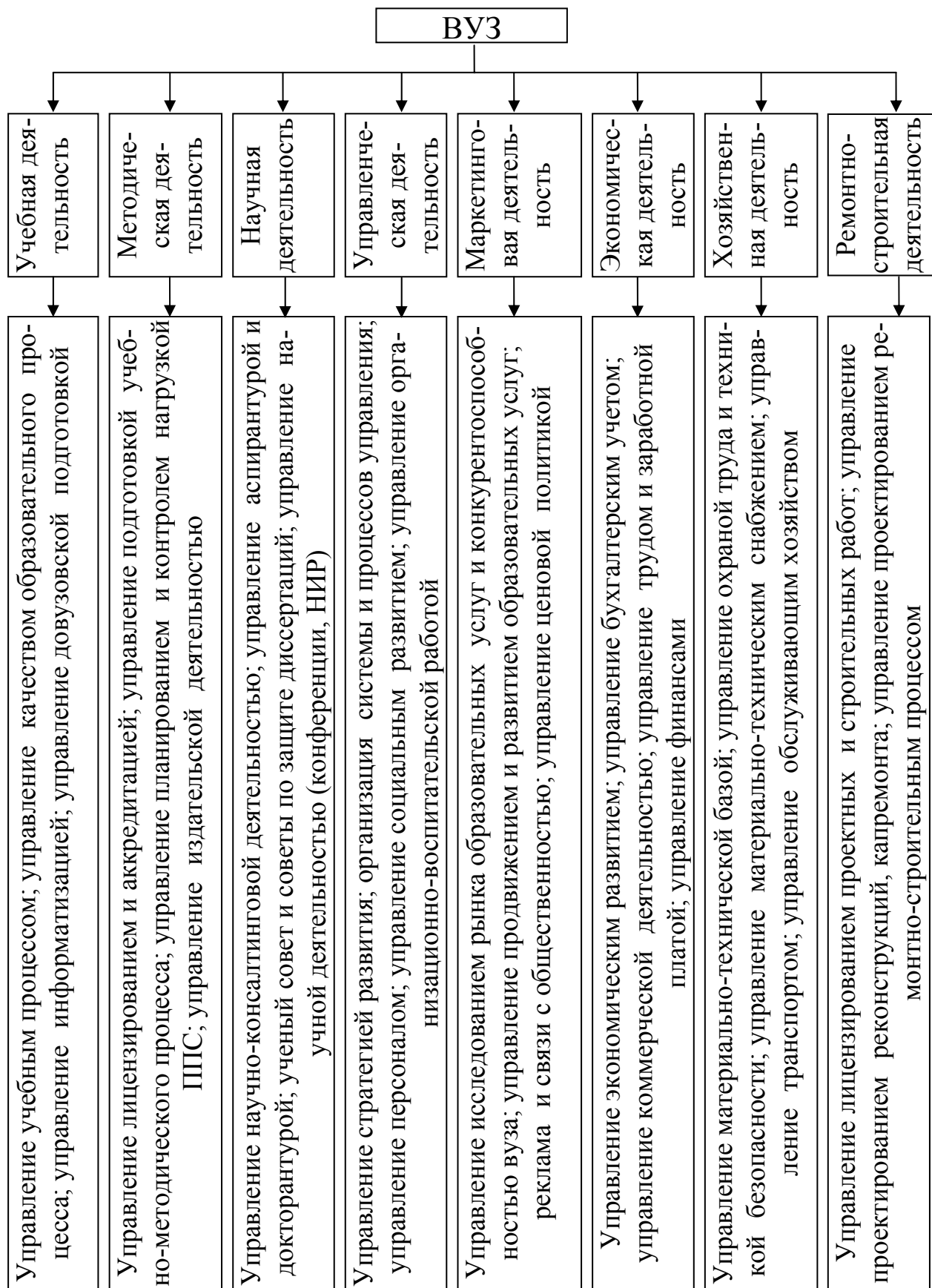


Рисунок 2 – Схема управления по сферам деятельности вуза

Их подцели, назначение и содержание деятельности определяются целью, назначением и содержанием деятельности вуза как

единого целого. Каждый элемент университета может рассматриваться только в его связи с другими его элементами. Но в свою очередь, функционирование вуза не может быть сведено к функционированию отдельных его элементов: при изменении характеристики (места, роли, функции, свойств и т.п.) одного из элементов нарушается функционирование вуза в целом.

Поскольку системный подход к управлению деятельностью любой организации на сегодняшний день является основополагающим, то авторами статьи предлагается модель оказания вузом образовательных услуг, рассмотренная с позиций системного подхода (рисунок 3). Подробно функции каждого из блоков, изображенных на рисунке 3, изложены ниже.

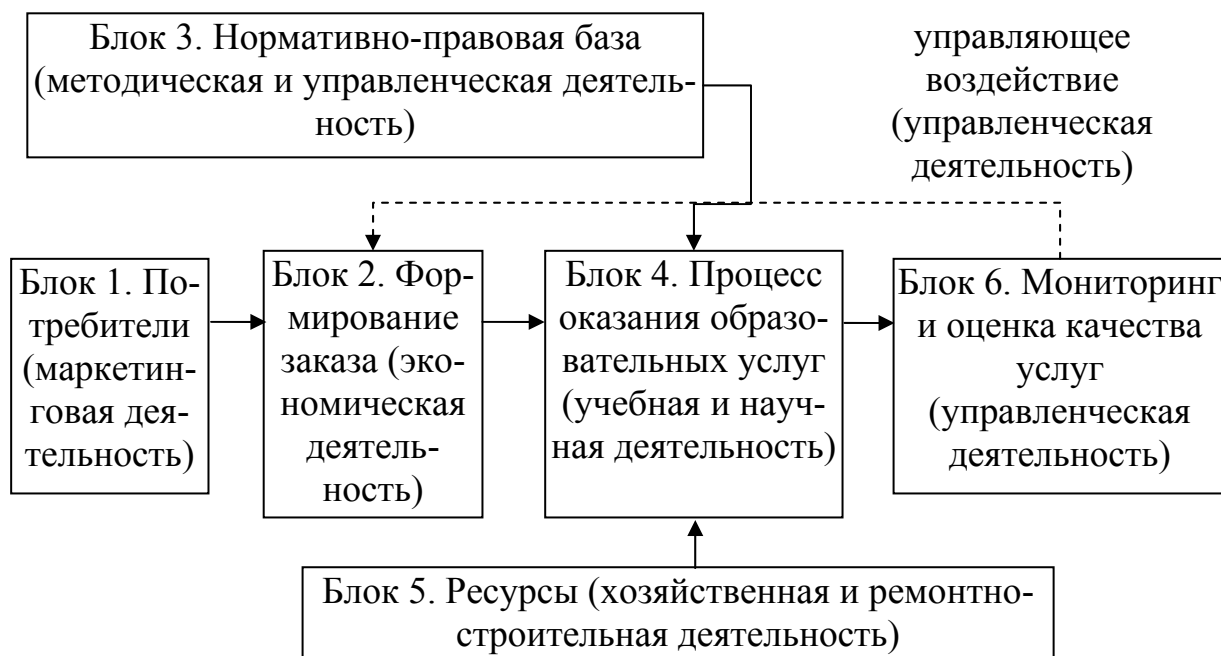


Рисунок 3 – Модель оказания образовательных услуг с позиции системного подхода

1. Потребители. Первоначально основной интерес представляют потребности заинтересованных лиц. На выходе блока 1 формируются измеренные потребности. Перечислим основные группы потребителей образовательных услуг и их характеристики:

- абитуриенты. Для абитуриентов представляет интерес получение знаний, необходимых для будущей профессиональной деятельности;

- студенты. Основное внимание уделяется содержанию образовательных программ и возможностям интеллектуального, физического, культурного, творческого и научного развития;

– предприятия, заключившие договора на подготовку специалистов. Для данной группы потребителей очень важно наличие специализированных программ обучения, соответствующих специфике предприятия-заказчика;

– организации (предприятия), как потенциальные работодатели, заинтересованы в принятии на работу специалистов, получивших не только теоретические знания, но и практические навыки;

– общество. Выпускники вузов, как члены общества, должны представлять собой нравственных, культурных и интеллектуально развитых людей, обладающих физической подготовкой и иметь определенные ценностные ориентиры;

– государство заинтересовано в выпускниках как в законопослушных гражданах и налогоплательщиках.

2. Формирование заказа. В этом блоке осуществляется планирование процессов оказания образовательных услуг посредством преобразования потребностей в содержательные характеристики представляемых образовательных услуг, т.е. характеристики представляются в виде, возможном для использования в ходе осуществления образовательного процесса. Также осуществляется расчет себестоимости образовательных услуг и формирование цен на образовательные услуги.

3. Нормативно-правовая база. Процесс оказания образовательных услуг регламентируется нормативно-правовой базой на следующих уровнях:

- федеральный уровень (законы РФ «Об образовании», «О высшем и послевузовском профессиональном образовании» и пр.);

- отраслевой уровень (государственные стандарты высшего профессионального образования, положения, методические указания и пр.);

- вузовский уровень (внутривузовские нормативные акты, устав вуза, положения, приказы и пр.).

4. Процесс оказания образовательных услуг. В этом блоке рассматривается совокупность процессов: учебного и научно-исследовательского.

5. Ресурсы. Для оказания образовательных услуг вузу необходимы следующие ресурсы: учебно-методическая и материально-техническая базы, денежные средства и профессорско-преподавательский персонал.

6. Мониторинг и оценка качества. Основная цель данного блока заключается в контроле и оценке качества предоставляемых образовательных услуг, что осуществляется посредством организации обратной связи. В результате действия обратной связи формируются обновленные требования, поступающие на блок 2. Основное внимание следует уделять не устранению неудовлетворительных результатов, а предупреждению возможного некачественного оказания образовательных услуг. Целесообразно выделить две группы показателей качества: показатели удовлетворенности потребителей; показатели качества оказываемых образовательных услуг.

Библиографический список

1. Советский энциклопедический словарь. – М. : Большая советская энциклопедия, 2002 – 836 с.
2. Новиков А.М. Методология / А.М. Новиков, Д.М. Новиков. – М. : СИНТЕГ, 2007 – 668 с.
3. Проектирование структур и основных процессов современного вуза: Учебное пособие / Овсянникова Г.Л., Солдатова Ю.А., Ниязова М.В., Уварова Т.Г. – Владивосток : ВГУЭС, 2006. – 98 с.
4. Егоршин А. Концепция стратегического управления вузом / А. Егоршин, Е. Горбунова // Высшее образование в России. – 2007. – № 10. – С. 31 –39.

УДК 378.11

АНАЛИЗ ОРГАНИЗАЦИОННЫХ СТРУКТУР ВЫСШИХ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ УЧРЕЖДЕНИЙ

О.В. Дмитриева, В.Н. Фрянов

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В условиях рыночной конкуренции на рынке образовательных услуг и планируемом в России сокращении вузов особое значение придается их организационным структурам. Необходимость быстрого реагирования на изменения внешней среды и учета требований потребителей образовательных услуг обуславливает особые требования, предъявляемые к организационным структурам.

Под организационной структурой понимается совокупность элементов, из которых состоит организация, и способы взаимодействия между ними [1]. Таким образом, понятие «организационная структура» можно разложить на две составляющие: совокупность элементов (звеньев) и наличие между ними взаимосвязей. На сегодняшний день в мировой практике можно выделить три модели вузов: бюрократическая (континентальная), коллегиальная (британская) и рыночная американская. В таблице приведен сравнительный обзор инструментов управления по трем моделям вузов [2].

Таблица – Инструменты управления, применяемые в вузах [2]

Модель	Уровень	Организационная структура	Механизмы
Бюрократическая		Бюрократическая	Бюрократические: государственное регулирование, запутанное право, стандартизация, иерархия и ответственность в должностях, законодательное закрепление механизмов академического руководства
	1	Кафедра, заведующий кафедрой (профессор) – полномочный административный администратор	Высокая роль и полномочия профессоров (прямое финансирование и защищенность законом). Не требуются механизмы академической интеграции
	2	Факультет, декан	Контроль над учебными планами. Оплаченные министерством фонды. Выборы новых членов профессорско-преподавательского состава (ППС). Ограниченные полномочия декана и короткий срок пребывания в должности. Факультет контролируется группой профессоров
	3	Совет (или сенат), ректор	Ограниченное влияние администрации. Слабые возможности финансового регулирования. Нет необходимости в политиках на этом уровне (из-за государственного регулирования и стандартов)

Продолжение таблицы

Модель	Уровень	Организационная структура	Механизмы
Британская		Коллегиальная (системы гильдий)	Клановые: коллегиальные механизмы, опора на традиции и общую профессиональную культуру, социализация общей культуры и коммуникаций, организационная ответственность сочетается с коллегиальными фондами
	1	Специальный департамент, его глава	Более коллегиальные решения (больше профессоров). Распределение ресурсов через департамент. Набор и назначение академического персонала. Ответственность за исследования и обучение
	2	Факультет (ППС, группировки связанных областей), декан (исполнительный председатель совета)	Более значимая роль факультетов. Общие для факультета стандарты приема. Экзамены, новые стипендии, новые курсы
	3	Академический сенат	Сенат имеет полномочия для определения академической политики (распределение бюджета между департаментом и общими службами). Работает через комитеты
		Вице-канцлер (высшее академическое и официальное лицо университета)	Внешние ревизоры (назначаются сенатом для обеспечения общих академических стандартов во всех департаментов). Система внешних ревизоров удерживает стандарты через профессиональные заключения и непрерывную социализацию трудовых норм
		Законодательное собрание (местные аристократы, персонал, студенты) и его высший исполнительный орган - совет	Совет несет ответственность за финансы, планирование и основные средства, выдвижение вице-канцлера. Вице-канцлер обеспечивает коммуникации между различными группами в университете

Модель	Уро- вень	Организационная структура	Механизмы
Амери- канская		Общая структура – федерация коллегий групп, бюрократически упорядоченная и ведомая учредителями	Рыночные: отсутствие стандартов по приему, по академической политике и персоналу, конкурентная среда, сильный негосударственный сектор, концентрация академических полномочий в административных позициях
	1	Департамент во главе в председателем (из ППС)	Председатель – администратор и член ППС в одном лице. Решения в департаменте принимаются голосованием. Департаменты контролируются сверху в вопросах учебных планов и академического персонала
	2	Школа или колледж как формальное организационное подразделение, декан	Свой ППС. Ограниченные права (через определенную академическую политику). Декан работает под политикой. Политика вырабатывается через коллегийные совещания и комитеты. Декан контролирует бюджет, штат ППС, академические программы, участвует в кадровых назначениях (по департаменту)
	3	Президент или канцлер (сбор средств, внешние связи) Провост - академический администратор (в ранге вице-президента) Сенат или ассамблея Совет попечителей (общая ответственность за университет)	Координация учебных планов, академического персонала и исследовательской работы. Общая политика и академические рекомендации Различные комитеты объединяют ППС и администраторов

Проведя исследования организационных структур зарубежных вузов, отметим, что наблюдается не трансформация организационных структур, которые совершенствовались десятилетиями, а некоторое их дополнение и изменение. Организационные структуры иностранных вузов состоят из звеньев: факультетов, кафедр, отделений, школ и т.д., которые могут быть разобщены территориально и обладать различным уровнем автономности. В составе зарубежных вузов имеются административно-вспомогательные подразделения, осуществляющие работу с выпускниками, заказчиками, работодателями и т.п. В основном, в зарубежных вузах наблюдается совмещение линейно-функциональной и дивизиональной структур [3].

Организационная структура российских вузов сложилась исторически и представляет собой многоуровневую иерархическую линейно-функциональную структуру: ректор – ректорат – факультет (институт) – кафедра, основанную на принципе единоначалия (рисунок).

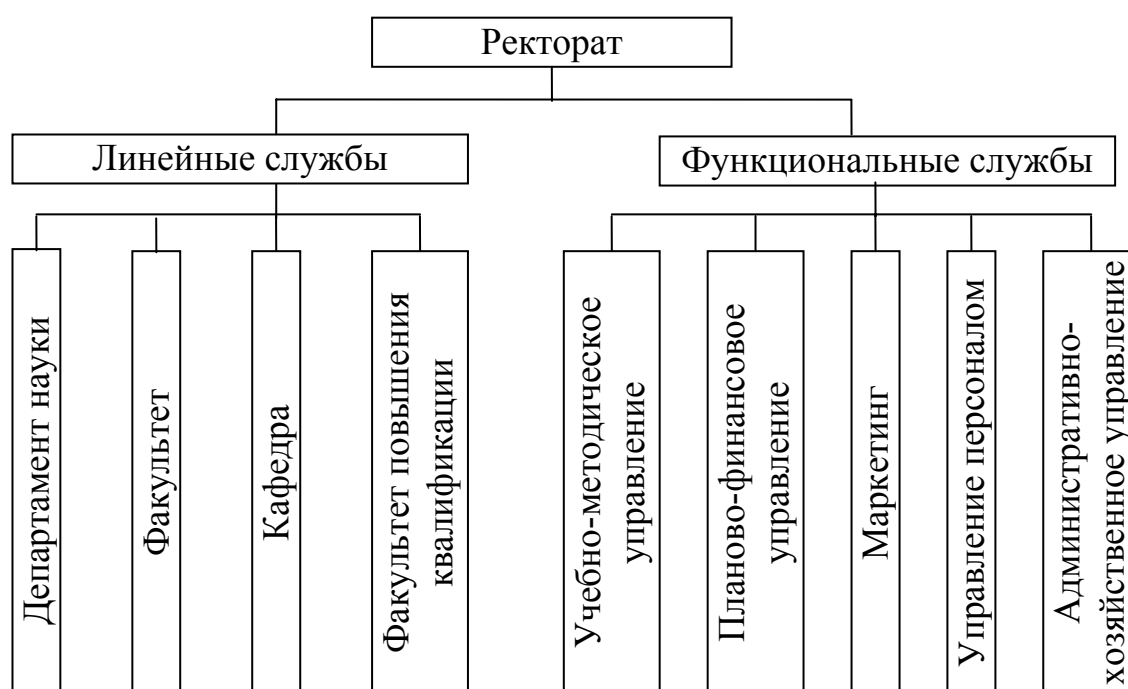


Рисунок – Линейно-функциональная организационная структура вуза [3]

Система финансирования вузов, существовавшая до перестройки страны на рыночные отношения, предполагала полное государственное финансирование. В этой связи в системе управления деятельностью вузов не были предусмотрены механизмы пере-

стройки к изменяющимся внешним условиям. В условиях конкуренции существенное значение для развития вузов приобретают разработка стратегий, характеризующихся значительными видоизменениями их деятельности. Поскольку стратегия вуза с течением времени претерпевает изменения, следовательно, для реализации изменившейся стратегии организационная структура вуза должна преобразовываться, соответствовать его стратегии и быстро реагировать на ее изменения.

Анализ опыта зарубежных вузов показал, что многообразие организационных структур обусловлено влиянием политической и экономической обстановкой в стране, регионе, историческими традициями, культурой и личностью руководителя. Поэтому затруднительно выделить какую-либо организационную структуру и принять ее за эталон для построения организационных структур вузов РФ.

Таким образом, целесообразно синтезировать накопленный мировой опыт по построению организационных структур для разработки организационных структур отечественных вузов.

Поскольку вузы функционируют на рынке в непрерывно изменяющихся внешних условиях, что обуславливает необходимость постоянных изменений и корректировки стратегии вуза, то предлагается при построении организационных структур ориентироваться на следующие принципы: соответствие организационной структуры стратегии вуза; гибкость организационной структуры для обеспечения быстрого реагирования на изменения стратегии вуза. В этой связи выделим два вида организационных структур, которые должны быть учтены при проектировании отечественных вузов:

- организационные структуры, основанные на децентрализации факультетов и центров финансовой ответственности вуза: руководителям структурных подразделений делегированы полномочия самостоятельно принимать управленческие решения; слабое или умеренное использование формальных правил и процедур; руководство вуза определяет приоритетные направления развития вуза, координирует и дает компетентные рекомендации;
- организационные структуры, основанные на принципе централизации: небольшое количество уровней управления, за счет чего обеспечивается быстрота и своевременность при принятии управленческих решений и гибкость при адаптации к рыночным изменениям (создание горизонтальных структур).

Реализация этих организационных структур возможна за счет материального и морального стимулирования работников на участие в трансформации организационной структуры вуза, и как следствие, повышением ответственности за выполняемые ими работы.

Библиографический список

1. Быкова А.А. Организационные структуры управления / А.А. Быкова. – М. : ОЛМА-ПРЕСС Инвест: Институт экономических стратегий, 2003. – 160 с.
2. Глухов В.В. Менеджмент: учебник / В.В.Глухов. – СПб.:Лань. – 2002. – 528 с.
3. Проектирование структур и основных процессов современного вуза: Учебное пособие / Овсянникова Г.Л., Солдатова Ю.А., Ниязова М.В., Уварова Т.Г. – Владивосток : ВГУЭС, 2006. – 98 с.

УДК 622.277(075)

ЭКСПРЕСС-ОЦЕНКА АДАПТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОЧИСТНОГО УЧАСТКА И ШАХТЫ В ЦЕЛОМ МЕТОДАМИ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

А.Н. Домрачев¹, Т.М. Кутцар²

1 - Сибирский государственный индустриальный университет

2 - ЗАО «Промуглепроект»

г. Новокузнецк

До настоящего времени принятие оперативных и стратегических решений при планировании развития горных работ осуществляется, как правило, исключительно на основе опыта и интуиции инженерно-технических работников соответствующего уровня. При этом, несмотря на формальную компьютеризацию, система информационного обеспечения управления зачастую не позволяет повысить эффективность пространственно-планировочных решений.

Характерным примером может служить ситуация, сложившаяся при подготовке очистного фронта на пласте 48 шахты-новостройки «Ерунаковская-VIII», когда вентиляционным штреком

выемочного участка 48-2 и конвейерным штреком выемочного участка 48-1 было вскрыто дизъюнктивное нарушение типа взброс с амплитудой 8,7 м, что поставило под угрозу планируемый ввод в эксплуатацию очередного очистного забоя.

Кроме того, вскрытие нарушения привело к изменению всей программы развития горных работ по пласту 48 в части сокращения длины очистных забоев и повышения удельного объема проведения подготовительных выработок. При этом запасы участка Ерунаковского-VIII отнесены к категории $A+B+C_1$, расстояние между профилями разведочной сети составляет 700-1000 м, а расстояние между скважинами в линиях 200-500 м.

После получения ОАО ОУК «Южкузбассуголь» лицензии на право пользования недрами в пределах участка Ерунаковский-VIII Левобережной геологоразведочной партией ООО «ЮжКузбассГРУ» были выполнены работы по сгущению сети скважин и доизучению горно-геологических и гидрологических условий отработки запасов подземным способом.

На рисунке 1 приведена блок-схема, иллюстрирующая актуальность выполнения дополнительных исследований, направленных на повышение адаптивности технологических схем угольных шахт при отработке запасов со сложными и трудно прогнозируемыми горно-геологическими условиями.

Представляется очевидным, что подобного рода исследования невозможны без разработки и адаптации моделей отдельных технологических процессов и всей технологической схемы шахты в целом.

Первым этапом выполнения работы, безусловно, является разработка модели длинного комплексно-механизированного очистного забоя. Входами такой модели являются мощность пласта, длина очистного забоя, характеристики скорости движения очистного комбайна как нормально распределенной случайной величины, ширина захвата выемочного комбайна, плотность угля. Прочие входные параметры могут быть включены в модель в виде констант или переменных, вычисляемых при моделировании параметров цикла очистных работ (таблица 1).

В ходе моделирования были сформулированы требования к среде реализации модели, которые сведены в таблицу 2. Таким образом, наиболее предпочтительной средой реализации модели длинного комплексно-механизированного забоя является *Octave*.

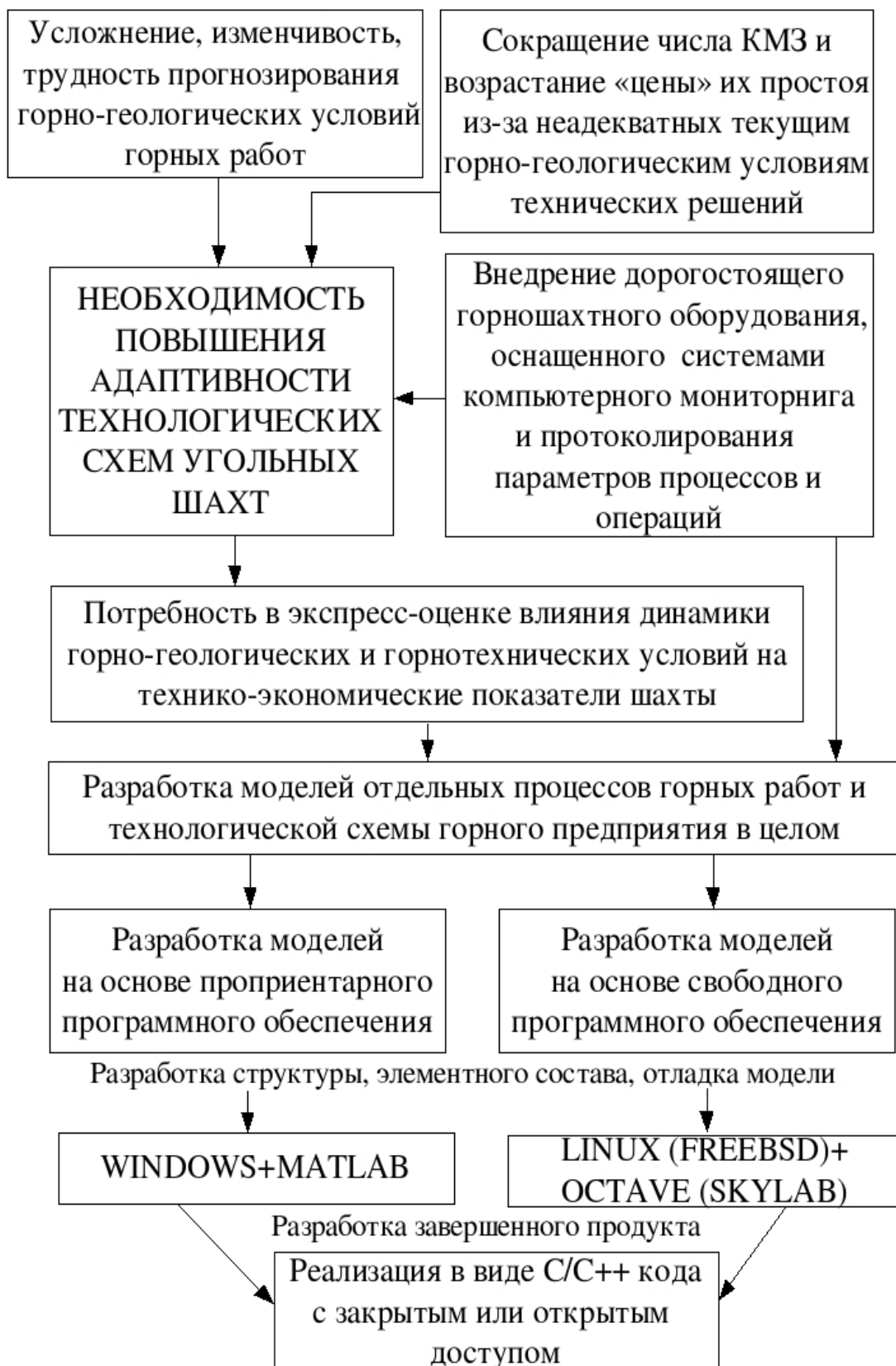


Рисунок 1 – Обоснование актуальности и выбор основных направлений реализации моделей отдельных технологических процессов и всей технологической схемы шахты

Таблица 1 – Структура и элементный состав модели длинного комплексно-механизированного забоя

Технологический процесс	Описание случайной величины	Параметры распределения
Выемка угля	Нормально распределенная скорость движения комбайна	$M(v_{\text{комб.доб}})$ $D(v_{\text{комб.доб}})$ $v_{\text{комб.доб}}$ – скорость движения комбайна по добыче, м/мин
Крепление призабойного пространства механизированной крепью	Экспоненциально распределенная продолжительность операций по передвижке секции	$\lambda = 1/t_{\text{оп.ср}}$ $t_{\text{оп.ср}}$ – длительность операций, входящих в процесс передвижки секции, с
Простои комбайна	Экспоненциально распределенная длительность простоев	$\lambda = 1/t_{\text{пр.комб.ср}}$ $t_{\text{пр.комб.ср}}$ – средняя длительность перерыва в работе комбайна в течение цикла, с
Простои забойного конвейера	Экспоненциально распределенная длительность простоев	$\lambda = 1/t_{\text{пр.конв.ср}}$ $t_{\text{пр.конв.ср}}$ – средняя длительность перерыва в работе конвейера в течение цикла, с
Перегон комбайна с зачисткой забойной дорожки	Нормально распределенная скорость движения комбайна	$M(v_{\text{комб.зач}})$ $D(v_{\text{комб.зач}})$ $v_{\text{комб.зач}}$ – скорость движения комбайна по зачистке, м/мин

В данной среде модель была скомпонована в виде внешнего *m*-файла, доступного для загрузки с использованием средств командной строки.

Для оценки адекватности модели длинного комплексно-механизированного забоя было выполнено ретроспективное моделирование отработки выемочного столба 16-15 в условиях шахты «Юбилейная» ОАО ОУК «Южкузбассуголь». Результаты моделирования приведены на рисунке 2.

Таблица 2 – Требования к среде реализации модели длинного комплексно-механизированного забоя

Требования к среде реализации модели КМЗ	Octave	Matlab	C/C++
Генератор случайных чисел с нормальным распределением	Есть	В виде ToolBox (в зависимости от комплектации)	Возможность реализации на основе метода обратной функции или с использованием метода Монте-Карло
Генератор случайных чисел с экспоненциальным распределением	Есть	В виде ToolBox (в зависимости от комплектации)	
Генератор случайных чисел с распределением Эрланга	Есть	В виде ToolBox (в зависимости от комплектации)	
Генератор случайных чисел с распределением Пуассона	Есть	В виде ToolBox (в зависимости от комплектации)	

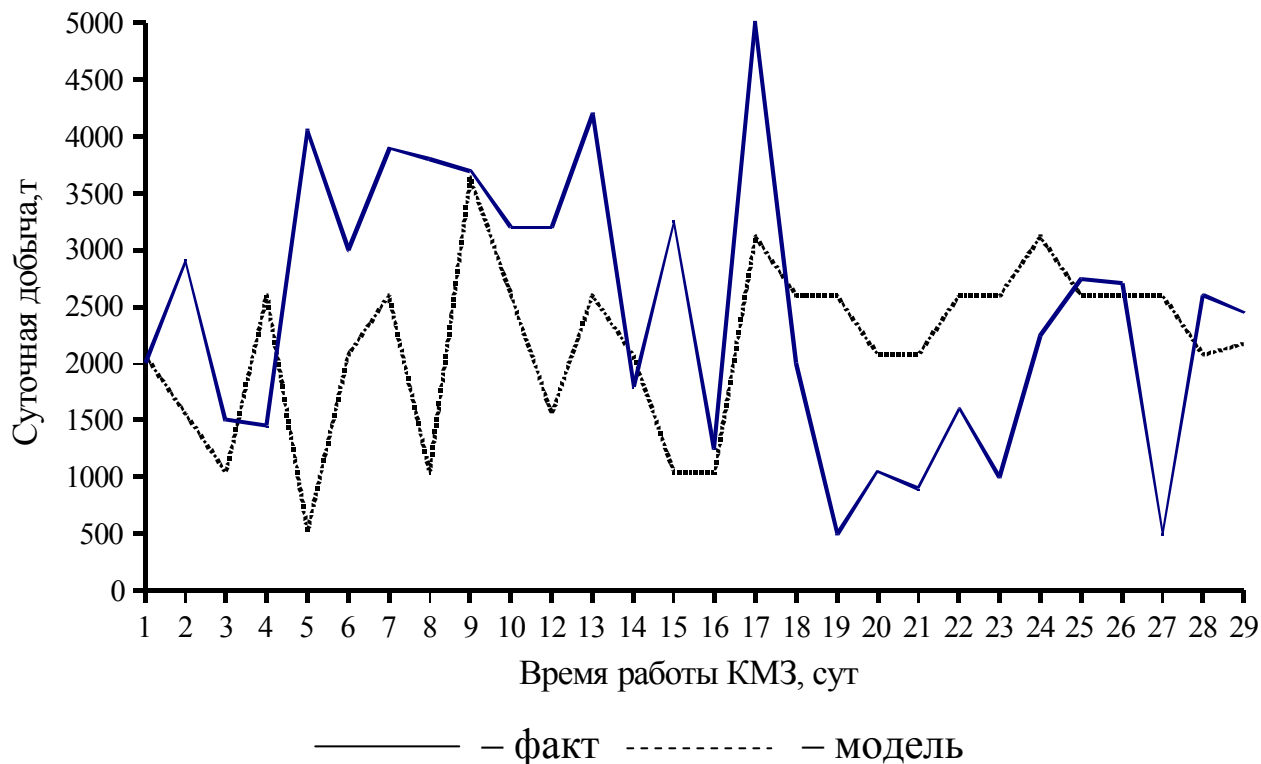


Рисунок 2 – Результаты моделирования работы длинного комплексно-механизированного забоя в лаве 16-15 шахты «Юбилейная»

Анализ результатов моделирования позволяет сделать следующие выводы.

1. Использование экспоненциального распределения для моделирования простоев очистного комбайна и забойного конвейера не позволило обеспечить необходимое соответствие фактических и моделируемых показателей. В качестве альтернативы экспоненциальному распределению для имитации простоев может быть использовано распределение Вейбулла.

2. Длительность отдельных операций по передвижке секции крепи также имитировалась с использованием экспоненциального распределения, которое является частным случаем гамма-распределения случайной величины и может быть заменено последним для улучшения соответствия модельных и фактических показателей. Кроме того, существует альтернативный подход к моделированию крепления призабойного пространства, когда число задвинутых секций за определенный промежуток времени моделируется как случайная величина с распределением Пуассона или по биномиальному закону.

3. Использование данных систем мониторинга современных механизированных комплексов существенно осложняется тем, что они представляют их в виде двоичных файлов, конвертирование которых в текстовые не всегда возможно.

4. Среда *Octave* обрабатывает m-файлы как транслятор, что существенно увеличивает время моделирования и повышает требования к аппаратной платформе. Потребность последующего преобразования полученной модели в C-код становится очевидной, однако реализация генераторов случайных чисел с различными законами распределения в C/C++ несколько отличается от подходов, принятых в *Octave*. Данное обстоятельство может потребовать дополнительной адаптации модели, реализованной в C/C++.

Библиографический список

1. Адилов К.Н. Поточная технология добычи угля на шахтах. М. : Недра, 1991. - 215 с.
2. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт. - Томск: ТГУ, 2002. - 240 с.
3. John W. Eaton. GNU Octave. A high level interactive language for numerical computation. - Boston, 1997. - 356 с.

4. James B. Rawlings, John W. Eaton A User's Guide for Translating Octave to Matlab. - Department of Chemical Engineering University of Texas, 2007. - 21 с.

УДК 622.277.(075)

К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ДАЛЬНЕЙШЕМ РАЗВИТИИ СИСТЕМ ТЕСТОВОЙ ОЦЕНКИ ЗНАНИЙ СТУДЕНТОВ

А.Н. Домрачев

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

На кафедре разработки пластовых месторождений ГОУ ВПО СибГИУ опытное внедрение различных систем тестирования знаний студентов при промежуточной и итоговой аттестации началось в 2006/2007 учебном году и к настоящему времени накоплен опыт, позволяющий объективно оценить различные аспекты внедрения таких систем. Автором использовалась система собственной разработки на основе *HTML-Java* кода, исполняемого в браузерах семейства *Opera*. Первоначально система представляла собой совокупность индексной страницы на 190 вопросов и отдельных страниц с текстом вопросов и кодом, отвечающим за прием и оценку ответа тестируемого. При этом тестируемому предлагалось шесть вариантов ответа, выбор правильного (нескольких правильных) из которых осуществлялся *check-box*'сами. Вопрос мог быть текстовым или графическим, т.е. содержащим одно или несколько изображений, служащих основой для постановки вопроса [1].

Анализ опыта, накопленного на втором этапе использования данной системы, позволил сделать следующие выводы.

1. При решении предлагаемых в изложенной выше форме задач студенты не выполняли ожидаемых от них вычислений, а просто пытались угадать ответ случайным выбором одного из вариантов.

2. Необходимость указания того, состоит ли ответ из одного или нескольких вариантов, существенно облегчала поиск тестируемым правильного ответа часто без необходимых для этого знаний по сути контролируемой дисциплины.

3. Возможность установки любой комбинации *check-box*'сов порождала у тестируемых иллюзию состоявшегося ответа на вопрос (в отличие от преподавателя тестовая система «без эмоций» принимает любой ответ и ее «молчание» рассматривалось студентами как согласие с правильностью самого нелепого утверждения). Выход из ситуации демонстрацией промежуточной оценки ответа на каждый вопрос из 20 входящих в тест оказался неоднозначным по своей результативности - студенты бесплодно анализировали возможную итоговую оценку вместо того, чтобы сосредоточиться на сути ответов.

4. Первоначально система «мягко» ограничивала время, отведенное на тестирование, что вызвало определенные проблемы в организации теста, который стал занимать больше времени, чем экзамен или зачет в традиционной форме.

Изложенные выше, а также ряд других, менее принципиальных и однозначно формулируемых недочетов привели к пересмотру первоначальной концепции диалога тестируемого и тестирующей программы. Основные изменения иллюстрируются рисунком и могут быть сформулированы следующим образом.

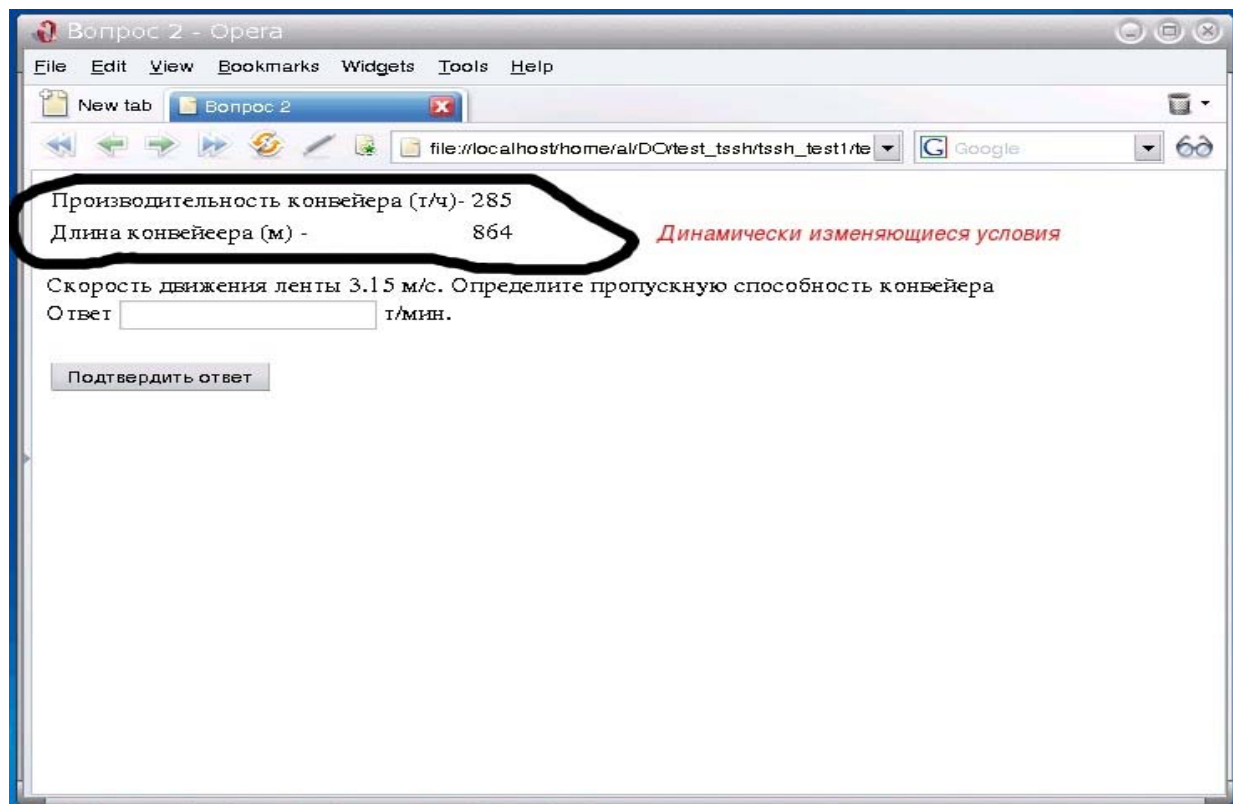


Рисунок - Окно экзаменуемого с динамически изменяющимися условиями задачи и текстовым полем для ввода ответа

1. Объем вопросов, ответ на которые состоит в выборе одного или нескольких «готовых» вариантов должен составлять не более 30-40%. Остальные вопросы должны включать решение задач и проверку базовых определений курса с самостоятельным вводом тестируемым результатов в текстовые поля электронной формы.

2. При проверке знаний базовых определений курса наиболее целесообразным представляется замещение ключевых составляющих определения текстовыми полями для самостоятельного ввода студентом пропущенных слов или символов. При этом тест должен исключать возможность неоднозначного ответа или обеспечивать проверку соответствия принятого ответа всем допустимым вариантам.

3. Не менее 20-30% тестов должны составлять задачи. Алгоритм решения задачи должен содержать одну, максимум две формулы, чтобы студент мог произвести все необходимые вычисления на калькуляторе из набора служебных программ операционной системы. Так как тесты предполагается использовать неоднократно, набор исходных данных должен динамически изменяться при каждой загрузке задачи. Проверка ответа производится сравнением вводимого в текстовое поле значения с итогом расчета по встроенной в тест подпрограмме, которая возвращает правильный результат в соответствии с текущим значением исходных данных.

4. Уровень знаний (в том числе и полученных до ВУЗа) современных студентов не позволяет отступить от сложившейся концепции теста как набора относительно несложных вопросов, требующих однозначного ответа. Автор остановился на наборе из 20 вопросов, для ответа на которые дается 30 минут – норматив времени на одного экзаменуемого студента при расчете учебной нагрузки преподавателя. Другие варианты возможны и даже желательны, но их анализ выходит за рамки заявленной тематики статьи.

5. Автор является сторонником «жесткого» ограничения тестируемых по времени. Новые тесты переработаны таким образом, что по истечении установленного времени программа завершает работу и выдает усредненный итоговый результат независимо от числа вопросов, на которые фактически получены ответы. При этом вопросы, на которые не был получен ответ, автоматически получают самую низкую (нулевую) оценку.

6. Переработанные тесты остались ориентированными на пятибалльную шкалу оценки. Экспериментировать в этом направлении

автор не видит никакого смысла, так как введением промежуточных множителей можно легко перейти на шкалу любой балльности без изменения сути тестирующей программы.

7. Использование элементов *GIF*-анимации при тестировании сохранено в переработанной программе, однако это скорее «дань моде» и демонстрация возможностей веб-браузеров в качестве платформы реализации тестирующей программы. Реальной пользой от анимации можно считать только организацию встроеного слайд-шоу из произвольного числа изображений, среди которых студент должен выбрать соответствующие заданным требованиям.

8. Недостатками программы остаются невозможность централизованного управления по типу клиент-сервер, а также централизованного сбора и анализа результатов тестирования. Однако, как показал опыт эксплуатации единой системы тестирования СибГИУ, за эти опции приходится платить сложностью реализации большей части изложенных выше требований и невозможностью работы без подключения к корпоративной сети университета. Поэтому *I'm preferring free.*

Библиографический список

1. Домрачев А.Н. Первый этап внедрения сетевого учебно-методического и информационного комплекса по курсу «Технология и механизация открыто-подземной разработки МПИ» // А.Н. Домрачев. Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей Междунар. научно-практич. конф. / под ред. В.Н.Фрянова / СибГИУ, ЗАО «Кузбасская ярмарка». - Новокузнецк, 2007. - С. 123 – 126.

2. Домрачев А.Н. Особенности преподавания курса «Комбинированные технологии разработки МПИ» // А.Н.Домрачев Основы планирования профессиональной деятельности выпускников ВУ-Зов: матер. Всерос. научно-метод. конф. 18 - 19 нояб. 2003 г. / под ред. Н.М. Кулагина; СибГИУ. - Новокузнецк, 2003. - С. 115 – 117.

ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБУЧЕНИИ ГОРНЫМ ДИСЦИПЛИНАМ ГЛАЗАМИ СТУДЕНТОВ

*А.Н. Домрачев, В.М. Баишаков, А.А. Даничкина
Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Совершенствование компьютеров ведет к созданию новых технологий в различных сферах научной и практической деятельности. Одной из таких сфер стало образование, которое быстро откликнулось на возможности современной техники.

С появлением компьютеров в образовательных учреждениях возникло новое направление в педагогике - компьютерные технологии обучения.

Благодаря своим конструктивным и функциональным особенностям современный персональный компьютер является уникальной, по своим возможностям, обучающей машиной. Он находит применение в обучении самым разнообразным дисциплинам и служит базой для создания большого числа новых информационных технологий обучения.

В Сибирском государственном индустриальном университете на кафедре РПМ разработаны курсы лекций, которые могут демонстрироваться с помощью ноутбука и проектора. Тем самым студенты получили возможность охватывать большее количество информации:

- различную статистику и графики, которые заняли бы большое количество времени для изображения их на доске;
- различные варианты схем вскрытия, подготовки, вентиляции, транспорта и т.д.;
- наглядно рассмотреть принцип работы оборудования, применяемого в шахтах и на разрезах;
- посредством просмотра видеороликов и flash-слайдов по-новому взглянуть на современные технологии подготовки и отработки пластов.

С целью ознакомления студентов с новыми компьютерными тестами, проводимыми сейчас на всех угольных предприятиях при ежегодной проверке знаний техники безопасности и охраны труда,

повышении квалификации рабочих, также применяется компьютерное тестирование. На практических занятиях студенты имеют возможность попробовать свои силы в сдаче вышеупомянутых тестов.

При сдаче экзаменов применялось компьютерное тестирование. На кафедре РПМ разработаны тесты с большим количеством вопросов, среди которых каждому студенту, сдававшему экзамен, выдавалось только 20, что исключало возможность повторения вопросов и, соответственно, повышало эффективность проверки знаний студентов.

Экзамен в форме тестирования обладает целым рядом преимуществ перед традиционной формой экзамена-диалога “преподаватель-студент”. Достоинства компьютерного тестирования заключаются в следующем:

1. Компьютерная версия тестирования экономит много времени. Задача студента – просто нажимать клавишу, соответствующую выбранному ответу. Полученные данные автоматически подсчитываются, обрабатываются, оцениваются и интерпретируются. В результате компьютер выдает готовый отчет. Такая экономия времени особенно ценна при работе с группой тестируемых – можно одновременно усадить за компьютер большое число людей и оперативно получить нужные данные.

2. При наличии хорошо отлаженной программы компьютерное тестирование практически исключает ошибки при обработке результатов – машина всегда использует один и тот же алгоритм, она не отвлекается и не утомляется.

3. Появляется возможность накопления и сохранения электронной базы данных. Унифицированная база данных удобна для анализа и заменяет собой огромные кипы экспериментальных бланков, отчетов и заключений.

4. При использовании стандартизированной компьютерной программы условия проведения тестирования не зависят от индивидуальных особенностей и психологического состояния экзаменатора, что, несомненно, повышает “чистоту” диагностической процедуры.

5. При компьютерном тестировании студент, оставаясь один на один с компьютером, может позволить себе быть более откровенным и естественным. Ему некого стесняться – “железка” не может ни оценочно, ни эмоционально реагировать на не самые удачные, с позиции социальной желательности, ответы.

6. Исключается фактор субъективного подхода со стороны экзаменатора. Обработка результатов теста проводится через компьютер или в присутствии студентов с использованием карты ответов.

7. Исключается фактор “лотереи” обычного экзамена, на котором может достаться “несчастливый билет” или задача — большое количество заданий теста охватывает весь объем материала того или иного предмета, что позволяет тестируемому шире проявить свой кругозор и не “провалиться” из-за случайного пробела в знаниях.

8. Тестовые вопросы конкретнее и лаконичнее обычных экзаменационных билетов и задач и не требует развернутого ответа или обоснования – достаточно выбрать правильный ответ и установить соответствие.

9. Все тестируемые находятся в равных условиях.

Недостатки компьютерного тестирования проявляются в следующих случаях:

1. Относительная трудность создания теста и значительное время, затрачиваемое на обработку результатов тестирования.

2. “Боязнь” компьютера. У некоторых людей возникает так называемый эффект психологического барьера. Бывает, человек вообще не способен справиться с заданием потому, что “боится” компьютера. Реакцию человека на компьютерное тестирование в той или иной степени можно заранее предсказать.

3. Использование графических элементов в виде части формулировок вопроса иногда отличается неочевидностью и недостаточным качеством (детализацией) рисунка.

4. Отсутствует обучающий вариант тестов, и вместо него студентам для подготовки выдаются “экранные копии” вопросов для самостоятельной подготовки. Кроме того, часовой предэкзаменационной консультации, как правило, недостаточно для дотации всех непонятных вопросов.

5. При вводе результата решения задачи не всегда очевидна требуемая точность и вид используемого разделителя (точка, запятая и т.д.). Это создает дополнительную нагрузку на тестируемого и может отрицательно повлиять на результат.

Опрос студентов группы ГК-04 показал, что значительное большинство(95%) проголосовало за продолжение обучения студентов по этой современной и эффективной методике, которая по-

могла выпускникам горного факультета соответствовать статусу горного инженера.

УДК 658.155:622.012.2

ОПТИМИЗАЦИИ ЗАТРАТ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА STRATEGIC COST MANAGEMENT

А.И. Нифонтов, О.П. Черникова

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Концепция стратегического управления издержками STRATEGIC COST MANAGEMENT (SCM) появилась сравнительно недавно. Основные положения данной системы базируются на основополагающих понятиях и принципах стратегического менеджмента.

Главное отличие стратегического управления издержками от традиционного состоит в принципиально ином мировоззрении по отношению к процессу традиционного управления издержками. SCM создает базовые стратегические установки для системы управления издержками, а традиционные методы доводят себестоимость до необходимого предприятию (компании) уровня, в том числе используя метод маржинального анализа.

Появление SCM явилось результатом слияния трех направлений стратегического менеджмента:

1. Анализ цепочек ценностей.
2. Стратегическое позиционирование.
3. Анализ и управление факторами, определяющими затраты.

По мнению ведущих экономистов, под цепочкой ценностей следует понимать согласованный набор видов деятельности, создающих ценность для предприятия, начиная с исходных источников сырья для поставщиков данного предприятия – вплоть до готовой продукции, доставленной конечному пользователю, включая обслуживание потребителей.

При этом необходимо акцентировать внимание не только на процессах, происходящих внутри фирмы, а гораздо шире, выходя за рамки конкретного предприятия.

Исходя из специфики горнодобывающего предприятия, согласованный набор видов деятельности, создающих ценность для этих предприятий, начинается с поисковых и геологоразведочных работ, обеспечивающих промышленными запасами конкретного вида полезного ископаемого (предмет труда) с определенными рынком свойствами, характеристиками, качеством, потребительной стоимостью (а при добыче полезных ископаемых непрерывную работу по обеспечению оптимальных объемов готовых к выемке запасов), его добычи, и заканчивается поставкой продукции конечному потребителю. Конечным потребителем для угледобывающего предприятия (компании) в зависимости от потребительских качеств угольной продукции могут быть теплоэлектрические станции, обогатительные и брикетные фабрики, коксохимические заводы, если они не входят в состав предприятия (компании), металлургические предприятия. Кроме того, продукцией может быть поставляемый конечным потребителям попутно добытый метан, продукты глубокой переработки угля, отходы углеобогащения, а также техногенные месторождения драгоценных, благородных и других минералов, образующиеся от деятельности угледобывающих предприятий. Для угледобывающих цепочка ценностей будет ограничена деятельностью по подготовке готовых к выемке запасов угля, добыче угля, его обогащению и поставке рядового или обогащенного угля потребителям.

Стратегическое позиционирование оказывает влияние на процессы управления издержками предприятия (компании) в зависимости от его стратегического выбора в сочетании конкурентных преимуществ.

Для обеспечения преимуществ в конкурентном сотрудничестве основное внимание предусматривается сосредоточить на поддержании соответствующего уровня затрат (лидерство на основе затрат).

Анализ и управление факторами, определяющими затраты, предусматривает создание таких условий работы, которые обеспечили бы благоприятное сочетание функциональных возможностей предприятия с его эффективностью для получения необходимой прибыли за счет минимизации издержек.

Цепочка ценностей в классическом виде представлена на рисунке.

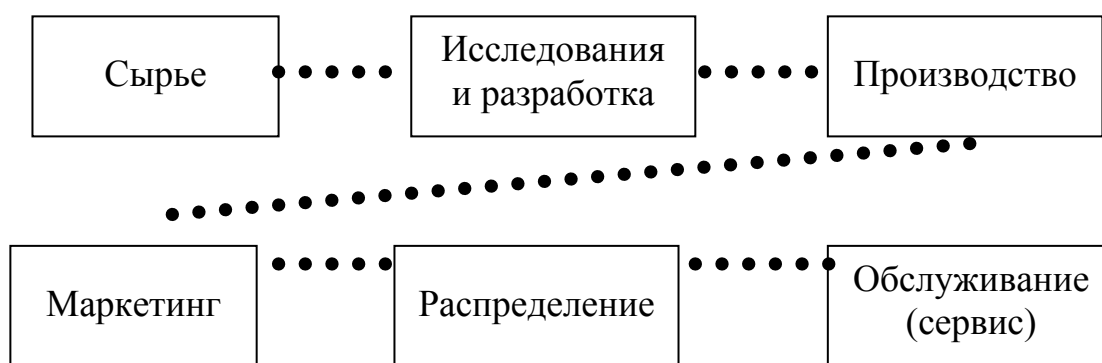


Рисунок - Цепочка ценностей в классическом виде

Со стратегической точки зрения концепция цепочки ценностей, как правило, предполагает четыре направления увеличения прибыли:

- отношения с поставщиками, своевременная подготовка готовых к выемке запасов;
- отношения с потребителями;
- технологические связи внутри цепочки ценностей одного процесса (подразделения) предприятия;
- связи между цепочками ценностей подразделений внутри предприятия.

Следует обратить внимание на последние два направления, имея ввиду, что в рамках этого подхода создается возможность проанализировать и обосновать как увеличение затрат одного технологического процесса может привести к снижению общих затрат.

Например, приобретение дорогостоящего горно-шахтного оборудования приводит к росту объема производства, скорости проведения подготовительных выработок, увеличению производительности транспортных линий и сокращает издержки предприятия в целом.

Общая методология использования цепочки ценностей включает в себя следующие этапы:

1. Построение цепочки ценностей угледобывающего предприятия (компании) и установление затрат, доходов, активов для всех технологических процессов, видов экономической деятельности, которые являются звеньями цепочки.

2. Установление затратообразующих факторов, регулирующих деятельность технологических процессов.

3. Обеспечение устойчивого конкурентного преимущества либо за счет лучшего, чем у конкурентов (других предприятий, вхо-

дящих в состав компании) управления факторами (технологическими процессами), образующими издержки, либо путем реконфигурации цепочки ценностей.

Цепочка ценностей должна быть построена для конкретного предприятия (компании), что позволяет проанализировать его затраты и установить их величину, доходы, активы для каждого конкретного предприятия, входящего в состав компании, и их технологических процессов.

УДК 658:622.33.012.2

КАСКАДИРОВАНИЕ КАК ИНСТРУМЕНТ СБАЛАНСИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОКАЗАТЕЛЕЙ (НА ПРИМЕРЕ УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ)

Казанцева Г.Г., Петрова Т.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В статье реализован инструмент Сбалансированной системы показателей – каскадирование, реализация которого заключается в доведении стратегических целей и показателей до всех подразделений компании. В работе каскадирование осуществляется для следующей цепочки подразделений: «Угольная компания» – «Шахта» – «Техническая служба» – «Участок по проведению горных выработок».

Современная угольная компания является сложным организационно-техническим комплексом по добыче и переработке угля. Этот комплекс характеризуется сложной иерархической структурой, включающий в себя предприятия основного, обслуживающего и вспомогательного производств.

Все инновации, в том числе изменения систем управления, внедряемые в угольной компании, требуют адаптации на всех ее организационных уровнях. В ранее опубликованной работе [1] доказано, что оптимальной системой управления для угольной компании является сбалансированная система показателей (ССП) [2,3,4], которую необходимо адаптировать к специфическим условиям деятельности отраслевой компании (например, компании угольной отрасли). Адаптация включает в себя разработку корпоративной стратегической карты (рисунок 1), т.е. стратегических на-

правлений, целей и показателей, и ее каскадирование на нижние организационные уровни.

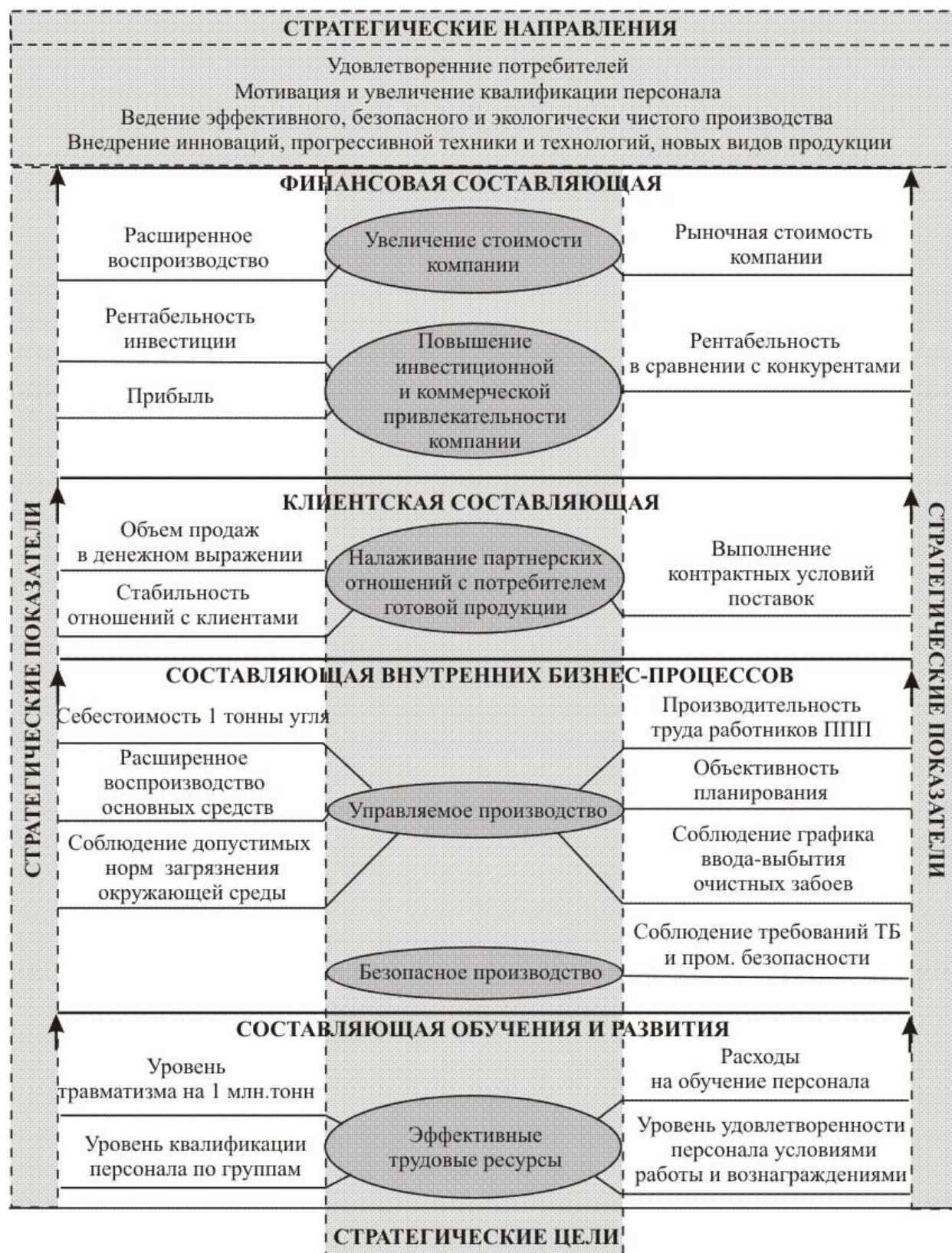


Рисунок 1 – Стратегическая карта «Угольной компании»

Каскадированием называется процесс разработки сбалансированных систем показателей для каждого уровня компании. Эти системы приводятся в соответствие с ССП для высшего уровня компании, на основе определения стратегических целей и показателей, которые отделы и группы нижних уровней будут использовать для отслеживания своего вклада в достижение общих целей компании. Некоторые из применяемых показателей могут быть такими же, какие используются на уровне угольной компании, однако в стратегических картах нижних организационных уровней содержатся показатели, отражающие конкретные возможности и проблемы их уровня.

Когда ССП каскадируется, то все работники видят связь их повседневных действий с целями, заявленными в стратегическом плане. Для работника стратегия перестает быть малопонятным трактатом, подготовленным высшим руководством, а превращается в конкретные цели и показатели, которых он должен достичь, чтобы внести реальный вклад в успех.

При анализе каскадированных ССП всех уровней, необходимо обратить внимание на следующее [2, 3, 4]:

- связь с соответствующими ССП (каждая ССП должна содержать цели и показатели, которые влияют на предыдущую систему в цепи);

- связь со стратегией (показатели, включенные в каскадированные ССП, должны отражать связь с общей стратегией компании);

- приемлемые требования к размерам достигаемых показателей (их нормам, каскадированные нормы должны обеспечивать выполнение норм более высокого уровня по всей цепочке взаимосвязанных ССП);

- охват ключевых целей (не каждая группа будет влиять на все цели высшего уровня, но все цели высшего уровня должны быть охвачены соответствующим влиянием);

- отсроченные и опережающие индикаторы (каскадированные ССП должны содержать правильно выбранный комплекс отсроченных и опережающих индикаторов деятельности).

Разработанная стратегическая карта (рисунок 1) предназначена для высшего уровня управления ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». Для доведения миссии, видения и стратегических направлений компании для остальных уровней управления и функциональных

подразделений, а так же для формирования личных стратегических карт ССП необходимо провести каскадирование уже разработанной ССП. Каскадирование по угольной компании осуществлено по схеме, представленной на рисунке 2.

Как видно из рисунка 2, на уровне структурной единицы «Шахта» стратегическая карта разработана без составляющей *финансы*, так как шахта не является самостоятельным юридическим лицом и не может распоряжаться финансовыми средствами. Каскадирование осуществлено на примере «Технологической службы» и входящего в нее «Участка по проведению горных выработок» по одной стратегической цели составляющей *внутренних бизнес-процессов*.



Рисунок 2 – Схема каскадирования ССП для угольной компании

В создаваемой стратегической карте «Шахты» стратегические направления сохраняются те же, что в корпоративной стратегической карте. Стратегические цели и показатели трансформированы в те, которые возможны для достижения в рамках отдельной хозяйственной единицы – шахты (рисунок 2). Помимо того, что все цели и показатели согласованы с целями и показателями предыдущего уровня и стратегическими направлениями развития компании,

стратегические показатели каждого уровня должны быть сбалансированы.

Для реализации цели шахты «Эффективность производства» «Технической службой» достигается стратегическая цель «Разработка и реализация текущего и перспективного производственно-технических планов», выполнение которых предлагается оценивать четырьмя стратегическими показателями: наличие разработанных перспективных планов развития шахты; наличие проектной и технической документации, соблюдение графиков организации работ, отсутствие несчастных случаев и инцидентов.

Для достижения стратегической цели «Технической службы» нижестоящим организационным уровнем, – находящимся в его структуре «Участок по проведению горных выработок», разработана стратегическая цель «Реализация планов по проведению горных выработок». По этой же схеме проведено каскадирование отдельно взятой стратегической цели на нижние организационные уровни.

Достижение данной цели контролируется следующим набором стратегических показателей: протяженность проведения горных выработок, соблюдение графиков организации работ, себестоимость проведения 1 п.м. выработки, трудоемкость работ, коэффициент использования участкового оборудования.

По такому принципу каскадирование проводится на более низшие уровни и заканчивается на разработке индивидуальных стратегических карт. В работе ССП для ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» адаптирована только для четырех уровней: угольная компания, шахта, служба и участок. Результаты каскадирования стратегических направлений в стратегические цели на примере выше перечисленных организационных единиц составляющей *внутренние-бизнес* процессы представлены на рисунке 3.

В итоге, каждое подразделение угольной компании имеет представление о необходимой работе через систему разработанных стратегических целей и стратегических показателей, которые требуют выполнения.

Степень достижения поставленных целей и определенных величин показателей поможет определить вклад подразделения или конкретного работника в успешность выполнения целей управляющих им подразделений, и, в итоге, на эффективность производственно-хозяйственной деятельности угольной компании.

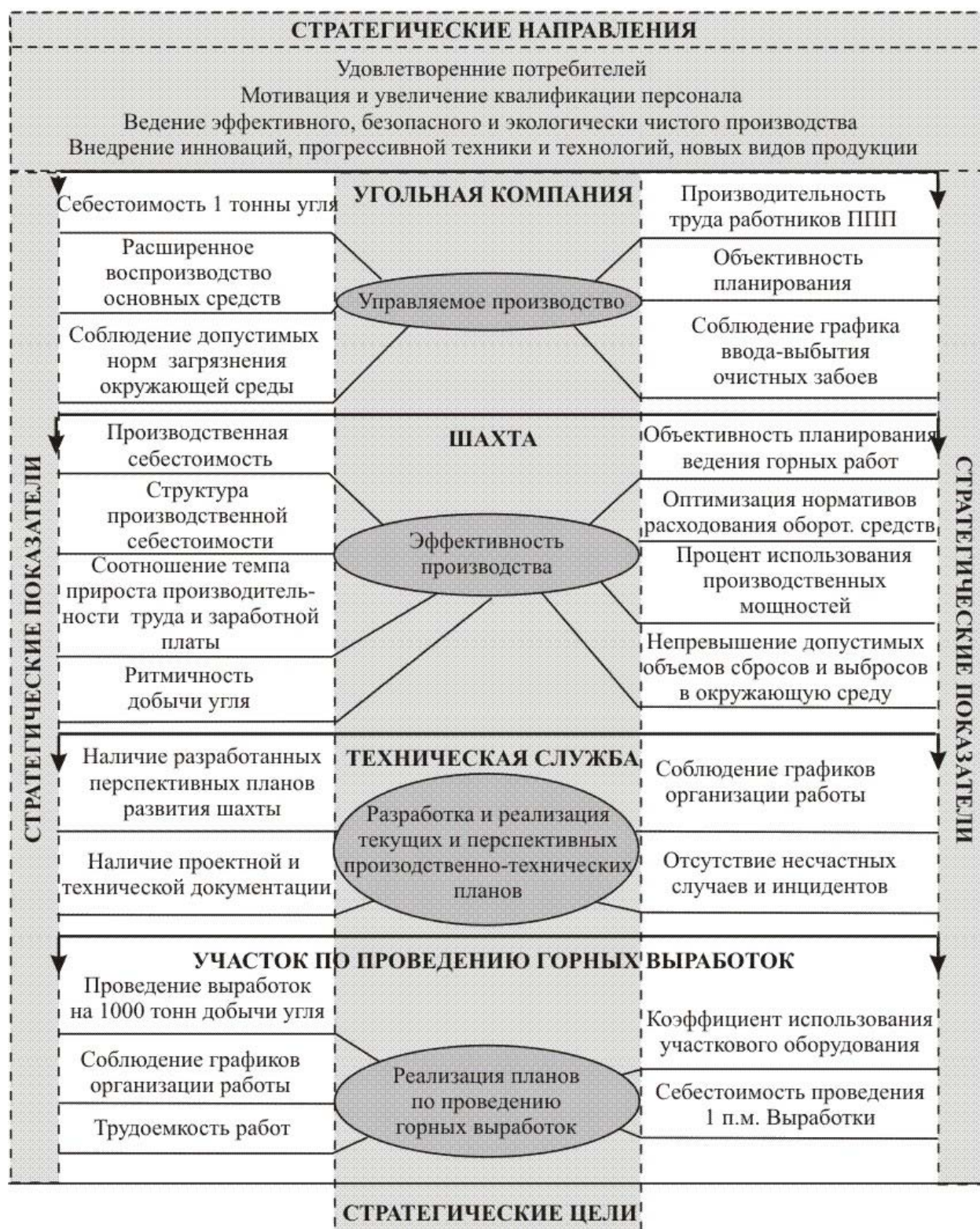


Рисунок 3 – Методика каскадирования стратегических целей и показателей от компании до участка

Библиографический список

1. Казанцева Г.Г., Петрова Т.В. Методика выбора эффективной системы управления для предприятия (на примере угледобываю-

щих предприятий) // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: Изд-во МГГУ. – 2007. – № 11. – С. 108 -112.

2. Каплан Р.С. Организация, ориентированная на стратегию: Как в новой бизнес-среде преуспевают организации, применяющие сбалансированную систему показателей / Р.С.Каплан, Д.П.Нортон. – М.: Олимп-Бизнес, 2004. – 392 с.

3. Каплан Р.С. Сбалансированная система показателей: От стратегии к действию / Р.С.Каплан, Д.П.Нортон. – 2-е изд., испр. и доп.. – М.: Олимп-Бизнес, 2004. – 294 с.

4. Каплан Р.С. Стратегические карты. Трансформация нематериальных активов в материальные результаты : пер. с англ. / Р.С. Каплан, Д.П. Нортон. – М.: Олимп-Бизнес, 2005. – 482 с.

УДК 332.1

ВОСПРОИЗВОДСТВО РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ЭКОНОМИКУ РЕГИОНА

Ю.В. Дубовик

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Функционирование экономики региона обеспечивают природные, человеческие, экономические, инновационные ресурсы, которые в совокупности составляют ресурсную базу региона. Деятельность экономических субъектов влияет на состояние ресурсной базы, в том числе на ее истощение и наращивание потенциала в зависимости от распределения результатов деятельности. Целесообразно учитывать эти воздействия для эффективного использования, воспроизводства и наращивания ресурсного потенциала с целью стимулирования экономического развития региона.

Экономика Сибири и Дальнего Востока в значительной степени зависит от эксплуатации минеральных ресурсов, как и экономика России в целом [1]. Однако считается, что наделенность природными ресурсами сама по себе не обеспечивает конкурентных преимуществ для региона на мировых рынках (например, Портер [2]). Транснациональные компании (ТНК) имеют возможность обходить ресурсные ограничения и оптимизировать конфигурацию деятельности с точки зрения затрат и ресурсов [3]. В научной литературе также описаны феномены «ресурсного проклятья» и «голландской

болезни», которые показывают отрицательное влияние на экономику ресурсного изобилия [например, 4]. Однако, некоторые исследования данный тезис не подтверждают. Они полагают, что может наблюдаться как отрицательный, так и положительный механизм влияния наделенности ресурсами на экономическое развитие, что зависит от качества управления экономикой [5, 6].

При этом любая развитая экономика зависит от минеральных ресурсов и, главным образом, от энергоносителей, т.к. рост ВВП на 1% нуждается в росте энергетических мощностей на 0,5%. Контроль над ресурсами также является причиной возникновения политических, в том числе вооруженных конфликтов [7].

В экономике региона важную роль играют факторы производства. При этом для процесса производства необходимы не только минеральные ресурсы, но и прочие факторы производства (природные, человеческие, экономические, инновационные или, в экономической теории, земля, труд, капитал, технологии [8]) поэтому их предлагается рассматривать как факторы регионального развития.

Ресурсы (факторы производства) являются основой функционирования экономики, т.к. задействованы в процессе производства товаров и услуг. В региональной экономической системе результатами производственной деятельности являются экологический, социальный и экономический эффект, а результаты производственной деятельности отражаются на состоянии ресурсной базы.

В процессе производственной деятельности некоторые из ресурсов могут истощаться, например, невозобновимые природные ресурсы, или могут обнаруживаться новые их источники, а некоторые из них, например специфические человеческие и инновационные ресурсы, требующие инвестиций и развития, - наращивать свой потенциал.

Механизмы влияния производственной деятельности на ресурсный потенциал разнообразны и зависят от того, каким образом распределяются экономический, социальный и экологический эффекты от производственной деятельности.

Экономический эффект заключается в росте благосостояния населения региона и покупательной способности, в формировании прибыли предприятий, которая затем может быть инвестирована в производство и создание новых рабочих мест.

Социальный эффект заключается в стабилизации общественных взаимоотношений за счет создания рабочих мест, малых пред-

приятый, формирования заработных плат, налоговых отчислений, часть которых расходуется на социальные программы, финансирование бюджетного сектора, общественных услуг (образование, здравоохранение, соцзащита).

Экологический эффект состоит в трансформации природной среды, вызванной загрязнением воды, воздуха, почв, изменением ландшафта. Ухудшение экологической ситуации способно оказать негативное влияние как на здоровье человека, так и на состояние природных ресурсов.

В результате производственной деятельности могут происходить также изменения в факторах производства.

Например, наличие *экономического эффекта* от производственной деятельности дает возможность инвестировать в развитие и воспроизводство всех видов ресурсов (факторов производства).

Во-первых, для поддержания и увеличения потенциала природных ресурсов целесообразно инвестировать в рекультивацию земель, более полное и эффективное извлечение полезных ископаемых, очистные сооружения, геологоразведку. Если компенсации экологического ущерба не происходит, то имеют место явления, связанные с ухудшением состояния природных и человеческих ресурсов, а именно: сокращение площади земель, пригодных для сельскохозяйственного использования; неполное извлечение полезных ископаемых может оказать негативное влияние на возможности извлечения остаточных запасов недр; ухудшение состояния человеческих ресурсов если наносится ущерб здоровью людей.

Во-вторых, инвестиции способны улучшить состояние человеческих ресурсов если обеспечивают обучение, развитие определенных навыков, эффективный отдых, создание благоприятных условий для жизни, что впоследствии приведет к повышению производительности, эффективности использования труда, в том числе за счет изменения мотивации. Игнорирование необходимости инвестиций в трудовые ресурсы способно привести к деструктивным изменениям человеческого потенциала.

В-третьих, с точки зрения инновационного потенциала инвестиции являются необходимым условием для создания и развития.

В-четвертых, развитие экономических ресурсов (капитала) также является прямым следствием сбережений и инвестиций, которые преобразуются в средства производства.

При этом следует иметь в виду, что результаты от производственной деятельности так или иначе распределяются между факторами производства полностью. Даже если прибыль накапливается у ограниченного круга лиц, то происходит концентрированное накопление капитала, который также является производственным ресурсом.

Социальный эффект оказывает непосредственное влияние на состояние ресурсов следующим образом.

В-первых, на человеческие ресурсы, т.к. благоприятная социальная среда, стабильность мотивирует сотрудников и способствует повышению производительности.

Во-вторых, на инновационные ресурсы, т.к. положительная мотивация повышает заинтересованность в результатах труда, создает деловую среду, благоприятную для развития и внедрения инноваций.

В-третьих, на капитал за счет изменения отношения к накоплению и инвестициям и заинтересованности инвесторов в отечественной экономике, как следствие социальной стабильности, являющейся одним из факторов повышения инвестиционной привлекательности.

В-четвертых, на природные ресурсы через изменение отношения к окружающей среде и, как следствие, давление со стороны общественности для решения экологических проблем и восстановления природно-ресурсного потенциала.

Экологический эффект влияет, во-первых, на состояние неограниченных, ограниченных возобновимых и невозобновимых природных ресурсов, а во-вторых, на состояние здоровья населения и, как следствие, эффективность использования человеческих ресурсов и инновационного потенциала.

Факторы производства необходимы для осуществления производственного процесса и все они в этом смысле являются ресурсами. В процессе функционирования производства проявляются экологический, экономический и социальный эффекты, которые определяют изменение состояния факторов производства. Данный цикл повторяется, приводя к долгосрочным изменениям ресурсной базы региона и, соответственно, влияет на возможные пути ускорения или замедления экономического развития.

Однако экономическая деятельность предприятий региона неизбежно влечет за собой изменения в факторах производства, на

которых основан долгосрочный эффект от экономической деятельности региона. Таким образом, имеет место циклическое взаимодействие в региональной системе «факторы производства → производство → эффекты → факторы производства» (см. рисунок).

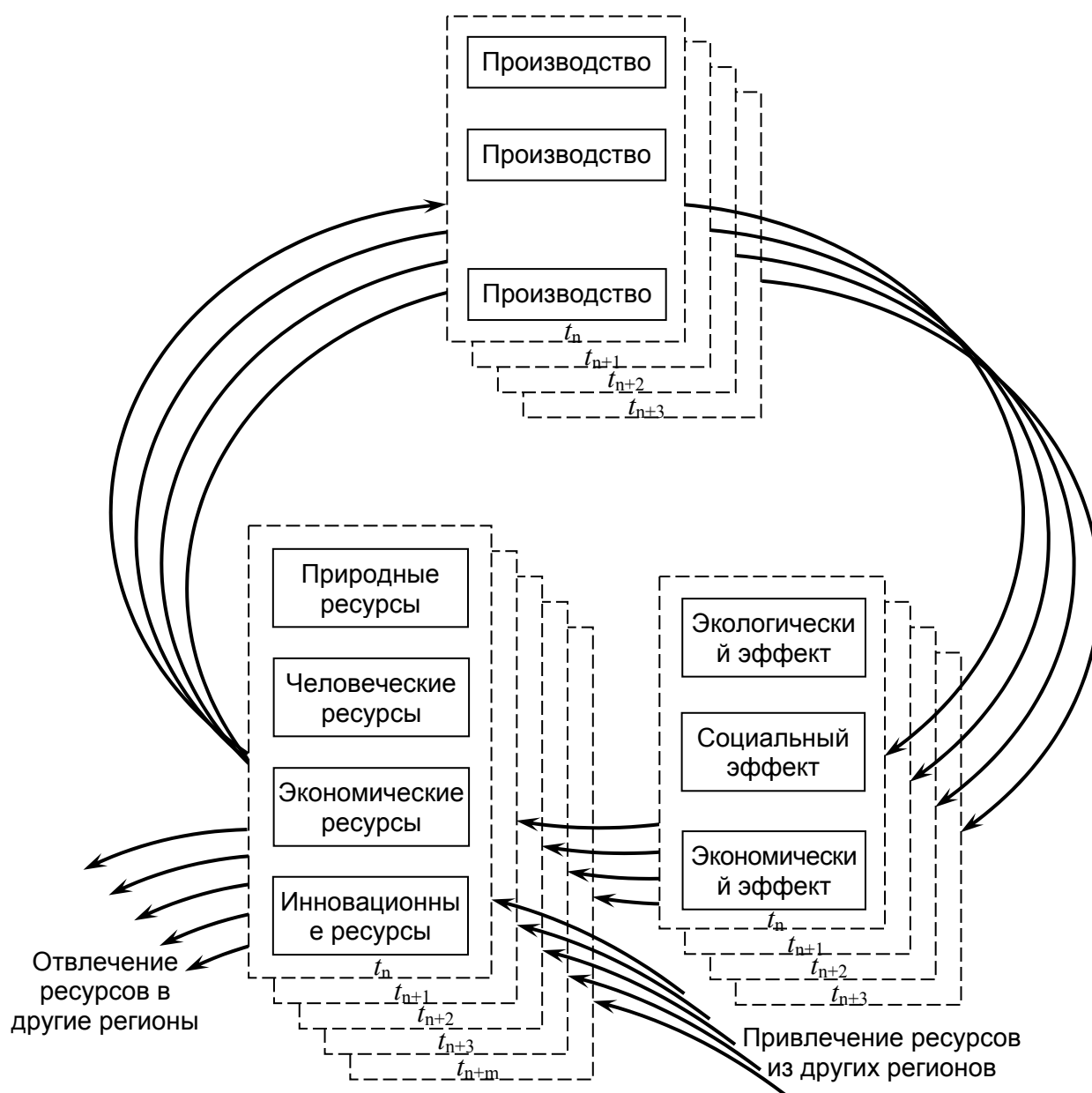


Рисунок – Влияние экономической деятельности в регионе на изменение состояния ресурсной базы

Таким образом, совокупность производственных процессов в регионе влияет на состояние всех видов ресурсов и на перспективы экономического роста. При этом следует иметь в виду, что возможно перемещение ресурсов между регионами.

Привлечение ресурсов из других регионов происходит, если имеют место: закупка сырья, иностранные инвестиции, приобрете-

ние прав на использование технологий, привлечение специалистов из других регионов, экспорт товаров, обеспечивающий поступление денежных средств.

Отвлечение ресурсов в другие регионы происходит, если имеют место: продажа сырья, инвестиции за пределы региона, выезд специалистов в другие регионы, потребление импортных товаров.

Таким образом, изменение состояния факторов производства в регионе зависит от деятельности предприятий, распределения результатов их деятельности и перемещения ресурсов между регионами. Факторы производства являются основой функционирования экономики региона и способны влиять на ее состояние. Поэтому, при разработке стратегий и программ регионального развития следует учитывать влияние экономических процессов на факторы производства, максимизировать и рационально использовать ресурсный потенциал.

Библиографический список

1. Кимельман С., Андрюшин С. Сырьевая составляющая региональной экономики России // Вопросы экономики. – 2007. – №6. – С. 116-132.
2. Портер М. Конкуренция. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2001. – 495 с.
3. Taggart J.H., McDermot M.C. The Essence of International Business. – Hemel Hempstead: Prentice Hall Europe, 1993. – 230 p.
4. Sachs J.D., Warner A.M. Natural Resource Abundance and Economic Growth // NBER Working Paper Series. Working paper 5398. – 1995.
5. Полтерович В., Попов В., Тонис А. Механизмы «ресурсного проклятия» и экономическая политика // Вопросы экономики. – 2007. – №6. – С. 4-27.
6. Караваев В. «Голландская болезнь»: блеск и нищета природно-ресурсного изобилия // Мировая экономика и международные отношения. – 2006. - №3. – С. 116-125.
7. Мазин А. Ресурсы и конфликты // Мировая экономика и международные отношения. – 2006. - №8. – С. 3-9.
8. Киреев А. Международная экономика. В 2-х ч. – Ч.1. Международная микроэкономика: движение товаров и факторов производства. Учебное пособие для вузов. – М.: Международные отношения, 1997. – 416 с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОСНОВНЫМИ ФОНДАМИ НА ОАО «МЕЖДУРЕЧЬЕ»

Б.Н. Медведев, В.А. Турчак

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В работе обосновывается актуальность совершенствования системы управления основными фондами горного предприятия. Предлагаются эффективные мероприятия по улучшению работы разреза.

Эффективное использование основных фондов, учитывая огромные их масштабы и быстрые темпы роста, является важнейшей народнохозяйственной задачей. Задача повышения эффективности использования основных производственных фондов особенно остро стоит в горнодобывающей промышленности. Здесь в течение длительного времени темпы роста основных фондов существенно опережают темпы роста продукции, что отрицательно сказывается на технико-экономических показателях работы горных предприятий. Отмеченная диспропорция является результатом влияния комплекса факторов, часть которых носит объективный характер. К ним относится, например, постоянное ухудшение горно-геологических условий разработки месторождений полезных ископаемых. В то же время в горной промышленности имеются значительные внутриотраслевые резервы повышения эффективности использования основных производственных фондов.

Производственная структура основных фондов формируется под влиянием многих факторов и, в конечном счете, отражает техническую и экономическую политику, проводимую в отрасли.

В угольной промышленности в составе основных производственных фондов преобладают фонды, связанные с добычей угля. На их долю приходится более 80% всех фондов.

Орудия и средства труда, участвующие в производственном процессе, здания, сооружения, создающие условия для его осуществления, в совокупности составляют производственные основные фонды предприятия.

Одной из особенностей отраслей горной промышленности – высокая фондоемкость производства. Поэтому анализ эффективности использования основных фондов имеет особое значение. В по-

следние годы в отрасли происходит процесс качественного обновления всех видов оборудования.

Открытое Акционерное Общество «Междуречье» – это перспективное, развивающееся угледобывающее предприятие. ОАО «Междуречье» было создано в октябре 1991 года в результате объединения трех предприятий, участвующих в едином технологическом цикле – Междуреченское Погрузочно-Транспортное Управление (МПТУ), Сибиргинской автобазы и разреза «Междуреченский».

ОАО «Междуречье» ведет добычу угля открытым способом в Междуреченском и Новокузнецком районах Кузбасса на двух обособленных друг от друга участках. Добыча угля за 2003 год составила 5716 тыс. тонн. За 38 лет добыто 150 млн. тонн, половина из них, коксующих марок.

Междуреченское Погрузочно-Транспортное Управление является одним из трех предприятий, входящих в состав ОАО «Междуречье». Погрузочно-транспортное предприятие оснащено отечественными дизель-электровозами ОПЭ-1, думпкарами большой грузоподъемности. В настоящее время все локомотивные бригады ПТУ работают в режиме миллиона или более кубометров на один локомотивосостав в год. Автотранспортное управление (в дальнейшем УАТ), состоит из парка технологических автомобилей БелАЗ, который составляет 44 единицы, из них 35 с грузоподъемностью свыше 110 тонн. Основа инвестиционной политики для этого подразделения – увеличение грузоподъемности эксплуатируемых самосвалов.

Базовое предприятие разрез «Междуреченский» было сдано в эксплуатацию в 1964 году. Разрез «Междуреченский» считается уникальным по своим запасам очень ценных углей. Площадь поля разреза составляет 10,5 квадратных километров. Максимальная глубина отработки пластов от поверхности 390 метров. Коксующиеся угли добывают только на трех разрезах Кузбасса. Они представлены марками КС и ОС, которые пользуются большим спросом у металлургов. Недра разреза содержат и энергетические угли.

Безусловно, чтобы происходило нормальное функционирование предприятия, необходимо наличие определенных средств и источников. Основные производственные фонды, состоящие из зданий, сооружений, машин, оборудования и других средств труда являются основой деятельности предприятия.

Имея ясное представление о составе основных фондов в производственном процессе, об их физическом и моральном износе, о факторах, которые влияют на использование основных фондов, можно выявить факторы, при помощи которых повышается эффективность использования основных фондов и производственных мощностей предприятия, обеспечивающая снижение издержек производства и, конечно, рост производительности труда.

Продолжительность эксплуатации машин и оборудования оказывает влияние, как на технические, так и на экономические характеристики их работы. При увеличении срока службы машин это влияние проявляется в снижении надежности работы машин и, как следствие, в возрастании времени аварийных простоев, сокращении продолжительности межремонтных циклов, снижении годовой производительности машин, росте затрат на ремонтное обслуживание. При этом возникают экономические потери от морального износа как первой, так и особенно второй формы, снижаются темпы накопления амортизационного фонда – одного из важных источников финансирования затрат на модернизацию и обновление парка оборудования.

Поэтому в результате исследования основных фондов необходимо выделение в составе активных фондов той их части, которая непосредственно влияет на объемные и качественные результаты работы и способствует улучшению всех технико-экономических показателей предприятия: росту производительности труда, повышению фондоотдачи, увеличению выпуска продукции, снижению себестоимости, экономии капитальных вложений.

Внедрение новой техники в любом случае связано с капитальными вложениями. Мерой обоснованности этих вложений служит получаемая прибыль.

Основные фонды в горной промышленности подвергаются более интенсивному физическому износу, чем в других отраслях промышленности. Его величина зависит от ряда факторов: условий эксплуатации (открытые работы, климатические условия и др.); совершенства и надежности конструкции машин, качества строительно-монтажных работ; нагрузки на основные фонды, зависящей от принятого годового и суточного режима работы предприятия; наличия ремонтной базы и своевременности осуществления ремонтно-профилактических работ; соблюдения правил технической эксплуатации машин и оборудования.

Амортизационные отчисления в части, предназначенной для капитального ремонта, остаются в распоряжении предприятия. Кроме использования по прямому назначению эти средства необходимо в первую очередь расходовать на модернизацию основных фондов и приобретение; нового оборудования взамен устаревшего, капитальный ремонт которого экономически нецелесообразен.

После отработки запасов полезного ископаемого часть основных фондов горных предприятий не может быть использована на другие цели, независимо от степени их износа. В связи с этим накопление средств на восстановление таких основных фондов должно производиться в сроки, равные отработке предприятием запасов полезного ископаемого. Поэтому при определении амортизационных отчислений пассивные основные фонды горных предприятий разделяются на две части:

а) фонды, связанные непосредственно с отработкой запасов полезных ископаемых, а именно: горно-капитальные выработки, специализированные здания, сооружения и передаточные устройства, которые предназначены только для нужд ОАО «Междуречье» и после отработки запасов не могут быть использованы на другие цели без капитального переоборудования;

б) все остальные фонды предприятия, в том числе здания, сооружения и передаточные устройства, не связанные с отработкой запасов, которые после извлечения всех запасов могут быть использованы на другие нужды (например, здания административно-бытовых комбинатов).

Задача повышения эффективности использования основных фондов должна решаться на всех стадиях воспроизводственного процесса и в период эксплуатации фондов.

Показатели, полученные при проведении выше отмеченного анализа, свидетельствуют о том, что на ОАО «Междуречье» существует постоянная необходимость в замене и модернизации машин и оборудования предприятия.

Таким образом, для улучшения работы системы управления основными фондами на ОАО «Междуречье» предлагается внедрить следующие мероприятия:

1. Совершенствование методов проектирования горных предприятий и повышение его технико-экономического уровня. Технические решения проекта должны обеспечивать условия для эффек-

тивного использования основных фондов в период эксплуатации предприятия.

2. Повышение уровня использования горного оборудования. Эта задача должна решаться за счет сокращения времени плановых и неплановых его простоев. Продолжительность простоев горной техники может быть существенно уменьшена за счет сокращения времени ее нахождения в плановом ремонте. Это требует дальнейшего развития ремонтной базы, расширения масштабов специализации в ремонтном обслуживании, повышения качества запасных частей. Большие потери времени связаны с простоями техники из-за аварийных ремонтов. Эти потери могут быть уменьшены за счет повышения надежности машин, более высокого уровня ремонтного их обслуживания, расширения масштабов применения оборудования в северном исполнении, а также обновления парка машин на основании оптимальных сроков их службы.

3. Повышение эффективности управления техническим прогрессом. Темпы технического прогресса на основных процессах добычи полезных ископаемых неодинаковы. Это приводит к недоиспользованию его возможностей, так как наличие в цепи взаимосвязанных машин хотя бы одной устаревшей не позволяет существенно повысить эффективность работы всего парка машин. Поэтому возникает задача управления техническим прогрессом с тем, чтобы не допустить или ослабить отрицательное влияние отмеченных выше диспропорций, ограничивающих использование машин по мощности.

Горная промышленность нуждается в большей степени дифференциации поставляемой ей новой техники, учитывающей разнообразие горно-геологических условий работы.

4. Ускорение обновления техники. В настоящее время фактические сроки службы горного оборудования превышают нормативные. Это приводит к повышенному его износу, который составляет более 40% стоимости парка добычного оборудования. В результате растут простои техники, снижается ее производительность. Постоянно ухудшаются горно-геологические условия разработки месторождений полезных ископаемых, действуют другие ухудшающие, специфические факторы для горной промышленности. Все это дает право на определенную приоритетность горной промышленности в поставках новой техники, которая позволила бы приблизить факти-

ческие сроки ее службы к нормативным, а также повысить производительность оборудования.

В результате внедренных мероприятий повысятся следующие показатели: структура основных средств, эффективность использования операционных основных фондов в части фондовооруженности, качество угля (снижается зольность добываемых углей), цена на уголь, рентабельность продукции. В результате этого экономический эффект составит 398 тыс. руб.

УДК 622:338.45

РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ТЕХНИЧЕСКОМУ ПЕРЕВООРУЖЕНИЮ ШАХТЫ «ОСИННИКОВСКАЯ»

Б.Н. Медведев, О. С. Федунь

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В работе предлагаются эффективные мероприятия по техническому перевооружению угольной шахты, которая ведет горные работы на глубинах более 500 метров в сложных горно-геологических условиях.

Современный этап развития угольной промышленности связан с особенностями ее вхождения в рыночную экономику, обеспечением конкурентоспособности и эффективности.

Повышение экономической эффективности производства является одной из главнейших задач народного хозяйства страны. Решение этой проблемы весьма актуально и для горной промышленности. Вопросы снижения себестоимости добычи полезного ископаемого, повышение его качества, повышение эффективности капитальных затрат в настоящее время имеют первостепенное значение.

Решение этих вопросов в значительной мере зависит от уровня механизации производственных процессов, качества горных машин и комплексов и технико-экономических показателей их работы, а также организации производства.

Очевидно, что каждая новая горная машина, комплекс машин, средства автоматизации должны обеспечить снижение издержек производства на добычу полезного ископаемого, устранять тяже-

лый ручной труд, облегчать условия и повышать степень безопасности труда горнорабочих.

Главными проблемами очистных работ являются обеспечение безопасности и эффективности эксплуатации комплексно-механизированных забоев (КМЗ). Подземная добыча угля осуществляется в условиях высокой опасности для человека из-за ограниченного пространства, возможного обрушения горных пород и угля, большой концентрацией угольной и породной пыли, пожаро- и взрывоопасных по газу и пыли, высокого уровня шума, влажности, низкой освещенности, высокой обводненности, осложненной обстановкой для передвижения человека и т.д.

Основными причинами травматизма и гибели шахтеров являются пожары, взрывы метана и угольной пыли, внезапные выбросы метана и недостаточная надежность электрооборудования, отказы которого являются прямыми или косвенными причинами этих опасных проявлений окружающей среды.

Вопросы технического перевооружения и снижения уровня травматизма в настоящее время актуальны и для шахты «Осинниковская», где и были проведены исследования работы подземного шахтного оборудования.

Шахта «Осинниковская» относится к категории опасной по внезапным выбросам угля и газа. Отрабатываемый пласт Е5 отнесен к угрожаемому по горным ударам, опасному по взрываемости угольной пыли. Уровень производственного травматизма по филиалу за 2006 г. по сравнению с 2005 г. почти остался на том же уровне, несмотря на снижение численности работающих на 570 человек (таблица).

Таким образом, вопрос технического перевооружения филиала должен быть решен в максимально короткие сроки.

Результаты исследований показали, что на шахте «Осинниковская» может осуществить техническое перевооружение путем приобретения высокопроизводительного механизированного комплекса «Glinik», в состав которого входят:

- крепь механизированная Glinik 21/45 польского производства;
- очистной комбайн KSW-1140E польского производства;
- лавный конвейер H&B 280/880 немецкого производства.

Таблица – Анализ производственного травматизма по филиалу «Шахта» Осинниковская»

Наименование показателей	2005 год	2006 год	+, - к 2005 г.
Количество несчастных случаев, всего, в т.ч.	27	26	-1
тяжелых	3	1	-2
смертельных	1	1	0
дней нетрудоспособности	1247	1423	176
Коэффициент частоты	14	19	+ 5
Коэффициент тяжести	48	57	+ 9
Среднесписочная численность трудящихся	1971	1401	-570

Крепь механизированная Glinik-21/45-POz поддерживающее-оградительного типа обладает высоким сопротивлением и приспособлена к эксплуатации в сложных горно-геологических условиях с большим давлением горных пород. Широкий рабочий диапазон подвижности механизированной крепи от 2,4 до 4,4 м охватывает нижний и верхний пределы изменения вынимаемой мощности пласта E5.

Очистной комбайн KSW-1140E производства Забжанского механического завода оснащен компьютерной системой управления и диагностики, может работать в режиме дистанционного (радио-) или местного управления обслуживающим персоналом на шахтах сверхкатегорных по газу метану.

Применение механизированного комплекса «Glinik» и приведенного выше очистного оборудования обеспечит среднюю нагрузку на очистной забой на уровне 10000 т/сутки или 300 тыс. тонн в месяц и проектную мощность до 3 млн.т. в год.

Стоимость одной секции механизированной крепи Glinik 21/45 составляет 4083377 руб., срок полезного использования 60 месяцев; стоимость очистного комбайна KSW-1140E составляет 34659365 руб., срок полезного использования 48 месяцев; стоимость лавного конвейера H&B 280/880 – 151510853 руб. и срок полезного использования 48 месяцев. Таким образом, годовой экономический эффект от внедрения мероприятий может составить до 5 млн. руб.

Следует отметить, что все современные очистные комплексы для пологих пластов, в том числе и для пласта E5, могут быть вы-

полнены по индивидуальным заказам под конкретные условия эксплуатации, и значительная их стоимость полностью компенсируется высокой производительностью.

УДК 656.013:[621.311:622.33]

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ СЖИГАНИЯ КАМЕННОГО УГЛЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТОВ ЕГО СГОРАНИЯ

В.В. Беккер

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

Реальные перспективы развития угольной промышленности напрямую связаны с ростом потребления угля в электроэнергетике. В Кемеровской области существует дефицит электрической энергии около 30%. Наличие дешевой и дефицитной энергии в области напрямую связано с ее инвестиционной привлекательностью. Однако тепловые электрические станции (ТЭС), работающие на каменном угле до недавнего времени считались достаточно экологически «грязным» производством. Создание транспортно-технологических комплексов, включающих в себя угледобывающие предприятия, обогатительные фабрики, ТЭСы, комплекс производств хим- и стройиндустрии, позволит свести к минимуму влияние продуктов сжигания угля на окружающую среду и решить проблему избыточности добываемого угля.

В течение последних полутора лет на всех уровнях руководства, включая президента страны, декларировалась необходимость смены приоритетов в топливном балансе в сторону снижения доли потребления газа и увеличения доли потребления угля. Действительно, важность этого процесса не вызывает сомнений. По прогнозам, рост стоимости «голубого топлива» к 2010 году может довести соотношение цен угля и газа до 1:1,7 по условной тонне топлива. В настоящее время в России доля газа в общем энергопотреблении составляет 48%, в теплогенерации – 66%.

Структура энерго мощностей России четко отражает затянувшуюся «газовую паузу» в электроэнергетике, планировавшуюся в качестве временной меры, для того чтобы дать время подготовить новые эффективные и экологически чистые технологии угольной электроэнергетики. Доминирование газа привело к тому, что доля

угля в электроэнергетике снизилась до современных 27%. И если на период 2006-2010 годов, согласно рекомендациям Минпромэнерго, прирост мощностей газовых ТЭС составит 15,1%, а угольных – всего 2,5%, то в последующий период до 2020 года министерство рекомендует увеличить программу ввода угольных ТЭС в 10 раз [2].

Это должно повлиять на изменение структуры топливного баланса страны в сторону использования угля. Рекомендациям на практике соответствует инвестиционная программа РАО, в рамках которой до 2015 года планируется довести долю угля до 37% против 60% у газа.

Запасов угля в России гораздо больше, чем газа и других видов топлива. Только в Кузбассе разведанные запасы составляют 50982,2 млн.т (таблица).

Таблица - Числящиеся на государственном балансе разведанные запасы угля Кузбасса категорий А+В+С1 [5].

Марка угля	Балансовые запасы, млн. тонн	Доля марки в балансовых запасах, %
Б	30,5	0,1
Д	7561,4	14,8
ДГ	2467,9	4,8
Г	2771,7	5,4
Г (кокс)	4594,6	9,0
ГЖО	2271,0	4,5
ГЖ	3527,9	6,9
Ж	4966,1	9,7
КЖ	908,6	1,8
К	1292,8	2,5
КО	1912,8	3,8
КСН	720,0	1,4
КС	3409,4	6,7
ОС	1548,0	3,0
тс	1828,6	3,6
ее	1766,3	3,5
т	7413,8	14,5
А	568,3	1,1
ок	1422,5	2,8
Всего	50982,2	100,0

Сегодня для всех очевидно, что реальные перспективы развития угольной промышленности напрямую связаны с ростом потребления угля в российской энергетике. Доля кузнецкого угля в общем объеме его потребления в электроэнергетике возрастет с 26 % в 2006 году до 33 % в 2020 году, а в абсолютных цифрах практически в 3 раза.

Основные отрасли промышленности Кемеровской области весьма энергоемки. В добыче угля, на транспорте, на металлургическом и химическом производствах задействованы десятки тысяч механизмов и технологических линий, использующих электричество. С 2004г. в нашей области возобновился рост производства. Потребление энергии в Кузбассе стало расти, а темпы развития электроэнергетики начали снижаться. Растет и цена на электроэнергию. Если в 2006-2007г. доля энергозатрат в себестоимости продукции предприятий составляла 15%, то на 2008-2010 гг. она будет составлять уже 30%.

Энергетика Кузбасса обеспечивает потребности области с дефицитом до 20,5%, который покрывается поставками с федерального рынка электроэнергии, в 2005г. этот показатель составлял 12,5%. Дефицит имеет реальную тенденцию к дальнейшему увеличению. Имеющиеся электростанции не справляются с увеличивающимся спросом на электроэнергию. По сравнению с 2002 годом выработка электроэнергии в Кемеровской области в 2007 году сократилась на 26,3% и составляет всего 73,7%.

В связи с этим руководством Кемеровской области установлен курс на обеспечение энергетической самодостаточности за счет использования внутренних ресурсов энергетических углей Кузбасса и полной ликвидации дефицита электроэнергии, путем постепенного интегрирования в программу «Энергетической стратегии России на период до 2020г.» и создания в регионе транспортно-технологических комплексов по обслуживанию ТЭС (рисунки 1, 2), путем их возведения с учетом расположения сырьевой и социальной базы.

Кузбасский уголь характеризуется высокой удельной теплотой сгорания (6000-8500 ккал/кг) и прекрасными экологическими характеристиками - низкой зольностью (8-22 %), минимальным содержанием азота и серы (не более 0,6 %).

Но, несмотря на эти показатели, при сжигании угля в атмосферу выделяются: твердые частицы (ориентировочно 30 %), газооб-

разные соединения (70 %) из них: диоксид серы - 35 %; оксиды углерода - 10 %; оксиды азота - 25 %. Значительная часть сернистых соединений превращается в двуокись серы (сернистый газ), которая вредно действует на здоровье человека, отравляет атмосферу, вызывает коррозию металлов.

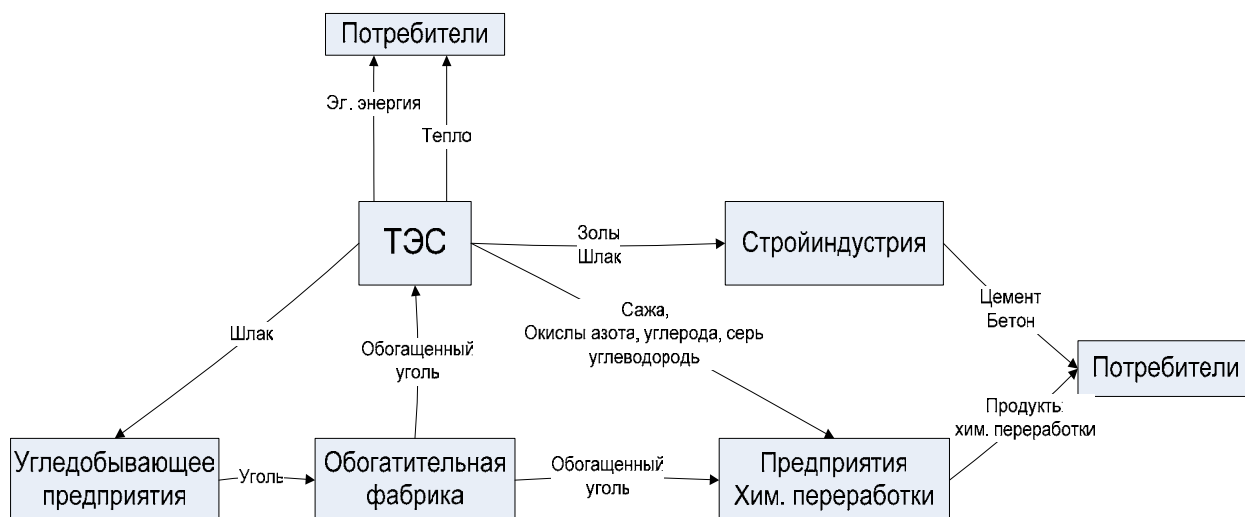


Рисунок 1 – Схема производственных взаимодействий в транспортно-технологическом комплексе на базе угледобывающего предприятия

Сера снижает экономическую ценность технологического топлива, ухудшает качество конечных продуктов его переработки. Вместе с тем некоторые сернистые соединения, выделенные из углей перед их использованием, могут быть применены в других отраслях экономики (например, колчеданная сера может быть использована в качестве сырья для сернокислотного производства) [3].

Из вышесказанного следует, что прежде чем сжечь уголь в топке ТЭС его необходимо должным образом подготовить: провести обогащение и по возможности максимально очистить его от вредных примесей, которые в свою очередь можно эффективно использовать в качестве сырья для химического производства. Тот объем примесей, которые не удалось удалить в процессе подготовки сырья, должен улавливаться фильтрами. Это же касается твердых частиц сажи и пепла.

Образовавшийся после сжигания топлива шлак можно использовать в строительстве. Золой ТЭС являются сырьем для производ-

ства широкой номенклатуры строительных материалов и изделий. Основными направлениями использования золы в бетонах являются: производство вяжущих веществ, добавка в бетоны, производство заполнителей.

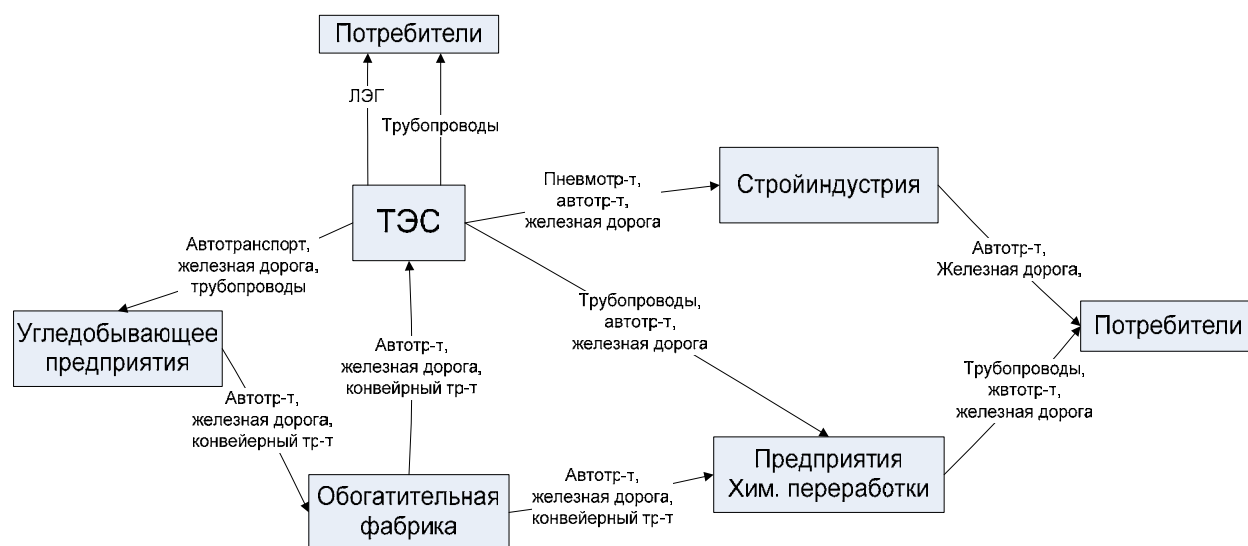


Рисунок 2 – Схема транспортных взаимодействий в транспортно-технологическом комплексе на базе угледобывающего предприятия

Наиболее эффективным путем утилизации отходов ТЭС является производство искусственных пористых заполнителей, таких как глинозольный керамзитовый гравий, аглопоритовый гравий (щебень), зольный обжиговый гравий и безобжиговый зольный гравий. Физико-механические испытания бетонов с такими наполнителями показали, что они по своим свойствам не уступают бетонам на традиционных заполнителях и могут быть использованы в производстве легкобетонных изделий для промышленного и гражданского строительства[4].

Сажа является ценным сырьем для производства искусственного каучука. В горной промышленности можно использовать шлак для закладки горных выработок.

Переработка зольных отходов позволит значительно сократить площадь золоотвалов, что в свою очередь поможет избежать значительного отчуждения земель, отводимых обычно под складирование этих отходов производства.

Все вышесказанное говорит о том, что в области необходимо не только строительство новых ТЭС для непосредственной перера-

ботки угольного топлива, но и строительство целой инфраструктуры для обеспечения необходимой подготовки сырья и переработки возникающих в процессе производства отходов. Это не только обогащательные фабрики, но и широкий спектр химических комбинатов и заводов по производству легкобетонных изделий для нужд строительства.

Переработка отходов позволит получить не только дополнительную продукцию, но и дополнительную прибыль, и одновременно поможет продуктивно и комплексно решать вопросы по обеспечению максимальной экологичности сжигания угольного топлива.

Промышленная теплоэнергетика является одним из важных сегментов топливно-энергетического комплекса Кемеровской области, обеспечивая практически 70 % от общей генерации тепловой энергии в регионе. На сегодняшний день в энергетическом секторе Кемеровской области сложился нерациональный баланс котельно-печного топлива (КПТ).

Электрические станции «Кузбассэнерго» частично снабжают тепловой энергией 5 городов Кузбасса. Все остальные потребители области получают теплоэнергию от муниципальных и ведомственных котельных, а так же промышленных блок - станций. Организации комплекса эксплуатируется свыше 1300 котельных и порядка 5,5 тыс. км тепловых сетей и паропроводов [1].

Основу коммунальной теплоэнергетики области составляют котельные малой мощности и тепловые сети постройки 50-70-х годов прошлого века.

Комплекс коммунальной и промышленной теплоэнергетики в настоящее время имеет серьезные проблемы. Более 74 % от общего количества котельных теплоисточники с мощностью до 3 Гкал/час (котельных мощностью 20 и более Гкал/час - только 7 %). В результате этого во многих городах и промышленных центрах региона сложилась тяжелая экологическая обстановка. При этом доля электро- и теплоэнергетики в загрязнении воздушного бассейна ряда городов достигает 60-70% от общего объема загрязнений.

Конечно котельные являются внутриобластными потребителями угольных ресурсов, но пришло время их заменить на более продуктивные в теплоэнергетическом отношении ТЭС. Строительство новых ТЭС даст возможность плавно отказаться от эксплуатации ус-

таревших котельных, что позволит снизить количество выбросов до 20-30%.

На зарубежных угольных станциях уже давно не стоят проблемы, связанные с выделением продуктов сгорания угля в атмосферу. И мы должны активно перенимать их опыт. Фабрики, принимающие топливо нескольких месторождений, готовят из него смесь со строго определенными параметрами. Это позволяет не только избавиться от экологических проблем, связанных с перевозкой и дроблением угля, но и оптимизировать процессы его сжигания.

При правильном подходе формирования транспортно-технологических комплексов экологический фактор не должен стать неразрешимой проблемой в Кузбассе. Он позволит одновременно заняться перспективными технологиями сжигания угольного топлива и переработкой продуктов его сгорания внутри области.

По опыту западных стран выявлено, что наличие дешевой и профицитной электрической энергии при достаточном количестве рабочей силы в регионе является одной из предпосылок его инвестиционной привлекательности. Инвестиции можно активно задействовать для получения стабильной прибыли при переработке отходов сжигания угольного топлива.

Библиографический список

1. Акатьев П.Н. Особенности тарифного регулирования/ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2007. – № 5. – с. 27-28.
2. Строительство угольных генераций в Сибири под вопросом./Эксперт-Сибирь. – 2008. – № 12. – с. 41
3. Генева О.А. Экономико-математическая модель оценки эколого-экономической эффективности вовлечения в хозяйственный оборот низкосортных углей Восточного Донбасса / ГИАБ. – 2007г. – № 3. – с. 2-4.
4. Матафонова О.В. Об утилизации отходов тепловых электростанций города Читы/ГИАБ. – 2007г. – № 2. – с. 218.
5. Мамлин А.Н, Сушков В.Ю., Шаклеин С.В. Минерально-сырьевое обеспечение дальнейшего развития угольной отрасли Кемеровской области / ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2007г. – № 4. – с. 5.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОСТАВА КОКСОВОГО ГАЗА НА ХРОМАТОГРАФЕ “ГАЗОХРОМ 3101” С ТЕРМОСТАТОМ

А. П. Коробейников, А.Н.Филин

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Разработаны и переданы всем коксохимпредприятиям и производствам, а также цветной металлургии методики определения состава коксового и попутного нефтяного газов. Обучен персонал, установлены хроматографы.

Состав среды обетания общества и жизнедеятельности, а также среды всех химических и металлургических производств являются главными характеристиками и результатами их деятельности. В настоящее время известно от 4 до 5 млн. веществ. Все они могут существовать в твердом, жидком и газообразном состоянии. Твердое и жидкое состояние веществ изучается и контролируется, а газообразной среде уделяется минимальное внимание, не говоря уже о такой среде как плазма. Углеродородных газов и их соединений может существовать около 0,5 млн. единиц. В науке известны газы, которые воспламеняются при комнатной температуре. Не это ли является причиной возгорания газов в шахтах? Для решения этой проблемы необходимо иметь объект и средство для исследования.

1. Назначение методики.

Настоящая методика предназначена для определения состава коксового газа, включая следующие компоненты: H_2 , O_2 , CH_4 , N_2 , CO , CO_2 , C_2H_6 , сумма C_nH_m , с последующим расчетом низшей теплотворной способности. Метод основан на принципе проявительной газо-адсорбционной хроматографии.

2. Материалы.

- 2.1. Цеолит СаА крупностью 0,25-0,5 мм.
- 2.2. Полисорб-1, крупностью 0,2-0,3 мм.
- 2.3. Силикагель ШСК, крупностью 0,25-0,5 мм.
- 2.4. Газ сжатый в баллонах – гелий “Вч”
- 2.5. Бензин авиационный Б-70, ГОСТ 1012-54 или спирт этиловый гидролизный, ГОСТ. ГОСТ 8314-57.
- 2.6. Вата гигроскопическая, ГОСТ 5556-50.

2.7. Вакуумная смазка.

2.8. Шприц медицинский стеклянный, емкостью 1мл.

2.9. Аскарит, ТУ 6-09-4128-75.

2.10. Набор углеводородов C₁-C₄, ТУ 6-09.

2.11. Линейка измерительная, металлическая, ГОСТ 427-56.

3. Применяемая аппаратура.

3.1 Серийный хроматограф типа “Газохром 3101” с дополнительной системой активного термостатирования на основе ультра-термостата U-10 (T=24,4°C). Комбинированный детектор по теплоте сгорания состоит из 2-х пар чувствительных элементов, работа детектора основана на принципе теплопроводности и принципе теплового эффекта реакции горения компонентов, обладающих горючими свойствами.

3.2. Газовая схема состоит из 3-х хроматографических колонок, расположенных параллельно в 2-х поточных линиях. В первой- колонки K₁ и K₂ последовательно, во второй – колонка K₃.

3.3. Колонки выполнены из фторопласта 4д, с внутренним диаметром 3мм. Длина колонок K₁-1м, K₂ -2,5м, K₃ -1м. Колонки расположены по спирали в термостате U-10.

3.4. В качестве активных адсорбентов применяются – для первой колонки – молекулярное сито СаА, фракция 0,25-0,5 мм, предварительно активированное при температуре 300°C в вакууме в течение 4 часов, для второй колонки – полисорб -1, фракция 0,2-0,3 мм. Для третьей колонки – силикагель ШСК, фракция 0,25 -0,5 мм, предварительно активированный в течение 3 часов при температуре 150°C на воздухе.

3.5. Расход газа-носителя устанавливается по пленочному расходомеру для первого потока (колонки K₁ и K₂ –газ-носитель гелий) -60 мл. в мин., для второго потока (колонка K₃, газ – носитель воздух) - 40 мл/мин. В течение работы постоянство расхода газа – носителя контролируется реометрами.

4. Проведение анализа

4.1. Включение прибора.

4.1.1. Открыть вентиль баллона с газом-носителем гелием и установить давление по выходному манометру редуктора 2 кгс/см².

4.1.2. Установить расход газа – носителя гелия ручкой дросселя ДР₁ по пленочному расходомеру 60 мл/мин., подключив его к выходу детектора.

4.1.3. Включить систему активного термостатирования (ультра-термостат U-10).

4.1.4. Включить кнопку “Прибор ВКЛ” на лицевой панели хроматографа, при этом загорается сигнальная лампочка на лицевой панели.

4.1.5. Включить кнопку прибора “Компрессор”, при этом автоматически устанавливается расход газа-носителя воздуха 40 мл/мин. Скорость воздуха контролируется по пленочному расходомеру 1 раз в 7-10 дней.

4.1.6. Включить кнопку прибора “мл” и установить ток детектора 80 миллиампер ручкой “Ток детектора” .

4.1.7. Установить переключатель масштабов в положение “50” и включить потенциометр КСП-4 (скорость движения диаграммы 600мм/час).

4.1.8. Включить кнопку “потенциометр” на лицевой панели хроматографа.

4.1.9. Ручками “Установка нуля” – “Грубо”, “Плавно” установить перо регистратора на нулевую отметку.

4.1.10. По достижении температуры в термостате колонок и детектора 24,4°C (но не ранее, чем через 60 минут в соответствии с инструкцией к хроматографу) переключить масштаб записи с “50” на “2” и записать нулевую линию. При записи стабильной нулевой линии прибор готов к работе.

4.2. Проведение анализа.

4.2.1. Отобрать пробу осушенного и очищенного от CO₂ коксового газа шприцем и ввести 1мл в пробоводник первой колонки (переключатель масштабов “2”, полярность “+” .

4.2.2. Записать на диаграмме пики водорода, кислорода, азота, метана, оксида углерода.

4.2.3. Отобрать пробу осушенного газа шприцем и ввести пробу 1 мл в пробоводник второй колонки (переключатель масштабов “2”, полярность “(+)”).

4.2.4. Записать на диаграмме пики диоксида углерода и этилена.

4.2.5. Отобрать пробу газа в шприц и ввести 1 мл пробы в пробоводник 3-й колонки (переключатель масштабов “50”, полярность “(-)”).

4.2.6. Записать на диаграмме пик этилена.

4.2.7. Выключение прибора производится в порядке, обратном включению.

5. Обработка результатов.

5.1. Измерить высоту пиков (от нулевой линии до максимума пика) определяемых компонентов и по калибровочным графикам определить концентрацию компонентов в пробе коксового газа.

5.2. Определить поправочный коэффициент на разность давлений и температуры пробы при анализе и калибровке по формуле

$$K = \frac{(273 + T_k)P_k}{(273 + T_a)P_a},$$

где T_k и P_k - температура и давление при вводе пробы при калибровке; T_a и P_a - температура и давление при вводе пробы при анализе.

5.3. Определить истинную концентрацию компонентов в пробе, умножив результаты, полученные по калибровочным графикам, на коэффициент K .

5.4. К результатам для этилена прибавить поправку 0,2% абс. На остальные непредельные углеводороды.

5.5. Определить содержание водорода по разности суммы определенных компонентов: $[H] = 100 - [O_2], [N_2], [CH_4], [CO], [CO_2], [C_nH_m], [0,4\% C_2H_6]$.

5.6. Точность метода не превышает 1,5%, чувствительность не ниже 0,01% объемных.

6. Калибровка прибора.

6.1. Калибровку прибора проводят 1 раз в 10-15 дней, с учетом дезактивации адсорбента СаА, по вводам "чистых" газов, используя пересчетную формулу:

$$C_i = \frac{E \cdot S_i}{S}, \text{ \% объемные,}$$

где C_i - концентрация компонента-эталоны, % объемных; S - площадь пика компонента-эталоны, мм²; S_i - площадь пика определяемого компонента, мм².

Затем определяют соотношение высоты пика компонента с его концентрацией и используют его при построении калибровочного графика.

6.2. Для упрощения работы могут быть построены графики зависимости увеличения высоты пиков от времени выхода компонен-

тов на адсорбенте СаА, в течение первых 5-10 анализов, которые затем используют для внесения поправки в расчетные данные.

7. Меры безопасности.

К работе на хроматографе допускаются лица, прошедшие инструктаж по технике безопасности при работе со сжатыми газами и электроустановками.

Анализ попутного газа нефтяных месторождений

Особенностью попутного газа является отсутствие в его составе водорода, оксида углерода, что несколько упрощает анализ и сокращает его время, по сравнению с анализом коксового газа. Возможно также, с целью повышения чувствительности прибора, использование в качестве газа-носителя водорода. Примерный состав попутного газа, согласно температурным данным, приведен в таблице.

Таблица - Состав попутного газа

Содержание, % объемные				
N_2	CO_2	CH_4	C_2H_6	C_3C_6
1,5 – 2,0	0,1 – 0,5	92 – 98	0,25 – 3,5	0,15 – 2,0

По разработанной методике хроматографического анализа из суммы газов $C_3 - C_6$ могут быть определены: этилен, пропан, пропилен.

Следует отметить, что определение состава попутного газа на аппарате ВТИ-2 потребует значительной перестройки схемы анализа и приведет к значительному увеличению времени анализа по сравнению с анализом коксового газа.

Нами проведен ряд анализов состава проб попутного газа, поступающего на КМК. Состав попутного газа характеризуется следующим содержанием компонентов: N_2 - 1,46%, CH_4 - 97,2%, CO_2 - 0,2%, C_2H_6 - 1,0%, сумма $C_3 - C_6$ - 0,14% (по разности после определения остальных компонентов).

Таким образом, возможно применение разработанной хроматографической методики для анализа состава попутного газа.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТНОГО СОСТАВА ЦИРКУЛИРУЮЩИХ ГАЗОВ УСТАНОВОК СУХОГО ТУШЕНИЯ КОКСА НА ЛАБОРАТОРНОМ ХРОМАТОГРАФЕ

*А.П. Коробейников, Филин А.Н., Ушаков Б.Б., А.А. Копленко
«Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Применение традиционных химических методов анализа газов на аппаратах ВТИ – 2 и ОРСа имеет ряд недостатков. Отсутствует необходимая оперативность в получении информации. Кроме длительности и трудоемкости, к недостаткам этих методов следует отнести низкую точность определения, неудовлетворительную воспроизводимость. Так, при определении малых концентраций кислорода на аппарате ВТИ – 2 относительная ошибка может достигать 16 %. Коллективом аналитической лаборатории Кузнецкого филиала ВУХИНа разработана и внедрена на всех коксохимических производствах России, Казахстана, Украины прогрессивная, высокоточная методика анализа газов на хроматографах.

1. Назначение методики.

Настоящая методика предназначена для определения состава циркулирующих газов установок сухого тушения коксов (УСТК) хроматографическим методом. Методика позволяет определять окись и двуокись углерода, водород, кислород, азот. Метод основан на применении газоадсорбционной хроматографии.

2. Материалы.

2.1 Цеолит NaX-3Ц.

2.2 Полимерный сорбент - полисорб-1.

2.3 Посуда фарфоровая по ГОСТ 9147-73.

2.4 Набор сит "Физприбор".

2.5 Газ в баллоне - гелий «ВЧ».

2.6 Вакуумная смазка.

2.7 Линейка измерительная металлическая по ГОСТ 427-56.

2.8 Секундомер.

2.9 Лупа измерительная 16-х с ценой деления шкалы 0,1 мм.

2.10 Шприц емкостью 1 мл.

3. Аппаратура.

3.1 Серийный газожидкостный хроматограф ЛХМ-72 с детектором по теплопроводности. Данная методика может быть воспроизведена на любом серийном хроматографе, имеющем детектор по теплопроводности.

3.1.1 Подключение хроматографа к сети, проверка на герметичность осуществляются согласно инструкции по эксплуатации.

3.1.2 Газовая схема хроматографа для проведения анализа должна включать 2 колонки, соединенные последовательно через линию задержки с последовательным использованием камер детектора в качестве рабочих.

3.1.3 В качестве линии задержки используется полихлорвиниловая трубка диаметром 2 мм.

3.1.4 Колонки выполнены из нержавеющей стали диаметром 3 мм, U-образной формы.

3.1.5 Первая после пробоввода колонки, длиной 2,5м, заполнена полисорбом-1, вторая, после детектора и линии задержки и длиной 2,5м, заполнена NaX-3Ц.

3.1.6 Отбор пробы и ввод в хроматограф осуществляется шприцем на 1 мл или краном-дозатором с такой же дугой.

3.1.7 Скорость газа-носителя устанавливается по пленочному расходомеру и контролируется по давлению в течение анализа.

4. Приготовление и проверка разделяющей способности сорбентов.

4.1. Приготовление цеолита.

4.1.1 Гранулы цеолита NaX-3Ц измельчают, отсеивают фракцию 0,3-0,5 мм.

4.1.2 Фракцию помещают в колонку длиной 2,5м, из расчета 17-18 м³ фракции на 1 м длины колонки. Подключают один конец колонки к газовой схеме хроматографа (второй конец открыт) и активируют при температуре термостата 300-350°С при продувке газом-носителем (40 мл/мин) в течение 4 часов.

4.1.3 Активация цеолита может быть проведена еще двумя способами.

4.1.3.1 Загруженный в колонку цеолит помещают в термостат хроматографа. Один конец колонки отглушают, второй присоединяют к выходу газовой системы, соединенному с форвакуумным насосом. Активацию проводят под вакуумом при температуре 300-350°С в течение 2 часов.

4.1.3.2 Активацию проводят на воздухе в муфельной печи при температуре 500°C в течение 5-6 часов при тщательном периодическом перемешивании.

4.1.4 Проверка разделяющей способности цеолита производится при вводе пробы воздуха, при этом пики азота и кислорода должны иметь четкое деление. При недостаточном делении азота и кислорода цеолит следует повторно обработать по п.4.1.2 и 4.1.3.

4.2 Подготовка полисорба-1 (снятие электростатического заряда).

4.2.1 Полисорб-1 (фр.0,1-0,3) в количестве, необходимом для заполнения колонки длиной 2,5 м, заливают ацетоном или этиловым спиртом из расчета 1,5-2 мл жидкости на 1см полисорба-1. После испарения жидкости адсорбент сушат в сушильном шкафу при температуре 100°C в течение 1-1,5 часов.

4.2.2 Подготовленный по п. 4.2.1 адсорбент загружают в колонку длиной 2,5 м из расчета 1,8-20 см³ на 1 м длины колонки.

4.2.3 Проверка разделительной способности может не производиться.

4.3 Подготовленные колонки размещают вместе с линией задержки в термостат хроматографа по схеме анализа *И*, после проверки герметичности, кондиционируют в течение 2 часов при температуре 40°C и скорости газа-носителя гелия 40 мл/мин.

5. Включение хроматографа.

Включение хроматографа производится в соответствии с инструкцией по монтажу и эксплуатации хроматографа. Обязательным является подача газа-носителя в газовую схему перед включением детектора.

6. Рабочие условия анализа.

6.1 Длина колонки с полисорбом-1 – 2,5 м.

6.2 Длина колонки с цеолитом NaX-3Ц – 2,5 м.

6.3 Длина линии задержки - 28000мм.

6.4 Температура термостата - 40°C.

6.5 Расход газа-носителя - 40 мл/мин.

6.6 Ток детектора – 150мА.

6.7 Объем дозатора - 1 мл.

6.8 Скорость диаграммной ленты – 600 мм/час.

7. Проведение анализа.

7.1 Проба газов УСТК вводится в пробоводник хроматографастеклянным шприцем или краном-дозатором.

7.2 Относительные объемы удерживания и порядок выхода компонентов на цеолите и полисорбе-1 приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Относительные объемы удерживания компонентов (время анализа 15 минут)

Колонка	Компонент	Объем
1-полисорб-1	Двуокись углерода	0,34 ÷ 0,35
	Водород	0,81 ÷ 0,88
2 - цеолит Na÷X-3Ц	Кислород	1,0
	Азот	1,18 ÷ 1,20
	Окись углерода	2,04 ÷ 2,09

8. Обработка результатов анализа.

8.1. Расчет состава газов УСТК производят методом внутренней нормализации. За параметр нормализации принимают высоту пиков и проводят расчет коэффициентов чувствительности относительно высоты пика кислорода.

8.1.1 Определение коэффициентов чувствительности проводят при анализе искусственных смесей известного состава, по формуле:

$$k_i = \frac{C_i}{h_i \cdot m_i}, \quad (1)$$

где k_i - коэффициент чувствительности; C_i - концентрация компонента в искусственной смеси, % об; h_i - высота пика, мм; m_i - масштаб записи.

8.1.2 Приведенные коэффициенты чувствительности определяют по формуле:

$$k_i^n = \frac{k_i}{k_{O_2}}, \quad (2)$$

где k_i^n - приведенный коэффициент чувствительности; k_i - коэффициент чувствительности по формуле(1); k_{O_2} - коэффициент чувствительности для кислорода по формуле (1).

Приведенные коэффициенты чувствительности приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Приведенные коэффициенты чувствительности

Компонент	CO ₂	H ₂	O ₂	N ₂	CO
k_i^n	0,44	46,88	1,0	1,87	4,3

8.2. Проводят расчет концентрации компонентов.

8.2.1. Определяют фактор N_i для каждого компонента:

$$N_i = k_i^n \cdot m_i \cdot h_i, \quad (3)$$

где k_i^n - приведенный коэффициент чувствительности; m_i - масштаб записи; h_i - высота пика, мм.

8.2.2. Определяют сумму факторов N_i для всех компонентов.

$$\sum_1^n N_i = \sum_1^n k_i^n \cdot m_i \cdot h_i = 100\%. \quad (4)$$

8.2.3. Рассчитывают концентрацию компонентов.

8.3 Проверку состояния цеолита проводят путем ежедневного ввода пробы воздуха. При изменении высоты пика кислорода более, чем на 1÷ 1,5 % отн. (вследствие дезактивации адсорбента) производят определение новых коэффициентов чувствительности по модельным смесям (п.8.1.1).

9. Воспроизводимость и точность анализа.

9.1 Данные по воспроизводимости приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Воспроизводимость определения компонентов газов УСТК

Компонент	CO ₂	H ₂	O ₂	N ₂	CO
Коэффициент вариации, v, % отн.	0,59	2,31	0,52	0,28	0,98

9.2. Определение состава циркулирующих газов УСТК следует проводить из 2-х параллельных проб. Допустимые расхождения параллельных определений не должны превышать величин, указанных в таблице 4.

Таблица 4 - Допустимые расхождения параллельных определений

Компонент	CO ₂	H ₂	O ₂	N ₂	CO
d, % отн.	0,6	4,3	0,60	0,3	0,6

10. Техника безопасности.

10.1 Обязательным является соблюдение правил и инструкций по технике безопасности при работе с легковоспламеняющимися жидкостями, сжатыми газами и электроустановками с напряжением 220÷250 вольт.

СОДЕРЖАНИЕ

МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ НЕСТАЦИОНАРНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ С УЧЁТОМ ПРОСТРАНСТВЕННО-ВРЕМЕННОГО РАСПОЛОЖЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК <i>В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова</i>	4
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ТЕХНОГЕННОЙ НАРУШЕННОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОЙ ДЕГАЗАЦИИ РАЗРАБАТЫВАЕМОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА <i>Н.В. Черданцев, В.Т. Преслер, В.Ю. Изаксон</i>	12
ОЦЕНКА ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ <i>Б.Л. Герике, П.Б. Герике</i>	18
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ПОПУТНОЙ ДОБЫЧИ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ <i>Б. А. Анферов, Л. В. Кузнецова</i>	25
ОСВОЕНИЕ НЕДР И ФОРМИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ТРЕБУЕТ СОЗДАНИЯ НОВОГО ИНСТРУМЕНТАРИЯ <i>В.В. Аксенов¹, А.Б. Ефременков²</i>	35
КОМБИНИРОВАННЫЙ ВОРОНКООБРАЗУЮЩИЙ ВРУБ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ И ПЫЛИ <i>В. В. Першин¹, В. П. Щербинин², М. Д. Войтов¹, А. Б. Сабанцев¹</i>	47
РАСЧЕТ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В СКВАЖИНУ ПРИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ДЕГАЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ <i>С.А. Шепелева, В.В. Дырдин</i>	60
ПРИНЦИПЫ БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ЗОНАХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАЗРЫВНЫХ НАРУШЕНИЙ <i>И.С. Ёлкин, В.В. Дырдин</i>	65
ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ НАПРЯЖЕНИЯ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБРУШЕНИЕ КРОВЛИ <i>Д.О. Дарбинян, А.В. Ремезов</i>	71
ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕЙ <i>А.А. Черкашин А.В. Ремезов</i>	75

УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ ОГРАЖДАЮЩЕЙ ЗАБИВНОЙ КРЕПИ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ <i>А.В. Угляница, Т.М. Федотова</i>	79
МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ НАРУШЕНИИ СПЛОШНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД <i>В.И. Петров¹, В.Д. Сарычев¹, М.В. Кипервассер¹, А.Я. Бычков²</i>	82
РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ОТ ТОЧЕЧНОГО ИСТОЧНИКА ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД <i>В.И. Петров¹, В.Д. Сарычев¹, В.А. Петрова¹, Е.А. Левина¹, А.Я. Бычков²</i>	86
ФОРМИРОВАНИЕ НОВОЙ ПАРАДИГМЫ БЕЗОПАСНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ <i>В.В. Сенкус¹, Б.М. Стефанюк¹, К.Д. Лукин²</i>	91
СПОСОБ ОЦЕНКИ ОПАСНЫХ СИТУАЦИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ <i>Б.М. Стефанюк, В.В. Сенкус, А.В. Конаков</i>	94
ОБЕЗВОЖИВАНИЕ УГЛЯ С ПОМОЩЬЮ СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА <i>В.А. Сухоруков¹, В.В. Сухоруков², В.Н. Фрянов¹, Е.Б. Шенгерей¹</i> ...	98
ТРАНСПОРТИРОВКА ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ И БЫТОВЫХ ОТХОДОВ В ПОДЗЕМНЫЕ ВЫРАБОТКИ <i>В.А. Сухоруков¹, В.В. Сухоруков², В.Н. Фрянов¹, Е.Б. Шенгерей¹</i> .	101
АЛГОРИТМ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОЛЗУЧЕСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ИЗМЕРЕНИЙ СМЕЩЕНИЙ ГЛУБИННЫХ РЕПЕРОВ В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ <i>П.В. Васильев¹, К.И. Губин², А.А. Петров³</i>	106
ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ СОЗДАНИЯ ПРИБОРНОЙ БАЗЫ ДЛЯ МОНИТОРИНГА ПРОЧНОСТНЫХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТЯХ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК <i>О.В. Ванякин¹, В.А. Корнеев¹, П.А. Корнеев¹, П.В. Васильев²</i>	117
НЕКОТОРЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ <i>В.Р. Кривошеин, Е.Д. Шнайхер</i>	123
ИСТОЧНИКИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ <i>В.Г. Криволапов, П.А. Лысак, А.В. Чулков</i>	126

ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ПОДВИГАНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ	
<i>В.Г. Криволапов, Ю.М. Говорухин</i>	129
ПРОГРАММНЫЙ КОМПЛЕКС «ВЕНТИЛЯЦИЯ» КАК СОСТАВНАЯ ЧАСТЬ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ»	
<i>Ю.М. Говорухин, К.Ю. Бородкин, Е.Ю. Зенгер</i>	135
ПЕРСПЕКТИВА НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА С ВНУТРЕННИМ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕМ	
<i>С.П. Мельников</i>	138
ОЦЕНКА БЕЗОПАСНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ГРУНТОВОЙ ДАМБЫ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ОБЪЕКТОВ С УЧЕТОМ ЯВЛЕНИЙ ТЕХНОГЕННОЙ СЕЙСМИКИ	
<i>В.Р. Легаев, Н.Ф. Чертоляс</i>	143
ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В НЕОДНОРОДНЫХ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКАХ	
<i>С.В. Риб</i>	148
АДАПТАЦИЯ АНАЛИТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ РАСЧЁТА ПРОГИБОВ ПЛИТ НА УПРУГОМ ОСНОВАНИИ К УСЛОВИЯМ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ	
<i>Е.С. Корнев</i>	153
РАЗРАБОТКА МЕТОДОЛОГИИ ПРИНЯТИЯ ИНВЕСТИЦИОННЫХ РЕШЕНИЙ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ НОВЫХ ШАХТ	
<i>Вал. В. Сенкус, В.Н. Фрянов</i>	159
СИСТЕМНЫЙ ПОДХОД К УПРАВЛЕНИЮ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬЮ ВУЗА	
<i>О.В. Дмитриева, В.Н. Фрянов</i>	162
АНАЛИЗ ОРГАНИЗАЦИОННЫХ СТРУКТУР ВЫСШИХ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ УЧРЕЖДЕНИЙ	
<i>О.В. Дмитриева, В.Н. Фрянов</i>	167
ЭКСПРЕСС-ОЦЕНКА АДАПТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОЧИСТНОГО УЧАСТКА И ШАХТЫ В ЦЕЛОМ	

МЕТОДАМИ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ <i>А.Н. Домрачев¹, Т.М. Кутцар²</i>	173
К ВОПРОСУ ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ДАЛЬНЕЙШЕМ РАЗВИТИИ СИСТЕМ ТЕСТОВОЙ ОЦЕНКИ ЗНАНИЙ СТУДЕНТОВ <i>А.Н. Домрачев</i>	179
ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБУЧЕНИИ ГОРНЫМ ДИСЦИПЛИНАМ ГЛАЗАМИ СТУДЕНТОВ <i>А.Н. Домрачев, В.М. Башмаков, А.А. Даничкина</i>	183
ОПТИМИЗАЦИИ ЗАТРАТ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА STRATEGIC COST MANAGEMENT <i>А.И. Нифонтов, О.П. Черникова</i>	186
КАСКАДИРОВАНИЕ КАК ИНСТРУМЕНТ СБАЛАНСИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОКАЗАТЕЛЕЙ (НА ПРИМЕРЕ УГОЛЬНОЙ КОМПАНИИ) <i>Казанцева Г.Г., Петрова Т.В.</i>	189
ВОСПРОИЗВОДСТВО РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ЭКОНОМИКУ РЕГИОНА <i>Ю.В. Дубовик</i>	195
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОСНОВНЫМИ ФОНДАМИ НА ОАО «МЕЖДУРЕЧЬЕ» <i>Б.Н. Медведев, В.А. Турчак</i>	201
РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ТЕХНИЧЕСКОМУ ПЕРЕВООРУЖЕНИЮ ШАХТЫ «ОСИННИКОВСКАЯ» <i>Б.Н. Медведев, О. С. Федунь</i>	206
ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАУКОЕМКИЕ ТЕХНОЛОГИИ СЖИГАНИЯ КАМЕННОГО УГЛЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТОВ ЕГО СГОРАНИЯ <i>В.В. Беккер</i>	209
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОСТАВА КОКСОВОГО ГАЗА НА ХРОМАТОГРАФЕ “ГАЗОХРОМ 3101” С ТЕРМОСТАТОМ <i>А. П. Коробейников, А.Н. Филин</i>	216
МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТНОГО СОСТАВА ЦИРКУЛИРУЮЩИХ ГАЗОВ УСТАНОВОК СУХОГО ТУШЕНИЯ КОКСА НА ЛАБОРАТОРНОМ ХРОМАТОГРАФЕ <i>А.П. Коробейников, Филин А.Н., Ушаков Б.Б., А.А. Копленко</i>	221

Научное издание

Сборник научных статей

**НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ
ТЕХНОЛОГИИ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Выпуск 1

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 23.12.2008г. Формат бумаги 60x84 1/16.
Бумага писчая. Печать офсетная. Усл.печ.л. Уч.-изд. л.
Тираж 500 экз. Заказ

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ