

**РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
УРАЛЬСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА**

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

**ДОКЛАДЫ ВСЕРОССИЙСКОЙ НАУЧНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
С МЕЖДУНАРОДНЫМ УЧАСТИЕМ
12 - 14 ОКТЯБРЯ 2011 г.**

**ЕКАТЕРИНБУРГ
2012**

УДК 622.2

И74

Информационные технологии в горном деле: доклады Всероссийской научной конференции с международным участием 12 – 14 октября 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – 238 с.

ISBN 978-5-905522-04-8

Опубликованы доклады Всероссийской научной конференции «Информационные технологии в горном деле», проведенной Институтом горного дела УрО РАН в рамках IV Уральского горнопромышленного форума, прошедшего в г. Екатеринбурге 12 – 14 октября 2011 г.

В докладах освещены результаты новейших теоретических и прикладных исследований в области моделирования объектов геологической среды, создания и использования компьютерных технологий при проектировании, планировании и ведении открытых и подземных горных работ, моделирования геомеханических процессов при разработке месторождений.

Публикуемые работы не рецензировались и печатаются в авторской редакции.

Материалы конференции представляют интерес для широкого круга специалистов, занимающихся научными и практическими проблемами недропользования, разработчиков программного обеспечения для решения горно-геологических задач, работников горнодобывающих предприятий, проектных институтов, преподавателей горных вузов и факультетов.

Ответственный за выпуск – к.т.н. А.А. Панжин

ISBN 978-5-905522-04-8

© Авторы, 2011

© ИГД УрО РАН, 2011

СОДЕРЖАНИЕ

Ж.А. Адилханова, К.А. Фарахов

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ
ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ РУДОПОДГОТОВКИ
НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ 7

П.В. Амосов

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОСУШЕНИЯ ПОРИСТОГО
МАТЕРИАЛА 13

О.Е. Амосова

ИССЛЕДОВАНИЕ ЁМКОСТНЫХ И СТРУКТУРНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК
ТЕРРИГЕННЫХ ОСАДКОВ КОМПЬЮТЕРНЫМ МОДЕЛИРОВАНИЕМ
(НА ПРИМЕРЕ ТРЁХРАЗМЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ОСАДКОВ) 20

В.А. Антонов, М.В. Яковлев

О ПРОГРАММЕ ДЛЯ ЭВМ «ТРЕНДЫ ФСП-1» И ЕЕ ПРИМЕНЕНИИ
В ИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМАХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 26

А.В. Бурцев

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ
МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ В ГОРНОМ ДЕЛЕ 35

Ю.И. Волков, О.О. Вершинина

КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ МОДЕЛИРОВАНИЯ
СИСТЕМ ОСУШЕНИЯ КАРЬЕРОВ 41

С.В. Ендияров

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СОСТАВЛЯЮЩИХ ВРЕМЕННЫХ
РЯДОВ 46

Б.Б. Зобнин, А.А. Сурин, С.С. Головырин

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ УСРЕДНИТЕЛЬНЫМИ
КОМПЛЕКСАМИ, КОНФЛИКТНЫЕ СИТУАЦИИ И СПОСОБЫ
ИХ РАЗРЕШЕНИЯ (ОПЫТ ПОСТРОЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ
СИСТЕМЫ УЧАСТКА УСРЕДНЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ
НА МАГНИТОГОРСКОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ КОМБИНАТЕ) 53

С.С. Ильин

МЕТОДИКА АНАЛИЗА МОРФОЛОГИИ РУДНЫХ ТЕЛ С ПОМОЩЬЮ
ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ MICROMINE
В КОНТЕКСТЕ РЕШЕНИЯ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ 59

<i>С.Г. Кабелко, А.В. Герасимов</i> МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ОСНОВА, АЛГОРИТМЫ И ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ	64
<i>А.И. Калашиник</i> КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НЕФТЕГАЗООБЪЕКТОВ	75
<i>А.В. Кашиников, Ю.А. Клюкин</i> ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ РУДНИКОВ	79
<i>К.А. Кочнев, А.М. Яковлев</i> ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СЫРЬЯ ШЕИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ	85
<i>К.А. Кочнев, А.М. Яковлев</i> МЕТОДИКА ФОРМИРОВАНИЯ И АКТУАЛИЗАЦИИ МОДЕЛИ В ПРОЦЕССЕ ИЗУЧЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ (НА ПРИМЕРЕ ЯНЫТУРЬИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД)	90
<i>С.П. Левашов, Н.А. Якимчук, И.Н. Корчагин</i> ПРИМЕНЕНИЕ МОБИЛЬНЫХ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ОПЕРАТИВНОЙ ОЦЕНКИ ПЕРСПЕКТИВ РУДОНОСНОСТИ НА РЕГИОНАЛЬНОМ И ЛОКАЛЬНОМ ЭТАПАХ ИССЛЕДОВАНИЙ	96
<i>А.Л. Сердюков, А.В. Черепанов, Е.Л. Левин, В.В. Квитка</i> ОСОБЕННОСТИ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ И РАЦИОНАЛЬНОГО ГРАФИКА РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА	104
<i>С.В. Лукичёв</i> КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОГО РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ОСВОЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЁРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	110
<i>Д.Е. Малофеев, А.М. Гильдеев, А.С. Шерешевец, И.Е. Черняева</i> ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ КОМПЬЮТЕРНЫМ МОДЕЛИРОВАНИЕМ	118

<i>С.П. Месяц, С.П. Остапенко</i> ИССЛЕДОВАНИЕ УДЕРЖИВАЮЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ БЕРМ В КАРЬЕРАХ С ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ МЕТОДОМ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ	125
<i>А.Ф. Митрофанов</i> ТРЕХМЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ, ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДОВ ИНТЕРПОЛЯЦИИ, ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ И СОВРЕМЕННАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА УЧАСТКОВ БОЛЬШОЙ ИХТЕГИПАХК И ПАХКВАРАКА ФЕДОРОВОТУНДРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (КОЛЬСКИЙ П-ОВ)	129
<i>О.В. Наговицын, С.В. Лукичев, А.Ю. Алисов</i> АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ В СИСТЕМЕ MINEFRAME.	135
<i>О.В. Наговицын, С.В. Лукичёв</i> РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ В СИСТЕМЕ MINEFRAME.	142
<i>П.В. Амосов, Н.В. Новожилова</i> «ПРОВОДЯЩИЙ» КАНАЛ В ПОРИСТОЙ СРЕДЕ (НА ПРИМЕРЕ «ГРЯЗНОЙ» НЕЗАПЕЧАТАННОЙ ВЫРАБОТКИ)	148
<i>А.А. Панжин</i> ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ДИАГНОСТИКЕ СОСТОЯНИЯ ПОДРАБОТАННОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И МОДЕЛИРОВАНИИ СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ	153
<i>С.Ю. Петрушенко</i> ОБ ОДНОМ МЕТОДЕ ПОСТРОЕНИЯ СИСТЕМЫ ДИАГНОСТИКИ СЛОЖНОЙ ТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ	162
<i>В.В. Рогальский, П.В. Алёхин</i> ПРАКТИКА ВНЕДРЕНИЯ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА РУДНИКАХ ТОО «КАЗЦИНК».	167
<i>С.В. Корнилков, Л.С. Рыбникова, П.А. Рыбников</i> КОНЦЕПЦИЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОСНОВА ГИС «КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ РЕСУРСОВ УРАЛА»	173

<i>И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин</i> ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ И ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ.	189
<i>И.В. Соколов, И.В. Никитин</i> ПРИМЕНЕНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОБОСНОВАНИИ РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ.	197
<i>Ю.В. Лаптев, А.В. Тимохин, В.Д. Кантемиров, Р.С. Титов</i> ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ РУДОПРОЯВЛЕНИЙ НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОМЕТРИИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ РАЗВЕДКЕ.	205
<i>С.М. Ткач, В.Л. Гаврилов</i> РОЛЬ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЛАСТЕРНОГО СТРОЕНИЯ СЕВЕРА.	220
<i>Л.Л. Федорова, А.В. Омеляненко</i> ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ МЕРЗЛОГО ГОРНОГО МАССИВА МЕТОДОМ ГЕОРАДИОЛОКАЦИИ.	226
<i>Е.А. Ханцинзять</i> КОМПЛЕКСНОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ АВАРИЙНОГО ОПОВЕЩЕНИЯ, СВЯЗИ И КОНТРОЛЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ГОРНОРАБОЧИХ И ТРАНСПОРТА НА БАЗЕ ОБОРУДОВАНИЯ ООО «УРАЛТЕХИС»»	231

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ РУДОПОДГОТОВКИ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

Ж.А. Адилханова, К.А. Фарахов

ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева»

РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК»

Министерства индустрии и торговли РК

Одним из наиболее важных в процессе добычи твердых полезных ископаемых открытым способом был и остается вопрос эффективности управления процессом рудоподготовки во внутрикарьерном пространстве. На сегодняшний день при разработке месторождений твердых полезных ископаемых большая часть добываемой руды извлекается путем селективной выемки, при этом рудное тело характеризуется крайне неравномерным распределением полезного ископаемого как в качественном, так и в количественном отношении. Это еще более усложняет процесс рудоподготовки, поскольку в данном вопросе зачастую отсутствует оперативность получения результатов, что приводит к тому, что содержание полезного компонента в руде, подаваемой на обогатительную фабрику, не соответствует плановому показателю и варьируется в очень больших пределах. В связи с вышеизложенным процесс усреднения содержания полезного компонента во внутрикарьерном рудопотоке остается одним из наиболее проблематичных на открытых разработках месторождений. Поэтому разработка новых технологий, обеспечивающих более эффективное усреднение качественных показателей руды при современном уровне развития техники и технологии, является одной из приоритетных задач в области открытых горных работ.

В Институте горного дела им. Д.А. Кунаева РГП «НЦ КПМС РК» МИНТ РК ведутся работы в данном направлении, его сотрудниками создана автоматизированная информационная система управления качественными характеристиками внутрикарьерных рудопотоков (АИСМ «Рудопоток»), функционирующая в рамках автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом (АКСУ ГК) «Джетыгара». АИСМ «Рудопоток» базируется на результатах функционирования автоматизированной системы диспетчеризации горно-транспортных работ (АСД ГТР), основанной на использовании технологии глобальной системы позиционирования передвижных объектов. В течение рабочей смены осуществляется мониторинг рудных забоев и погрузочного оборудования. Зная, какой автосамосвал погрузился в том или ином рудном забое, имеющем свои качественные характеристики, отслеживая маршрут следования машин и место их выгрузки, обеспечивается достоверная информация о количестве перевезенной руды по различным маршрутам. Зная качественные характеристики рудопотока, поступающего на перегрузочный склад, можно знать текущие качественные характеристики формируемого рудного штабеля на перегрузочном усреднительном складе.

Работа программы АИСМ «Рудопоток» схематично отображена на рис. 1. Программа работает в режиме on-line и позволяет осуществлять просмотр отчетов (табличных либо графических) на текущий момент времени по таким параметрам, как: текущий рудопоток, перегрузочный склад, показатели эффективности управления рудопотоком, погрузка локомотивосоставов, разгруженные автосамосвалы и т.д. Также при необходимости оперативной корректировки данных программа позволяет осуществлять оперативное планирование рудопотока. Отчеты по мониторингу рудопотока при необходимости могут выводиться на печать. Все результаты работы программы за каждую смену сохраняются в базу данных и могут быть просмотрены позднее.

В работе программы АИСМ «Рудопоток» для организации входных и выходных данных используется база данных СУБД Microsoft Access. Схема данных, представленная на рис. 2, отображает взаимосвязь таблиц в базе данных. Проектирование таблиц базы данных произведено с учетом принципов нормализации реляционных таблиц баз данных, с учетом ссылочной целостности данных [1]. Все таблицы связаны отношением один к одному или один ко многим, относительно таблиц Shifts.

Программа полностью берет на себя управление данными, не используя средства управления данными СУБД MS Access, в связи с этим для пользователя программы достаточно работать с базой данных через АИСМ «Рудопоток», при этом не работая с базой данных СУБД Microsoft Access напрямую.

База данных программы АИСМ «Рудопоток» состоит из двух частей (файлов): ADISResults.mdb, находящейся на компьютере-сервере, и ADISRecl.mdb, находящейся на компьютере-диспетчере. Все предыдущие данные текущей смены программа получает из файла базы данных ADISRecl.mdb, находящегося на компьютере диспетчера. А данные прошедших смен программа получает из файла базы данных ADISResults.mdb. ADISResults.mdb находится на сервере и является основной базой данных, хранит все данные, необходимые для отображения отчетов (табличных либо графических) в рамках программы АИСМ «Рудопоток». ADISRecl.mdb находится на компьютере диспетчера, необходима для увеличения скорости работы программы.

Помимо сохранения данных в базу данных программа АИСМ «Рудопоток» использует их для получения ранее сохраненной информации. Схема получения необходимой информации из базы данных изображена на рис. 3.

При получении данных программа использует оба файла базы данных, но в разных ситуациях. Для составления отчетов в текущей смене программа АИСМ «Рудопоток» использует файл базы данных ADISRecl.mdb, который находится на компьютере диспетчера, т.е. нет необходимости отправлять запрос серверу. Но в том случае, когда необходимо составить отчеты по сменам, которые уже прошли, программа АИСМ «Рудопоток» для получения информации использует файл базы данных ADISResults.mdb, который находится на сервере.

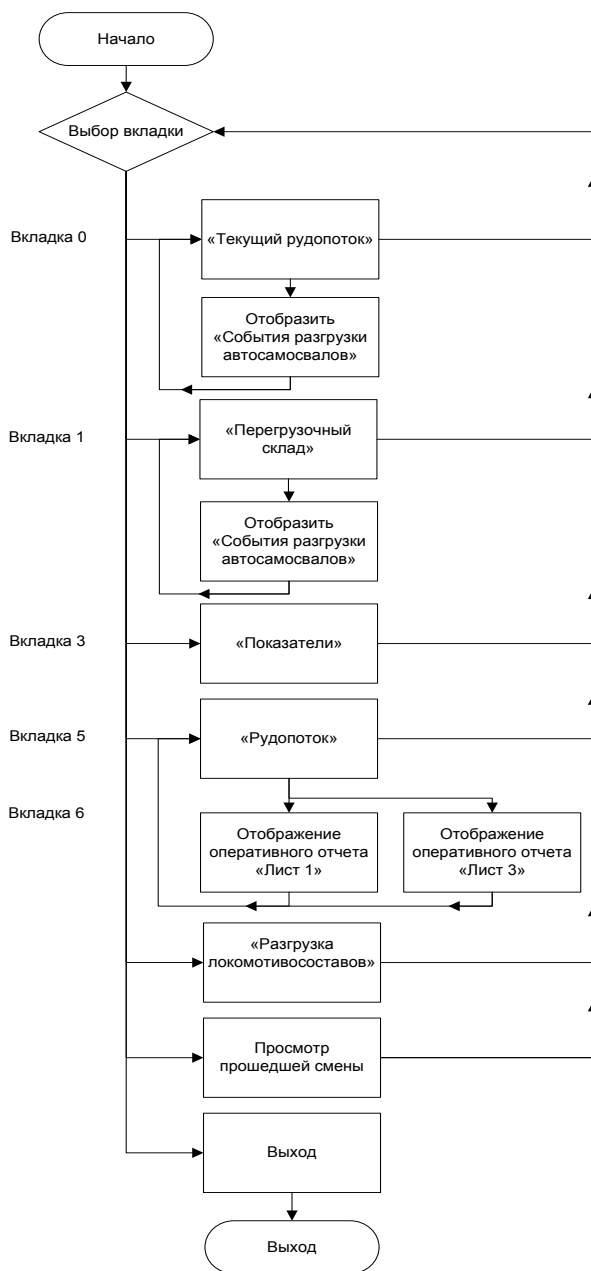


Рис. 1. Архитектура перемещения по программе АИСМ «Рудопоток»

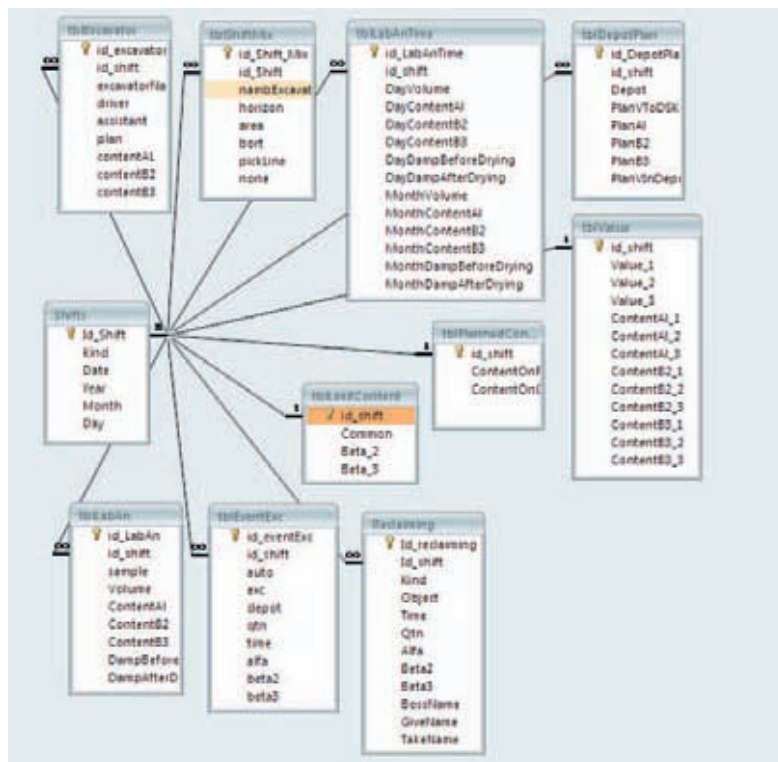


Рис. 2. Схема базы данных

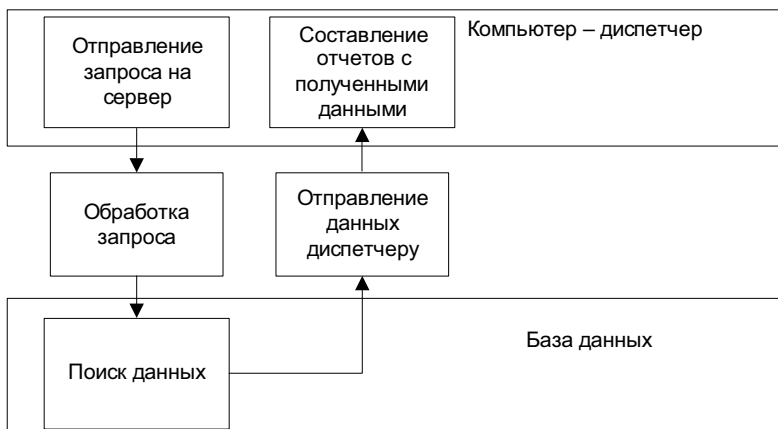


Рис. 3. Получение информации из базы данных

Таблицы базы данных заполняются данными из двух источников: непосредственно с карьера с бортовых комплексов АСД ГТР и с компьютера диспетчера. Источник «Компьютер-диспетчер», в свою очередь, можно разделить на: данные вводимые в программу диспетчером системы вручную, и данные, полученные в результате расчетов. В табл. 1 приведен список таблиц базы данных ADISResults.mdb и их назначение.

Таблица 1

Состав данных ADISResults.mdb АИСМ «Рудопоток»

№	Тип	Составляющие таблицы	Содержание
1	Данные, вводимые с компьютера-диспетчера	Плановое содержание руды на фабрике и плановое содержание руды в рудопотоке; плановые характеристики складов (пунктов разгрузки); плановые характеристики экскаваторов, а также информация о машинистах экскаватора и их помощниках; информация об исполнительных лицах текущей смены (начальник цеха рудоподготовки, сотрудники, отвечающие за процесс рудоподготовки в текущую и следующую смены); оборудование на складах (пунктах разгрузки) и информация о погрузках локомотивосоставов; допуски по содержанию руды; информация по лабораторным анализам; расположение экскаваторов	Статическая информация, выводимая в отчетах программы АИСМ «Рудопоток»
2	Данные, полученные в результате расчетов	Расчет результата лабораторного анализа за сутки, месяц; объем и содержание руды, завозимой и хранящейся на складе относительно каждого склада (пункта разгрузки); показатели эффективности рудоуправления; данные по изменению качества руды	Динамически меняющаяся информация, выводимая в отчетах программы АИСМ «Рудопоток»
3	Данные, полученные с карьера	Произошедшие в течение смены события экскаваторов и автосамосвалов	Информация о событиях погрузки и разгрузки экскаваторов и автосамосвалов
4	Данные, составленные на сервере	Основная информация о смене (полная дата и тип смены); номер смены	Закрытая сменная информация

Таким образом, реализованная база данных позволяет осуществлять эффективную обработку данных горно-транспортного комплекса, осуществлять мониторинг и оперативное управление качеством формируемого рудопотока, обеспечивает легкий доступ пользователей к результатам работы АИСМ «Рудопоток». В целом, предложенное программное обеспечение позволяет осуществлять качественный мониторинг и эффективное управление качественными характеристиками руды

во внутрикарьерном пространстве. Она позволяет оптимизировать характеристики рудопотоков предприятия для заданных критериев качества руды и имеющихся технологических ограничений, планировать последовательность отработки выемочных блоков для получения рудопотоков требуемого качества. Кроме того, система обеспечивает стабилизацию показателей качества руды; увеличение выхода концентрата; снижение энергозатрат на переработку дополнительных объемов горной массы; сокращение объемов полезного компонента в хвостах переработки; снижение себестоимости добычных работ и переработки руды.

Литература

1. Адилханова Ж.А., Фарахов К.А. Оперативное управление внутрикарьерным рудопотоком на базе новых информационных технологий // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: материалы VIII Международной научной школы молодых ученых и специалистов. М.: ИПКОН РАН, 2011.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОСУШЕНИЯ ПОРИСТОГО МАТЕРИАЛА

П.В. Амосов

Горный институт КНЦ РАН

В работе представлены результаты новой для автора области приложения методов численного моделирования – фильтрация двухфазных систем. Представляется, что результаты исследований по указанной проблеме могут найти свое применение в задачах, связанных с вопросами как пыления на хвостохранилищах горно-обогатительных предприятий, так и при вторичной отработке указанных техногенных месторождений. Как известно, оба указанных процесса весьма существенно зависят от параметра объемной влажности материала θ , который и является предметом изучения.

Математическая модель

Физические процессы зоны аэрации описываются известными законами влагопереноса в ненасыщенных материалах (в нашем случае пористых). Согласно известной работе Шестакова В.М. и Позднякова С.П. [1] в общем случае пространственного потока дифференциальное уравнение влагопереноса в зоне аэрации имеет вид:

$$\operatorname{div}(k_w \cdot \operatorname{grad} H) = c \frac{\partial H}{\partial t}, \quad (1)$$

где H – функция приведенного напора ($H = z - \psi$); z – высота от плоскости сравнения (ось z направлена вертикально вверх); ψ – высота всасывания, которая является функцией влажности θ материала $\psi = f(\theta)$; $c = -\frac{\partial \theta}{\partial \psi}$ – гидрофизический

параметр, называемый в цитируемой работе как дифференциальная влагоемкость и определяемый по основной гидрофизической характеристике (ОГХ); k_w – коэффициент пропорциональности в форме тензора 2-го порядка, называемый коэффициентом влагопереноса (величина k_w существенно зависит от влажности материала, уменьшаясь со снижением влажности от значений коэффициента фильтрации k при полном насыщении до нуля при отсутствии свободной влаги [1]). В принципе, уравнение (1) есть не что иное, как одна из форм уравнения Ричардса (H-представление), которое для условий вертикального влагопереноса принимает следующий вид:

$$\frac{\partial}{\partial z} \left(k_w \frac{\partial H}{\partial z} \right) = c \frac{\partial H}{\partial t}. \quad (2)$$

«Инструментами» реализации описанной выше математической модели выбраны два компьютерных кода: PORFLOW [2] и COMSOL [3]. Для решения нелинейного уравнения влагопереноса первый код использует метод конечных разностей, второй – метод конечных элементов. В обоих программных продуктах

пользователь имеет возможность использовать для замыкания дифференциального уравнения (1) несколько ОГХ (например, показательная функция Брукса-Корея, зависимость Ван Генухтена) и моделей коэффициентов относительной фазовой проницаемости (например, Бурдайна, Муалема) [1-3]. Знакомство с описаниями указанных программных продуктов показало, что разработчики обоих кодов одинаковым образом понимают используемые математические символы указанных выше зависимостей. Например, зависимость Ван Генухтена, которая, по мнению авторов цитируемой монографии [1], весьма популярна, в терминах эффективной насыщенности (относительного влагосодержания) [1, 2]

$$\bar{\theta} = \frac{\theta - \theta_{\min}}{\theta_{\max} - \theta_{\min}}, \quad (3)$$

где θ и $\theta_{\max}$ – объемная влажность (объемное влагосодержание) свободной воды и влажность насыщения (полная объемная влажность, т.е. активная пористость); $\theta_{\min}$ – доля неподвижной влаги (остаточное водосодержание) может быть представлена в виде

$$\bar{\theta} = \frac{1}{[1 + |\alpha H|^n]^m}, \quad (3)$$

где α – параметр, определяемый средним размером пор; H – принимает положительные значения при возрастающем всасывающем давлении (иначе $\bar{\theta} = 1$); n – параметр, зависящий от статистической дисперсии распределения пор по размерам; $m = 1 - \frac{1}{n}$. При описании ОГХ по зависимости Ван Генухтена (3) [1] и использовании модели Муалема [2, 3], когда параметр связности пор, характеризующий геометрию порового пространства, равен $l = 0,5$, соответствующее выражение для коэффициента влагопереноса принимает вид [1]

$$\frac{k_w}{k} = \sqrt{\bar{\theta}} \left[1 - \left(1 - \bar{\theta}^{1/M} \right)^M \right]^2,$$

где k – коэффициент фильтрации при полном насыщении, о котором шла речь выше.

Используемые в конкретных расчетах граничные условия будут представлены в соответствующем месте.

Апробация модели и понимание результатов расчетов и параметров модели

На первом этапе автор с целью «погружения» в проблему и осознания выходных результатов промоделировал задачу в двухмерной постановке в вертикальной плоскости, связанную с осушением пористого материала за счет фиксированного оттока влаги (значение потока поддерживалось на уровне 10^{-8} м/с) с нижней границы квадратной области. В качестве модели ОГХ выбрана зависимость Ван Генухтена, дополненная моделью Муалема. Значения гидрофизических параметров модели соответствуют данным примера, рассмотренного разработчиками кода COMSOL для проблемы влагопереноса в ненасыщенных средах. Например, параметр α равен $14,5 \text{ м}^{-1}$, показатель n выбран на уровне 2,68, значение остаточного

влажностисодержания равно 0,045, а коэффициент фильтрации при полном насыщении имеет значение $8,25 \cdot 10^{-5}$ м/с.

Кстати, эти же самые параметры рекомендованы в работе [1, с. 48] для песков, что позволяет их рассматривать, как вполне пригодные для моделирования материала хвостохранилищ. Боковые и верхняя границы области моделирования предполагаются непроницаемыми.

Отметим два момента в результатах тестовых расчетов:

а) на рис. 1 приведены прогнозные пространственные распределения эффективной насыщенности пористого материала, соответствующие 6 часам процесса осушения, просчитанного по указанным программам. Автор отмечает качественное совпадение прогнозных кривых, но определенное расхождение в количественных показателях. В частности, на небольшой глубине (0,1–0,3 м) более высокое содержание влаги прогнозируется программой PORFLOW (примерно на 20%), тогда как при глубине 0,6–0,8 м наоборот увеличенная влажность (примерно на 10%) приходится на расчетную кривую по программе COMSOL;

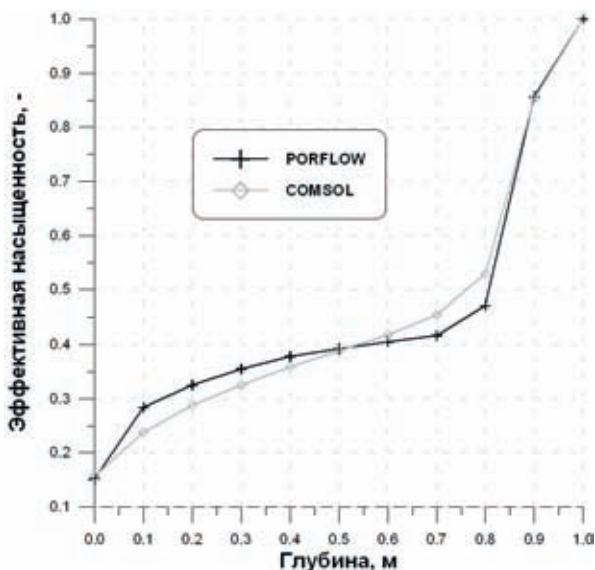


Рис. 1. Пространственное распределение эффективной насыщенности

б) для программы PORFLOW выполнен подбор шага интегрирования по времени, посредством которого можно существенно сократить затраты компьютерного времени. В табл. 1 представлены пространственные распределения эффективной насыщенности на 6 часов процесса осушения при вариации указанного параметра. Как видно из таблицы, результаты, соответствующие шагу интегрирования 10 с, весьма близки к варианту с автоматическим подбором интегрирования. Прекрасно видно, что попытки кардинально сократить затраты процессорного времени за счет выбора больших шагов интегрирования будут приводить к явно нефизичным результатам.

Распределения эффективного насыщения на 6 часов процесса осушения в расчетах по программе PORFLOW при вариации шага интегрирования по времени

Глубина, м	Шаг интегрирования по времени, с					
	3600	600	120	10	1	автоподбор
0,0	0,140	0,151	0,152	0,153	0,152	0,152
0,1	0,244	0,280	0,283	0,287	0,284	0,284
0,2	0,252	0,329	0,330	0,329	0,326	0,325
0,3	0,292	0,360	0,369	0,359	0,356	0,355
0,4	0,610	0,331	0,385	0,381	0,379	0,378
0,5	1,000	0,499	0,379	0,395	0,395	0,393
0,6	1,000	0,996	0,389	0,404	0,406	0,405
0,7	1,000	1,000	0,498	0,415	0,416	0,417
0,8	1,000	1,000	0,912	0,465	0,456	0,472
0,9	1,000	1,000	1,000	0,841	0,815	0,857
1,0	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000

Осушение пористого материала посредством испарения через верхнюю границу

На втором этапе автором выполнено исследование процесса осушения пористого материала в модели, когда процесс испарения на верхней границе квадратной области моделирования варьируется посредством задания потока. Диапазон потока выбран равным $0,5 \cdot 10^{-7} \div 2,0 \cdot 10^{-7}$ м/с. По оценке автора указанный поток обеспечивает скорость испарения с единицы площади на уровне долей грамма в секунду. Как и на этапе апробации, остальные три границы области моделирования предполагаются непроницаемыми. Дополнительно выполнена оценка чувствительности модели к вариации высоты капиллярного поднятия.

Численные эксперименты выполнены посредством кода COMSOL, имеющего более «дружественный» интерфейс пользователя, что позволяет оперативно выполнять расчеты и готовить для последующего анализа графические объекты.

Результаты расчетов процесса осушения для двух значений потока осушения ($1,0 \cdot 10^{-7}$ и $2,0 \cdot 10^{-7}$ м/с) в терминах распределения эффективного насыщения по глубине представлены на рис. 2,а и 2,б, соответственно. Рассматривался процесс осушения материала в течение суток с шагом 6 часов при величине высоты капиллярного подъема 0,06 м. Из сравнения кривых рис. 2,а и 2,б можно отметить некоторые моменты:

- увеличение потока осушения заметно ускоряет процесс исчезновения влаги в поровом пространстве. Это отчетливо видно на небольших глубинах (например, 0,04 м), когда скорость осушения при максимальном потоке выше 0,1 эффективной влажности за каждые 6 часов;
- на конечное расчетное время (24 часа) глубина полного насыщения при минимальном потоке составляет примерно 0,09 м, а при максимальном потоке уже 0,15 м.

В процессе выполнения численных экспериментов обнаружился любопытный момент, возникающий в то время, когда программа сталкивается с выходом влагосодержания на свое остаточное значение. В такой ситуации используемый код сообщает о невозможности аккуратного продолжения счета, но дает возможность зафиксировать момент времени T^* , когда в части области моделируемого пространства содержание влаги достигает своего минимального значения. Рис. 3,а-в отображают кривые пространственного распределения эффективного насыщения по глубине на различные моменты времени с шагом 12 часов и на время T^* , когда счет прекращается. При этом был проварьирован параметр высоты капиллярного поднятия: 0,06 м, 0,08 м и 0,10 м.

Оказалось, что влияние указанного параметра нетривиально. Например, при 0,08 м критическое время T^* выросло на 2 часа по сравнению с T^* для высоты поднятия 0,06 м. Однако при высоте поднятия 0,10 м время наступления в части области моделирования до остаточного влагосодержания снова опустилось до 38 часов. Какой-то нетривиальный факт, требующий объяснения!

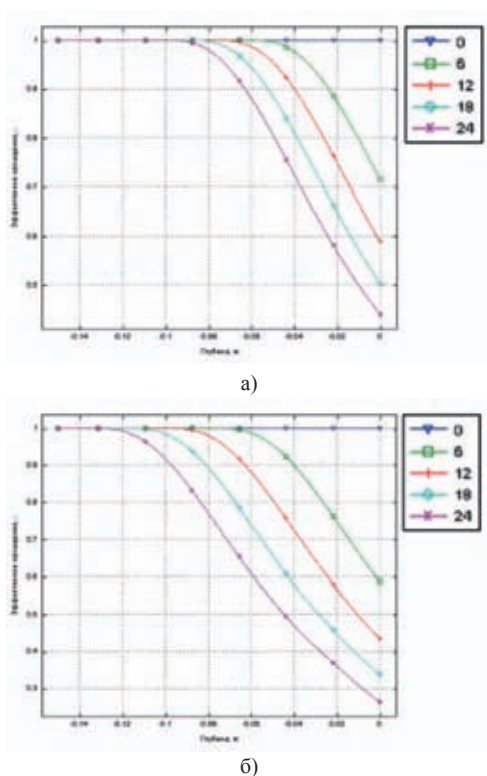


Рис. 2. Пространственное распределение эффективного насыщения по глубине пористого материала на различные моменты времени (0, 6, 12, 18 и 24 часа) для двух значений потока осушения на верхней границе плоской модели: а) $1,0 \cdot 10^{-7}$ м/с; б) $2,0 \cdot 10^{-7}$ м/с

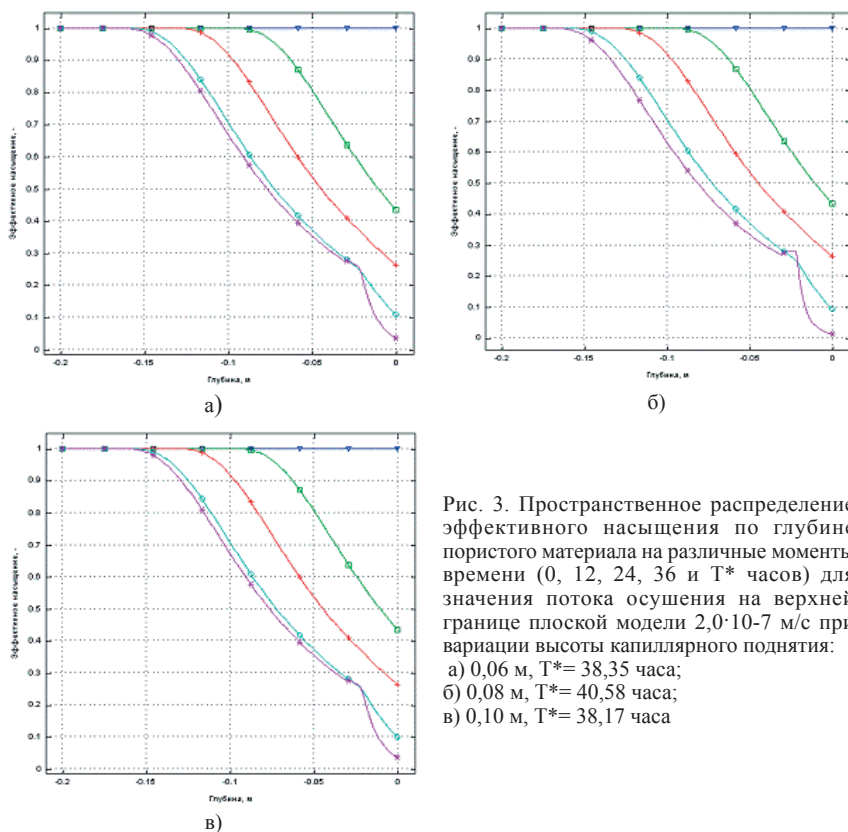


Рис. 3. Пространственное распределение эффективного насыщения по глубине пористого материала на различные моменты времени (0, 12, 24, 36 и T^* часов) для значения потока осушения на верхней границе плоской модели $2,0 \cdot 10^{-7}$ м/с при вариации высоты капиллярного поднятия:
а) 0,06 м, $T^* = 38,35$ часа;
б) 0,08 м, $T^* = 40,58$ часа;
в) 0,10 м, $T^* = 38,17$ часа

Таким образом, автор столкнулся с ситуацией: используемая версия кода COMSOL не позволяет выполнять численное моделирование решаемой проблемы на времена, большие чем T^* . Поэтому было решено промоделировать долговременной процесс осушения пористого материала посредством программы PORFLOW. В качестве примера в табл. 2 представлено пространственное распределение относительного влагосодержания в пористой среде на время 10 суток (естественно, что расчет выполнен при идентичных значениях параметров модели).

Проверим полученный результат на физичность. Используя формулу (3), по известному значению относительного влагосодержания можно оценить объемную влажность θ (а значит, и осушенное поровое пространство) на глубинах -0,4 м и -0,5 м. Далее остается «руками» проинтегрировать по высоте пространство, которое не попадает под категорию «влажное состояние». В результате получается, что порядка 0,172 единицы объема на расчетный момент времени является заполненным воздухом. Но практически эту же величину дает простое арифметическое действие: умножение принятого в расчетах потока осушения на верхней границе ($2 \cdot 10^{-7}$ м/с) на продолжительность расчета (10 суток или 864000 с). Отличие имеем в четвертом знаке после запятой!

**Пространственное распределение относительной влажности
на момент времени 10 суток**

Координата по глубине, м	Отн. влагосодержание	Примечания
0,0	0,0450	Сухое состояние
-0,1	0,0450	Сухое состояние
-0,2	0,0450	Сухое состояние
-0,3	0,0452	Сухое состояние
-0,4	0,2110	Ближе к сухому состоянию
-0,5	0,6650	Увлажненное состояние
-0,6	1,0000	Абсолютно влажное состояние
-0,7	1,0000	Абсолютно влажное состояние
-0,8	1,0000	Абсолютно влажное состояние
-0,9	1,0000	Абсолютно влажное состояние
-1,0	1,0000	Абсолютно влажное состояние

Вторая логическая проверка непротиворечивости результатов численного моделирования процесса осушения посредством кода PORFLOW заключается в определении времени полного осушения исследуемой области. Упрощенная оценка времени, необходимого для достижения сухого состояния материала при заданном значении потока, составляет 24,88 суток. Численный эксперимент зафиксировал время достижения сухого состояния равное 24,28 суток. На взгляд автора, такое совпадение оценок весьма хорошее.

Полученные весьма прозрачные и легко проверяемые результаты показывают, что прогнозы долговременного численного моделирования посредством кода PORFLOW являются разумными, что позволяет рекомендовать его для решения специфических горно-технологических задач.

Литература

1. Шестаков В.М., Поздняков С.П. Геогидрология. М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. 176 с.
2. Runchal, A. PORFLOW a software tool for multiphase fluid flow, heat and mass transport in fractured porous media. User's manual (version 3.07). 1997. 326 p.
3. COMSOL. Subsurface Flow Module (<http://www.comsol.com/products/subsurface-flow/>).

ИССЛЕДОВАНИЕ ЁМКОСТНЫХ И СТРУКТУРНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕРРИГЕННЫХ ОСАДКОВ КОМПЬЮТЕРНЫМ МОДЕЛИРОВАНИЕМ (НА ПРИМЕРЕ ТРЁХРАЗМЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ОСАДКОВ)

О.Е. Амосова

Институт геологии Коми НЦ УрО РАН

Для изучения зависимости ёмкостных и некоторых структурных характеристик (средних координационных чисел частиц осадка в целом, каждой фракции в отдельности, каркаса и матрикса, доли частиц различных фракций в каркасе и матриксе) терригенного осадка от его гранулометрической кривой были проведены эксперименты на моделях случайно упакованных шарообразных частиц трёх размеров. Размеры крупных d_K и мелких d_M частиц постоянны (отношение $d_K/d_M=12$), размер средних d_C частиц – величина переменная: отношение d_K/d_M изменяется от 2 до 6. Исследовались только насыщенные средней и мелкой фракциями модели. Число частиц в модельных осадках варьировалось примерно от 135000 до 173000. Алгоритм моделирования гравитационных терригенных осадков шарообразных частиц с заданной гранулометрической характеристикой приведен в работе [1]. Компьютерное моделирование проводилось на ПК AMD Athlon XP 2800+ 1Гб ОЗУ и на вычислительном кластере Коми научного центра [2].

Все эксперименты проводились с равными начальными условиями: 1) осаждение частиц проводилось в контейнер, имеющий форму прямоугольного параллелепипеда, одних и тех же размеров по длине, глубине и высоте для всех осадков; 2) для вычисления характеристик из моделей осадков вырезался “образец” – прямоугольный параллелепипед (одинаковых размеров для всех осадков) с боковыми гранями, параллельными и перпендикулярными граням контейнера седиментации и горизонтальными верхней и нижней гранями (отступ от граней контейнера равен диаметру крупной частицы). Для каждой гранулометрической характеристики эксперимент проводился дважды. Координационные числа вычислялись сначала для всех частиц осадка. Затем для всех частиц осадка, центры которых расположены ниже горизонтальной плоскости $z = z_0v + 2/3 \cdot d_K$, где $z = z_0v$ – уравнение верхней горизонтальной грани образца, d_K – диаметр крупных частиц, определялась принадлежность их каркасу или матриксу. После этого для всех частиц, чей центр принадлежит образцу, вычислялись средние, максимальные, минимальные координационные числа образца осадка в целом, каркаса, матрикса, каждой фракции в отдельности. Такое ограничение горизонтальной плоскостью было введено нами потому, что осадок можно полностью «разобрать», удаляя частицу за частицей, в порядке от поверхности осадка до дна контейнера седиментации. Под поверхностью осадка понимается совокупность частиц, имеющих только три точки опоры и все в нижней полусфере, и которые можно удалить из осадка, не перемещая при этом никаких частиц. Если осадок перевернуть на 180° в вертикальной плоскости и подпереть при этом поверхностные частицы, то жесткий каркас осадка не претерпит изменений.

Для моделирования трёхмерных насыщенных средней ($n/n_{нас}(d_c) = 1$) и мелкой ($n/n_{нас}(d_m) = 1$) фракциями осадков вычисляли n_1 – количество крупных d_K , n_2 – количество средних d_C , n_3 – количество мелких d_M частиц, необходимые для заполнения контейнера определенного объема V_K , используя среднее значение пористости моноразмерного осадка, полученного нами ранее [1, 3], следующим образом:

$$n_1 = V_K \cdot 0.58 / \left(\frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_K}{2} \right)^3 \right); \quad n_2 = V_K \cdot 0.42 \cdot 0.58 / \left(\frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_C}{2} \right)^3 \right) \cdot n/n_{нас}(d_C);$$

$$n_3 = V_K \cdot 0.42^2 \cdot 0.58 / \left(\frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_M}{2} \right)^3 \right) \cdot n/n_{нас}(d_M)$$

или по долям объемов частиц

$$V_1 = \frac{1}{1 + 0.42 \cdot n/n_{нас}(d_C) + 0.42^2 \cdot n/n_{нас}(d_M)};$$

$$V_2 = \frac{0.42 \cdot n/n_{нас}(d_C)}{1 + 0.42 \cdot n/n_{нас}(d_C) + 0.42^2 \cdot n/n_{нас}(d_M)};$$

$$V_3 = \frac{0.42^2 \cdot n/n_{нас}(d_M)}{1 + 0.42 \cdot n/n_{нас}(d_C) + 0.42^2 \cdot n/n_{нас}(d_M)},$$

где 0.42 – доля объема пустот (пор) моноразмерного осадка; 0.58 – доля объема пространства, занятого частицами моноразмерного осадка; V_1 – доля объема крупных; V_2 – доля объема средних; V_3 – доля объема мелких частиц.

Эксперименты заключались в вычислении с помощью разработанных методик и написанных на их основе компьютерных программ пористости координационных чисел частиц осадка в целом, каждой фракции в отдельности, каркаса и матрикса, долей частиц различных фракций, составляющих каркас и матрикс осадка. Формальные определения каркаса и матрикса, алгоритм определения принадлежности частиц осадка его каркасу или матриксу приведены в работах [1, 3]. Все перечисленные выше показатели важны для характеристики упаковки осадка. Механическая прочность горной породы в основном определяется жестким каркасом: прочностью зерен и средним числом касаний (координационным числом). Поэтому наряду с обычным координационным числом исследовалось каркасное координационное число – число контактов каркасной частицы с другими каркасными частицами. Для характеристики структуры осадка важна также гранулометрическая кривая частиц каркаса, а также гранулометрическая кривая частиц матрикса

и координационное число матрикса – число контактов матриксной частицы с другими частицами матрикса.

Результаты моделирования приведены в табл. 1 и 2.

Пористость образца трёхразмерного насыщенного осадка увеличивается от 26,3 до 28,2% с увеличением отношения d_K/d_C от 2 до 6, причём для $d_K/d_C=4, 5, 6$ её значения совсем незначительно отличаются друг от друга (28,222%, 28,192%, 28,216%). Для пористости каркаса образца это не характерно: с увеличением d_K/d_C она сначала убывает с 30,793 до 27,909%, затем возрастает до 32,572% и опять убывает до 30,651%. Наименьшее значение пористости каркаса образца 27,909% наблюдается при $d_K/d_C=3$, а наибольшее – 32,572% при $d_K/d_C=4$. Разность между соответствующими пористостями образца в целом и каркаса образца изменяется от 1.224 до 4.491. Она увеличивается с уменьшением доли объёма каркаса в образце. Так, для осадка $d_K/d_C=3$ доля объёма частиц каркаса в образце равна 98,416%, разность между пористостями образца в целом и каркаса образца минимальна – 1.224. Максимальное значение разности (4.491) наблюдалось для осадка $d_K/d_C=2$ с самой меньшей (93,928%) долей объёма частиц каркаса в образце. Заметим, что все крупные частицы образцов всех исследуемых трёхразмерных осадков принадлежат каркасу образца. Доля средних частиц в каркасе образца от всех средних частиц образца велика, 95,3–99,5%. Доля мелких частиц образца, принадлежащих каркасу образца, хотя и меньше, но тоже значительна – 52–88%. Доля объёма частиц в каркасе образца достаточно велика и варьирует от 94 до 98%. Самый плотно упакованный каркас образца получен для осадка с $d_K/d_C=3$, он состоит из 98,4% объёма частиц образца в целом.

При исследовании координационных чисел частиц трёхразмерных осадков были установлены следующие закономерности. Координационное число частиц образца в целом незначительно увеличивается от 5.967 до 6.045 при увеличении отношения d_K/d_C с 2 до 5 и затем немного уменьшается до 6.017 для $d_K/d_C=6$. Заметим, что координационные числа трёхразмерных осадков в целом и их каркасов варьируют около 6. Максимальное координационное число частиц трёхразмерного осадка ведёт себя неоднозначно при изменении d_K/d_C : сначала оно убывает при увеличении d_K/d_C с 2 до 4, затем возрастает. Аналогичная закономерность наблюдается и для максимального координационного числа каркаса. Минимальные координационные числа осадка в целом и каркаса равны 3 и 4 соответственно. При увеличении отношения d_K/d_C с 2 до 6 строго уменьшается координационное число частиц матрикса с 4.436 до 1.822 (в 2.4 раза). Такая же зависимость наблюдается и для максимального координационного числа матрикса: оно уменьшается с 79 до 12 при увеличении d_K/d_C . Это связано с тем, что матрикс образца содержит только средние и мелкие частицы, а с уменьшением отношения размеров средних и мелких частиц d_C/d_M с 6 до 2 отношение площадей поверхностей средних и мелких частиц, равное $(d_C/d_M)^2$, соответственно тоже убывает, а значит, и число контактов средней частицы с мелкими частицами уменьшается. Минимальное координационное число частиц матрикса равно 0, т.е. в матриксе трёхразмерного осадка есть отдельные изолированные частицы, которые контактируют только с частицами каркаса, т.е. лежат в порах, образованных частицами каркаса.

Поскольку трёхразмерные осадки состоят из фракций частиц трёх размеров, исследовались координационные числа частиц каждой фракции. Максимальные

Таблица 1

Ёмкостные и некоторые структурные свойства трёхразмерного насыщенного средней и мелкой фракциями осадка
 $(d^*/d_{\text{ст}} = 12, n/n_{\text{нас}}(d_c)=1, n/n_{\text{нас}}(d_{\text{ст}})=1)$

Показатели	Значения показателей при различном отношении d^*/d_c													
	2		3		4		5		6					
	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II	I	II
Пористость образца, %	26.177	26.427	26.649	26.720	28.167	28.276	28.076	28.307	27.820	28.611	28.216			
Пористость каркаса образца, %	30.042	31.543	30.793	28.041	32.340	32.803	31.497	31.625	30.286	31.015	30.651			
Доля d_c частиц в каркасе образца, % от Nd_c образца	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100			
Доля d_c частиц в каркасе образца, % от Nd_c образца	97.627	96.875	99.439	99.598	96.390	94.170	96.002	95.824	96.176	96.703	96.440			
Доля $d_{\text{ст}}$ частиц в каркасе образца, % от $Nd_{\text{ст}}$ образца	71.155	62.435	85.922	89.584	52.889	51.452	65.178	63.613	75.293	76.106	75.700			
Доля частиц каркаса в образце, % от $Nd_c + Nd_{\text{ст}} + Nd_{\text{ст}}$ образца	71.392	62.758	86.387	89.897										
Доля объема каркаса в образце, % от $Vd_c + Vd_{\text{ст}} + Vd_{\text{ст}}$ образца	94.732	93.123	98.192	98.640	94.327	93.949	95.279	95.565	96.660	96.613	96.637			

Примечания к таблице: dk, dc, dm – диаметры частиц крупной, средней и мелкой фракции, соответственно; Ndk, Ndc, Ndm – их число; Vdk, Vdc, Vdm – их суммарные объемы; $\bar{x}$ – среднее значение показателя.

Координационные числа трёхразмерного насыщенного средней и мелкой фракциями осадка ($d_w/d_n = 12$, $n/n_{\text{нас}}(d_w)=1$, $n/n_{\text{нас}}(d_n)=1$)

Варианты координационных чисел		Координационные числа при различных значениях отношения d/d_c													
		2		3		4		5		6					
	I	II	$\bar{x}$	I	II	$\bar{x}$	I	II	$\bar{x}$	I	II	$\bar{x}$			
осадок в целом	максимальное	250	242		204	227		207	217		222	243			
	минимальное	3	3		3	3		3	3		3	3			
	среднее	5.959	5.975	5.967	6.032	6.024	6.028	6.018	6.035	6.027	6.032	6.057	6.045	6.0	6.017
каркас	максимальное	250	240		204	225		164	190		208	197		209	213
	минимальное	4	4		4	4		4	4		4	4		4	4
	среднее	5.933	5.935	5.934	6.030	6.019	6.025	6.022	6.062	6.042	6.044	6.067	6.056	6.036	6.0
матрикс	максимальное	72	79		37	36		24	25		17	16		12	15
	минимальное	0	0		0	0		0	0		0	0		0	0
	среднее	4.412	4.460	4.436	3.205	3.032	3.119	3.049	3.146	3.098	2.353	2.432	2.393	1.815	1.829
крупные	максимальное	250	242		204	227		207	217		222	243		224	225
	минимальное	26	12		73	69		63	35		85	72		90	99
	среднее	170.617	174.065	172.341	143.696	144.509	144.103	143.178	137.953	140.566	160.030	154.123	157.077	162.327	164.302
средние	максимальное	88	85		46	48		28	28		23	21		16	17
	минимальное	3	3		4	3		3	3		3	3		3	3
	среднее	47.695	47.700	47.698	22.518	22.866	22.692	14.104	14.060	14.082	10.788	10.538	10.663	8.682	8.707
мелкие	максимальное	9	10		9	9		9	9		8	9		9	9
	минимальное	3	3		3	3		3	3		3	3		3	3
	среднее	5.329	5.323	5.326	5.070	5.106	5.088	4.783	4.787	4.785	4.670	4.670	4.670	4.628	4.648

координационные числа крупных частиц и частиц осадка в целом совпадают, это очевидно. Среднее координационное число крупных частиц ведет себя неоднозначно при увеличении d_K/d_C : сначала оно уменьшается от 172.341 при $d_K/d_C=2$ до 140.566 при $d_K/d_C=4$, а затем возрастает до 163.315 при $d_K/d_C=6$. Такой же провал при $d_K/d_C=4$ наблюдается и для максимального координационного числа каркаса. Среднее координационное число средней фракции строго уменьшается с 47.698 до 8.695 при увеличении d_K/d_C . Максимальное координационное число средней фракции тоже строго уменьшается при увеличении d_K/d_C т.е., чем меньше размер частиц средней фракции, тем меньше их координационное число. Это очевидно. Та же тенденция наблюдается и для мелких частиц осадка: координационное число уменьшается с уменьшением размера частиц средней фракции.

В результате проведенных экспериментов были установлены следующие закономерности. Самым плотным (пористость 26,302%) является трёхразмерный насыщенный осадок с отношениями $d_K/d_C=2$ и $d_C/d_M=6$. Все крупные частицы образцов трёхразмерных случайно упакованных моделей принадлежат каркасу. 95–99,5% средних частиц и 52–88% мелких частиц образца трёхразмерного осадка составляют каркас образца. Доля объёма каркаса в образце трёхразмерного осадка больше 93%. Координационные числа частиц трёхразмерных осадков в целом и их каркасов приблизительно равны 6. Координационные числа средней и мелкой фракций уменьшаются с уменьшением размера частиц средней фракции при постоянных значениях размеров частиц крупной и мелкой фракций. Разность между пористостями трёхразмерного насыщенного осадка и его каркаса – величина не постоянная при различных отношениях d_K/d_C . Она зависит от доли объёма каркаса в осадке: чем больше доля объёма каркаса, тем меньше разность.

Применение компьютерного моделирования позволяет предсказывать физические и фильтрационно-ёмкостные свойства горной породы исходя из ее гранулометрического состава, что важно в нефтепромысловой геологии, литологии и материаловедении.

Литература

1. Амосова О.Е. Компьютерное моделирование структуры и порового пространства терригенных осадков. Диссертация...канд. геол.-мин. наук. Сыктывкар, Коми НЦ УрО РАН, 2000.
2. Амосова О.Е. Компьютерное моделирование седиментационного процесса на вычислительном кластере // Вестник Института геологии, Сыктывкар, 2010. № 9. Вып. 2. С. 9–10.
3. Ткачев Ю.А., Амосова О.Е. Терригенный осадок...с изнанки // Вестник Института геологии. Сыктывкар, 1999. № 2.

О ПРОГРАММЕ ДЛЯ ЭВМ «ТРЕНДЫ ФСП-1» И ЕЕ ПРИМЕНЕНИИ В ИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМАХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

В.А. Антонов, М.В. Яковлев

Институт горного дела УрО РАН

В экспериментальных исследованиях горно-геологических объектов, технологических и социально-экономических процессов на горных предприятиях часто применяют регрессионный анализ. Уравнения регрессии получают с помощью известных математико-статистических компьютерных программ, например Excel, Stadia, SPSS, Statistica, в которых для оптимизации коэффициентов, стоящих при функциях уравнений регрессии, применен метод наименьших квадратов (МНК). Поэтому небольшой перечень таких уравнений ограничивается непосредственно линейной или сводящейся к ней регрессией. Реальные связи между экспериментально измеренными геологическими, технологическими или экономическими величинами намного сложнее и описываются уравнениями нелинейной регрессии, в которых дополнительными численными методами требуется оптимизировать еще разные параметры, содержащиеся в функциях уравнений. Однако программные средства их построения в мировой практике еще не созданы из-за неустойчивой сходимости известных алгоритмов оптимизации. Это обстоятельство сдерживает развитие информационных систем горных предприятий, так как применяемые в них регрессионные модели исследуемых объектов и процессов часто бывают излишне искусственными и мало достоверными.

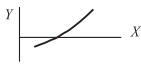
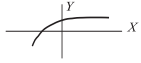
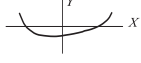
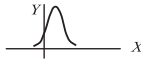
В результате исследований [1, 2], проведенных в Институте горного дела УрО РАН, доказано, что уравнения нелинейной регрессии эффективно оптимизируются при совместном применении МНК и предложенного Антоновым В.А. простого и надежного численного метода приближений параболической вершины (МППВ). Данный метод реализован в компьютерной программе для ЭВМ «Уравнения нелинейной регрессии, тренды двумерные функционально-факторные с самоопределяющимися параметрами и повышенной достоверностью (Тренды ФСП-1)» [3], разработанной в Институте. Ее главное отличие от известных программ состоит в том, что регрессия строится по функционально-факторному принципу, согласно которому входящие в уравнения функции задаются в общем виде и рассматриваются как математически выраженные факторы влияния природных или каких-либо иных процессов на искомую регрессию. Пользователю не нужно априори задавать функциональные параметры уравнений, например показатели степени. Они рассчитываются, с учетом особенностей распределения полученных в экспериментах значений зависимой и независимой величин (узловых точек), как оптимальные в области рациональных дробных, положительных и отрицательных чисел самой программой. Критерием оптимизации является достижение наибольшего коэффициента детерминации уравнений.

Перечень программных уравнений нелинейной регрессии приведен в табл. 1. В уравнениях ПС СПС влияние от одного до трех регрессионных факторов учитывается аддитивно функциями степенными, а в уравнениях ПП СК влияние одного

или двух факторов – функциями показательными. В уравнении ППЛС СК совместно действуют факторы, выраженные функциями показательной и линейно-степенной. Факторы нормального и совмещенного с ним показательного распределения выражаются в соответствующих уравнениях НР СК и ППНР СК. В шести уравнениях вида ПАР СП влияние факторов левого или правого ассиметричного распределения с одним или двумя экстремумами выражается мультипликативным взаимодействием смещенных степенных и показательных функций. В трех уравнениях вида ПКС СП влияние факторов переходных процессов отображается квазиступенчатой функцией.

Таблица 1

Двумерные уравнения нелинейной регрессии ФСП-1

Тип уравнения (самоопределяющиеся параметры)	Формула уравнения	Характерный график
ПОЛИНОМНЫЕ СТЕПЕННОЙ ФУНКЦИИ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМИСЯ ПОКАЗАТЕЛЯМИ СТЕПЕНИ μ (ПС СПС), $X > 0$		
$A-X(\mu)$	$Ax^\mu + B$	
$A-X(\mu_1, \mu_2)$	$A_1x^{\mu_1} + A_2x^{\mu_2} + B$	
$A-X(\mu_1, \mu_2, \mu_3)$	$A_1x^{\mu_1} + A_2x^{\mu_2} + A_3x^{\mu_3} + B$	
ПОЛИНОМНЫЕ ПОКАЗАТЕЛЬНОЙ ФУНКЦИИ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМИСЯ КОЭФФИЦИЕНТАМИ β В ПОКАЗАТЕЛЯХ СТЕПЕНИ (ПП СК)		
$A-X(\beta)$	$Aa^{\beta x} + B$	
$A-X(\beta_1, \beta_2)$	$A_1a^{\beta_1 x} + A_2a^{\beta_2 x} + B$	
ПОЛИНОМНОЕ ПОКАЗАТЕЛЬНОЙ И ЛИНЕЙНОЙ СТЕПЕННОЙ ФУНКЦИЙ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМСЯ КОЭФФИЦИЕНТОМ β В ПОКАЗАТЕЛЕ СТЕПЕНИ (ППЛС СК)		
$A-X(\beta, \mu=1)$	$A_1a^{\beta x} + A_2x + B$	
НОРМАЛЬНОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМИСЯ СМЕЩЕНИЕМ $\bar{x}$ И КОЭФФИЦИЕНТОМ σ (НР СК), $\sigma > 0$		
$M-X(\bar{x}, \sigma)$	$A \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-\bar{x})^2}{2\sigma^2}}$	

ПОЛИНОМНОЕ ПОКАЗАТЕЛЬНОЙ И НОРМАЛЬНО РАСПРЕДЕЛЕННОЙ ФУНКЦИЙ
С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМСЯ СМЕЩЕНИЕМ $\bar{x}$ И КОЭФФИЦИЕНТАМИ β, σ (ПНПР СК), $\sigma > 0$

$$AM-X(\beta, \bar{x}, \sigma) \quad A_1 a^{\beta x} + A_2 \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-\bar{x})^2}{2\sigma^2}} + B \quad \img alt="Graph of a normal distribution curve" data-bbox="758 143 874 179"/>$$

ПОЛИНОМНЫЕ ФУНКЦИИ АССИМЕТРИЧНОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМСЯ
СМЕЩЕНИЯМИ x_0 , ОСНОВАНИЯМИ a И ПОКАЗАТЕЛЯМИ СТЕПЕНИ μ (ПАР СП), $X > 0, a > 1, \mu > 0$

$$M-X(a, \mu) \quad A[x a^{-x}]^{\mu} + B \quad \img alt="Graph of an asymmetric distribution curve" data-bbox="768 243 874 276"/>$$

$$M-X(a, \mu, x > x_0) \quad A[(x - x_0) a^{x - x_0}]^{\mu} + B \quad \img alt="Graph of an asymmetric distribution curve" data-bbox="768 293 874 329"/>$$

$$M-X(a, \mu, x < x_0) \quad A[(x_0 - x) a^{x - x_0}]^{\mu} + B \quad \img alt="Graph of an asymmetric distribution curve" data-bbox="768 348 874 386"/>$$

$$AM-X(a_1, a_2, \mu_1, \mu_2, x > x_{01}, x > x_{02}) \quad A_1[(x - x_{01}) a_1^{x - x_{01}}]^{\mu_1} + A_2[(x - x_{02}) a_2^{x - x_{02}}]^{\mu_2} + B \quad \img alt="Graph of a bimodal distribution curve" data-bbox="768 403 874 438"/>$$

$$AM-X(a_1, a_2, \mu_1, \mu_2, x < x_{01}, x < x_{02}) \quad A_1[(x_{01} - x) a_1^{x - x_{01}}]^{\mu_1} + A_2[(x_{02} - x) a_2^{x - x_{02}}]^{\mu_2} + B \quad \img alt="Graph of a bimodal distribution curve" data-bbox="768 457 874 491"/>$$

$$AM-X(a_1, a_2, \mu_1, \mu_2, x_{01} < x < x_{02}) \quad A_1[(x_{01} - x) a_1^{x - x_{01}}]^{\mu_1} + A_2[(x - x_{02}) a_2^{x - x_{02}}]^{\mu_2} + B \quad \img alt="Graph of a bimodal distribution curve" data-bbox="768 506 874 541"/>$$

ПЕРЕХОДНЫЕ КВАЗИСТУПЕНЧАТЫЕ С САМООПРЕДЕЛЯЮЩИМСЯ СМЕЩЕННЫМ ЦЕНТРОМ x_0 И
КОЭФФИЦИЕНТОМ КРУТИЗНЫ ПЕРЕХОДА β (ПКС СП) (Γ – горизонтальные, Π – параллельные)

$$A-X(x_0, \beta)\Gamma \quad \frac{A}{1 + e^{\beta(x - x_0)}} + B \quad \img alt="Graph of a horizontal transition curve" data-bbox="768 614 874 650"/>$$

$$A-X(x_0, \beta)\Pi \quad \frac{A_1}{1 + e^{\beta(x - x_0)}} + A_2(x - x_0) \sum_{i=2}^{i=3} \frac{1}{(-1)^i \frac{200(x - x_0)}{(x_0 - x_1)}} + B \quad \img alt="Graph of a parallel transition curve" data-bbox="768 682 874 723"/>$$

$$A-X(x_0, \beta) \quad \frac{A_1}{1 + e^{\beta(x - x_0)}} + \sum_{i=2}^{i=3} \frac{A_i(x - x_0)}{(-1)^i \frac{200(x - x_0)}{(x_0 - x_1)}} + B \quad \img alt="Graph of a transition curve" data-bbox="768 760 874 805"/>$$

Вид главной страницы программы изображен на рис. 1. Отсюда открываются следующие дополнительные окна: выбора параметров построения уравнений; выбора вида и типа уравнений; задания погрешности входных значений зависимой величины; окно работы с проектами, окно подписей к графикам.

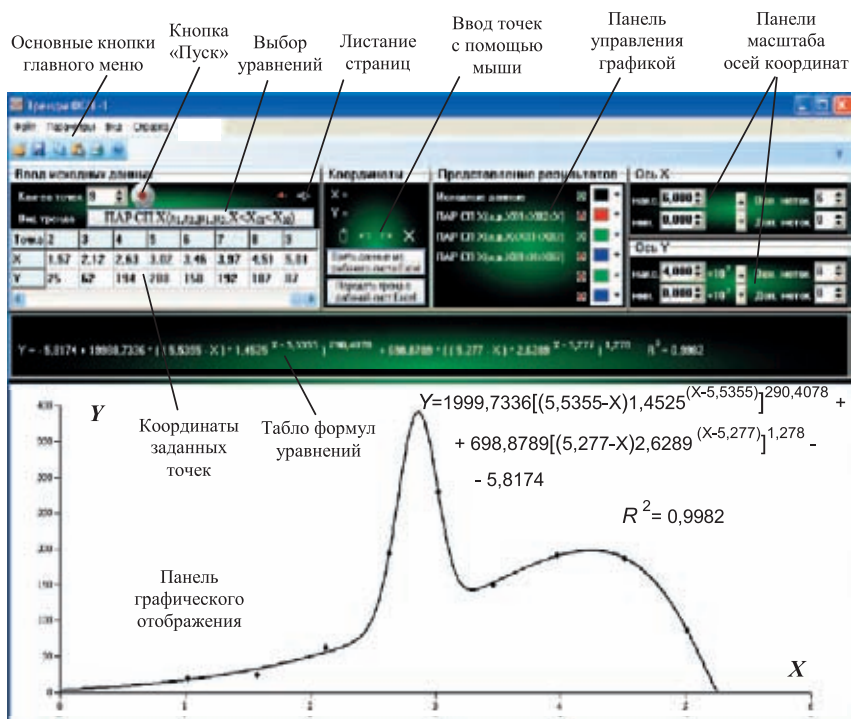


Рис. 1. Главная страница программы

Заданные независимые X_i и зависимые Y_i значения узловых i -точек вставляются в программу разными способами – вручную с помощью мыши, из текстового файла, из файла Excel или из буфера обмена. После построения уравнений их формулы и графики, а также значения узловых точек можно сохранить в текстовый файл, в файл Excel или в буфер обмена. В окне проекта накапливаются и просматриваются совместно или отдельно графики разных уравнений. В окне «Параметры» устанавливаются режимы расчета уравнений по относительной погрешности от 0,1 до 0,0001, либо по количеству итераций. Погрешность значений зависимой величины в узловых точках задается для автоматического выбора программой наиболее достоверного уравнения ПС СПС по признаку его адекватности, т.е. соответствия отображаемому регрессией объекту или процессу.

Начальное формирование уравнений ФСП по факторному признаку и в общем функциональном виде обеспечивает их адекватность за счет объективного природного происхождения учтенных факторов и дополнительной оптимизации, касающейся параметров функций, содержащихся в исходных уравнениях. Поэтому достоверность интерполяции и экстраполяции уравнениями ФСП повышена по сравнению с широко известными минимально оптимизированными уравнениями, в которых функции подбираются формально искусственно и значения их параметров необоснованно задаются целыми числами.

Уравнения ФСП (формулы, графики, коэффициент детерминации, оценка адекватности) распространяются в областях интерполяции и экстраполяции при условии их однородности (одинаковых свойств) с заданными узловыми точками, по которым строится регрессия. Это означает, что в областях, так же как в узловых точках, действуют факторы, функционально учтенные в уравнениях, и не предполагается появление других, вновь возникших, факторов. Таким же образом, при удалении от узловых точек в областях сохраняются другие свойства пространства, косвенно влияющие на регрессию. Новые свойства, например тектонические разломы и сдвиги горных пород, в них должны отсутствовать. Внешние границы регрессии устанавливаются там, где по теоретическим соображениям прекращается действие хотя бы одного из учтенных факторов. Это может произойти на краю зоны локального распространения факторов, при появлении обусловленного чем-либо граничного значения зависимой величины или факторной функции, смене их алгебраического знака и т. д.

Уравнения регрессии, тренды, построенные программой «Тренды ФСП-1», используются в информационных системах. Они позволяют на основе экспериментов, проведенных на горном предприятии, а также имеющихся результатов маркшейдерских и геофизических измерений, геологического, технологического опробования решать следующие задачи.

- Установить, дать истолкование, объяснить математически геологическую, технологическую или социально-экономическую закономерность, по которой распределены данные эксперимента (узловые точки).
- Создать математическую регрессионную модель горно-геологического объекта или технологического процесса.
- Определить характерные параметры (экстремумы, особые точки, асимптоты, пересечения с осями координат) отображаемых объектов или процессов.
- Предсказать значения зависимой величины (дать прогноз) в областях интерполяции и экстраполяции.
- Управлять объектом или технологическим процессом по уравнению регрессии.

Приведем примеры практического решения некоторых задач. На рис. 2 показаны уравнения регрессии и их графики, построенные программой по результатам технологических экспериментов с целью установления закономерностей изучаемых процессов и определения их характерных параметров. На рис. 2а уравнением ПС СПС с тремя степенными факторами показана зависимость себестоимости меди C от ее флотационного извлечения ε из промпродуктов. Установлено, что минимальной себестоимости соответствует $\varepsilon_0 = 84,5\%$. На рис. 2б зависимость извлечения E частиц в концентрат от времени t отображена уравнением ППЛС СК. На участке перехода линии регрессии к линейной асимптоте определено значение установившейся скорости извлечения $v = 0,1433\%/c$, а также время ее стабилизации $t_s = 26$ с. На рис. 2в приведены график и уравнение ПАР СП с правосторонней асимметрией, построенные по экспериментальной выборке узловых точек. Они выражают закономерность распределения η частиц угольной пыли, образуемой в забое, по их размеру d . По уравнению определены значения размера $d_1 = 7$ мкм, $d_2 = 27$ мкм, соответствующие двум максимумам распределения. На рис. 2г квази-ступенчатым уравнением ПКС СП установлена зависимость осадки ΔH мульд

поверхности грунта от расстояния L до забоя подземной проходки. По уравнению определены расстояния до забоя, соответствующие разным стадиям проходки.

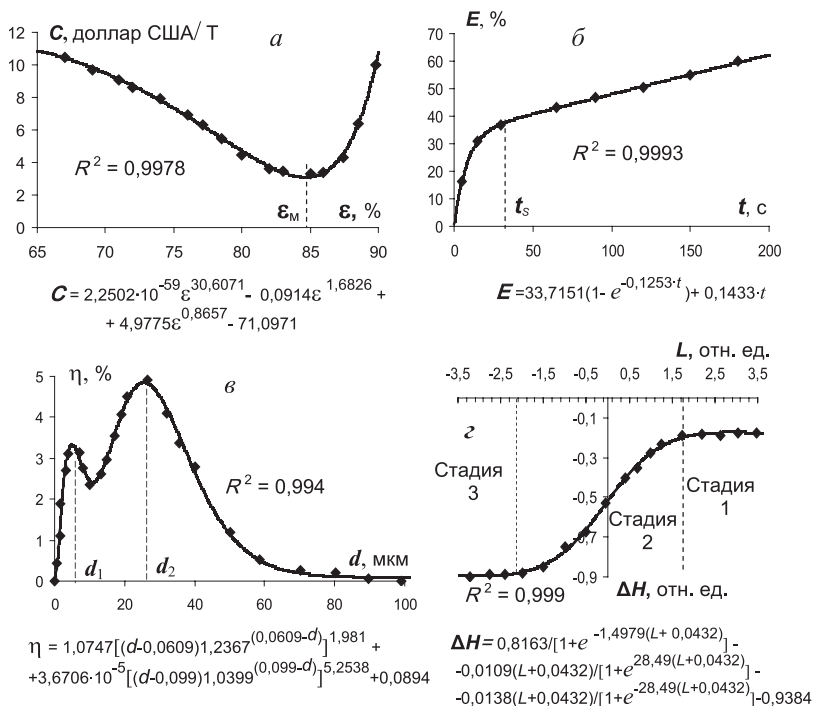


Рис. 2. Примеры построения регрессии в технологических исследованиях

На рис. 3 показана модель профильной линии контакта осадочных и магматических горных пород геолого-сейсмического разреза, выраженная уравнениями ФСП. Узловые точки (X_i, H_i) , по которым проведена регрессия, представляют собой центры экспериментально зафиксированных площадок сейсмического отражения, происходящего на контакте обозначенных горных пород. Учитывая сложную конфигурацию контакта, образовавшуюся под действием на отдельных участках профиля разных природных факторов, моделирование проведено сплайном уравнений. Зона контакта по факторным признакам пликативных и дизъюнктивных дислокаций разделена на четыре частично перекрывающихся интервала, в пределах которых построены соответствующие уравнения регрессии H_1, H_2, H_3, H_4 . На участках перекрытия интервальные уравнения сопряжены. Формулы уравнений и их сопряжений сведены в табл. 2. В интервале $[2, X_2]$ с регрессией H_1 прогиб выражен экспоненциальной функцией, а узкая складка разбросанных брекчий, внедренная в интрузию в зоне разлома W_1 , – функцией нормального распределения. В интервале $[X_1, X_4]$ конфигурация контактной линии с крутым левым склоном описывается полиномом H_2 функций смещенного ассиметричного распределения.

В интервале $[X_3, X_6]$, где присутствует тектонический сдвиг, регрессия H_3 представлена переходной квазиступенчатой функцией с произвольным наклоном ступеней. Так как интервал $[X_5, 9]$ содержит три монотонности в изгибах складчатой зоны, то регрессия H_4 представлена полиномом с тремя степенными функциями.

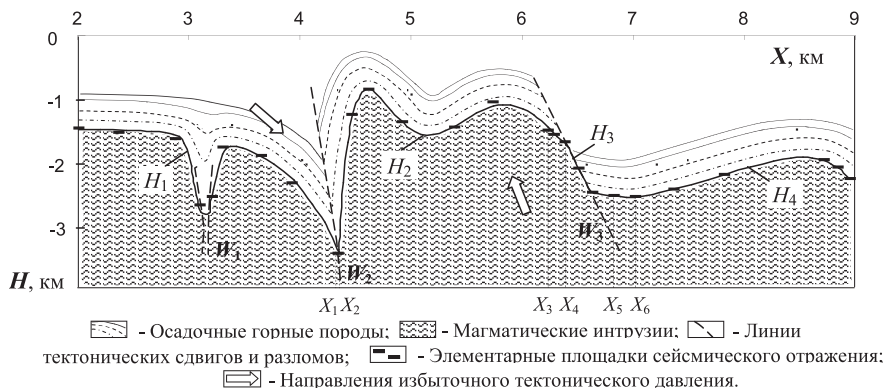


Рис. 3. Геолого-сейсмический разрез контактной зоны осадочных и магматических горных пород

Таблица 2

Регрессионная сплайновая модель профильной границы магматической интрузии

Интервалы профиля, км	Формулы регрессии	R2
Интервальные уравнения		
$[2, X_2]$	$H_1 = -0,00016 \cdot e^{2,1713 X} - \frac{0,2703}{0,087\sqrt{2\pi}} e^{\frac{(X-3,1277)^2}{2 \cdot 0,087^2}} - 1,4475$	0,9935
$[X_1, X_4]$	$H_2 = 21,0392 \left[(X - 4,2867) \cdot 38,364^{4,2867 - X} \right]^{0,5671} + 28,4254 \left[(X - 4,2001) \cdot 1,6998^{4,2001 - X} \right]^{4,9245} - 6,6396$	0,9903
$[X_3, X_6]$	$H_3 = \frac{0,6139}{1 + e^{30,9474(X-6,4942)}} - \frac{1,2489(X-6,4942)}{1 + e^{253,1646(X-6,4942)}} - \frac{0,1185(X-6,4942)}{1 + e^{-253,1646(X-6,4942)}} - 2,4586$	0,9954
$[X_5, 9]$	$H_4 = 1,79504215577985131 \cdot 10^{82} \cdot X^{-100} - 7,3314 \cdot 10^{-25} \cdot X^{25,5143} + 7,9816 \cdot 10^{-7} \cdot X^{6,7135} - 2,8992$	0,9948
Сопряжения интервальных уравнений		
$[X_1, X_2]$	$[X_3, X_4]$	$[X_5, X_6]$
$H_{1,2} = H_1 \frac{X_2 - X}{X_2 - X_1} + H_2 \frac{X - X_1}{X_2 - X_1}$	$H_{2,3} = H_2 \frac{X_4 - X}{X_4 - X_3} + H_3 \frac{X - X_3}{X_4 - X_3}$	$H_{3,4} = H_3 \frac{X_6 - X}{X_6 - X_5} + H_4 \frac{X - X_5}{X_6 - X_5}$

Графики прогнозирования уравнениями ФСП показаны на рис. 4. На рис. 4,а ромбами обозначены содержания железа C_{Fe} в руде до глубины 115 м, полученные по результатам опробования керна буровой скважины. По имеющимся данным проведена регрессионная оценка содержания железа в руде, расположенной ниже скважины по направлению глубины h до 200 м. На рисунке показаны графики широко известных квадратичного и кубического трендов, которые хорошо аппроксимируют содержание железа в интервале расположения узловых точек. Однако в прогнозной области они не достоверны. Тренды расходятся по противоположным направлениям так, что квадратичный тренд существенно занижает, а кубический наоборот резко завышает ожидаемое содержание железа. Этим недостатком лишен построенный здесь же тренд ПС СПС с двумя степенными функциями. Они учитывают наличие участков монотонного возрастания и убывания регрессии, что объясняется противоположным действием соответствующих генетических факторов – поверхностного выщелачивания руды и ее гидротермальной минерализации. Линия регрессии находится между квадратичным и кубическим трендами и показывает более устойчивый и достоверный прогноз содержания железа в нижних горизонтах руды.

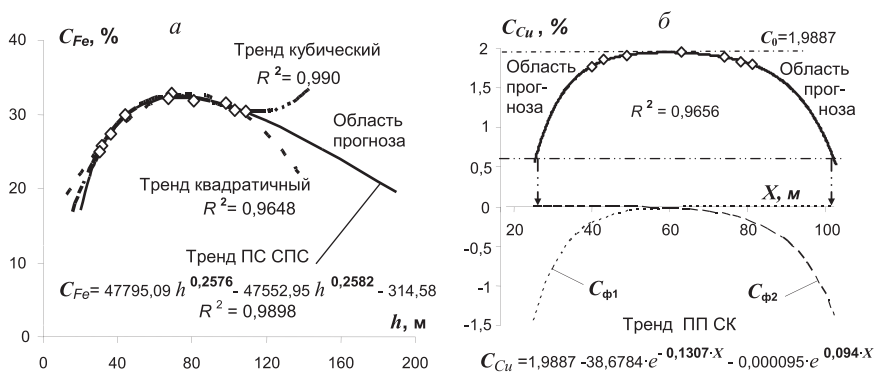


Рис. 4. Прогнозные уравнения и графики трендов ФСП:

а – ожидаемые кондиции железа в интервале дополнительного бурения нижних горизонтов руды;
б – оценка горизонтальной протяженности подземного блока руды по бортовому содержанию меди

На рис. 4,б ромбами отмечена выборка распределения содержания меди, полученная по результатам геологического опробования в некоторых доступных точках подземного профиля X , пересекающего горный блок медной руды. Требуется на основе регрессионного анализа определить на недоступных крайних участках профиля распределение меди и по нему оценить положение границ интервала руды с бортовым ее содержанием не ниже 0,6 %. Известно, что тектонических нарушений и сдвигов горных пород на профиле нет. Рудный пласт, имеющий первичное вулкано-магматическое происхождение, на более поздней стадии генезиса подвергался зональному двустороннему противоположно направленному по профилю воздействию факторов гидротермального метасоматоза, сопровождавшемуся выносом меди. Полагая, что действие факторов вдоль профиля функционально выражается

экспонентами, построен тренд ПП СК. На этом же рисунке изображены графики отрицательных факторных функций $C_{\phi 1}$ и $C_{\phi 2}$, уменьшающих первоначальную концентрацию $C_0 = 1,9887\%$ меди на концах профиля, соответственно слева и справа. Интервал их действия ограничен неравенством $C_0 + C_{\phi 1} + C_{\phi 2} > C_b$, где C_b – концентрация меди во вмещающей горной породе. Однако, с учетом условия о бортовом содержании меди, по уравнению определим, что участок кондиционной руды расположен в интервале профиля от 26 м до 102 м. На рисунке границы интервала обозначены стрелками.

В заключении отметим, что коэффициент детерминации R^2 приведенных в примерах уравнений принимает значения не менее 0,9, что с учетом факторного происхождения регрессии свидетельствует о ее высокой достоверности. Продолжительность расчетов и построения программой большинства уравнений не превышает одну секунду. Ее объем не больше 10 МБ. Программу так же можно применять в областях промышленности, науки и техники, где требуется построение регрессии величин математических и физических, разных параметров и показателей, например социологических, технических, экономических.

Литература

1. Антонов В.А. Об одном методе построения полиномиальных трендов с самоопределяющимися показателями и коэффициентами // Экономика и математические методы. 2010. Т. 46. № 2. С. 78 – 88.
2. Антонов В.А. Геоинформационное определение и построение достоверных полиномиальных степенных трендов нового типа СПС // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № 3. С. 53–65.
3. Антонов В.А. Уравнения нелинейной регрессии, тренды двумерные функционально-факторные с самоопределяющимися параметрами и повышенной достоверностью (Тренды ФСП-1): программа для ЭВМ, РФ; регистр. номер 2011616230/ В.А. Антонов, М.В. Яковлев. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ МАРКШЕЙДЕРСКИХ РАБОТ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

А.В. Бурцев

ООО «Фирма Г.Ф.К.»

С каждым годом темпы и масштабы строительства подземных сооружений, а также добычи полезных ископаемых значительно возрастают. Проекты становятся все сложнее и амбициознее, к ним предъявляются высокие требования к качеству, производительности, скорости и безопасности работ. Для удовлетворения этих требований на всех этапах работ необходимо использовать современные технологии и оборудование. Передовые компании стремятся автоматизировать работы для повышения производительности, исключения ошибок, связанных с человеческим фактором, а также уменьшить число людей, работающих в опасной зоне.

Маркшейдерские службы выполняют важную роль в обеспечении вышеописанных требований. К их основным задачам как при строительстве, так и при добыче полезных ископаемых относятся:

- вынос проекта в натуру (разбивка осей, сечений, вынос точек под БВР, установка крепи и многое другое);
- съемка выработанного пространства, подсчет объемов породы и бетона;
- геодезический мониторинг земной поверхности, зданий и сооружений, находящихся в областях возможных деформаций, и при проходке опасных участков в зонах разломов и др.

Однако обеспечить высокие темпы работ и своевременный мониторинг становится весьма затруднительно, даже в случае использования современных электронных тахеометров, пришедших на смену оптическим теодолитам и обычным рулеткам.

Важной вехой в геодезии в целом и маркшейдерии в частности стало появление электронных моторизированных тахеометров, лазерных сканеров и специализированного программного обеспечения, которые вместе представляют мощные высокопроизводительные системы для геодезического обеспечения различных подземных работ. Такие системы – TMS и АСДМ будут описаны в данной статье.

TMS (Tunnel Measurement System) – система полного геодезического обеспечения подземного строительства, разработана швейцарской компанией «AMBERG Technologies».

TMS применяется для:

- строительства и реконструкции тоннелей;
- горного дела;
- строительства гидростанций;
- строительства бункеров;
- строительства метро и др.

География применения этой системы чрезвычайно широка. Знаковыми примерами могут служить самый протяженный тоннель в мире, соединяющий Швейцарию и Италию (рис. 1) и крупнейший железорудный рудник в Швеции (рис. 2). В России данная система используется при сооружении комплекса тоннелей совмещенной скоростной автомобильной и железной дорог Адлер – «Альпика-Сервис» (рис. 3), которая должна быть построена к зимним олимпийским играм 2014 года. В нашей стране с помощью этой системы было построено и реконструировано множество тоннелей на Транссибе, БАМе, Кавказе, в других регионах, а первыми в России, кто стал использовать эту систему, была компания «Норильский никель», применяющая TMS для съемки очистных лент.

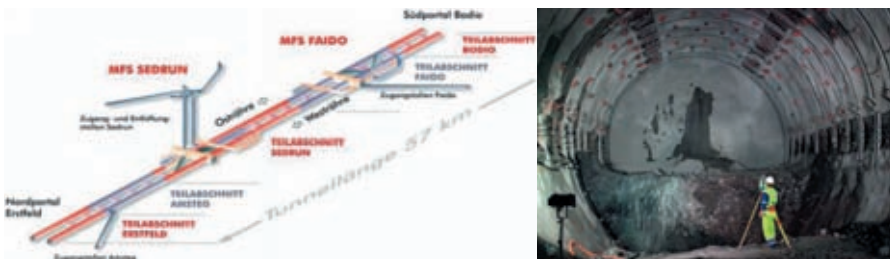


Рис. 1. Готтардский базисный тоннель. Железнодорожный тоннель в Швейцарии длиной 57 км. Общая длина выработок около 152 км

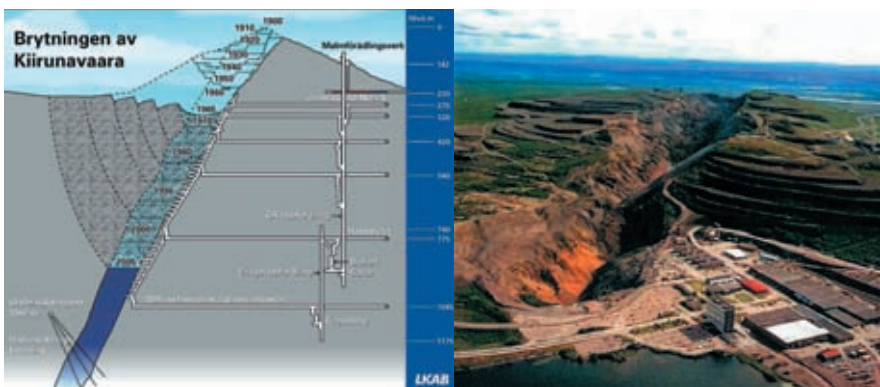


Рис. 2. Рудник Kiruna – Швеция. Крупнейший железорудный рудник в мире. В эксплуатации более 100 лет. Добыто более 950 миллионов тонн железной руды. Длина рудного тела 4 км, толщина 80 м и 2 км глубина залегания. Общая длина выработок на 10 горизонтах – 400 км



Рис. 3. Совмещенная (автомобильная и железная) дорога Адлер – «Альпика - Сервис».
Сооружение 6 тоннельных комплексов общей длиной тоннелей – 29,4 км

TMS использует современные моторизированные электронные тахеометры Leica TPS 15 Viva/TPS 30, лазерные сканеры Profiler 5003 и специализированное программное обеспечение.

TMS позволяет вести рутинные однотипные разбивочные работы с высокой точностью в автоматическом режиме без присутствия маркшейдера в забое, установив прибор на консоль. Давать команды с помощью пульта дистанционного управления может горный мастер или другой специалист, находящейся в забое. При этом круг лиц и уровень доступа к программе определяется маркшейдером. С помощью TMS быстро и очень точно можно выставить арочную крепь, разметить точки под бурение шпуров, анкера, вынести различные линейные объекты и мн. др. (рис. 4).

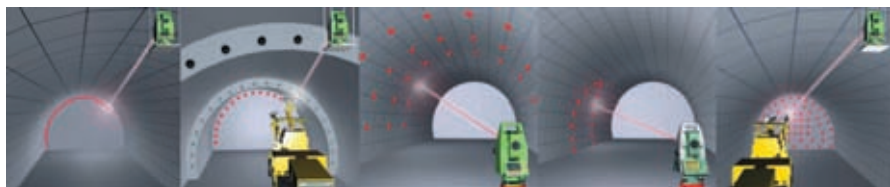


Рис. 4. Автоматизация разбивочных работ

TMS автоматизирует съемку выработок, а также обработку этих измерений. Сокращение временных затрат – в 3–5 раз при съемке. А временные затраты на обработку вообще не идут ни в какое сравнение, поскольку процесс составления исполнительной документации с выдачей данных по отклонениям, площадям и объемам сводится лишь к нескольким нажатиям клавиш «мышки», вместо долгой и кропотливой работы традиционным способом, когда обработка измерений порой занимает больше времени, чем, собственно, сами измерения.

Помимо вышесказанного TMS позволяет оперативно определить и выявить отклонения от проекта непосредственно в поле (рис. 5).

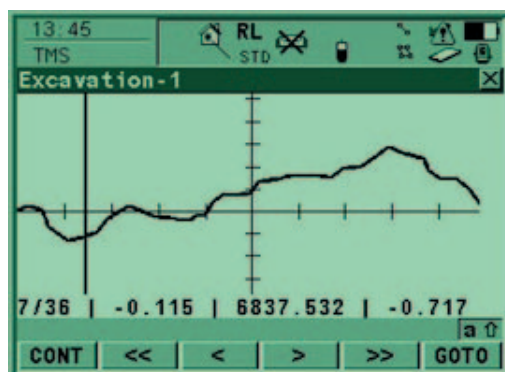


Рис. 5. График отклонений от проектного сечения на экране тахеометра
(выше горизонтальной линии – перебор, ниже – недобор)

Лазерный сканер (рис. 6) дает возможность проводить максимально детальную съемку за короткий промежуток времени. В специализированной программе TMS ScanCloud можно быстро и с очень высокой точностью получить толщины и объемы выбранной породы и слоев (например, бетона). А сделав измерения в разные промежутки времени и сравнив их, – определить области деформации.



Рис. 6. Лазерный сканер Profiler 5003

Использование TMS позволяет автоматизировать работу маркшейдерской службы; значительно повысить производительность и точность работ, исключив ошибки, связанные с человеческим фактором; сократить материальные затраты; уменьшить количество персонала, работающего в забое; обеспечить высокое соответствие проекту и детальный подсчет объемов работ.

Очень важным пунктом для обеспечения комплексной безопасности при ведении подземных работ является контроль стабильности земной поверхности, зданий и сооружений, находящихся в зонах воздействия горных выработок, и прогнозирование их поведения. Деформационный мониторинг состояния природных объектов и искусственных сооружений в наши дни является

необходимостью и неотъемлемой частью комплексной системы обеспечения безопасности.

Уровень современного оборудования, новейшие средства коммуникаций, мощные вычислительные системы и программные продукты позволяют разрабатывать и создавать Автоматизированные Системы Деформационного Мониторинга (АСДМ).

АСДМ обладают рядом отличий и преимуществ, в сравнении с традиционным мониторингом: контроль данных в реальном времени с удаленного места; возможность осуществлять мониторинг объектов 24 часа в сутки 7 дней; автоматизированные системы мониторинга осуществляют сбор данных, предварительный анализ информации и отправку ее в любое место через Интернет; система способна отследить изменения за секунды, минуты, часы, дни, недели или месяцы; хранение информации в электронной базе данных.

Каждый объект уникален и требует создания своей системы мониторинга, с учетом характеристик и сложности объекта, количества определяемых параметров и необходимой точности, а также имеющейся инфраструктуры и местных условий.

В мониторинге могут использоваться множество различных средств сбора данных: геодезические (TPS, GPS/Глонасс приемники, дальнометры, датчики наклона), геотехнические (акселерометры, тензометры, трещиномеры и мн.др.) и другие средства наблюдений (метеодатчики, видеокамеры). В результате обработки геодезических измерений можно получить информацию о текущем состоянии объекта в виде значений деформации, смещений и отклонений от проектного или его предыдущего состояния. Геотехнические средства позволяют фиксировать другие параметры, которые могут быть проанализированы совместно с результатами геодезических измерений для выяснения корреляции и причин изменения состояния объекта.

В России и за рубежом существует множество примеров использования АСДМ для обеспечения безопасности при строительстве и эксплуатации различных важных объектов, в том числе и подземных сооружений (рис. 7).

ООО «Фирма Г.Ф.К.» совместно с партнерами успешно реализовала ряд проектов по внедрению АСДМ на основе различного измерительного оборудования:

Здания:

- Кремль, Москва
- Красная площадь, д. 5, Москва
- Высотные здания «Москва-Сити»
- Ледовый дворец в Крылатском, Москва

Мосты и тоннели:

- Золоторожский мост, Владивосток
- Мост через р. Енисей, Красноярск
- Алабяна-Балтийский тоннель, Москва
- Тоннель КАД под входными воротами, Кронштадт

Промышленные сооружения:

- Загорская ГАЭС
- Богучанская ГЭС (в стадии реализации)
- Бурейская ГЭС (в стадии реализации)
- Саяно-Шушенская ГЭС (в стадии реализации)



Рис. 7. Мониторинг тоннелей: а) в России, б) в Швейцарии

Параметры системы могут быть установлены так, что любое отклонение за пределы установленного диапазона (величина, скорость, ускорение смещения и др.) может автоматически сопровождаться уведомлением ответственных лиц и оповещением технического персонала. Эта своевременная информация дает операторам время для принятия решений и выполнения необходимых действий для предотвращения критических ситуаций, аварий, человеческих жертв.

Выводы. Исходя из вышеизложенного, мы видим, что применение современных инновационных маркшейдерских технологий при строительстве и эксплуатации подземных сооружений, добыче полезных ископаемых являются неотъемлемой частью успешности проектов и позволяют:

- обеспечить высокую скорость и производительность работ, оптимизировать процесс в целом;
- вести детальный подсчет объемов выбранной породы, затраченного бетона на обделку;
- значительно сократить применение ручного труда, что дает возможность привлечь оптимальное количество персонала для работы в забое;
- существенно уменьшить материальные затраты за счет увеличения точности работ и сокращения объемов горной массы и бетона;
- повысить безопасность на всех стадиях реализации проекта.

КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ МОДЕЛИРОВАНИЯ СИСТЕМ ОСУШЕНИЯ КАРЬЕРОВ

Ю.И. Волков, О.О. Вершинина

ОАО «ВЮГЕМ»

Защита карьеров от подземных вод в большинстве случаев – мероприятия необходимые и довольно затратные. Как правило, наиболее экономичный и целесообразный вариант системы осушения обосновывается с использованием компьютерных технологий и элементов имитационного моделирования сложных систем. На первом, основном, этапе моделирования системы осушения должна быть создана геофильтрационная модель, адекватно отражающая природные и техногенные условия отработки месторождения полезных ископаемых, а также технологические особенности ведения горных работ.

Применение компьютерного моделирования позволяет дать надежные прогнозы водопритоков в горные выработки, разработать эффективную структуру системы защиты карьера от подземных вод и обосновать технологию осушения, что в целом служит основой для минимизации капитальных затрат и снижения эксплуатационных расходов на осушительные работы. Решение поставленных задач наиболее актуально для месторождений со сложными гидрогеологическими условиями. К данной группе относятся многие месторождения известняков, мела, доломитов и т.д., являющихся основным сырьем при производстве цемента. Показатели фильтрационных свойств обводненных пород могут изменяться от единиц до сотен и даже тысяч м/сут как по площади, так и в разрезе (зоны трещиноватости, карстовые полости и т.п.), поэтому при гидрогеологических расчетах систем осушения требуется создавать пространственные геофильтрационные модели.

Методика создания геофильтрационных моделей подземных вод исторически развивалась от использования сложных устройств типа гидроинтеграторов, основанных на применении стеклянных трубок и различных сопротивлений, электроинтеграторов, где основу модели создавали на электропроводящей бумаге, устройств типа БУСЭ (электропроводящая бумага заменялась набором электрических сопротивлений), до применения численных методов моделирования, рассчитанных на ЭВМ. С появлением компьютерных технологий на их использовании полностью основано моделирование как фильтрации, так и массопереноса. Специалисты ОАО «ВЮГЕМ» осуществляют разработку математических геофильтрационных моделей на базе лицензионной программы GMS, разработанной лабораторией Инженерной компьютерной графики Брикхемского университета США. Интерфейс GMS включает 11 модулей, позволяющих создавать трехмерные модели фильтрации подземных вод с использованием метода конечных разностей или конечных элементов. Модули разделены на серию пакетов, каждый из которых моделирует граничные условия, отражающие питание и разгрузку водоносных горизонтов. Возможно моделирование рек и других водных объектов, работы дренажей, скважин и противофильтрационных завес, учет инфильтрационного питания и испарения в зоне аэрации. Модули могут быть использованы для создания трехмерных

моделей массопереноса в потоке подземных вод и отслеживания траекторий движения набора загрязняющих частиц для прогноза загрязнения подземных вод.

Геофильтрационная модель, построенная с использованием программы GMS, дает возможность спрогнозировать притоки к проектируемым горным выработкам на разные этапы отработки месторождения, разработать разные варианты системы осушения и проанализировать их эффективность с целью выбора оптимального, а также спрогнозировать влияние горно-осушительных работ на режим подземных вод прилегающей территории. В качестве примера приведены проектные решения по инженерной защите карьера Адамовского месторождения известняков от обводнения на основе математического моделирования.

Адамовское месторождение известняков находится в Калужской области. Продуктивная толща месторождения представляет собой пологопадающую с юго-запада на северо-восток пластовую залежь. К полезной толще месторождения отнесены известняки алексинского и венёвско-тарусского горизонтов нижнего карбона [1].

Вскрытие и добычу полезного ископаемого планируется проводить открытыми горными работами (карьером).

Гидрогеологические условия месторождения сложные. Основными водоносными горизонтами, участвующими в обводнении месторождения, являются известняки алексинского и венёвско-тарусского горизонтов, характеризующиеся высокой степенью трещиноватости и закарстованностью. Вблизи месторождения имеются поверхностные водотоки – р. Медынка и р. Шаня, с которыми отмечается активная гидравлическая связь водоносных горизонтов. С севера и юга участок работ окаймляют глубокооврезанные палеодолины, создающие условия гидравлической взаимосвязи, питания и разгрузки различных водоносных горизонтов.

Фильтрационные свойства известняков варьируют по территории в широких пределах: от 5,5 до 760 м/сут, водопроницаемость 60–5000 м²/сут. Мощность обводненной толщи составляет от 9 до 18 м, на отдельных участках – более 20 м. Уровень подземных вод в районе карьера находится на абс. отметках 139–148 м.

Для оценки водопритокров в карьер была разработана региональная геофильтрационная модель района месторождения с учетом углубления карьера ниже уровня подземных вод до абс. отм. + 119 м.

Разработка численной модели геофильтрации района Адамовского месторождения известняков осуществлялась с помощью ряда модулей GMS и программных пакетов MODFLOW, где в качестве расчетного алгоритма используется метод конечных разностей. Моделируемый водонасыщенный массив представляется совокупностью элементарных прямоугольных блоков, между которыми фиксируется баланс расходов подземных вод при определенных напорах в центрах блоков, характеризующихся фильтрационными параметрами.

Модель района Адамовского месторождения представляет собой в плане прямоугольник с размерами 11,5 x 8,0 км, площадью 92 км². Использование в качестве расчетного алгоритма метода конечных разностей предполагает разбивку моделируемой области в плане на сопряженные блоки. Площадь выбранного полигона была разбита на прямоугольную сетку с шагом от 50 x 50 м на краях модели до 12,5 x 12,5 м в районе карьера, с количеством ячеек по оси x – 256, по оси y – 307 (всего 78592 ячеек). В каждом блоке задавались фильтрационные параметры, пере-

течение между двумя выделенными водоносными слоями, абсолютная отметка подошвы водоносного горизонта и величина инфильтрационного питания, поступающего на верхнюю границу модели.

Достоверность полученных при моделировании результатов подтверждалась проверкой адекватности расчетной фильтрационной модели реальным гидродинамическим процессам и решением «обратной задачи», когда параметры модели корректировались с последовательным приближением соответствия модельных уровней подземных вод природным. В дальнейшем на основе полученного решения последовательно осуществлялся прогноз водопритоков и положения уровней подземных вод на разные этапы отработки месторождения при разной технологии осушения.

Рассмотрение на модели вариантов системы осушения производилось с учетом ряда требований:

- а) обеспечение безопасных условий ведения горных работ;
- б) обеспечение устойчивости бортов и уступов карьера;
- в) создание условий для высокопроизводительной работы горного оборудования и транспорта;
- г) охрана водных ресурсов и окружающей среды на прилегающей территории.

В классификации пород по дренируемости и устойчивости в обводненных условиях известняк относится к I группе (скальные и полускальные породы), т. е. характеризуется высокой устойчивостью по отношению к воздействию воды [2]. Однако присутствующие в толще известняка прослои песков и глин под влиянием подземных вод могут нарушать устойчивость откосов. К тому же в период ведения вскрышных и добычных работ возможно вскрытие карстовых полостей, из которых могут наблюдаться повышенные водопритоки, сопровождающиеся выносом мелкого и взвешенного материала горных пород. Гидростатические напоры в сочетании с ослабленным состоянием массива в зонах развития карста могут привести не только к внезапным сосредоточенным прорывам вод в карьер, но и развитию по бортам и в подошве карьера фильтрационных деформаций. Следовательно, в целях предотвращения подобных ситуаций необходимо проведение специальных мероприятий для разгрузки подземных вод и выполаживания депрессионной воронки до безопасных напоров, когда скорости выхода воды будут ниже скоростей, размывающих ослабленные рыхлые отложения.

Кроме того, большие водопритоки в проектируемый карьер (более 2000 м³/ч) при отсутствии системы осушения создадут трудности для ведения добычных работ и снизят эффективность работы карьерного транспорта. Создание дренажной системы карьера позволит бороться с обводнением взрывных скважин, а в зимнее время – с образованием наледей в карьере.

Следует также отметить и такой экономический эффект от разработки дренажной системы карьера, как повышение качества добываемого сырья. Чем выше влажность известняка, тем выше расход топлива при сушке сырья в процессе производства цемента. Следовательно, предварительное снижение влажности известняка за счет осушительных работ в горном массиве позволит снизить производственные затраты.

Все вышеперечисленное указывает на необходимость организации на данном месторождении эффективной системы защиты проектируемого карьера от обводнения.

При открытой разработке полезного ископаемого применяются поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения. Воды, поступающие в карьер, удаляются с помощью водоотлива.

Особенности Адамовского месторождения известняков предполагают поверхностный способ осушения. В проекте было рассмотрено два варианта осушения: а) с применением водопонижающих скважин (ВПС) в сочетании с карьерным водоотливом; б) с помощью горизонтальных дренажных скважин (ГДС).

Проектные ВПС задавались на модели граничными условиями II рода, ГДС – граничными условиями I рода. Расход, количество и местоположение скважин менялись в разных вариантах задачи, чтобы определить оптимальные. По результатам решения задачи в программе отображается распределение гидроизогипс на заданный шаг по времени, и можно аналитически проследить, как формируется депрессионная воронка при заданной структуре системы осушения и расходах скважин, как изменить технологию осушения за счет структуры системы осушения или количественных показателей отбора воды.

Объем проскока подземных вод в карьер определяется путем установления граничного условия I рода в ячейке, где полученный по результатам решения напор превышает абсолютную отметку проектируемого борта карьера, с помощью опции Flow Budget. Эта вода будет собрана и отведена карьерным водоотливом.

Полученные при разной технологии осушения результаты сравнивались по эффективности осушения карьера, капитальным и эксплуатационным затратам, а также преимуществам и недостаткам в ходе эксплуатации. Удобство системы осушения с использованием ВПС в том, что её эксплуатация не мешает ведению горных работ, так как скважины, как и остальные вспомогательные устройства (водоводы, электро- и насосное оборудование), располагаются за контуром ведения горных работ. Вместе с тем, система ВПС располагается за бровкой карьера и допускает «проскок» вод в карьер и требует использования внутрикарьерных дренажных устройств. Эта система не лишена и других недостатков: высокие эксплуатационные затраты. В то же время система требует повышенного отбора воды, что образует большую площадь развития депрессионной воронки за пределами карьерного поля, где будет нарушено сложившееся равновесие природных экосистем.

По результатам моделирования, максимальный прогнозный суммарный приток к системе осушения карьера составит $2450 \text{ м}^3/\text{ч}$, в т.ч. проскок в карьер будет достигать $500 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Воды, поступающие в карьер, отводятся карьерным водоотливом. Так как они имеют повышенное содержание взвешенных веществ, предусматривается их подача для очистки в отстойник карьерных вод на поверхности. Из отстойника вода сбрасывается в р.Медынка по самотечному коллектору.

Способ осушения с помощью ГДС предусматривает на начальном этапе отработки карьера, при вскрытии водоносных горизонтов, сооружение куста из 11 скважин. Вариант с меньшим количеством скважин был просчитан на модели, но по результатам моделирования признан малоэффективным. Скважины куста постепенно подрезаются по мере продвижения горных работ, и сооружаются новые. В первое десятилетие отработки карьера необходимо обустройство ГДС только на алексинский водоносный горизонт, незначительный приток подземных вод из венёвско-тарусского горизонта собирается и отводится прибортовыми дренажными

канавами. В дальнейшем по мере продвижения горных работ на северо-восток происходит увеличение мощности венёвско-тарусского водоносного горизонта, роль его в обводнении карьера возрастает, и возникает необходимость в сооружении ГДС на оба горизонта.

Горизонтальные скважины весьма эффективны для организованного сбора сосредоточенных водопритоков в бортах карьера при различной водопроницаемости горных пород, наличии ослабленных зон и карстовых полостей и др., что имеет место на данном месторождении. Но неудобство данной системы в том, что сооружение дренажных котлованов и ГДС осуществляется непосредственно в зоне ведения горных работ, что в свою очередь создаёт определённые помехи.

Прогнозные притоки к системе осушения при использовании ГДС будут последовательно возрастать по мере расширения площади карьера и увеличения обводненной мощности – от 140 до 2040 м³/ч.

По результатам математического моделирования и расчета капитальных и эксплуатационных затрат было установлено, что вариант осушения с помощью горизонтальных скважин более оптимален. Остаточные напоры над подошвой алексинского водоносного горизонта при использовании ГДС в 2–2,5 раза меньше, чем при работе ВПС. Система осушения на основе ВПС не обеспечивает заданного темпа снижения уровня подземных вод в зоне ведения горных работ. С помощью системы ГДС снижение уровня подземных вод в зоне ведения горных работ происходит практически до подошвы добычного горизонта.

Отработка карьера и дренажные мероприятия приведут к снижению уровней подземных вод в венёвско-тарусском и алексинском водоносных горизонтах. С помощью опции Data Calculator на модели можно определить снижение уровней при ведении горно-осушительных работ по сравнению с природным и размеры развивающейся при этом депрессионной воронки. В венёвско-тарусском горизонте к концу эксплуатации карьера формируется депрессионная воронка протяженностью с севера на юг – около 2 км и с запада на восток – 1,8 км. В алексинском водоносном горизонте депрессионная воронка вытянута с северо-востока на юго-запад на 5,5 км (частично заходя в миоценовый водоносный горизонт южной палеодолины, где снижаются напоры); ширина ее достигнет 2,4 км.

Таким образом, построение геофильтрационной модели с использованием программы GMS дает возможность выполнить имитационное моделирование различных вариантов системы осушения с последующим сравнением и выбором оптимального, а также прогнозировать влияние горно-осушительных работ на подземные воды прилегающей территории.

Литература

1. Вершинина О.О., Изотов А.А. Гидрогеологическое обоснование систем осушения месторождений с использованием программы GMS: материалы Десятого международного симпозиума «Вопросы осушения, геологии, горных работ, геомеханики, промышленной гидротехники, геоинформатики и экологии». Белгород: ФГУП ВИОГЕМ, 2009. С. 29–32.
2. Фисенко Г.Л., Мироненко В.А. Дренаж карьерных полей. М.: Недра, 1972. 184 с.

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СОСТАВЛЯЮЩИХ ВРЕМЕННЫХ РЯДОВ

С.В. Ендияров

Уральский государственный горный университет

Временной ряд обычно колеблется вокруг тренда, причем отклонения от тренда часто обнаруживают правильность. Часто это связано с естественной или назначенной периодичностью, например сезонной или недельной, месячной или квартальной. Иногда наличие периодичности и тем более ее причины неясны, и задача исследователя – выяснить, действительно ли имеется периодичность. В широком понимании к периодическим относят все явления, которые обнаруживают в своем развитии отчетливо выраженную закономерность внутригодовых изменений, т.е. более или менее устойчиво повторяющиеся из года в год колебания уровней. Часто эти колебания могут быть не связаны со сменой времен года. Как бы ни проявлялась периодичность, она наносит большой ущерб национальной экономике, связанный с неравномерным использованием оборудования и рабочей силы, с неравномерной загрузкой транспорта, необходимостью создания резервов мощностей и т.д. Для задачи поиска периодичностей существенными являются частичная потеря полезного сигнала, априорная неопределенность относительно частоты и фазы исследуемого сигнала, что в итоге дополняет проблемную ситуацию в области объекта исследования, затрудняя создание универсальных методов для решения рассматриваемой задачи.

Проведем краткий анализ классических и современных средств и методов поиска скрытых периодичностей. Одним из классических методов анализа периодических составляющих является построение спектра рассматриваемого временного ряда [1]:

$$R_{xx}(f) = 2[1 + 2 \sum_{k=1}^{L-1} r_{xx}(k)w(k) \cos 2\pi f k], 0 \leq f \leq 1/2. \quad (1)$$

Наличие периодической составляющей в сигнале определяется путем исследования локальных максимумов графика функции $R_{xx}(f)$.

Другой классический метод основан на анализе автокорреляционной функции временного ряда. По автокорреляционной функции можно в некоторых случаях определить наличие периодических составляющих, а также период этих колебаний. Если сигнал содержит периодическую составляющую, то автокорреляционная функция будет иметь вид затухающей синусоидальной волны [2].

За последние годы резко возросло число работ, посвященных исследованию временных рядов с помощью так называемого метода нормированного размаха или R/S статистики. Наличие периодических составляющих определяется по изломам графика $\log(R/S)$ [3].

В арсенале современных методов анализа временных рядов возрастающее значение приобретает такой подход, как построение фазовых портретов [3]. В качестве фазового пространства используется простейший вариант вида $\Phi(x) = \{x(t), x(t+1)\}$. При этом наличие периодических составляющих и их характеристики определяются по результатам анализа «квазициклов» [3].

Еще к одному часто используемому методу можно отнести так называемый спектральный анализ методом наименьших квадратов (Least-squares spectral analysis (LSSA)) [4]. Идея метода, в общем, заключается в переборе частот в заданном диапазоне $f \in [a, b]$ с заданным шагом Δt .

На каждом шаге исходные данные представляются набором синусов и косинусов:

$$f(t) = a_0 + \sum_{j=1}^{\frac{m-1}{2}} [a_{j-1} \cos \frac{2\pi j}{m} t + a_j \sin \frac{2\pi j}{m} t] + \varepsilon_i. \quad (2)$$

При этом коэффициенты a_i определяются методом наименьших квадратов. После чего рассчитываются среднеквадратические остатки e_i^2 . По результатам анализа остатков $e_i^2 \in (e_1^2, \dots, e_i^2, \dots, e_r^2)$ делаются выводы о наличии периодичностей.

Все рассмотренные выше методы, как правило, используются совместно, так как ни один из них нельзя назвать «идеальным». Каждый метод обладает преимуществами и недостатками (например, недостатки спектрального анализа описаны в [5]). После проведения анализа каждым из этих методов исследователю предоставляется большой массив информации, который необходимо проанализировать. Если необходимо проанализировать поведение объекта, характеризующего множеством временных рядов, задача анализа становится нетривиальной.

В данной работе мы предлагаем метод автоматической идентификации периодических составляющих, позволяющий выявить основные периодические зависимости, используя все вышеперечисленные методы в совокупности.

Поиск локальных максимумов

Определение позиций пиков связано с теорией применения дифференциального исчисления к исследованию функций и необходимо для анализа информации, порождаемой в ходе проведения спектрального анализа, R/S анализа, анализа методом LSSA. Для определения пиков необходимо использовать достаточный признак экстремума, который для точки максимума можно записать так:

$$\begin{cases} \frac{\partial f(x)}{\partial x} > 0, x < x^* \\ \frac{\partial f(x)}{\partial x} < 0, x > x^* \end{cases}, \quad (3)$$

где x^* – есть точка максимума.

Определение изломов R/S статистики

Изломы R/S статистики, вообще говоря, не являются экстремумами, а представляют собой отклонения графиков $\log(R/S)$ или $\log(I)$ от прямой линии вида $y = ax + b$. Используя соотношение линейной алгебры для определения угла между векторами, можно записать условие для определения мест изломов:

$$\psi = \arccos \frac{\langle x(t-1) - x(t), x(t+1) - x(t) \rangle}{|x(t-1) - x(t)| \cdot |x(t+1) - x(t)|} \neq 180^\circ. \quad (4)$$

Выражение есть угол между векторами $x(t-1) - x(t)$ и $x(t+1) - x(t)$.

Отбраковка незначительных пиков

Метод обнаружения локальных экстремумов временного ряда применяется для анализа R/S статистики, рассчитанной по методу перекрывающихся интервалов [3], анализа спектра и метода LSSA. Для отбраковки незначительных пиков при анализе спектра использовалось выражение [1]:

$$h \geq \max\left(\frac{vC_{xx}(f)}{\chi^2\left(\frac{\alpha}{2}\right)}\right). \quad (5)$$

При этом отбираются только пики, величина которых h удовлетворяет данному условию. Для отбраковки незначимых пиков при использовании метода спектрального анализа методом наименьших квадратов ввиду характера функции распределения e^2 используется выражение:

$$h \leq E[e^2]. \quad (6)$$

Агрегация полученных результатов

Важным вопросом при построении системы автоматического обнаружения периодических составляющих является вопросы локальной и глобальной агрегации информации, полученной из различных источников. Причем под локальной агрегацией понимается обобщение информации, полученной от какого-либо одного метода выделения периодичностей, полученной с использованием различных параметров метода или же его другой реализации (например, анализ спектра сигнала для различных значений ширина окна или совсем без окна).

Под глобальной агрегацией будем понимать обобщение информации различных методов для получения конечного результата в виде нечеткого множества $\Lambda = \left(\frac{\mu(\lambda_1)}{\lambda_1}, \dots, \frac{\mu(\lambda_j)}{\lambda_j}, \dots, \frac{\mu(\lambda_n)}{\lambda_n}\right)$, содержащее конечное число периодов, обнаруженных в сигнале. Ввиду специфики рассмотренной задачи в качестве информации, порождаемой методами выделения периодичностей, предлагается использовать дискретные нечеткие множества:

$$A = \sum_{i=1}^n \frac{\mu(x_i)}{x_i}. \quad (7)$$

Таким образом, информация от k' ой реализации метода $D \in \mathfrak{A}$ (где $\mathfrak{A}$ – конечное множество методов решения поставленной задачи) агрегируется следующим образом:

$$\mu^k(x_i) = z_i^k, \quad (8)$$

где z_i^k – некоторое число, сопоставленное со значением периода x_i k' ой реализации метода D . После получения значений функции принадлежности по выражению, необходимо провести нормирование данного нечеткого множества:

$$\mu_{A_n} = \frac{\mu_A(x)}{\sup_x \mu_A(x)}. \quad (9)$$

В результате для N реализаций метода D получаем множество нечетких множеств $Y = (A_1, \dots, A_N)$. Поскольку, как правило, различные реализации одного и того же метода дают близкие результаты, для локальной агрегации предложено использовать оператор нечеткой логики *MEAN* [6]. В результате чего получаем локальное нечеткое решение Θ_k в виде:

$$\Theta_k = MEAN(Y) = MEAN(\mu_{A_1}(f), \mu_{A_2}(f), \dots, \mu_{A_N}(f)). \quad (10)$$

$f=x_j$

В результате работы получим множество нечетких локальных решений $Z = (\Theta_1, \dots, \Theta_G)$. Пример локальных нечетких решений $Z = (\Theta_1, \dots, \Theta_G)$ для тестового ряда приведен на рис. 1.

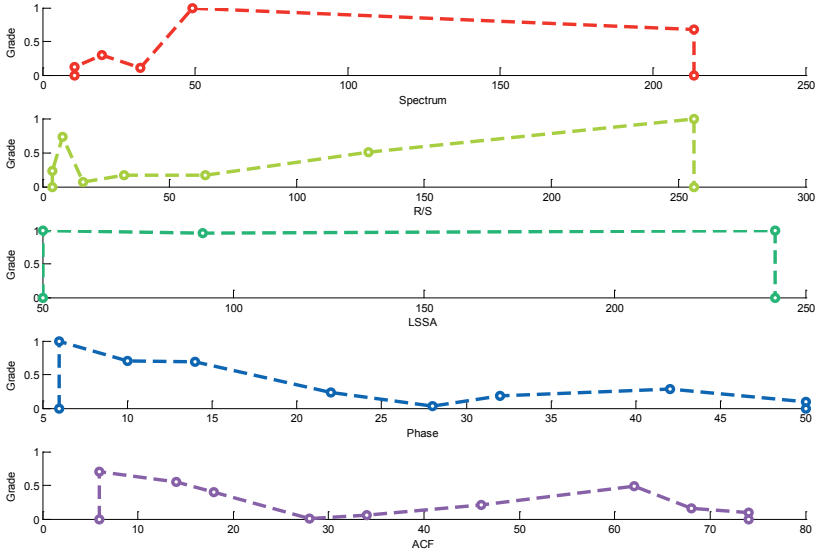


Рис. 1. Локальные решения $Z = (\Theta_1, \dots, \Theta_G)$ в виде нечетких множеств для тестового ряда

Для отбраковки незначительных периодических составляющих и в то же время для сохранения «уникальных» периодичностей, выделенных лишь несколькими из используемых методов $D \in \mathfrak{D}$, предлагается использовать оператор *softMIN* [6]:

$$softMIN(\mu(x_1), \dots, \mu(x_n)) = \frac{\sum_{i=1}^n \mu(x_i) \cdot e^{-k\mu(x_i)}}{\sum_{i=1}^n e^{-k\mu(x_i)}}, \quad (11)$$

где k – настроечный параметр (при $k \rightarrow \infty$ оператор *softMIN* приближается к «жесткой» форме *MIN*).

Таким образом, получаем глобальное решение Λ , применив оператор *softMIN* к множеству локальных решений $Z = (\Theta_1, \dots, \Theta_G)$:

$$\Lambda = \underset{f=x_j}{\text{softMIN}}(\Theta_1, \dots, \Theta_G) = \frac{\sum_{i=1}^G \mu_{\Theta_i}(f) \cdot e^{-k \mu_{\Theta_i}(f)}}{\sum_{i=1}^G e^{-k \mu_{\Theta_i}(f)}}. \quad (12)$$

Более точное решение получается, если использовать для локальных решений разработанное автором статьи нечеткое отношение:

$$\mu_R(x, y) = \begin{cases} \mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi), \\ \text{при } x^* = \text{MIN}(x, y), \\ y^* = \text{MAX}(x, y), \\ \Delta\psi = y^* - x^*, \end{cases} \quad (13)$$

где $\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi)$ определяется следующим образом:

$$\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi) = \text{MIN}\left(\frac{x^*}{y^*}, \text{MEAN}(\Phi(x^*, \Delta\psi), \Phi(y^*, \Delta\psi))\right), \quad (14)$$

а выражения для $\Phi(x, \Delta\psi)$ и для $R(x, \Delta\psi)$ имеют вид:

$$\Phi(x, \Delta\psi) = \begin{cases} 1, \text{ если } R(x, \Delta\psi) < 0 \text{ или } R(x, \Delta\psi) = -\infty, \\ 1 - R(x, \Delta\psi), \text{ в других случаях.} \end{cases} \quad (15)$$

$$R(x, \Delta\psi) = \begin{cases} 1, \text{ при } \frac{\log_2 \Delta\psi}{\log_2 x} > 1, \\ \frac{\log_2 \Delta\psi}{\log_2 x}, \text{ в других случаях.} \end{cases} \quad (16)$$

Тогда преобразование выражения в классическое или бинарное отношение запишется следующим образом:

$$R(x, y) = \begin{cases} 1, \text{ если } \mu_R(x, y) \geq \delta \\ 0, \text{ в других случаях,} \end{cases} \quad (17)$$

где δ – коэффициент оптимизма.

Используя выражение, получается построить глобальное решение Λ в виде «нечеткой» гистограммы частот. Если требуется более тонкая настройка, то выражение можно записать в виде:

$$\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi, k_1, k_2) = \underset{y^*}{\text{softMIN}}\left(\frac{x^*}{y^*}, \text{softMIN}(\Phi(x^*, \Delta\psi), \Phi(y^*, \Delta\psi), k_2), k_1\right). \quad (18)$$

При использовании выражения требуется задание уже трех параметров: k_1 , k_2 и δ . Изображение нечеткого отношения $\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi)$ представлено на рис. 1.

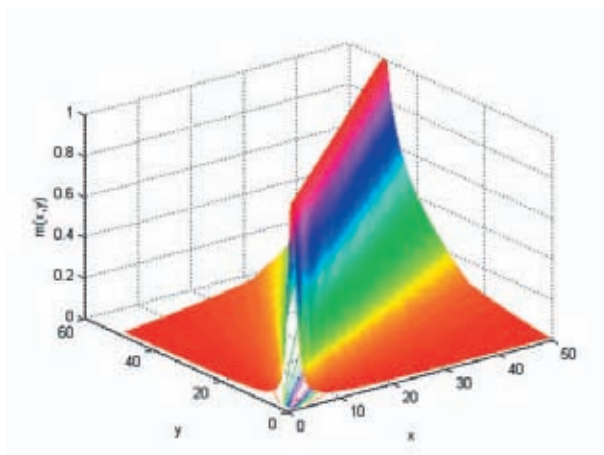


Рис. 2. Нечеткое отношение сходства $\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi)$

Из рисунка видно, что наше доверие к разнице между периодами растет с ростом порядка сравниваемых периодических составляющих. Поведение предлагаемого нечеткого отношения при изменении коэффициента оптимизма представлено на рис. 2, 3

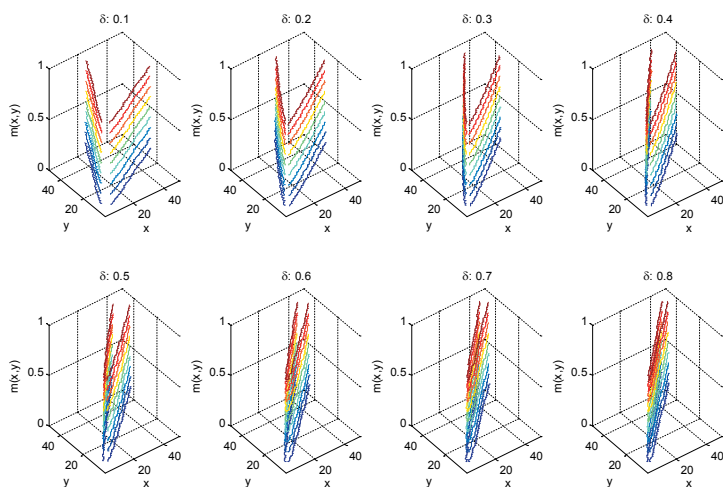


Рис. 3. Изменение нечеткого отношения сходства $\mu_R^*(x^*, y^*, \Delta\psi)$ при различных значениях параметра δ

Окончательно применяя к множеству Λ оператор альфа среза, получим решение в виде:

$$\Lambda^{\geq \alpha} = \{\lambda : \lambda \in \Lambda, \mu(\lambda) \geq \alpha\}. \quad (19)$$

Литература

1. Бокс Дж., Дженкинс Г. Анализ временных рядов: прогноз и управление. М.: Мир, 1974. Выпуск 1. 390 с.
2. Дженкинс Г., Ваттс Д. Спектральный анализ и его приложения: в 2 т./ пер. с англ. Ф. М. Писаренко с предисловием А. М. Яглома. М.: Мир, 1971. 158 с.
3. Петерс Э. Хаос и порядок на рынках капитала. Новый аналитический взгляд на циклы, цены и изменчивость рынка. М.: Мир, 2000. 333 с.
4. Craymer M. R. The least squares spectrum, its inverse transform and autocorrelation function: theory and some applications in geodesy. Ph.D. Dissertation, University of Toronto, Canada, 1998. 159 p.
5. Отнес Р., Эноксон Л. Прикладной анализ временных рядов. Основные методы. М.: Мир, 1982. 428 с.
6. Пегат А. Нечеткое моделирование и управление. / пер. с англ. М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2009. 798 с.: ил. (Адаптивные и интеллектуальные системы).

**АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ УСРЕДНИТЕЛЬНЫМИ
КОМПЛЕКСАМИ, КОНФЛИКТНЫЕ СИТУАЦИИ И СПОСОБЫ ИХ РАЗРЕШЕНИЯ
(ОПЫТ ПОСТРОЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УЧАСТКА УСРЕДНЕНИЯ
КОНЦЕНТРАТОВ НА МАГНИТОГОРСКОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ КОМБИНАТЕ)**

Б.Б. Зобнин, А.А. Сурин, С.С. Головырин

Уральский государственный горный университет

Одной из важнейших задач для металлургических предприятий России, направленных на повышение конкурентноспособности металлургической продукции, является задача снижения удельного расхода энергоресурсов на единицу готовой продукции. Эту задачу необходимо решить при условии снижения качества добываемых руд, обусловленного вовлечением в переработку тонко вкрапленных и труднообогатимых руд, а также при условии существенного физического и морального износа основного оборудования.

Среди переделов металлургических предприятий России весьма важное место, с точки зрения энерго- и материалоемкости, занимает рудоподготовка, включающая процессы усреднения, дробления, измельчения, обогащения руд, а также подготовки шихты для агломерации. Причем сбережение энергоресурсов может быть реализовано при совместном, системном рассмотрении как собственно технологических процессов рудоподготовки, так и требований к горному оборудованию, которое должно приобретаться у машиностроителей.

Главной целью создания системы является стабилизация качественных характеристик аглошихты, при закладке её на склад, что позволит значительно повысить качество агломерата, увеличить производительность агломашины и домны. Система является трехуровневой, распределенной, функционально резервированной, с возможностью структурного расширения и интегрирования в технологические процессы более высокого уровня. Аппаратура первого уровня включает в себя: электроприводы конвейеров и питателей; весоизмерители с аналоговыми весовыми датчиками; датчики контроля срабатывания пускателей и движения конвейеров; датчики наличия материалов. На втором уровне установлены контроллеры GE Fanuc, которые производят опрос датчиков и выдают управляющее воздействие на приводы в соответствии с весовым заданием. На третьем уровне устанавливается вычислительная станция и компьютер рабочей станции оператора. Станция оператора предназначена для организации интерфейса между ним и процессом. На экране размещается мнемосхема участков подачи сырья и органы контроля и управления процессом усреднения. При соблюдении требований технологической инструкции и выполнении рекомендаций системы управления по соотношению расходов компонентов шихты, средневзвешенные значения содержания железа и основности шихты рассчитываются по формулам:

$$\alpha_c(t) = \sum_{i=1}^m \alpha_i(t) * u_i(t); \quad (1)$$

$$o_c(t) = \sum_{i=1}^m o_i(t) * u_i(t). \quad (2)$$

С учетом зависимости содержаний компонентов от относительных расходов компонентов исходного сырья и их состава имеем:

$$Fe_{\min} \leq Fe(U, \alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_m) \leq Fe_{\max}; \quad (3)$$

$$O_{\min} \leq \left(\frac{CaO}{SiO_2} \right) (U, o_1, o_2, \dots, o_m) \leq O_{\max}, \quad (4)$$

где $U_i = \frac{Q_i}{Q}$ (отношение расхода i -го компонента сырья к общему расходу смеси,

образующей железорудную часть аглошихты за заданный интервал времени);

$\alpha = (\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_m)^T$ – текущие значения содержания железа в каждом из m смешиваемых сырьевых компонентов, из которых формируется аглошихта;

$o = (o_1, o_2, \dots, o_m)^T$ – текущие значения основности каждого из m смешиваемых сырьевых компонентов, из которых формируется аглошихта;

U – вектор относительных расходов смешиваемых сырьевых компонентов.

Управляющие воздействия на дозаторы корректируются с периодичностью Δ в моменты времени $\Delta + \tau_u, 2\Delta + \tau_u, \dots, k\Delta + \tau_u$, где τ_u – длительность химического анализа шихты. При расчете дозируемых порций компонентов учитываются имеющиеся в наличии объемы каждого из компонентов и полезный объем штабеля, в котором формируется требуемая шихта.

В силу этого относительно массовых долей смешиваемых компонентов должно быть записано ограничение:

$$u_{j\min} \leq u_j \leq u_{j\max}. \quad (5)$$

Кроме ограничений (3), (4) и (5), должны учитываться условия физической реализуемости рассчитываемых дозровок:

$$u_j \geq 0. \quad (6)$$

Требуется найти алгоритм формирования управляющих воздействий в зависимости от результатов измерения, минимизирующий критерий:

$$I = M \left\{ \sum_{l=1}^r \omega_l [\alpha_l(t) - \alpha^*]^2 \right\}, \quad (7)$$

где M – символ математического ожидания;

ω_M, ω_{FeO} – весовые коэффициенты, обеспечивающие соизмеримость вклада отклонений основности и Fe в значения критерия.

Конфликтные ситуации, возникающие в процессе функционирования усреднительного комплекса и вызывающие ухудшение шихтовых условий, обусловлены нарушениями графика подачи компонентов шихты, отличиями фактического качества компонентов шихты от планированного и отказами оборудования. Перерыв в подаче любого компонента надо рассматривать с позиций вероятности об-

разования аномальных зон в штабеле. Ухудшение шихтовых условий приводит к увеличению среднего квадратичного отклонения (СКО) массовой доли железа в агломерате. Повышение СКО массовой доли железа в агломерате на 0,1% приводит в условиях Магнитогорского металлургического комбината (ММК) к снижению производительности агломерационных машин (АМ) на 1,6% и доменных печей на 0,6%, а также к увеличению удельного массового расхода топлива на производство агломерата на 0,9%, кокса и известняка при производстве чугуна на 0,4 и 0,8% соответственно.

Требуется построить множество не конфликтующих между собой правил, направленных на разрешение противоречий между свойствами компонентов шихты и требованиями к качеству усредненной шихты [1,2] (рис. 1).

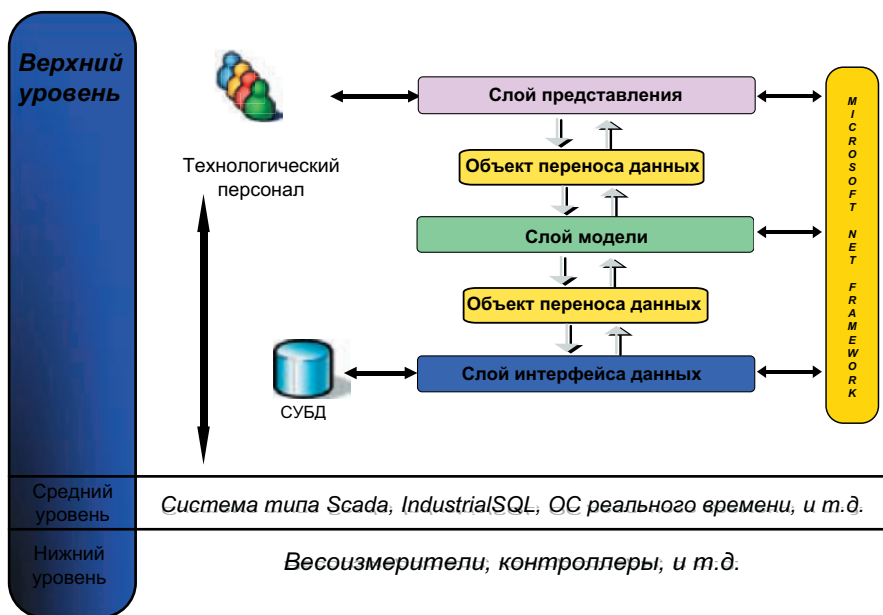


Рис. 1. Архитектурные слои программной системы верхнего уровня АСУТП стабилизации ХС агломерата

Многослойная архитектура обеспечивает гибкость и структуризацию программной системы (рис. 2).

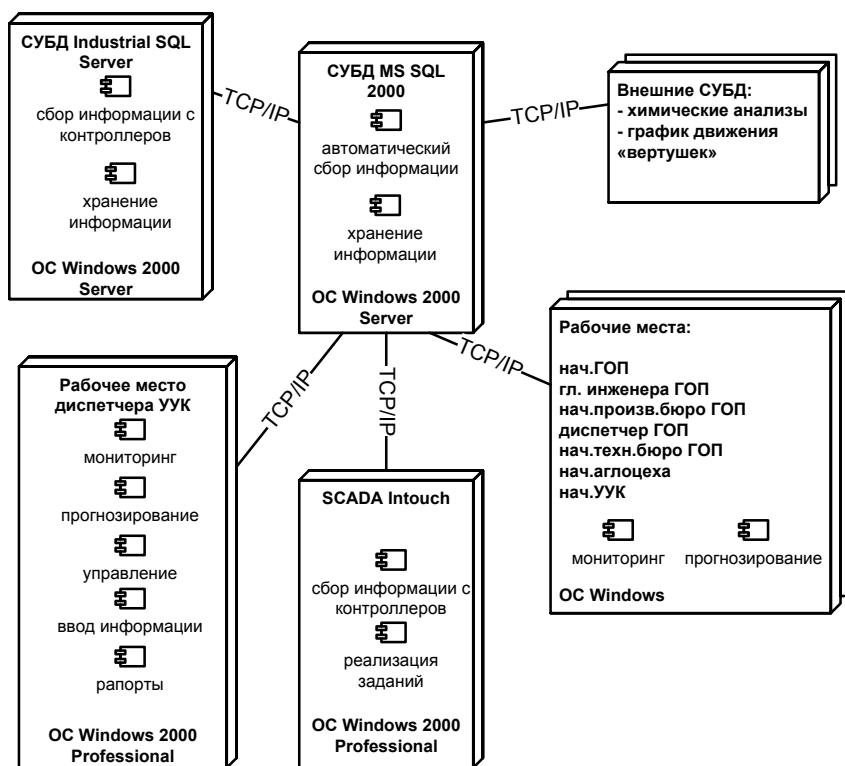


Рис. 2. Диаграмма развертывания системы стабилизации ХС ЖРЧШ на ММК

При реализации контура стабилизации химического состава (ХС) железорудной части шихты (ЖРЧШ) на ММК для компенсации отклонений фактических расходов компонентов ЖРЧШ от заданных значений разработан алгоритм КОР.

Алгоритм запускается при достижении отклонения соотношений ведущих и ведомых компонентов, превышающих заданный уровень.

Для реализации алгоритма дополнительно вводится коэффициент компенсации отклонений K_d (коэффициент КОР), изменяющий задание по ведомому компоненту в зависимости от величины отклонения соотношения расходов ведомых компонентов по отношению к объему ведущего компонента. Устанавливаются следующие значения коэффициента КОР:

- для компенсации отставания по объему ведомого компонента $K_d = 1,2$;
- при отсутствии отклонения $K_d = 1,0$;
- для компенсации превышения по объему ведомого компонента $K_d = 0,8$.

Алгоритм реализуется следующим образом.

В зависимости от знака отклонения устанавливается значение коэффициента КОР. Расход ведомого компонента рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{ведом.комп.уст}} = Q_{\text{ведущ.комп.факт}} \cdot K_{\text{уставки}} \cdot K_{\partial}, \quad (8)$$

где $Q_{\text{ведущ.комп.факт}}$ – фактический часовой расход ведущего компонента, т;

$Q_{\text{ведом.комп.уст}}$ – устанавливаемый часовой расход ведомого компонента, по которому обнаружено отклонение, т;

$K_{\text{уставки}}$ – коэффициент уставки соотношения расхода ведомого компонента по отношению к объему ведущего, %.

Качество стабилизации ХС ЖРЧШ оценено путем построения гистограммы укладки железа в штабель.

Рабочий экран оценки закладки представлен на рис. 3.

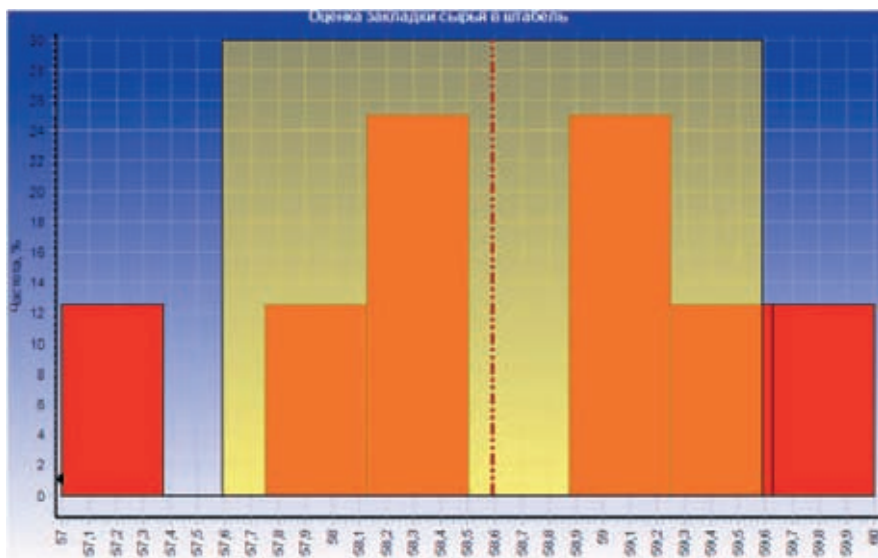


Рис. 3. Гистограмма укладки железа в штабель для ММК

Красным цветом выделены области, соответствующие нарушению ограничений на содержание железа в штабеле.

Оценка производится по коэффициенту уменьшения дисперсии в усредненной руде:

$$K_{\text{уср}} = \frac{D_y}{D_n}, \quad (8)$$

где D_y – дисперсия содержания железа в агломерате после внедрения;

D_n – дисперсия содержания железа в агломерате до внедрения.

Результаты оценки эффективности представлены в табл. 1.

Таблица 1

Эффективность контура стабилизации ЖРЧШ агломерата

Январь-февраль 2004		Январь-февраль 2005		
Среднее, %	Дисперсия	Среднее, %	Дисперсия	Относительная дисперсия
55,95	0,4503	56,58	0,2363	0,525

Существенное снижение относительной дисперсии в контуре стабилизации железорудной части шихты на 50% показывает эффективность разработанной АСУТП стабилизации ХС агломерата.

Литература

1. Система управления процессом смешивания сыпучих компонентов/ В.И. Гладских, Б.Б. Зобнин, А.А. Сурин, С.С. Головырин, В.Ю. Савинов, В.И. Коротков: (RU), 2008118032 патент на изобретение № 2367510 В01F3/18; заяв. 05.05.08, опубл. 20.09.2009.
2. Способ управления процессом смешивания сыпучих компонентов // В.И. Гладских, В.Ю. Савинов, Б.Б. Зобнин, А.А. Сурин, С.С. Головырин, В.И. Коротков: (RU)), 2008119863 патент на изобретение № 2366495 В01F318; заяв. 19.05.08, опубл. 20.09.2009.

МЕТОДИКА АНАЛИЗА МОРФОЛОГИИ РУДНЫХ ТЕЛ С ПОМОЩЬЮ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ MICROMINE В КОНТЕКСТЕ РЕШЕНИЯ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

С.С. Ильин

ООО «Полус Проект», ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет»

С развитием различных горно-геологических информационных систем (ГГИС) появилась возможность детально исследовать морфологию рудных залежей с целью принятия наиболее взвешенных решений как при разработке ТЭО кондиций, так и при проектировании рудника. Важными морфологическими параметрами являются угол падения рудного тела и средняя мощность.

Определение этих параметров обычно производится вручную на разрезах и погоризонтных планах. Такой подход трудоемок и характеризуется невысокой точностью, зависящей от линейных параметров сети замеров.

Ситуация может осложняться тем фактом, что центральные и богатые части месторождения обычно разведываются по более густой сети для квалификации запасов по категориям В и C_1 , в то время как фланги охарактеризованы редкой сетью, соответствующей категории C_2 . В таком случае простое среднее любого параметра из замеров по всем разведочным линиям будет искажено в пользу участка с более густой сетью (рис. 1).

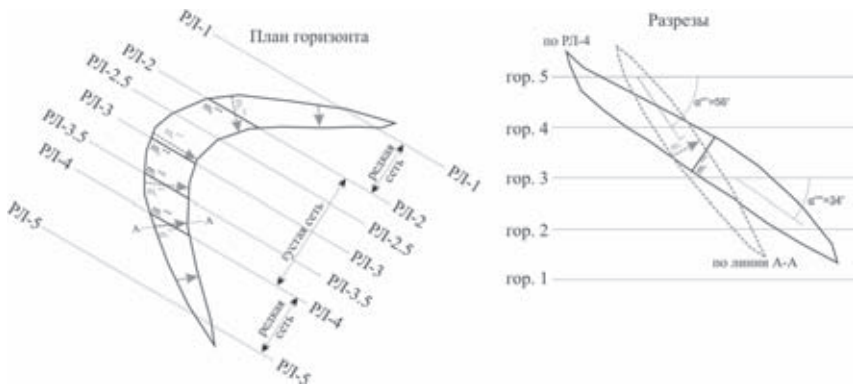


Рис. 1. Сложная морфология рудного тела и определение параметров залегания

Дополнительные трудности возникают в том случае, если рудное тело имеет складчатую форму или же линии разрезов не перпендикулярны к линии простирания рудного тела. В таком случае замеры истинной мощности и угла падения на разведочных линиях неизбежно будут искажать действительные значения этих параметров (увеличивать мощность и занижать угол падения, см. рис. 1). Поэтому для определения истинных параметров залегания потребуется построение дополнительных сечений вкрест простирания рудного тела на локальном участке.

Это может быть трудоемко, а результат может не обладать необходимой точностью вследствие высокой дискретности ручных замеров.

Для повышения точности оценки параметров рудных тел и локализации объёмов руды с заданными морфологическими свойствами (с мощностью не более заданной или углом падения не меньше необходимого) предлагается методика, основанная на возможностях ГГИС MicroMine и собственных разработках автора в среде Visual Basic for Applications для Microsoft Excel. Программная часть, выполненная автором, отвечает за расчёт параметров векторов (длины, угла и азимута) истинного падения.

В настоящее время повсеместной практикой на этапе геологоразведочных работ и сдачи отчетов с подсчетом запасов в ГКЗ является каркасное моделирование рудных тел на основе контуров рудных тел на поперечных вертикальных разрезах (рис. 2а). Этот этап является промежуточным при переходе к блочной модели запасов, но его результаты вполне могут использоваться как самостоятельные для решения различных горно-геологических и горно-технических задач. Каркас рудного тела состоит из набора треугольников, каждый из которых имеет азимут и угол падения.

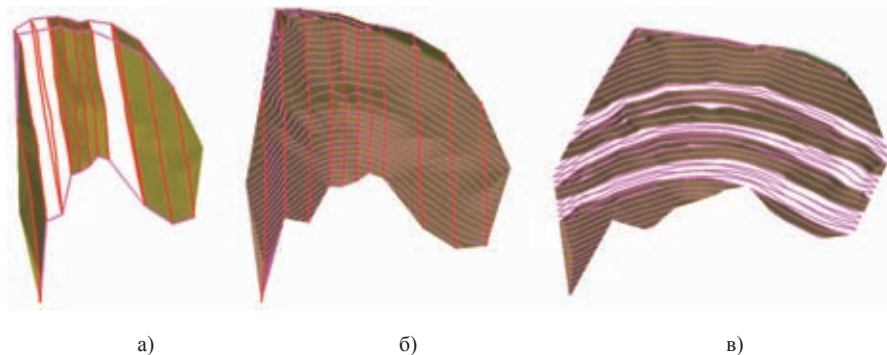


Рис. 2. Этапы подготовки материалов для проведения анализа морфологии рудной залежи: а – первичное построение каркаса по разведочным линиям; б – готовый каркас, собранный по разведочным линиям с погоризонтной нарезкой через 10 м; в – обратный сбор каркаса по погоризонтным срезам

В первичном каркасе, построенном по разведочным линиям (РЛ), треугольники ориентированы вкрест простираения разведочных линий, что хорошо видно на рис. 3а. Для локализации объемов руды с заданными элементами залегания и мощности рудного тела такие треугольники непригодны. Необходимы треугольники, которые были бы ориентированы по локальному падению контакта рудного тела.

Для получения таких треугольников каркас рудного тела должен быть «пересобран» в вертикальном направлении, на основании погоризонтных сечений. Соединяющие их треугольники будут иметь угол падения, близкий к истинному падению контакта рудного тела.

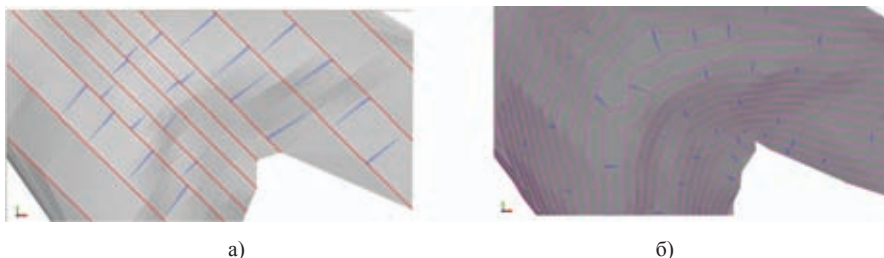


Рис. 3. Ориентация треугольников в каркасах различных этапов:

а – каркас по разведочным линиям – треугольники ориентированы перпендикулярно к РЛ;
б – каркас, собранный по погоризонтным срезам – треугольники ориентированы по падению рудного тела

В ГГИС MicroMine существует процесс «Изолинии», формирующий набор сечений каркасной модели в горизонтальной плоскости с заданным интервалом по вертикали (см. рис. 2а). Для ориентировки треугольников пересобираемого каркаса в направлении максимального падения (истинного) в получившиеся погоризонтные сечения (стринги) необходимо вставить дополнительные точки через небольшие интервалы. Чем чаще будут расположены точки на стрингах, тем больше получится треугольников и тем точнее будут замеры их элементов залегания. С другой стороны, сильно густая сеть треугольников приведет к неоправданным затратам процессорного времени. Оптимальной величиной элементарного сегмента погоризонтного сечения является 1–5 м, в зависимости от морфологии рудного тела и его мощности. При сборе каркасной модели на основе таких сечений треугольники каркаса будут стремиться образовать максимальный угол с горизонтом за счет частой сети точек в контурах, относительной близости погоризонтных срезов и их относительного подобия.

Получившийся каркас может быть эскортирован инструментами MicroMine в табличные файлы треугольников и точек (они могут быть просмотрены и скопированы в MS Excel). Файл точек содержит номера всех вершин каркаса и их координаты, а файл треугольников содержит номера треугольников, образующих каркас, и номера вершин (соответственно файлу точек) каждого треугольника (рис. 4).

	НОМ. ТОЧКИ	X	Y	Z		Номер Треуг	Номер Точ1	Номер Точ2	Номер Точ3
1	0	132956.646000	49658.054000	480.000000	13	12	0	1	263
2	1	132955.552797	49659.328656	480.000000	14	13	265	263	1
3	2	132952.297741	49663.123997	480.000000	15	14	1	2	265
4	3	132949.042694	49666.919337	480.000000	16	15	266	265	2
5	4	132945.787628	49670.714677	480.000000	17	16	268	266	2
6	5	132942.532572	49674.510018	480.000000	18	17	2	3	268
					19	18	270	268	3

а)

б)

Рис. 4. Файлы точек (а) и треугольников (б) в ГГИС MicroMine

Две точки треугольника, расположенные на одном горизонте, образуют основание треугольника, а третья точка на смежном горизонте является главной вершиной (рис. 5). Высота, проведенная от основания к главной вершине, является вектором, направление которого является азимутом падения данного треугольника,

а угол, который образует данный вектор с линией горизонта, – углом падения треугольника (рудного тела, см. рис. 5).

Для каждого треугольника возможно рассчитать азимут и угол его падения по трем его известным точкам. Все тригонометрические расчеты реализованы автором в MS Excel с помощью языка VBA. Для расчетов требуется только вставить содержимое файлов треугольников и точек в соответствующие листы книги Excel. Данные о каждом треугольнике (координата центра, азимут и угол падения) необходимо сохранить в табличном файле MicroMine, который впоследствии используется для интерполяции в блочную модель (БМ) значений угла падения (и азимута падения при необходимости).

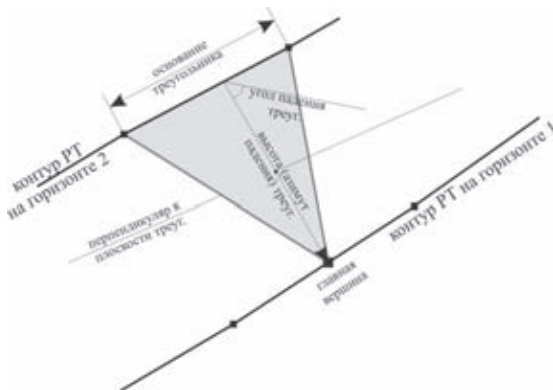
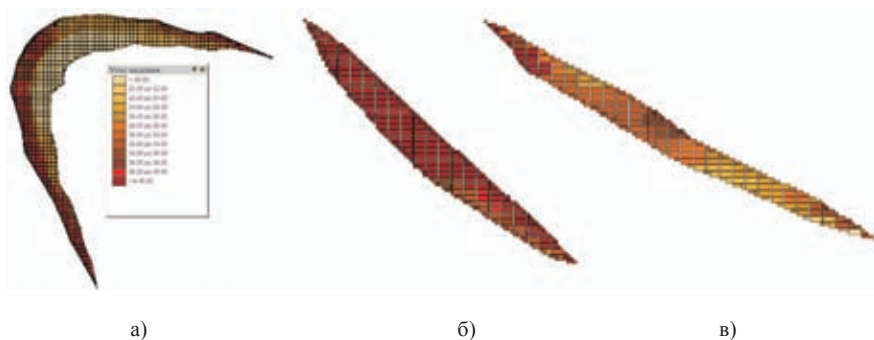


Рис. 5. Структурные элементы треугольника каркаса

На выходе после процесса интерполяции будет находиться блочная модель, в которой каждый блок будет иметь атрибуты угла падения руды в данной области (рис. 6).



а)

б)

в)

Рис. 6. Блочная модель, раскрашенная по углу падения рудного тела:
а – план горизонта; б – разрез через южное крыло; в – разрез через северное крыло

Перпендикуляр, восстановленный к плоскости треугольника (см. рис. 5) и проходящий, в частном случае, через середину высоты, отвечает направлению

замера истинной мощности. Перпендикуляры восстанавливаются программно с помощью тригонометрических расчётов в MS Excel. Набор таких перпендикуляров, заведомо выходящих за пределы каркасной модели, может быть обрезан последней с помощью встроженных функций MicroMine.

Отрезки перпендикуляров, оставшиеся внутри каркаса, есть истинная мощность рудного тела. Совместно с координатами начала, конца и центра отрезка информация о его длине может быть использована для интерполяции в блочную модель параметра истинной мощности (рис. 7).

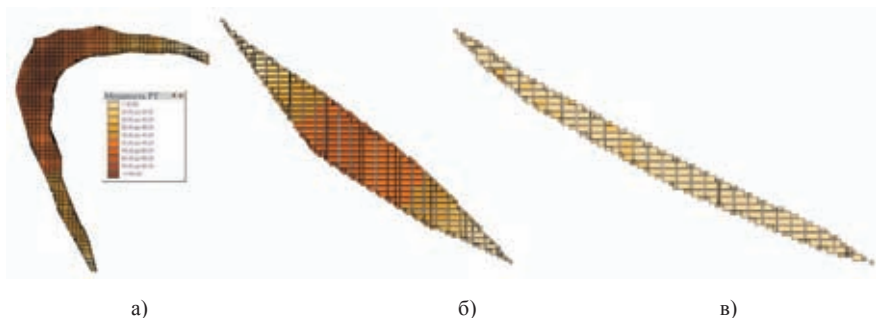


Рис. 7. Блочная модель, раскрашенная по мощности рудного тела:

а – план горизонта; б – разрез через южное крыло; в – разрез через северное крыло

Помимо тригонометрических расчетов, созданное программное приложение в MS Excel позволяет также оценивать погоризонтно величину периметра и площади среза рудного тела на горизонте, в том числе и пустых прослоев. Дополнительно выводится информация о среднем угле падения на горизонте. В табличном виде для каждого горизонта выводится длина контакта рудного тела, площадь рудного тела и внутренних пустых прослоев, средний угол контакта на горизонте.

В результате блочная модель запасов дополняется двумя горно-геометрическими критериями, позволяющими локализовать и оценивать объёмы руды с необходимыми параметрами залегания. Получаемая информация может быть использована для планирования потерь и разубоживания на стадии ТЭО по методике Ирриридмет (1994 г.), для обоснования выбора системы подземной разработки, определения контуров выемочных единиц с близкими параметрами залегания.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ОСНОВА, АЛГОРИТМЫ И ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

С.Г. Кабелко, А.В. Герасимов

ОАО ВИОГЕМ

Применение взрывного разрушения горных пород на карьерах, разрабатывающих рудные месторождения, влечет за собой проблему оценки качества полезного ископаемого в образованном после взрыва развале горной массы. Суть ее заключается в том, что установленное по данным опробования буровзрывных скважин распределение в массиве компонентов, регламентирующих качество полезного ископаемого, не адекватно их распределению в развале разрушенных взрывом пород. Следствием этого являются погрешности оперативного планирования добычи руд и их внутрикарьерного усреднения, что приводит к потере полезных компонентов в процессе обогащения добытых руд.

Осуществить прогноз распределения компонентов, регламентирующих качество руд, в развале взорванной горной массы, используя для этого данные опробования буровзрывных скважин, позволяет компьютерное моделирование взрывного разрушения горных пород на карьерах. Авторами разработано необходимое для этого математическое, алгоритмическое и программное обеспечение.

Численные расчёты физических процессов, происходящих при взрывном разрушении осуществляются на основе блочной модели (БМ) буровзрывного блока, разбивающей пространство на элементарные ячейки размером 1 м^3 . Разработанная математическая модель описывает поведение породного массива в элементарных ячейках БМ при поэтапном процессе его взрывного разрушения в условиях многорядного короткозамедленного взрывания скважинных зарядов ВВ.

На начальном этапе взрывного разрушения, который длится несколько миллисекунд, происходит перенос энергии взрывной волны от скважинных зарядов в разрушаемый массив. Распределение потенциалов скорости в разрушаемом массиве определяется из решения уравнения Лапласа [1]:

$$\varphi_x(x, y, z) + \varphi_y(x, y, z) + \varphi_z(x, y, z) = 0. \quad (1)$$

Для решения уравнения Лапласа Власовым О.Е. и Смирновым С.А. предлагается вычислить интеграл по поверхности:

$$\frac{\rho}{2} \oint \varphi \frac{\partial \varphi}{\partial n} dF = Q,$$

где dF – элемент поверхности, ограничивающий рассматриваемую среду; n – направление внутренней нормали; ρ – плотность среды; Q – энергия скважинного заряда. Авторами были получены выражения для определения потенциалов скорости при цилиндрической и сферической симметрии скважинных зарядов.

Полученные зависимости не позволяют учитывать влияние друг на друга близко расположенных зарядов, геометрические характеристики поверхности карьера, влияние ранее взорванной части буровзрывного блока при многорядном короткозамедленном взрывании. В связи с этим уравнение (1) предлагается решать методом итераций в многосвязной области со следующими граничными условиями:

на открытых поверхностях

$$\phi|_0 = 0; \quad (2)$$

на удалении более 50 м от БВР скважин

$$\phi|_{S_m} = 0; \quad (3)$$

на границе с разрушенной областью

$$\phi = \frac{P_0}{\rho_0} \int_{t_{\text{зам}} - t_0}^{t_{\text{зам}}} \left(\frac{t + t_0}{t_0} \right)^{-\beta} dt, \quad (4)$$

где P_0 , ρ_0 , t_0 – давление, плотность и время на начало дезинтеграции соответственно; $t_{\text{зам}}$ – время замедления между взрывами рядов скважин; β – коэффициент объёмного расширения;

на поверхности скважин [2]

$$\phi|_{S_n} = - \int_{t(z)}^{t_p} \frac{2p(t)(V/V_0)^{1,25}}{(1 + \rho_{\text{вв}} D / (\rho_c D_c)) \rho_c} dt, \quad (5)$$

где $p(t)$ – мгновенное давление в продуктах взрыва, определяемое по формуле:

$$p(t) = \frac{1}{8} \rho_{BB} D^{8/3} L^{-2/3} t^{2/3} \exp \left(1 - (Dt/L)^{2/3} \right),$$

где D – скорость детонации; V , V_0 – конечный и начальный объёмы продуктов взрыва; D_c – скорость упругой волны в среде; L – длина заряда; $\rho_{\text{вв}}$ – плотность заряда; ρ_c – плотность среды.

Для нахождения потенциала на поверхности скважины (вычисление $t(z)$) решается дифференциальное уравнение:

$$d^2 t / dz^2 = \frac{P_{\text{max}} h_3^3 g (dt/dz)^2}{((h_{\text{заб}} - z)(h_3 + z)^3 \gamma_{\text{заб}})}, \quad (6)$$

где $h_{\text{заб}}$, h_3 – соответственно длина забойки и заряда.

Максимальное давление продуктов взрыва вычисляется по формуле:

$$P_{\text{max}} = \frac{D^2 \rho_{\text{вв}}}{8},$$

где D – скорость детонации; $\rho_{\text{вв}}$ – плотность заряда; g – ускорение свободного падения; $\gamma_{\text{заб}}$ – удельный вес забойки.

Расчёт потенциалов скорости внутренних ячеек разрушаемого массива осуществляется методом итераций по формуле:

$$\varphi_{ijk}^{m+1} = \frac{\varphi_{i+1,jk}^m + \varphi_{i-1,jk}^m + \varphi_{ij+1k}^m + \varphi_{ij-1k}^m + \varphi_{ijk+1}^m + \varphi_{ijk-1}^m}{6}, \quad (7)$$

где φ_{ijk}^{m+1} – потенциалы в центрах ячеек блока на (m+1)-ой итерации;

$\varphi_{i+1,jk}^m, \varphi_{i-1,jk}^m, \varphi_{ij+1k}^m, \varphi_{ij-1k}^m, \varphi_{ijk+1}^m, \varphi_{ijk-1}^m$ – потенциалы в центрах ячеек блока на m-ой итерации.

Разрушение материала происходит по критерию О.Е. Власова:

$$a \leq v_{kp} / \sqrt{D/3}, \quad (8)$$

где a – размер области, которая должна сохраниться целой, D – критерий дробности, который равен:

$$D = \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} \right)^2 + \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2} \right)^2 + \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial z^2} \right)^2 + 2 \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \partial y} \right)^2 + 2 \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial y \partial z} \right)^2 + 2 \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial z \partial x} \right)^2. \quad (9)$$

Критическая скорость разрушения определяется:

$$V_{kp} = \sigma_{kp} / \sqrt{\rho E},$$

где σ_{kp} – предельное напряжение на сжатие, растяжение или сдвиг; ρ – плотность среды; E – модуль упругости среды.

Начальные скорости разрушенной части породного массива определяются из уравнения:

$$V(x, y, z) = \text{grad } \varphi(x, y, z).$$

При дезинтеграции элементарных ячеек буровзрывного блока под действием сдвиговых напряжений происходит его дилатансионное разупрочнение, сопровождающееся разрыхлением среды и изменением распределения скоростей [3]. Разрыхление разрушенного массива в зависимости от положительной дивергенции скорости определяется по формуле[4]:

$$K_p = \frac{V_2}{V_1} = 1 + \tau_p \left(\frac{\partial v_x}{\partial x} + \frac{\partial v_y}{\partial y} + \frac{\partial v_z}{\partial z} \right), \quad (10)$$

где V_1, V_2 – соответственно значения элементарных объемов до и после разрыхления; v_x, v_y, v_z – проекции вектора скорости на координатные оси; τ_p – время дезинтеграции.

Перемещение разрушенного материала в процессе разрыхления между 6-ю соседними направлениями определяется в зависимости от коэффициента сопротивления перемещению объёмов в выбранном направлении в соответствии с формулой:

$$V_i = \frac{\Pi_i}{\sum_{j=1}^{26} \Pi_j} V_0, \quad (11)$$

где V_i – перемещаемый объём в соседнюю ячейку, V_0 – первоначальный объём; Π_i – коэффициент сопротивления в перемещаемом направлении, который определяется по формуле:

$$\Pi = (1 - \frac{1}{K_p})V_i,$$

где k_p – коэффициент разрыхления элементарного объёма V_i .

Распределение скоростей на этапе дезинтеграции зависит от перемещаемых объёмов между соседними направлениями и определяется по формуле:

$$v_i = \frac{\Delta V_i}{S_i \tau_p}, \quad (12)$$

где ΔV_i – перемещаемый в направлении i -ой координаты объём; v_i – новое значение проекции скорости на i -ую ось; S_i – площадь поперечного сечения; τ_p – время дезинтеграции.

Характеристики разрушенного материала в элементарных ячейках при перемещении пересчитываются по формуле:

$$c = (c_1 V_1 + c_2 V_2) / (V_1 + V_2),$$

где c – новое значение параметра; $c_1 V_1$ – значение параметра и объёма перед перераспределением объёмов; $c_2 V_2$ – значение параметра и объёма, переходящего в ячейку.

Таким образом, переместившийся разрушенный материал и распределение скоростей являются начальными данными для этапа баллистического движения дезинтегрированной среды.

На этапе полёта разрушенного материала по баллистической траектории, изменения скоростей центров масс всех ячеек за малый промежуток времени Δt , определяются из решения системы дифференциальных уравнений[5]:

$$\begin{cases} \frac{dv_x}{dt} = -bv_x |V| \\ \frac{dv_y}{dt} = -bv_y |V| \\ \frac{dv_z}{dt} = -bv_z |V| - g, \end{cases} \quad (13)$$

где V – модуль вектора скорости; $v_x = dx/dt$; $v_y = dy/dt$; $v_z = dz/dt$ – проекции вектора скорости на оси декартовой системы координат.

Перемещаемые объёмы определяются в соответствии с весовыми коэффициентами, равными вероятности перехода, рассчитанными по формуле [6]:

$$V_1 = V_0 * P(x, y, z),$$

где

$$P(x, y, z) = P(x, t) * P(y, t) * P(z, t);$$

$$P(\lambda, t) = \int_{\lambda - \Delta\lambda}^{\lambda + \Delta\lambda} f(\lambda, t) d\lambda; \quad (14)$$

$$f(\lambda, t) = \frac{1}{\sqrt{\pi N t}} e^{-\frac{(\lambda - \lambda_0 - \mu t)^2}{N t}}, \quad (15)$$

где $f(\lambda, t)$ – плотность вероятности перехода разрушенной среды из положения λ_0 в положение λ за время t ; $\lambda = \{x, y, z\}$; $\mu = \{v_x, v_y, v_z\}$; N – коэффициент диффузии; $\Delta\lambda$ – половина размера ячейки; V_0 – изначальный объём текущей ячейки; V_1 – объём, переносимый из текущей ячейки в соседнюю ячейку с вероятностью перехода $P(x, y, z)$; $P(x, t)$, $P(y, t)$, $P(z, t)$ – вероятности перехода по соответствующим координатным осям.

Импульс скорости при этом передаётся по формуле:

$$v = \frac{v_1 \rho_1 V_1 + v_2 \rho_2 V_2}{\rho_1 V_1 + \rho_2 V_2},$$

где v – новая проекция скорости на координатные оси; $v_i \rho_i V_i$ – соответственно проекция скорости, плотность и объём разрушенного материала в ячейке, в которую необходимо переместить объём V_2 из ячейки с проекцией скорости материала v_2 и плотностью ρ_2 .

Характеристики материала в элементарных объёмах пересчитываются так же, как и в процессе дезинтеграции.

На следующем интервале времени в качестве начальных скоростей используются вычисленные на предыдущем интервале по уравнениям баллистики значения проекций скоростей. Данные вычисления производятся до тех пор, пока весь разрушенный материал не достигнет горизонта падения и горизонтальные составляющие вектора абсолютной скорости центра масс ячейки не станут нулевыми.

Блок-схема алгоритма взрывного разрушения породного массива в условиях многорядного короткозамедленного взрывания скважинных зарядов представлена на рис. 1.



Рис. 1. Блок-схема алгоритма компьютерного моделирования взрывного разрушения при многорядном короткозамедленном взрывании

На практике блочная модель буровзрывного блока с размером элементарной ячейки 1 м^3 представляет собой совокупность нескольких миллионов ячеек, на которые оказывают влияние природно-технологические факторы взрыва и которые взаимодействуют между собой в различные моменты времени. В связи с этим возникает необходимость в разработке методов и алгоритмов при реализации математического аппарата взрывного разрушения горных пород с применением технологий параллельного программирования центральных и графических процессоров на высокопроизводительных вычислительных системах.

Количество ячеек, над которыми производятся операции при расчёте потенциалов скорости по формуле (7), имеют порядок 10^6 , количество итераций для каждой ячейки до установления эквипотенциального поля в массиве имеют порядок 10^2 . В данном случае выполняется простая операция для большого количества ячеек, поэтому для расчётов эффективно применить технологию параллельного программирования графических процессоров. Блок-схема алгоритма представлена на рис. 2.

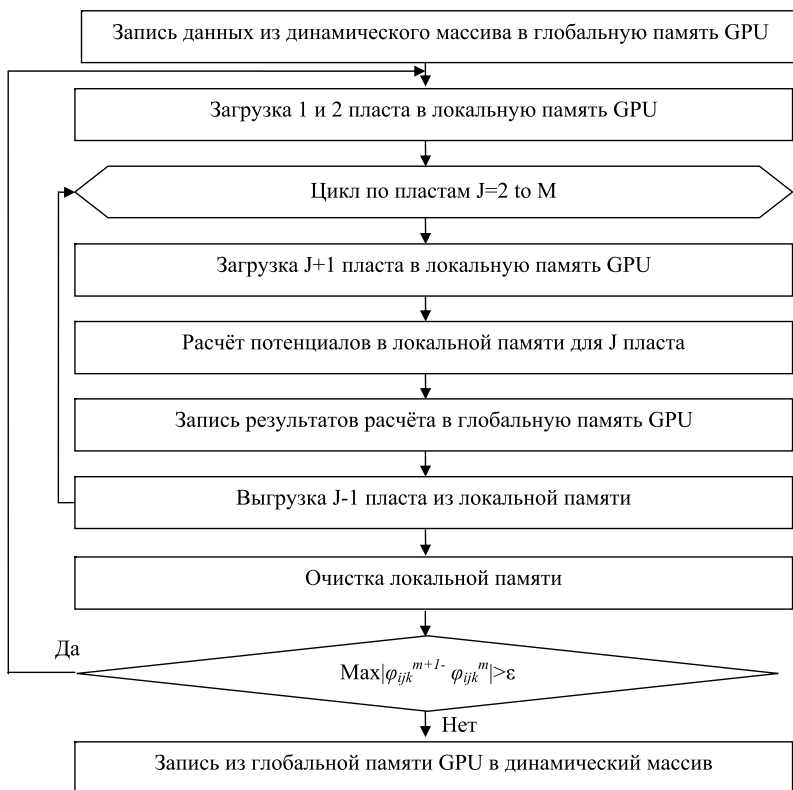


Рис. 2. Блок-схема алгоритма распределения потенциалов скорости в массиве

Исходные данные представляют собой трёхмерный массив потенциалов скорости. Расчёт на *GPU* осуществляется по пластам. Пласт представляет собой двухмерный массив с одинаковыми значениями индекса по первой оси. В локальную память *GPU* загружается по очереди три пласта и расчёт потенциалов по формуле (7) ведётся для ячеек среднего пласта. Каждая ячейка рассчитывается в отдельном потоке. Граничные пласты в соответствии с математической моделью в расчёте не участвуют. Процедура вызывается до тех пор, пока максимальная разность между значениями потенциалов в ячейках на текущем и предыдущем шагах не будет превышать заданную погрешность ϵ .

Дезинтеграция и перемещение разрушенного материала по баллистической траектории в соответствии с математической моделью является итерационным, достаточно разветвлённым процессом с большим количеством однотипных операций. В связи с этим разработаны алгоритмы для параллельного решения задач на многоядерных центральных процессорах. Блок-схема алгоритма дезинтеграции представлена на рис. 3.



Рис. 3. Блок-схема алгоритма дезинтеграции материала

При инициализации процедуры устанавливаются параметры параллельного решения задач и передаются данные, необходимые для расчёта дезинтеграции материала в ячейках. В зависимости от дивергенции скорости определяется коэффициент разрыхления (10) для каждой ячейки, участвующей в дезинтеграции. Процесс расчёта происходит в два этапа. На первом этапе рассчитываются объёмы для перераспределения между 26 соседними ячейками в зависимости от коэффициента сопротивления материала в выбранном направлении(11). При этом ячейки ставятся в очередь и распределяются по потокам. Для каждой ячейки запускается расчёт. Результаты расчётов записываются отдельно в динамический массив. На втором этапе происходит перераспределение объёмов, рассчитанных на первом этапе и их запись в соответствующие ячейки. Во избежание конфликтов чтения–записи информации, ячейки предварительно разбиваются на 27 независимых групп. Далее ячейки по группам становятся в очередь и распределяются по потокам. Для каждой ячейки запускается расчёт. Описанный итерационный процесс продолжается, пока объёмы материала в ячейках не будут превышать рассчитанные по коэффициенту разрыхления. После распределения объёмов происходит пересчёт скоростей по формуле (12).

Результатами взрывного разрушения являются поверхность развала и распределение компонентов полезного ископаемого в развале.

Поверхность развала строится посредством триангуляции Делоне точек с координатами центров верхних ячеек блочной модели (рис.4). Далее строятся изолинии по поверхности развала с выбранным шагом.

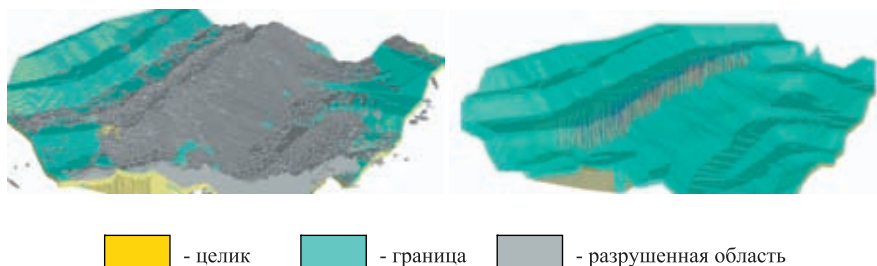


Рис. 4. Блочная модель БВР блока № 91 до и после взрыва

Распределение компонентов полезного ископаемого отслеживается в процессе моделирования взрывного разрушения при перемещении материала в ячейках БМ (рис.5). На основе БМ развала строится картограмма с выделением областей по заданным значениям содержаний полезного компонента, усреднённых по высоте.

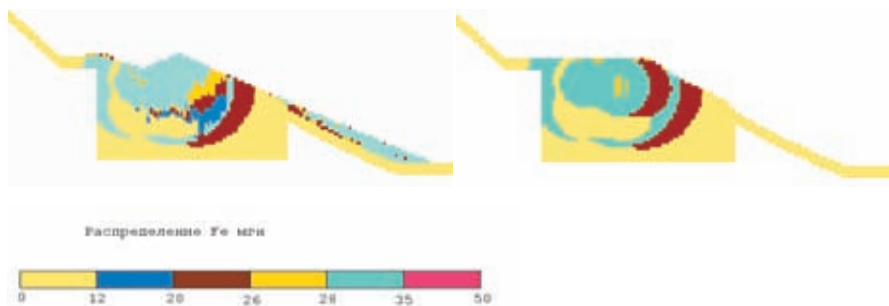


Рис. 5. Перераспределения полезного компонента (Fe мг.) до и после взрыва БВР блока № 91

Программная реализация на базе ГИС ГЕОМИКС представляет собой комбинацию ядра системы и специального программного компонента – пакета программ, создающих интерфейс с пользователем и реализующих алгоритмы решения определенных задач. Специальный программный компонент выполняет запрос к ядру системы, обрабатывает полученную информацию (решает задачи) и осуществляет взаимодействие между разными функциональными модулями на уровне обмена данными.

Программный компонент прогнозирования результатов взрывного разрушения представляет собой совокупность программных модулей, каждый из которых решает определённые задачи. Структурная и функциональная схема программного компонента представлена на рис. 6.

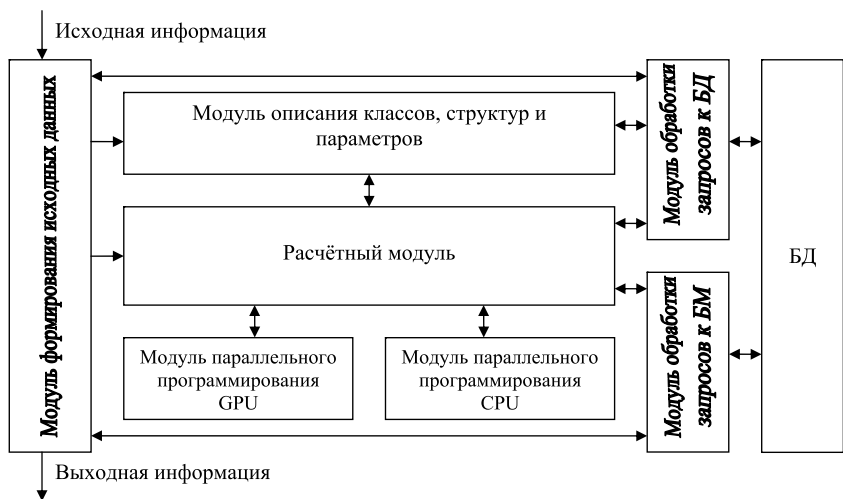


Рис. 6. Структурная и функциональная схема программного компонента компьютерного моделирования взрывного разрушения

Исходная информация вводится посредством инструментов, разработанных в модуле формирования исходных данных. При помощи модулей обработки запросов к БД и к БМ исходная информация сохраняется в базу данных. Прогнозирование результатов взрывного разрушения осуществляется в расчётном модуле посредством разработанных процедур и функций в соответствии с алгоритмами. Расчёт осуществляется в оперативной памяти компьютера, при этом вся необходимая информация записывается из БД в динамические массивы, структура которых разработана в модуле описания структур и констант. Для уменьшения расчётного времени основные процедуры и функции расчёта решаются посредством технологий параллельного программирования графических процессоров (*GPU*) и ядер центральных процессоров (*CPU*) в разработанных программных модулях. Результаты прогнозирования обрабатываются в расчётном модуле и при помощи модулей обработки запросов к БД и к БМ сохраняются в базу данных. Программная реализация модулей формирования исходных данных, расчётного, обработки запросов к БД и БМ, описания структур и констант написаны в среде программирования *Borland Delphi* с применением графических и математических библиотек. Для реализации модуля параллельного программирования *GPU* разработана библиотека вспомогательных функций на языке *C++* с применением технологий *CUDA*.

В качестве исходных данных для проведения численных экспериментов использовались результаты промышленных взрывов по 12 буровзрывным блокам на Лебединском карьере. Разрушаемый материал составляют железистые кварциты, слабородные кварциты и сланцы. Средняя плотность этих материалов соответственно составляет – 3400, 3000, 2700 кг/м³, предел прочности на сжатие, сдвиг и растяжение составляют 182,160,120 (сжатие), 16-20(сдвиг) и 4-6 МПа (растяжение), коэффициент крепости по Протодяконову – 18.6, 22,6 МПа

и модуль Юнга – $9,26 \cdot 10^4$ МПа. Применяемое ВВ – акватол: плотность – 1340 кг/м^3 , удельный вес забойки – 15000 н/м^3 , скорость детонации – 5600 м/с .

Расчёты выполнялись на персональном двухядерном компьютере с видеоадаптером GeForce 9500M GS. Для оценки адекватности моделирования вычислялось математическое ожидание отклонения поверхностей, рассчитанное и полученное в результате фотостереосъёмки вблизи взрывных скважин. Математическое ожидание расхождений составило $\pm 0,09\text{--}0,42 \text{ м}$ при доверительном интервале $0,28\text{--}0,51 \text{ м}$ для вероятности 95%.

На основе разработанной технологии компьютерного моделирования взрывного разрушения горных пород скважинными зарядами ВВ предложен способ определения содержания полезного компонента во взорванной горной массе при ее выемке на карьерах, защищенный патентом РФ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Боровиков В.А., Ваягин И.Ф. Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород. М.: Недра, 1990.
2. Друкованый М.Ф., Куц В.С., Ильин В.И. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах. М.: Недра, 1980.
3. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. Новосибирск: Наука, Сибирское отд., 1977.
4. Гальянов А.В., Рождественский В.Н., Блинов Ф.Н. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. Екатеринбург, 1999.
5. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. М.: Недра, 1977.
6. Тихонов В.И., Миронов М.А. Марковские процессы. М.: Радио, 1977.

КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НЕФТЕГАЗООБЪЕКТОВ

А.И. Калашник

Горный институт КНЦ РАН

Геодинамическая безопасность нефтегазообъектов должна рассматриваться, прежде всего, с учетом геомеханических процессов эволюции геологической среды соответствующих природно-технических систем [1]. Непрогнозируемое и, соответственно, неуправляемое развитие геомеханических процессов может привести к формированию условий возникновения чрезвычайных ситуаций и реализации разрушающих (аварийных) геодинамических проявлений, и, как следствие, выбросам углеводородов в окружающую среду и крупномасштабным ее загрязнениям, а также к потерям и недоиспользованию запасов сырья. Опасные природные и техногенные геодинамические проявления могут также привести к чрезвычайным ситуациям и авариям добычных комплексов, сопряженных с геологической средой (повреждения донных комплексов: потеря устойчивости, крен, неравномерная просадка, потеря связи (сцепления) с породным основанием/фундаментом и т.п.; деформирование и нарушение сплошности систем сбора скважинной продукции, повреждения и разрывы промысловых трубопроводов; смятие/сдвиг/срез обсадных колонн/скважин и др.).

Эффективная и геодинамически безопасная разработка шельфовых нефтегазовых месторождений должна базироваться на информационном геомеханическом обеспечении, включающем в себя формирование баз данных и знаний и последовательное построение концептуальной, геомеханической и компьютерной моделей нефтегазовой природно-технической системы в комплексе исследований механизмов формирования и реализации опасных геодинамических проявлений (рис. 1) [2].

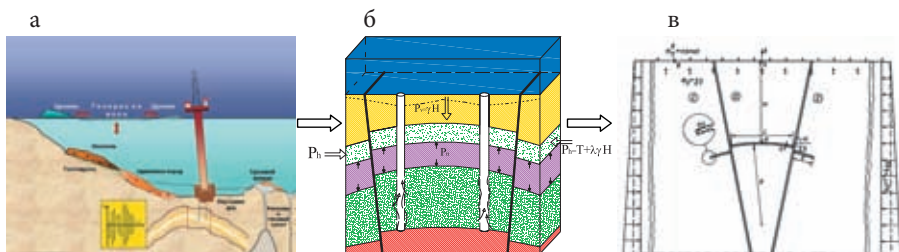


Рис. 1. Последовательное построение моделей нефтегазовой природно-технической системы: а – концептуальная; б – геомеханическая; в – компьютерная

Когнитивная структура применения компьютерных технологий при решении задач геодинамической безопасности нефтегазообъектов включает в себя три основных модуля (рис. 2): «Ввод данных», «Первичная логическая обработка

и структуризация данных», «Анализ данных». При этом модуль «Анализ данных» акцентирован нами на геодинамические аспекты (оценка геодинамических рисков, геодинамическая безопасность) освоения нефтегазовых месторождений.



Рис.2. Структура информационного геомеханического обеспечения шельфовых нефтегазовых разработок

Создана автоматизированная база данных [3], представляющая собой многомерное хранилище инженерно-геологической и геомеханической информации по 210 нефтегазообъектам и имеющая принципиально важный уникальный модуль, содержащий информацию о произошедших более 450 чрезвычайных ситуациях и авариях. Фрагменты базы данных приведены на рис.3.

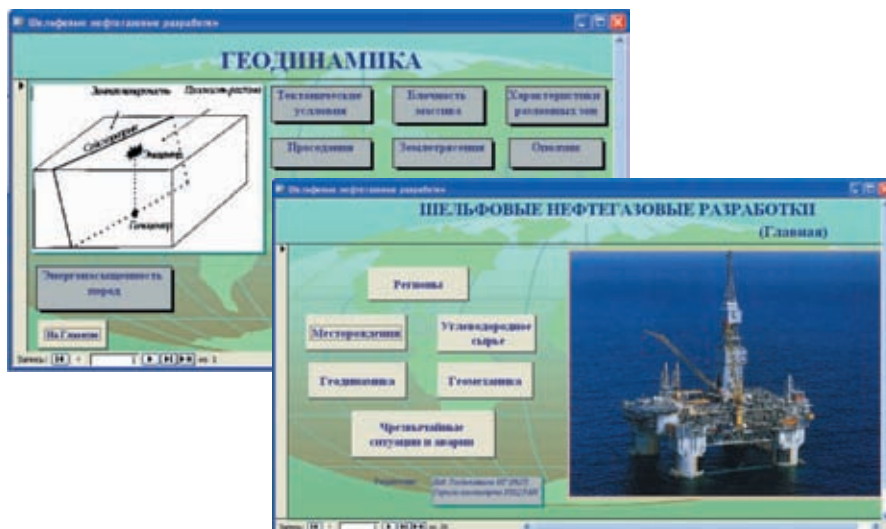
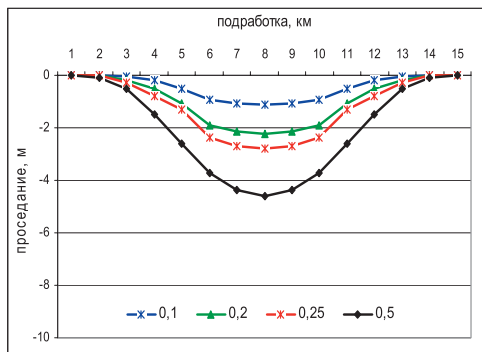
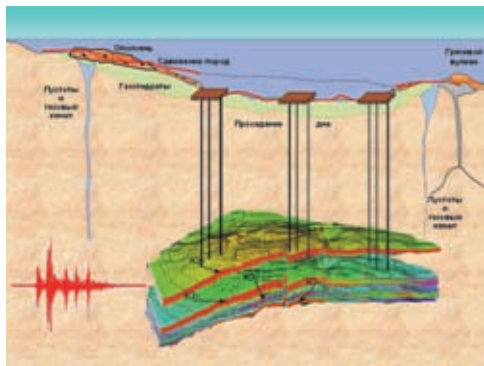


Рис. 3. База данных «Шельфовые нефтегазовые разработки»

Выполнено компьютерное моделирование процессов техногенного деформирования продуктивного коллектора и перекрывающего массива горных пород применительно к предстоящей добыче газа на Штокмановском газоконденсатном месторождении. На основе результатов моделирования установлены, в частности, закономерности деформирования геологической среды, заключающиеся в объемном уплотнении продуктивного пласта, приводящем к регрессивному прогибу (проседанию) морского дна и значительным субгоризонтальным деформациям и перемещениям придонных слоев грунтов и пород [4, 5]. Сделан предварительный прогноз: для условий ориентировочно десятилетней разработки Штокмановского месторождения проседание морского дна может составить 3–5 м, что обусловит развитие взаимосвязанных геодинамических проявлений: сейсмичность, оползни и сдвиги придонных грунтов, формирование зон уплотнений и разуплотнений, трещиноватости, образование газовых каналов, активизация глубинных разломов и др. (рис. 4).



а



б

Рис.4. Модельное отображение техногенного деформирования и геодинамических проявлений при отработке Штокмановского газоконденсатного месторождения (модель месторождения – по [6]):

а) расчетное проседание морского дна; б) геодинамические проявления

В заключение необходимо отметить, что применение современных компьютерных технологий в целях обеспечения геодинамической безопасности нефтегазообъектов позволяет успешно решать целый ряд специфических задач. Но для корректной постановки и решения этих задач необходимо проведение специальных геомеханических исследований, включающих в себя [1]: оценку геодинамического режима региона, анализ исходного напряженно-деформированного состояния пород коллектора и вмещающего массива и прогноз его изменений вследствие извлечения флюида, оценку и анализ геодинамических рисков, геодинамический мониторинг регионов добычи, хранения и трубопроводного транспортирования углеводородов.

Литература

1. Мельников Н.Н., Калашник А.И. Шельфовые нефтегазовые разработки: геомеханические аспекты. Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, 2009. 140 с.
2. Мельников Н.Н., Калашник А.И. Геодинамические риски освоения нефтегазовых месторождений Баренцрегиона и трубопроводного транспортирования углеводородного сырья // МурманшельфИнфо. 2008. № 4. С. 13–17.
3. Калашник А.И., Калашник Н.А. Автоматизированная база данных «Нефтегазовый шельф Баренцрегиона» // Газовая промышленность. «Газоил пресс»: «Газовая промышленность». 2008. № 2. С. 34–36.
4. Калашник А.И., Калашник Н.А. Оценка техногенных деформаций продуктивного пласта Ю₀ Штокмановского месторождения на основе численного моделирования // Автоматизация, телемеханизация и связь в нефтяной промышленности М.: ОАО «ВНИИОЭНГ». 2009. № 9. С. 27–31.
5. Мельников Н.Н., Калашник А.И. Шельфовые нефтегазовые разработки западного сектора российской Арктики: геодинамические риски и безопасность // Газовая промышленность. «Газоил пресс»: «Газовая промышленность». 2011. Спецвыпуск 661. С. 46–53.
6. Самсонов Р.О., Ампилов Н.П., Мирзоев Д.А. Технология подготовки запасов углеводородов промышленных категорий для морских месторождений // Oil & Gas Eurasia. 2009. № 10. С. 22–26.

ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ РУДНИКОВ

А.В. Кашников, Ю.А. Клюкин

Горный институт УрО РАН

Информационно-аналитическая система «АэроСеть» представляет собой интегрированную среду для проектирования и расчета вентиляционных сетей, оперативного мониторинга их состояния и планирования мероприятий по ликвидации аварий на руднике. Система предоставляет средства для многоуровневой визуализации вентиляционных сетей, проведения расчетов на основе различных подходов и работы с оперативными данными и служит инструментом для анализа и принятия управленческих решений.

В соответствии с решаемыми задачами система разделяется на несколько модулей, интегрированных друг с другом. Центральным звеном системы является схема вентиляционной сети рудника. Основой схемы является математическая модель вентиляционной сети, на которой осуществляется расчет воздухо-, газо- и теплораспределения [1].

Расчёт может производиться в двух режимах: стационарном и нестационарном. В первом режиме величины источников тяги задаются фиксированными и постоянными по времени – это могут быть заданные напоры, напорные характеристики (напоры как функции расходов воздуха) и неизменные тепловые депрессии, определяемые известными значениями температур воздуха в выработках. По этим данным вычисляется стационарное воздухораспределение, на основе которого при необходимости может моделироваться распространение газа, пыли и тепла при заданных источниках и стоках. В большинстве известных программных продуктов вентиляционные расчёты реализованы именно таким способом – процессы переноса рассчитываются на фоне постоянных расходов воздуха, а влияние тепловых депрессий на них либо не учитывается, либо учитывается, но считается известным и неизменным. Подход этот даёт неплохие результаты при моделировании штатных режимов проветривания, и неприемлем для описания быстро меняющихся аварийных режимов проветривания, вызванных пожарами, отключениями-включениями источников тяги и открытием-закрытием отрицательных регуляторов. В целях преодоления этих трудностей в моделировании аварийных ситуаций в системе «АэроСеть» реализован модуль, позволяющий проводить нестационарные аэрогазотермодинамические расчёты, в основу которых заложены физико-математические методы и модели (рис. 1).

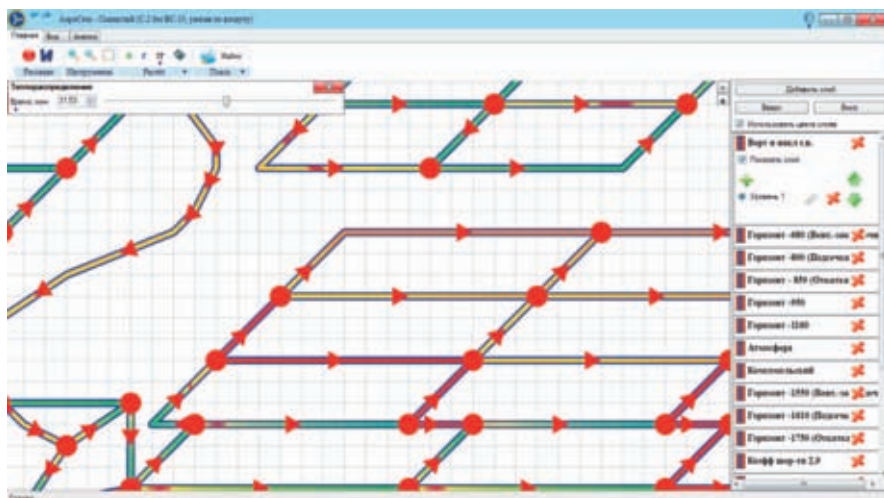


Рис. 1. Модуль расчета воздухо-, газо- и теплораспределения

Реализация расчетных алгоритмов позволяет осуществлять моделирование вентиляционных процессов и, в частности, предполагаемых аварийных нарушений рудничного проветривания, а также способов их профилактики и устранения, что может быть использовано при составлении планов ликвидации аварий.

Модуль расчета количества воздуха предназначен для расчета количества воздуха, необходимого для проветривания отдельных выработок, забоев, рабочих зон, камер служебного назначения, блоков, панелей, направлений, крыльев шахтного поля и рудника в целом. Расчет количества воздуха для рабочих зон производится по следующим факторам: взрывоопасные газы, ядовитые газы, выхлопные газы ДВС, газы от взрывных работ, минимально допустимая скорость движения воздуха и тепловыделение от добычного оборудования.

Модуль вентиляционного журнала предназначен для мониторинга вентиляционной сети рудника как в ручном, так и в автоматическом режиме. Вентиляционный журнал позволяет вести учет ежемесячного обследования главной вентиляторной установки, а также регистрировать замеры по воздушной и газовой съемке. На основе произведенных замеров рассчитываются утечки на участках.

Таким образом, для каждой ветви вентиляционной сети доступна следующая информация:

- модельный расход воздуха, полученный в результате расчета воздухо-распределения;
- фактический расход воздуха, полученный по данным воздушной съемки из базы данных;
- требуемый расход воздуха, полученный в результате расчета требуемого количества воздуха.

Соотнесение этих данных позволяет делать выводы о необходимости принятия тех или иных мер в целях обеспечения требуемых параметров вентиляции рудника.

Модуль плана ликвидации аварий предназначен для построения схем планов ликвидации аварии и их оперативного задействования. Модуль имеет специализированные средства построения, широкие возможности для визуализации оперативной части (средства навигации, тепло- и газораспределение, инженерные расчеты) и связан с расчетным модулем и базой данных вентиляционного мониторинга (рис. 2).

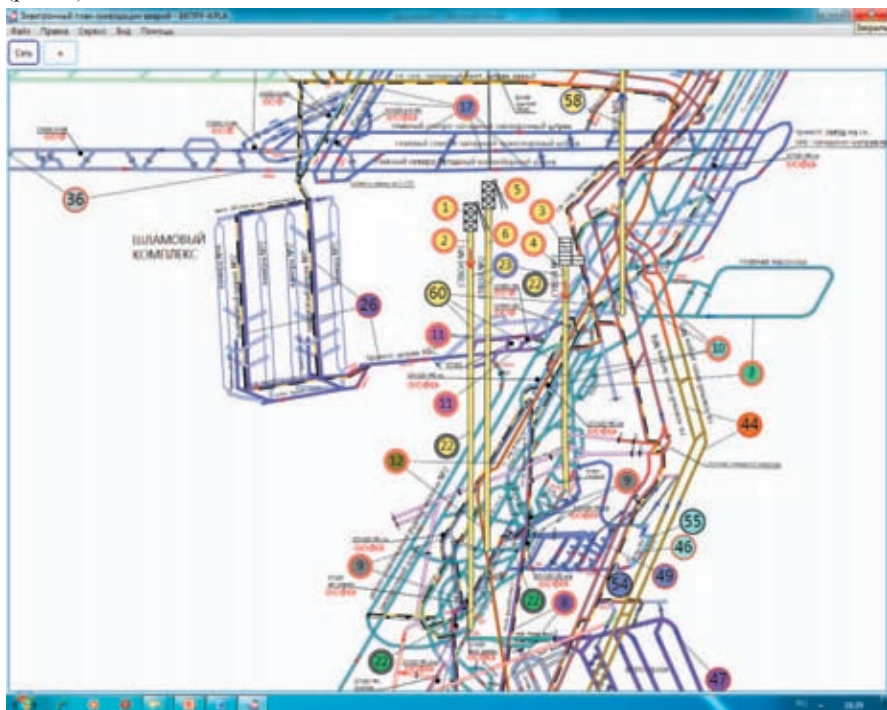


Рис. 2. Модуль плана ликвидации аварий

Для ускорения расчетов, проводимых во время ликвидации аварий инженерно-техническими работниками рудников и подразделениями ВГСЧ, программный комплекс оснащен средствами, позволяющими автоматически на основе данных о шахтном поле рудника производить необходимые вычисления и оперативно определять протяженности маршрутов, скорость их прохождения, ограничения на время пребывания в зонах пожаров, необходимое количество кислорода. Кроме того, интеграция с базой данных системы позиционирования позволяет извлекать информацию об истории перемещений по шахте каждого работника, что может быть использовано для ускорения вывода людей из рудника в случае аварии.

Каждый модуль имеет собственное представление вентиляционной сети рудника (графическое, иерархическое, табличное). Однако при этом интеграция программных модулей позволяет обеспечить доступ ко всем необходимым данным, независимо от текущего режима работы системы. Такой подход позволяет получать одну и ту же информацию различными способами и в различном виде (в зависимости от стоящих перед пользователем задач) и снабдить пользователя инструментарием, позволяющим адекватно оценивать сложившуюся обстановку, проверять различные варианты решений и выбирать наиболее подходящие из них.

Для эффективной работы приложений реализован промежуточный уровень, отвечающий за безопасное управление данными системы. Базовые функции можно разбить на следующую иерархию уровней.

1. Управление схемой данных:
 - а) редактирование схемы данных;
 - б) редактирование ограничений.
2. Восстановление данных и аудит:
 - а) механизм восстановления удалённых записей;
 - б) универсальный аудит.
3. Управление разрешениями: универсальный механизм ограничения прав доступа.
4. Администрирование: управление средой.



Рис. 3. Архитектура промежуточного уровня

Управление разрешениями – основной механизм управления правами доступа к данным и к метаданным в СУБД, и программный интерфейс предоставляют набор функций для работы с этими инструментами на более высоком уровне (рис. 3).

Пользователей можно разделять на группы (роли). Помимо иерархии ролей можно проводить дополнительное разделение пользователей на отделы. Эта возможность обусловлена необходимостью разделения доступа среди участков вен-

тиляции рудников, горного отдела, главных инженеров рудников подразделениями ВГСЧ.

Промежуточный уровень поддерживает следующие уровни разграничения прав:

- разрешение на отдельный экземпляр сущности;
- права на уровне атрибутов;
- права на уровне сущностей.

В специальных таблицах хранятся следующие метаданные:

- пользователи;
- юниты (группы пользователей);
- пользовательские таблицы;
- отделы;
- разрешения.

Помимо стандартных метаданных, во всех (в том числе служебных) таблицах хранится дополнительная информация аудита для отслеживания изменений.

В процессе внедрения системы в ОАО «Уралкалий» и ОАО «Беларуськалий» был организован удаленный доступ к серверам предприятий посредством VPN-соединения. Наличие удаленного доступа позволило не только реализовать эффективное администрирование системы, но и организовать непосредственное информационное взаимодействие между специалистами предприятия и института, занимающимися вопросами вентиляции (рис. 4). Доступ к базам данных вентиляционного мониторинга в институте осуществляется через тот же самый программный комплекс, что и установлен на компьютерах недропользователя. Программы пользователей института настраиваются на работу с базой данных предприятия, и специалисты института и предприятия оказываются в едином информационном пространстве [2].

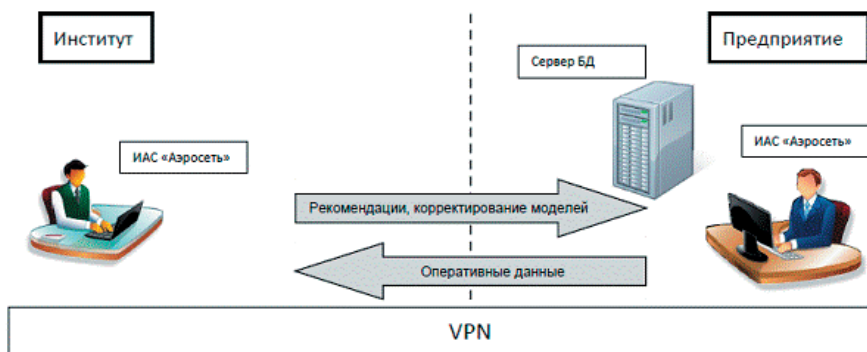


Рис. 4. Схема удаленного взаимодействия

Такой подход позволяет добиться значительных преимуществ. С одной стороны, сотрудники института при подготовке рекомендаций, решении задач вентиляции и проведении научных исследований имеют возможность получать оперативные данные в тот момент, в который им это необходимо без задействования

специалистов предприятия. Это снимает необходимость осуществления запросов нужной информации и их согласования. С другой стороны, корректирование специалистами института расчетных моделей с целью поддержания их актуальности осуществляется прозрачно для пользователя на предприятии и не предполагает для него совершения дополнительных действий по проверке и получению актуальной модели.

Реализация изложенной функциональности в интегрированном с остальными модулями информационно-аналитической системы «АэроСеть» виде приводит к созданию мощной платформы поддержки принятия решений в условиях чрезвычайной ситуации, что в свою очередь увеличивает скорость принятия решений и исключает влияние человеческого фактора.

Литература

1. Казаков Б.П. Разработка программно-вычислительного комплекса «АэроСеть» для расчета вентиляционных сетей шахт и рудников. / Казаков Б.П., Круглов Ю.В., Исаевич А.Г., Левин Л.Ю. / Аэрология: сб. науч. тр. по материалам симпозиума «Неделя горняка-2006». М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006.
2. Кашников А.В. Использование информационно-аналитической системы «АэроСеть» в качестве платформы для автоматизации взаимодействия горнодобывающего предприятия и научной организации в области вентиляции. / Кашников А.В., Круглов Ю.В., Киряков А.С. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № 4.

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СЫРЬЯ ШЕИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ

К.А. Кочнев, А.М. Яковлев

Институт горного дела УрО РАН

Шеинское месторождение цементного сырья (известняки) расположено в 35 км южнее города Челябинска, в 25 км юго-западнее города Коркино, в 4 км юго-западнее посёлка Первомайский, в 2 км юго-восточнее железнодорожной станции Клубника Южно-Уральской железной дороги.

Район месторождения характеризуется достаточно развитой горной промышленностью. Наиболее крупные предприятия, специализирующиеся на добыче полезных ископаемых, – Коркинский угольный разрез и цементный завод филиала ОАО «Лафарж цемент» («Уралцемент»).

Шеинское месторождение цементных глин и известняков расположено в пределах восточного крыла крупной, меридионально вытянутой антиклинали, в ядре которой залегает Челябинский гранитный массив. В результате погружения оси антиклинали к югу от гранитного массива, на поверхности обнажаются комплексы силурийского, девонского и каменноугольного возраста.

По литологическому составу указанные комплексы пород представлены разнообразными вулканогенными и вулканогенно-осадочными образованиями.

Месторождение расположено на площади развития карбонатных пород шеинской серии (S_1-D_2), слагающих западную и центральную части Шеинской структуры. Продуктивная толща сложена известняками серыми, реже темно- и светло-серыми мелкозернистыми, реже среднезернистыми, тонкослоистыми, плотными, трещиноватыми, участками доломитизированными.

Мощность полезной толщи, определяемая заданной глубиной подсчета запасов, принимается равной 50–55 м. Вскрышные породы – пески, суглинки и глины средней мощностью от 3,6 м (Южный участок) до 9,0 м (Центральный участок).

Известняки Южного участка в основном чистые, серого, реже темно-серого цвета, мелкозернистые, массивные с прослоями доломитизированных пород (мощностью до 10 м), глинистых сланцев и дайками диоритового состава (мощностью от 0,4 до 17,0 м).

В толще известняков, имеющих юго-западное падение, встречаются доломитизированные разности, доломиты и линзовидные залежи песчаников и глинистых сланцев, а также редкие жилы и дайки гранит-порфиров, габбро-диабазов, габбро-диоритов и слюдисто-полевошпатовых пород мощностью до 15–45 м. Протяженность этих образований достигает 120–480 м.

С поверхности известняки сильно трещиноватые, выветрелые до щебня и известковой муки. Кровля известняков характеризуется рельефом, присущим достаточно развитым карстово-эрозионным процессом.

Глубинный карст и некондиционные известняки с содержанием CaO менее 43% и MgO более 3,4% утверждены по Южному участку месторождения в количестве 8,7% от общего объема известняков. На размытой поверхности известняков

местами залегают мезозойские пески и глины, повсеместно развиты третичные глины и четвертичные суглинки. Средняя мощность глинистых пород составляет 3,6 м, достигая в зонах развития карста десятков метров.

Согласно имеющимся геологическим отчетам средний химический состав кондиционных известняков Южного участка (в %):

CaO – 54,72	Al ₂ O ₃ – 0,39	Cr ₂ O ₃ – 0,003	п.п.п. – 43,19
MgO – 0,67	Fe ₂ O ₃ – 0,16	SO ₃ – 0,065	
SiO ₂ – 0,63	MnO – 0,026	R ₂ O – 0,137	R ₂ O ₅ – 0,014

Эксплуатация Южного участка подтвердила данные геологоразведочных работ по качеству известняков. Однако, там, где сеть разведочных выработок оказалась весьма редкой, качество сырья хуже, чем предполагалось первоначально при подсчёте и утверждении запасов.

Сырьём для портландцемента могут служить карбонатные породы, содержащие не менее 40% CaO, не более 3,8% MgO, не более 1,2% SO₃; содержание SiO₂, Al₂O₃ и Fe₂O₃ должно обеспечивать необходимые значения коэффициента насыщения, силикатного и глиноземного модулей. Пригодность карбонатных пород при отклонении этих показателей от указанных значений определяется возможностью корректирования химического состава цементной шихты путем добавок; зависит она от состава глинистого компонента.

Практикой работы цементного завода установлено, что для производства портландцемента могут быть использованы карбонатные породы Шеинского месторождения с содержанием:

- CaO (оксида кальция) – не менее 43 %;
- MgO (оксида магния) – не более 3,4 %;
- P₂O₅ (оксидов щелочных металлов) – не более 1%;
- SO₃ (оксида серы) – не более 1,8 %.

С целью понижения титра известняки при добыче шихтуются с некондиционными известняками, карстовыми породами и глинами верхнего уступа, что даёт возможность прироста запасов известняков и экономии запасов глин.

В целом месторождение имеет сложную структуру с большим количеством включений некондиционных пород и пород с низким содержанием полезного компонента. Поэтому с целью определения дальнейшего порядка отработки месторождения и обеспечения заданных кондиций на сырьё коллективом авторов была произведена геометризация качественных показателей массива Шеинского месторождения известняков.

Для этих целей был выбран пакет программного обеспечения Surfer Golden Software. Данный продукт позволяет создавать карты изолиний по координатам точек в пространстве. Исходными данными для моделирования послужили отчеты о геологоразведочных работах, проведенных на Южном участке Шеинского месторождения известняков в 1943–1994 гг.

При формировании базы данных для Surfer была создана таблица, куда были занесены координаты геологоразведочных скважин в плоскости (х,у), в качестве высотной отметки z вводились данные опробования в нужной точке по высоте скважины. На основании сформированной базы данных методом кригинга (метод нахождения наилучшей оценки среднего значения пространственной переменной с использованием результатов опробования как внутри, так и вне оцениваемого

блока) была построена сеть точек, лежащих на плоскости заданного горизонта и имеющих значения показателя содержания полезного компонента. На основе этой сети были построены изолинии содержания полезного компонента по горизонтам выемки (рис. 1).

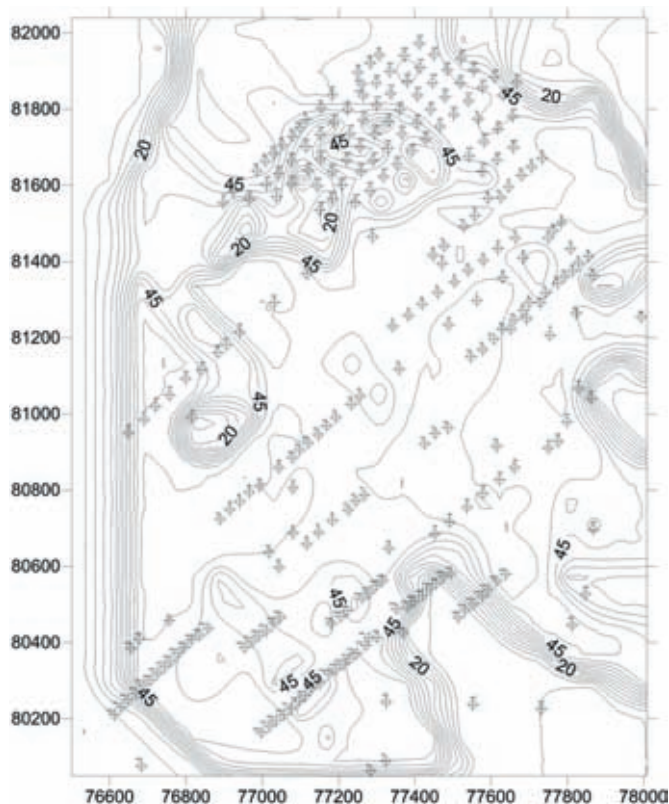


Рис. 1. Карта изолиний содержания СаО по горизонту +231 м

Данные планы позволили определить наиболее рациональный порядок отработки месторождения, удовлетворяющий требованиям, предъявляемым к условиям на сырьё.

В результате горно-геометрических расчетов был принят следующий порядок отработки месторождения: в работе до 2030 года находятся 4 горизонта (+253 м, +242 м, +231 м, +223,5 м), основная масса высококачественного известняка с содержанием СаО 45% и выше добывается с горизонта +223,5 м (работы развиваются с севера на юг), южная часть горизонта +253 м служит источником глины (не более 7–10% от общего объема добычи), работы на горизонтах +253, +242 м и +231 м в первые два десятилетия ведутся в основном на западном фланге месторождения, где залегают доломитизированные известняки с содержанием СаО 36–38%, что приемлемо для усреднения (рис. 2, 3).



Рис. 2. Существующее положение горных работ

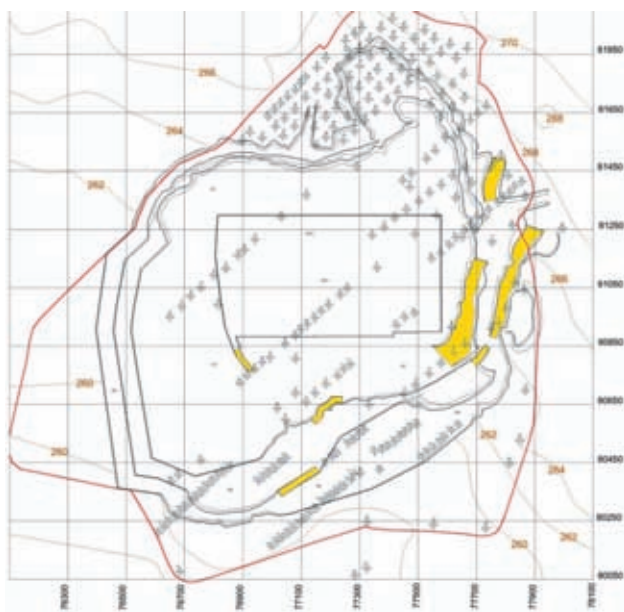


Рис. 3. Положение горных работ на карьере Шеинского месторождения известняков на 2020 г.

В 2030 году в разработку вводится горизонт +216 м, качество сырья на котором близко к идеальному (содержание СаО более 45%), основной объем добычи в этот период приходится на два нижние горизонта, а верхние горизонты подводятся к предельному контуру (рис. 4).



Рис. 4. Положение горных работ на карьере Шеинского месторождения известняков на 2050 г.

Восточный борт карьера, на котором находится масса промышленных сооружений и коммуникаций (усреднительные склады, ж/д пути, АБК и т.д), сохраняется до 2065 года, после чего усреднительные склады в карьере уничтожаются, а вместо них на поверхности рядом с выездом из карьера на юго-западе формируется один усреднительный склад насыпного типа.

Таким образом, в результате проведенных исследований было установлено, что карьер, разрабатывающий Шеинское месторождение известняков, при правильном управлении его рабочей зоной, может поставлять на цементный завод сырье с содержанием СаО не менее 46%, что является очень высоким показателем.

МЕТОДИКА ФОРМИРОВАНИЯ И АКТУАЛИЗАЦИИ МОДЕЛИ В ПРОЦЕССЕ ИЗУЧЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ (НА ПРИМЕРЕ ЯНЫТУРЬИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД)

К.А. Кочнев, А.М. Яковлев

Институт горного дела УрО РАН

В настоящее время в связи с развитием информационно-вычислительных технологий идет интенсивная автоматизация процессов планирования и проектирования горных работ. Одной из важных составляющих процесса автоматизации является моделирование объектов техногенной среды: рудных тел, распределения качественных показателей сырья в массиве, контуров карьера и др. При этом зачастую массив данных для моделирования крайне ограничен и постоянно дополняется в процессе разведки, доразведки и эксплуатации месторождения. Таким образом, необходимо создать методику формирования и дальнейшей актуализации модели.

Рассмотрим данную проблему на примере Янытурьинского месторождения железных руд.

Участок Янытурьинский расположен в верховьях р. Яны-Турья, на восточном склоне г. Хорасюр (рис. 1). Янытурьинское рудопроявление, входящее в состав Янытурьинского рудного узла, было выявлено в 1985–86 годах работами Хорасюрской геологоразведочной партии при заверке наземной магнитной аномалии.



Рис. 1. Янытурьинский участок железорудных проявлений

На площади Янытурьинского участка при проведении поисковых работ были выполнены картировочное и поисковое колонковое бурение, магнитораз-

ведочные и электроразведочные работы. По результатам наземной магнитной съемки масштаба 1:10 000 выявлено аномальное магнитное поле интенсивностью 2-4 тыс. нТл и несколько локальных магнитных аномалий на северном и южном флангах участка.

В геологическом строении Янытурьинского участка принимают участие две основные группы пород, представленные магматическими и метаморфическими комплексами.

Магнетитовые руды Янытурьинского участка относятся к богатым (содержание железа 30–50%) и бедным (содержание железа менее 30%), по коэффициенту основности они соответствуют кислым ($K.O. = 0,279–0,295$), хорошо обогащаемым рудам.

В центральной части участка, в пределах дугообразной зоны, проведены оценочные работы с подсчетом запасов по категории C_2 . В настоящее время завершены полевые работы, ведутся камеральные работы по составлению окончательного отчета.

В пределах центральной части пробурено 20 скважин общим метражом 3699,4 м. Глубина скважин варьировала от 59,5 до 353,8 м, составляя в среднем 185,0 м. Из общего количества 12 скважин вскрыли магнетитовые, сульфидно-магнетитовые и сульфидные руды. Суммарная пересеченная мощность рудных тел составляет 242,8 м. Мощность отдельных рудных пересечений колеблется от 0,2 до 47,9 м при вариациях содержаний железа общего от 16,99 до 64,4%, составляя в среднем 30,73%.

По сложности геологического строения Янытурьинский участок скарно-магнетитовых руд относится к третьей группе с очень сложным геологическим строением, мелкими и средними линзовидными крутопадающими рудными телами, с резко меняющимися мощностью и качеством железных руд.

По предварительным данным, запасы магнетитовых руд по категории C_2 оцениваются в 7 млн т до глубины 150 м.

Кондичиями предусматривается:

- Бортовое содержание железа общего в пробе для оконтуривания рудных тел – 16%.
- Минимальное промышленное содержание железа общего в подсчетном блоке – 27%.
- Минимальное содержание железа общего в оконтуривающей выработке – 22%.
- Минимальная мощность рудных тел, включаемая в подсчет запасов – 5 м.
- Максимальная мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов – 5 м. По единичным пересечениям, не увязывающимся в пространстве, допускается включение прослоев пустых пород и некондиционных руд большей мощности, при условии, что среднее содержание железа общего по пересечению будет не ниже 22%.

Подсчет запасов произведен до глубины 300 м.

Прогнозные ресурсы железных руд по категории P_1 до глубины 300 м составляют 10 млн т (коэф. рудоносности 0,1, коэф. достоверности 0,5).

Прогнозные ресурсы по категории P_2 в интервале глубин 300–500 м составляют 4 млн т (коэф. рудоносности 0,1, коэф. достоверности 0,5, коэф. подобия = 0,65) [1].

При этом на настоящий момент степень изученности месторождения крайне мала, что осложняет оценку запасов и кондиций сырья. Более детальное изучение месторождения на данный момент осложнено рядом факторов как организационно-технических, так и социально-экономических.

На первом этапе моделирования в качестве исходных данных использовались погоризонтные планы и вертикальные разрезы по месторождению, полученные в результате геофизических исследований (рис. 2).

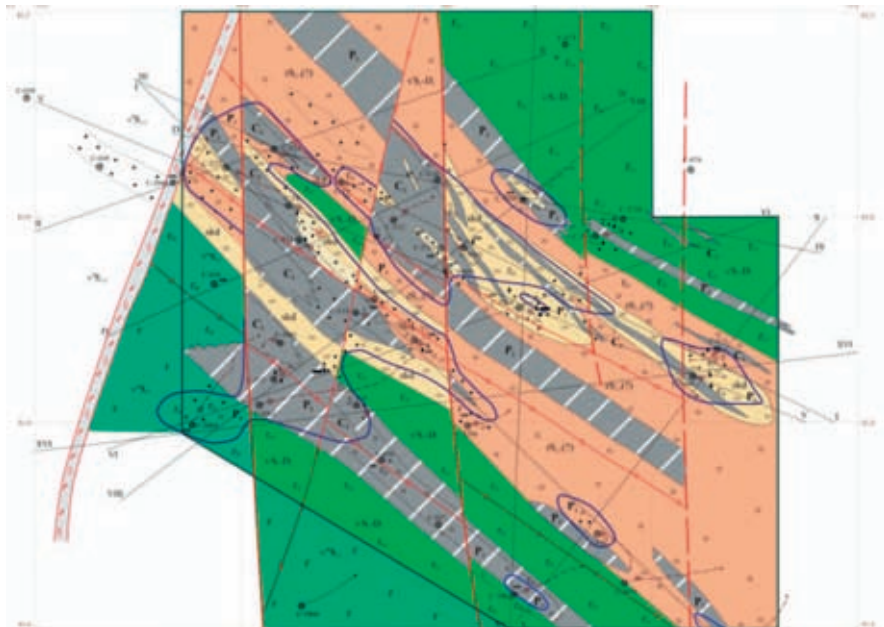


Рис. 2. План горизонта +250 м

Для моделирования Янытурьинского месторождения было выбрано специализированное ПО Gemcom Surpac. Это программное обеспечение позволяет производить моделирование объектов недропользования даже при незначительном объеме исходной информации.

На основе векторизации погоризонтных планов (рис. 3) были получены контуры рудных тел для создания солидов.



Рис. 3. Контуры рудных тел Янытурынского участка железных руд:
синий – запасы C_1, C_2 ; черный – прогнозные ресурсы P_1, P_2, P_3

Эти данные позволили создать каркасные модели рудных тел Янытурынского участка железных руд (рис. 4) и предварительно оценить запасы. По предварительной оценке запасы составляют: C_2 – 7 млн т; P_1+P_2 – 17 млн т.

Следующим этапом моделирования явилось создание геологической базы данных, в которую были внесены данные опробования по геологоразведочным скважинам.

После создания геологической базы данных появилась возможность оценки качественных показателей сырья месторождения, что позволило создать блочную модель (рис. 5).



Рис. 4. Каркасные модели рудных тел Янытурынского месторождения железных руд:
синий – запасы C_1+C_2 ; желтый – ресурсы $P_1+P_2+P_3$

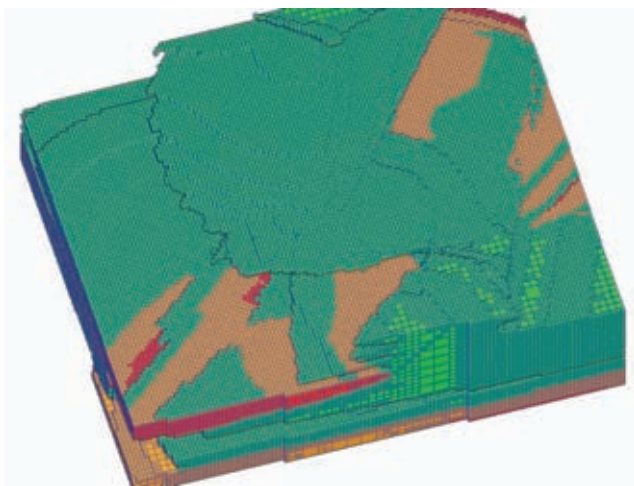


Рис. 5. Блочная модель распределения качественных показателей сырья в массиве Янытурийского месторождения:
 зеленый – вскрышные породы и низкосортные руды; желтый, оранжевый, красный – руды с высоким содержанием металла

Подобные модели позволяют проводить стоимостную оценку месторождения, на основании которой можно предварительно определить границы карьера. Данное исследование было проведено для Янытурийского месторождения (рис. 6). Границы открытой разработки предварительно установлены методом Лерча-Гроссмана до глубины 120 м с углом погашения борта 40°. Предварительный экономический эффект от открытой разработки составляет 54 млрд руб.

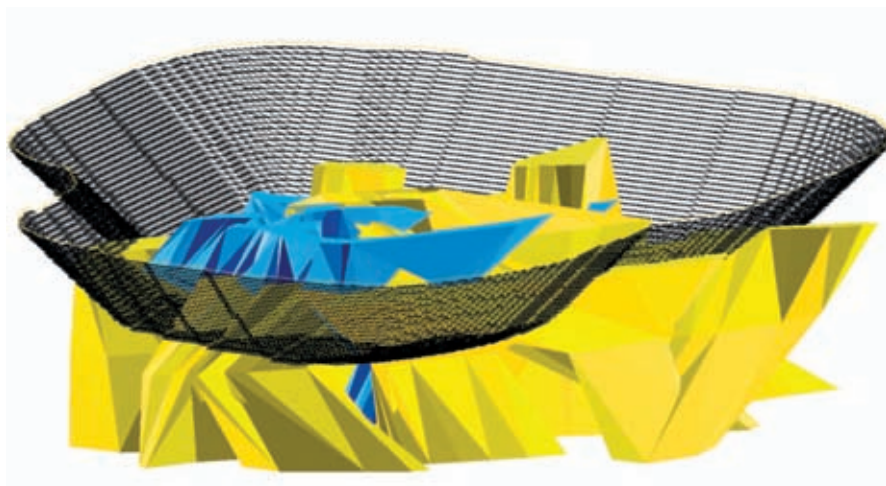


Рис. 6. Предварительные границы открытой разработки Янытурийского железорудного месторождения

Данные, появляющиеся в процессе доразведки и эксплуатационной разведки месторождения, необходимо будет вносить в геологическую базу данных, которая является дополняемой и обновляемой. На основании этого будут уточняться запасы, процентное содержание металла в рудах месторождения, границы открытой и подземной разработок и т.д.

Таким образом, было установлено, что при формировании и актуализации модели следует пользоваться следующим алгоритмом:



Литература

1. Основные показатели территориальной программы геологического изучения недр на территории ХМАО – Югры за счет средств бюджета автономного округа за 2005–2007 гг: распоряжение Правительства ХМАО – Югры от 05.02.2008 г. № 17 РП.
2. Пояснительная записка для составления ТЭО временных кондиций железных руд участка Янытурынский / Министерство природных ресурсов РФ. Ханты-Мансийск, 2007. 8 с.

ПРИМЕНЕНИЕ МОБИЛЬНЫХ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ОПЕРАТИВНОЙ ОЦЕНКИ ПЕРСПЕКТИВ РУДОНОСНОСТИ НА РЕГИОНАЛЬНОМ И ЛОКАЛЬНОМ ЭТАПАХ ИССЛЕДОВАНИЙ

С.П. Левашов, Н.А. Якимчук,

Институт прикладных проблем экологии, геофизики и геохимии

И.Н. Корчагин

Институт геофизики НАН Украины

Введение

Неклассическая технология геофизических исследований (в том числе и «прямых» поисков и разведки скоплений нефти и газа, рудных полезных ископаемых, водоносных коллекторов), включающая геоэлектрические методы становления короткоимпульсного электромагнитного поля (СКИП) и вертикального электрорезонансного зондирования (ВЭРЗ) (технология СКИП-ВЭРЗ) [1-3] дает возможность оперативно получать новую информацию о перспективах нефтегазоносности, рудоносности и водоносности изучаемых площадей. На протяжении 2000–2009 гг. выполнен значительный объем полевых экспериментов с целью изучения возможностей и эффективности этих методов при решении экологических, инженерно-геологических и геолого-геофизических задач. Технология СКИП-ВЭРЗ многократно применялись для поисков и картирования водонасыщенных горизонтов, в том числе и с различной минерализацией [5]. Полевые эксперименты, которые регулярно проводятся при решении практических задач, позволили экспериментально установить некоторые базовые принципы, дальнейшее практическое использование которых предоставляет новые возможности как для повышения эффективности и разрешающей способности методов СКИП и ВЭРЗ, так и для расширения круга задач, которые могут оперативно и эффективно решаться этими методами. В частности, выполненные в последнее время полевые исследования [4-5] показали, что технология СКИП и ВЭРЗ может найти более широкое применение для «прямых» поисков и разведки рудных полезных ископаемых.

В начале 2010 г. началась апробация оригинальных методов обработки и дешифрирования данных дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ) на известных месторождениях и перспективных на нефть и газ площадях, а также рудных объектах. Ниже приводятся некоторые примеры экспериментальной апробации геоэлектрических методов СКИП и ВЭРЗ, а также специальной технологии обработки и интерпретации спутниковых данных для обнаружения и картирования объектов и зон с рудной минерализацией.

Компоненты мобильной технологии и аппаратура

В состав мобильного комплекса входят: а) специальный метод обработки и интерпретации (дешифрирования) данных дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ); б) площадное картирование методом СКИП; в) метод ВЭРЗ; г) компьютеризированные измерительные приборы для полевых наблюдений; д) программное

обеспечение для регистрации данных измерений, их обработки и интерпретации; е) методика проведения полевых наблюдений.

Оригинальные методы СКИП и ВЭРЗ базируются на изучении геоэлектрических параметров среды в импульсных неустановившихся геоэлектрических полях, а также квазистационарного электрического поля Земли и его спектральных характеристик над залежами углеводородов (УВ), месторождениями рудных полезных ископаемых, водоносными коллекторами.

Возможность проведения площадной съемки методом СКИП с автомобиля позволяет оперативно обследовать большие площади в сжатые сроки.

Технология позволяет оперативно: а) провести предварительную оценку перспектив рудоносности (нефтегазоносности, водоносности) исследуемых участков, площадей и территорий с помощью специального метода обработки и интерпретации (дешифрирования) данных ДЗЗ; б) обнаружить и закартировать аномалии типа «залежь» (АТЗ), которые могут быть обусловлены скоплениями в разрезе рудных минералов (золота, платины, цинка, железа, урана и т.д.), углеводородов (УВ), водоносных коллекторов; в) определить глубины залегания и мощности аномально поляризованных пластов (АПП) типа «пласт с золоторудной минерализацией», «пласт с урановой минерализацией», «пласт с цинковой минерализацией», «нефть», «газ», «вода» и т.д.; г) проводить в сжатые сроки рекогносцировочное обследование крупных по площади и труднодоступных рудоносных районов и нефтегазоносных территорий; д) выполнять детальные полевые работы в пределах отдельных аномальных зон и перспективных объектов с целью выбора мест для заложения поисковых и разведочных скважин, принятия решений о дальнейших направлениях геолого-геофизических работ и бурения; е) обнаруживать и картировать геоэлектрические аномальные зоны типа «зона уранового оруденения», а также определять в пределах закартированных аномальных зон глубины залегания и мощности аномально поляризованных пластов типа «урановая залежь» зондированием ВЭРЗ; з) выявлять и прослеживать по площади подземные водные потоки естественного и техногенного происхождения, картировать водонасыщенные коллекторы.

Применение мобильных технологий в процессе геологоразведочных работ на нефть и газ, рудные полезные ископаемые и водоносные горизонты позволяет «революционным образом» ускорить сам процесс поисков, а также повысить его эффективность.

Украинский кристаллический щит (Кировоградская область, Украина)

Впервые методы СКИП и ВЭРЗ апробировались для решения рудных поисковых задач в 2004 г. при проведении полевых работ на месторождении золота в коренных породах [5]. Результаты работ показали, что: а) методом СКИП уверенно картируются по площади аномально поляризованные участки типа «рудное тело»; б) метод ВЭРЗ позволяет определять глубину и прослеживать по площади положение границы между осадочными и кристаллическими породами; в) зоны повышенной поляризации (оруденения) в породах фундамента также могут картироваться методом ВЭРЗ; г) технология СКИП-ВЭРЗ может использоваться для поисков и разведки рудных (в том числе и золоторудных) месторождений и рудопроявлений.

В 2010 г. на этом же месторождении был апробирован специальный метод обработки и дешифрирования спутниковых данных. Основная задача выполненных работ – практическая оценка возможности применения этого метода для оперативного выделения и картирования зон золоторудной минерализации. Полученные результаты, в целом, продемонстрировали принципиальную возможность применения специальной технологии обработки спутниковых данных для обнаружения и картирования участков золоторудного оруденения.

Обнаружение и картирование зон уранового оруденения (УКЩ, Украина)

В 2009 г. во время проведения работ на отдельном участке Новоконостантиновской зоны разломов была опробована модификация технологии СКИП-ВЭРЗ, предназначенная для обнаружения и картирования зон уранового оруденения по площади и определения глубин залегания и мощностей отдельных рудных тел в разрезе [4]. Результаты экспериментов показали принципиальную возможность использования методов СКИП и ВЭРЗ для «прямых» поисков урановых руд: площадная съемка методом СКИП позволяет картировать геоэлектрические аномальные зоны типа «зона уранового оруденения» (рис. 1, 3), а зондирование ВЭРЗ дает возможность в пределах закартированных аномальных зон определять глубины залегания и мощности аномально поляризованных пластов типа «урановая залежь» (рис. 4).

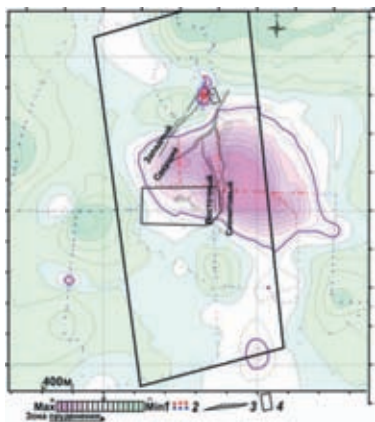


Рис. 1. Карта аномалий типа «зоны уранового оруденения» на площади работ:

- 1 – шкала интенсивности поля СКИП;
- 2 – отдельные точки измерений поля СКИП;
- 3 – зоны разломов в фундаменте;
- 4 – контуры участка работ

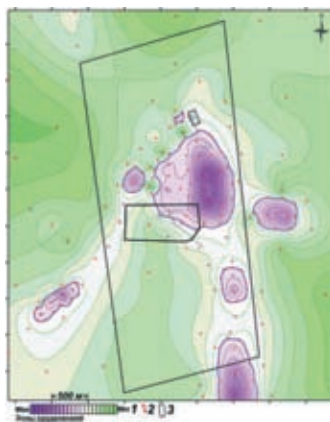


Рис. 2. Карта аномалий типа «зона уранового оруденения» на площади работ (по спутниковым данным):

- 1 – шкала интенсивности аномального отклика;
- 2 – точки определения аномального отклика;
- 3 – контуры участка

В 2010 г. спутниковые данные участка проведения наземных работ также были обработаны по специальной методике. Выделенные и закартированные по

результатам работ аномалии типа «зона уранового оруденения» (рис. 2) в целом удовлетворительно коррелируются как с контурами самого месторождения, так и с контурами аномальной зоны, закартированной наземной съемкой методом СКИП (см. рис. 1). Результаты апробации свидетельствуют, что крупные и средние месторождения урановых руд, а также небольшие по площади зоны уранового оруденения могут быть обнаружены и закартированы специальной обработкой и дешифрированием спутниковых данных.

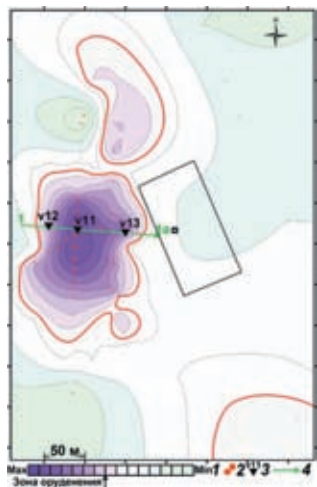


Рис. 3. Локальная аномалия типа «зона уранового оруденения» на площади работ:

- 1 – шкала интенсивности аномалий;
- 2 – пункты съемки СКИП;
- 3 – пункты ВЭРЗ;
- 4 – линия разреза

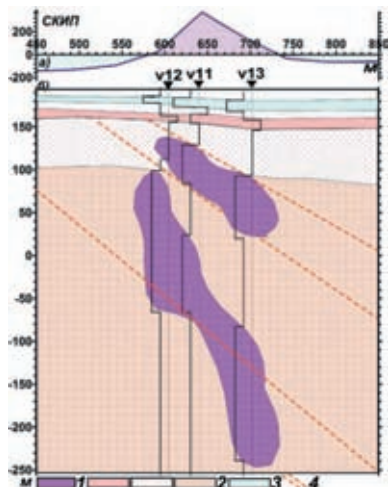


Рис. 4. Вертикальный разрез аномальной зоны типа «урановое оруденение», профиль 1:

- 1 – зоны АПП типа «урановое оруденение»;
- 2 – гранитоиды;
- 3 – обводненный горизонт;
- 4 – тектонические нарушения

Месторождение золота в осадочных породах

По результатам обработки спутниковых данных в пределах месторождения (а также рудника) закартирована аномалия типа «зона золоторудной минерализации». В юго-западной части площади обнаружена и прослежена разломная зона северо-западного простирания. Обычно зоны разломов являются участками гидротермально-метасоматической проработки пород, в которых формируются рудные месторождения различного типа. В пределах разломной зоны выявлена еще одна небольшая аномалия типа «зона золоторудного оруденения», что может свидетельствовать о гидротермально-метасоматическом образовании этого рудного объекта. Не исключено, что с этого участка осуществлялся вынос рудных минералов в зону осадочного месторождения.

В пределах аномалий методом специального сканирования спутниковых данных выполнена оценка глубин залегания рудных тел (рис. 5): v01 – 5-12 м; v02 – 17-80 м.

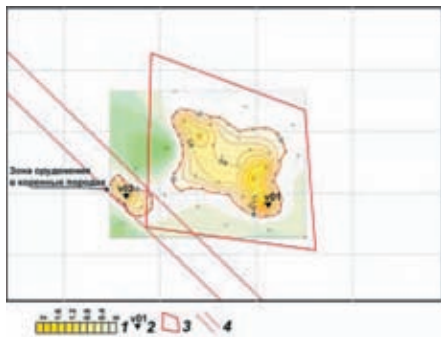


Рис. 5. Карта аномалий типа «зона золото-рудного оруденения» в районе месторождения осадочного типа:

- 1 – шкала интенсивности аномального отклика в условных единицах содержания золота;
- 2 – пункты оценки глубины залегания рудных тел;
- 3 – контуры месторождения;
- 4 – зона тектонического нарушения

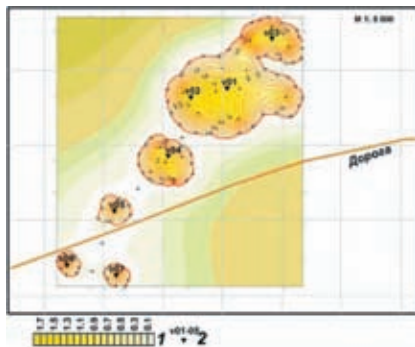


Рис. 6. Карта аномалий типа «зона золото-рудного оруденения» в районе золоторудного месторождения в коренных породах:

- 1 – шкала интенсивности аномального отклика в условных единицах содержания золота;
- 2 – пункты оценки глубины залегания рудных тел

Месторождение гидротермально-метасоматического типа в коренных породах

На обследованной площади выявлено и закартировано пять аномалий типа «зона золоторудной минерализации» различного размера. Все они расположены в одной зоне северо-восточного простираения. Специальное сканирование спутниковых данных в семи пунктах в пределах закартированных аномалий (рис. 6) дало следующие оценки значений глубин залегания рудоносных тел:

- v01 – 2-27 м, 63-86 м, 112-133 м;
- v02 – 3-25 м, 63-84 м, 106-134 м;
- v03 – 3-26 м, 51-73 м, 100-125 м;
- v04 – 6-36 м, 58-80 м, 123-140 м;
- v05 – 15-25 м, 45-50 м, 95-106 м;
- v06 – 20-31 м, 56-60 м, 106-115 м;
- v07 – 6-25 м, 45-65 м, 108-118 м.

Обнаружение зон цинкового оруденения

В районе цинкового месторождения Шаймерден (Республика Казахстан) проведена предварительная обработка спутниковых данных на цинк рекогносцировочного характера. На первом этапе работ на площади выделены геодинамические

зоны (тектонические нарушения, зоны дробления и участки повышенной трещиноватости) (рис. 7). Обнаружение такого типа зон осуществлялось путем идентификации линейных обводненных участков.

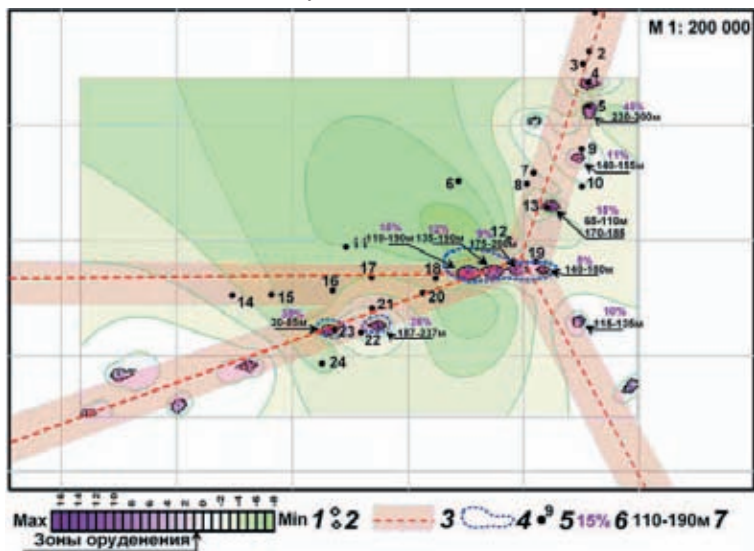


Рис. 7. Результаты специальной обработки спутниковых данных с целью обнаружения и картирования зон возможного цинкового оруденения в районе расположения крупного месторождения силикатно-карбонатных цинковых руд в Республике Казахстан:

1 – шкала интенсивности аномального отклика; 2 – точки регистрации отклика; 3 – зоны возможных тектонических нарушений (по спутниковым данным); 4 – контуры карьера; 5 – положение центров участков, перспективных на цинковое оруденение (по гравиметрическим данным); 6 – оценка среднего процентного содержания цинка в породе; 7 – оценки интервала глубин зон максимального оруденения.

Впоследствии оказалось, что зоны возможного оруденения (вернее, аномалии типа «зона цинкового оруденения») приурочены к тектонически нарушенным участкам, а наиболее интенсивные проявления оруденения (аномалии) выявлены в местах их пересечения. Этот практически установленный результат может использоваться (и использовался авторами неоднократно) в качестве поискового признака. То есть, на начальных этапах обработки целесообразно анализировать тектонические элементы, находить места пересечения тектонических нарушений и в их окрестностях на последующем этапе анализировать (регистрировать) аномальный отклик на цинк (или же другие элементы). Впоследствии такой подход к обработке спутниковых данных активно применялся при оценке перспектив золотоносности лицензионных участков в различных регионах.

При обработке на цинк частично использовались спутниковые материалы масштаба 1:50 000, частично – 1:200 000. Максимальное значение интенсивности аномального отклика зафиксировано в районе карьера (бокситового), северо-восточнее точки № 18 (рис. 7). Далее по убыванию интенсивности отклика предложенные для обследования точки расположились в следующем порядке: № 23 (цинковый

карьер), № 5, № 13, № 22 (бокситовый карьер), № 4, южнее точки № 9. В окрестностях других точек аномальные значения отклика не проявилось на спутниковых материалах данного масштаба. Несколько небольших участков аномального отклика обнаружено также за пределами выделенных зон тектонических нарушений (рис. 7).

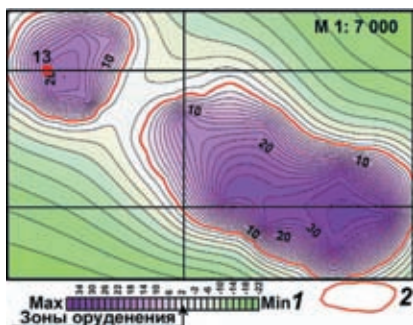


Рис. 8. Результаты детальной обработки спутниковых данных в районе аномальной зоны № 13:

- 1 – шкала интенсивности аномального отклика;
- 2 – контуры аномальных зон

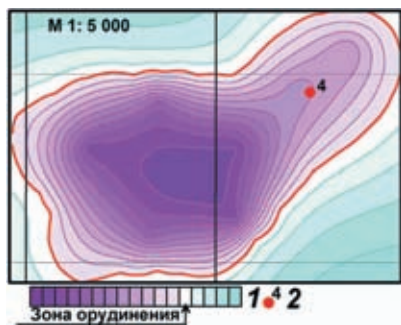


Рис. 9. Результаты детальной обработки спутниковых данных в районе аномальной зоны № 4:

- 1 – шкала интенсивности аномального отклика;
- 2 – положение гравитационного минимума № 4

Для более детального оконтуривания зон возможных рудопроявлений и их координатной привязки для закартированных аномалий №№ 4, 5, 13 дополнительно были обработаны и дешифрованы спутниковые материалы более крупного масштаба (рис. 8–9). При этом оказалось, что площади некоторых аномалий уменьшились, а аномальная зона № 13 (рис. 8) распалась на два отдельных фрагмента.

Обнаруженные аномалии типа «зона цинкового оруденения» были сопоставлены с имеющейся геолого-геофизической информацией. Анализ материалов показал, что в контуре рудного тела №5 оказалась геохимическая аномалия цинка, минимум силы тяжести и минимум магнитного поля, окруженный аномалиями, характерными для эффузивов. Все это в целом позволяет говорить об обстановке, благоприятной для гидротермального оруденения.

Выводы

Результаты экспериментального применения технологии СКИП-ВЭРЗ продемонстрировали принципиальную возможность и целесообразность ее применения для оперативных поисков и картирования рудных объектов различной минерализации.

Апробация специального метода обработки и дешифрирования спутниковых данных на многочисленных рудных объектах и площадях свидетельствуют о возможности оперативного обнаружения и картирования с его помощью аномалий типа «залезь» (АТЗ) – «водоносный горизонт (коллектор)», «золоторудная залезь»,

«залежь с урановой минерализацией» и т.д. Специальная методика сканирования спутниковых данных позволяет также оценивать глубины залегания и мощности отдельных АПП типа «водоносный пласт», «пласт с золоторудной минерализацией», «пласт с урановой минерализацией» и т.д. Полученные результаты указывают на целесообразность включения «спутникового» метода в технологию «прямых» поисков и разведки месторождений рудных и горючих полезных ископаемых мобильными методами СКИП и ВЭРЗ. Совместное использование «спутниковой» компоненты технологии на рекогносцировочных этапах работ и наземной геоэлектрической – на детализационных предоставляет широкие возможности для оптимизации поискового процесса в рамках мобильной технологии непосредственно.

Технология апробирована на рудных месторождениях в Украине, Республике Казахстан, России, Монголии. Показано, что при обработке и интерпретации данных ДЗЗ крупного масштаба (1:10000 и крупнее) и разрешения могут быть обнаружены и закартированы рудные объекты небольших размеров (100-300 м).

Выполненные экспериментальные исследования позволяют еще раз констатировать, что включение мобильных технологий «прямых» поисков и разведки скоплений УВ, воды и рудных полезных ископаемых (в том числе и технологии СКИП-ВЭРЗ, «спутникового метода») в традиционный комплекс поисковых геолого-геофизических методов будет способствовать как минимизации финансовых затрат на решение конкретных поисково-разведочных задач, так и сокращению времени на их практическую реализацию.

Литература

1. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н. Электрорезонансное зондирование и его использование для решения задач экологии и инженерной геологии // Геологический журнал. 2003. № 4. С. 24–28.
2. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н., Пищаный Ю.М. Возможности геоэлектрических методов при поисках и разведке объектов с рудной минерализацией // Научный вестник НГУ. 2005, № 9. С. 69–72.
3. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н., Дегтярь Р.В., Божежа Д.Н. Обнаружение и картирование геоэлектрическими методами зон повышенного газонасыщения на угольных шахтах // Геофизика. 2006. № 2. С. 58–63.
4. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н., Разин Д.В., Юзленко А.Т. О возможности картирования геоэлектрическими методами скоплений углеводородов в кристаллических породах // Геоинформатика. 2010. № 1. С. 22–32.
5. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н., Зейгельман М.С., Пищаный Ю.М. Поиски и картирование водоносных горизонтов различной минерализации геоэлектрическими методами // Геоинформатика. 2010. № 2. С. 19–25.

ОСОБЕННОСТИ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ И РАЦИОНАЛЬНОГО ГРАФИКА РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

А.Л. Сердюков, А.В. Черепанов, Е.Л. Левин

ГТО ОАО «Гипроруда»

В.В. Квитка

ОАО «НПК «Механобр-Техника»

Реферат. В статье приведены методический подход и некоторые результаты оптимизации границ, производственной мощности и календарного графика горных работ карьера с использованием программных средств. Показано существенное влияние производственной мощности на границы карьера. Рациональная производственная мощность карьера в вариантах границ значительно отличается от определенной по формуле Тэйлора.

Проектирование карьеров требует всестороннего учета горно-геологических особенностей месторождения, горнотехнических возможностей карьеров как сложных систем, норм и правил безопасного ведения горных работ, а также рыночных условий.

В ОАО «Гипроруда» широко используются программные комплексы Whittle, NPV Scheduler, Micromine, Datamine, КАРЬЕР (разработка ОАО «Гипроруда»), которые в значительной степени обеспечивают потребности предварительной оценки параметров и порядка отработки карьеров.

Вместе с тем, при построении предельных контуров карьера и определении календарного графика его отработки в Whittle или в NPV Scheduler недостаточно учитывается влияние геометрии годовых контуров отработки на его оптимальную производительность, а также схему вскрытия карьера и его отдельных участков. Зачастую в Whittle или в NPV Scheduler при сложном строении месторождения в результате автоматического оконтуривания получаются значительные разрывы в объемах руды и горной массы в смежных этапах, что отрицательно сказывается на качестве последующей оптимизации календарных графиков отработки.

Так, при первоначальном оконтуривании рассматриваемого карьера в Whittle переход от фактора цены на концентрат 1.0 к фактору цены 1.05 привел к скачку в добыче и горной массе. По руде – от 30 к 50 млн т., а по горной массе – от 300 к 700 млн т. Это связано со сложным строением месторождения. Поэтому зона вышеупомянутого скачка была подвергнута дополнительной проработке с учетом технических возможностей горнотранспортных комплексов, правил безопасности и последовательности формирования внешних и внутренних отвалов пород.

При проектировании карьера решается задача определения его оптимальных границ и производственной мощности. Эта задача существенно усложняется при обосновании расширения проектных границ действующего карьера (рис. 1) при сложной орографии поверхности месторождения и прилегающей территории.

Для построения реального графика развития производственной мощности в оптимальных границах карьера в ОАО «Гипроруда» используются некоторые

модули программного комплекса PitDelevel [1]. Это модули импорта в PitDelevel результатов оконтуривания и календарного планирования, полученных в Whittle, NPV Scheduler, Micromine, разделения карьера на участки с особыми условиями горнотранспортных и отвальных работ, автоматического расчета предварительного графика развития производственной мощности с последующей полуавтоматической его доработкой. При этом обеспечивается расчет необходимого горнотранспортного оборудования с определением динамики формирования внешних и внутренних отвалов, погашения этапов и временно нерабочих бортов карьера.

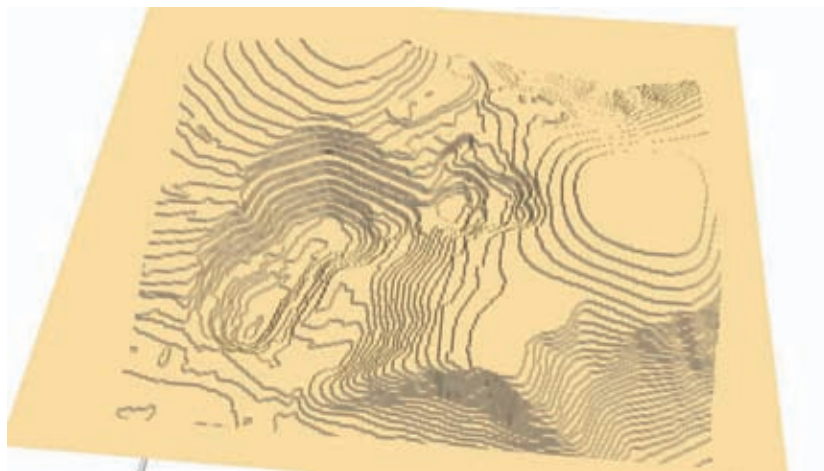


Рис. 1. Фактическое положение горных работ карьера

В табл. 1 представлены выборочные результаты оконтуривания карьера для заданных технико-экономических показателей добычи и переработки руд. Блочная модель месторождения была подготовлена в Micromine и экспортирована в Whittle с помощью разработанных программных средств PitDelevel [1].

Таблица 1

Результаты оконтуривания карьера в Whittle

№ карьера	Фактор цены на концентрат	Горная масса	Добыча	Кэфф. вскрыши	Содержание полезного компонента в добыче	Контурный К вскрыши	Время отработки по Тэйлору
		тыс.т	тыс.т	т/т	%	м3/м3	лет
11	0.90	184 302	21 847	7.44	11.35	10.02	14.05
12	0.95	279 285	29 141	8.58	11.39	12.45	15.10
13	1.00	314 403	31 332	9.03	11.50	15.57	15.38
15	1.10	334 593	32 739	9.22	11.47	12.71	15.55
16	1.15	387 763	35 716	9.86	11.52	17.46	15.89
18	1.25	410 446	36 891	10.13	11.54	16.57	16.02
20	1.35	435 207	38 152	10.41	11.53	21.05	16.15

Для рассчитанных вариантов границ №№ 11–20 определена (табл. 2) производственная мощность этих карьеров в вариантах 70%, 100%, 130% от рассчитанной по формуле Тэйлора.

Таблица 2

Варианты производительности карьеров по руде и горной массе

	70% мощности		100% мощности		130% мощности		
№ карьера	Добыча	Горная масса	Добыча по Тэйлору	Горная масса по Тэйлору	Добыча	Горная масса	Недисконт. Cashflow (без капзатрат)
	тыс.т/год	тыс.т/год	тыс.т/год	тыс.т/год	тыс.т/год	тыс.т/год	%
11	1 088	9 181	1 555	13 115	2 021	17 050	87.1
12	1 351	12 945	1 930	18 493	2 508	24 041	97.3
13	1 426	14 311	2 037	20 444	2 649	26 578	99.9
15	1 474	15 064	2 106	21 520	2 737	27 976	100.0
16	1 573	17 082	2 248	24 403	2 922	31 723	97.4
18	1 612	17 935	2 303	25 622	2 994	33 309	95.7
20	1 653	18 858	2 362	26 940	3 070	35 022	92.1

Оценка основных 21 вариантов (табл.2) границ и производительности выполнена по NPV (дисконт 12%).

Из табл. 2 видно, что оптимальным по недисконтированному денежному потоку (без учета капвложений) является карьер № 15.

Оценка рассматриваемых вариантов производственной мощности и границ карьера с учетом фактора времени приведена в табл. 3. Анализ табл. 1, 2, и 3 показывает, что между рациональной производительностью карьера по руде и его границами существует однозначная взаимосвязь, определяемая их взаимовлиянием на эффективность отработки месторождения [2].

Таблица 3

Оценка вариантов производительности и границ карьера

	Вариант 70% мощности			Вариант 100% мощности			Вариант 130% мощности		
№ карьера	Дисконт. Cashflow без капзатрат	Капзатраты	Дисконт. Cashflow с капзатратами	Дисконт. Cashflow без капзатрат	Капзатраты	Дисконт. Cashflow с капзатратами	Дисконт. Cashflow без капзатрат	Капзатраты	Дисконт. Cashflow с капзатратами
	%	%	%	%	%	%	%	%	%
11	77.3	49.6	84.6	92.2	70.9	97.8	108.4	92.2	112.7
12	81.5	70.0	84.5	100.0	100.0	100.0	122.8	130.0	120.9
13	79.7	77.4	80.4	98.4	110.6	95.2	127.6	143.7	123.3
15	81.7	81.5	81.8	101.6	116.4	97.7	115.8	151.3	106.4
16	79.5	92.4	76.1	99.2	132.0	90.5	126.1	171.5	114.0
18	80.6	97.0	76.3	102.6	138.5	93.0	112.0	180.1	93.8
20	76.9	102.0	70.2	100.9	145.7	89.0	118.1	189.4	99.1

Из табл.3 видно, что для производительности, определенной по формуле Тэйлора (вариант 100% мощности, т.е. 1 930 тыс.т добычи в год, табл.2), максимум NPV достигается в границах карьера № 12 и принят за 100%.

Лучшим по NPV (123.3%, табл. 3) вариантом границ и мощности является вариант границ (карьер № 13) с добычей 2 649 тыс.т в год (26 578 тыс.т горной массы в год). В капитальных затратах учтено приобретение и ввод необходимого горнотранспортного оборудования.

Принятые ограничения на типы основного горнотранспортного оборудования (ЭКГ-12, Белаз-75131, СБШ-250) не позволяют достичь большей производственной мощности карьера из-за недостаточных площадей для размещения экскаваторов и буровых станков, а также сложностей организации транспортных коммуникаций доставки горной массы в условиях имеющегося рельефа (см. рис.1, 2).

Конфигурация рудных тел и границ карьера позволяет организовать два относительно независимых по схеме вскрытия и транспорту горной массы участка. Для детальной проработки объемов добычи и вскрыши по годам отработки и горизонтам карьера и его участков применены разработанная методика и набор программно-информационных процедур программного комплекса PitDelevel [1].

Следует отметить то, что полученный в Whittle календарный график отработки рассматриваемого сложного месторождения имеет провалы по добыче в середине срока отработки карьера практически во всех рассмотренных вариантах границ и мощностей карьера.

Оптимизация календарного графика отработки в Whittle выполнялась методами Милава NPV и Милава Balanc при различных комбинациях ограничений на опережения пушбэков, количество одновременно обрабатываемых уступов и др. Приведенные выше в табл. 2, 3 оценки даны для наилучших с точки зрения равномерности добычи и вскрыши по годам комбинаций параметров, задаваемых в модуле планирования Whittle.

Ниже в табл. 4 представлен построенный в PitDelevel график развития производственной мощности карьера. Аналогичного вида таблицы формируются для вскрышных работ и для компонентов в рудах. При задании нескольких участков в карьере сформированы соответствующие комплекты таблиц и сводный комплект.

Таблица 4

График развития добычи в карьере

Горизонт	Руда, т.т.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
640																				
620																				
600																				
580																				
560																				
540	103	1		6		10	31		17		32	7								
520	260	6	8	9	2	15	41	21	59	12	73	6	6	2						
500	254	9	11	4	16	32	9	17	23	1	26	25	44	21	7	11	9			
480	111						19	25	7	18	5	33	4							
460	156						4				0	131	21							
440	177		8	3	4		1	1		6	2	100	33	14				6		
420	460			2	1	1				13	283	128	8	23				0		
400	303	2	0	1	3					26	482	184	111	66	2	0	25			
380	697	3	19	5	1	12	4			34	346	141	47	52	31		0			
360	815	13	31	22	6	6	32	18	12	15	509	70	11	30	16		23			
340	1 214	10	13	25		8	7	8	17	0	945	165		1			16			
320	2 057	35	15	45	0			27	21	5	1 098	662	108	2	15	16	4	2		
300	2 722	4	7	36	12		20	17	11	67	1 126	834	381	82	9	48	44	23	0	6
280	3 236	12	7	9	17	0	33	12	19	11	501	1 002	1 067	265	22	75	155	21	2	6
260	4 838	29	1	35	46	29	11	43	10	20	741	1 009	1 811	457	82	113	220	94	14	73
240	5 175	403	67	55	59	77	39	113	106	28	627	905	1 420	436	111	87	452	172	2	15
220	7 080	1 509	437	92	259	87	163	167	158	127	72	935	1 308	384	156	108	772	265	2	78
200	4 796	700	85	75	81	61	89	140	198	127	26	768	704	175	87	65	979	387	4	47
180	1 762	117	68	150	113	11	145	158	46	41	30	97	200	150	33	62	180	69	4	85
160	414											204					92	112		6
140	52																		0	51
Годы		37 292	2 853	778	620	349	648	769	697	541	6 938	7 376	7 313	2 166	571	585	2 980	1 146	28	363
Руда		37 240	2 428	2 434	2 248	2 100	2 184	2 516	1 633	2 732	2 001	2 179	5 086	2 281	2 191	845	2 898	1 485		

В PitDelevel также реализованы возможности построения оптимальных границ и графика развития производственной мощности карьера, базирующиеся на принципе первоочередного определения направления развития горных работ с последующим расчетом годовых объемов добычи, вскрыши и границ, в зависимости от геологического строения месторождения и принятых технико-экономических показателей добычи и переработки руд [1].

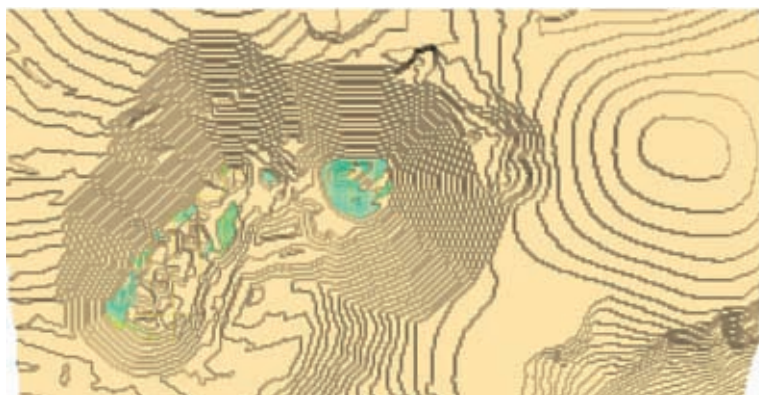


Рис. 2. Положение горных работ карьера на конец отработки (карьер № 13)

Построение границ и рационального графика развития производственной мощности карьера можно представить набором следующих операций:

- построение блочной модели месторождения в Micromine, DATAMINE, КАРЬЕР и др. (в вариантах кондиций, при необходимости);
- экспорт моделей месторождений в форматах Whittle, КАРЬЕР (либо NPV Scheduler, PitDelevel);
- оконтуривание карьера в вариантах фактора цены на конечную продукцию в Whittle (либо NPV Scheduler, PitDelevel) с расчетами контурных коэффициентов вскрыши;
- предварительное построение и оценка вариантов календарных графиков отработки карьеров в Whittle (либо NPV Scheduler, PitDelevel) в соответствующих вариантах границ с учетом фактора времени;
- выбор лучшего варианта границ карьера по соответствующим критериям и построение схемы вскрытия карьера и его участков в горном пакете программ;
- повторная оптимизация развития горных работ в Whittle (либо NPV Scheduler, PitDelevel) в пределах карьера, построенного с учетом схемы вскрытия, экспорт результатов в PitDelevel;
- полуавтоматический набор в PitDelevel реального графика развития производственной мощности карьера и его участков по годам и горизонтам отработки с учетом ограничений на оборудование, транспортных возможностей, с определением динамики формирования внешних и внутренних отвалов и др. При этом определяются этапы отработки карьера с форми-

рованием и отработкой временно нерабочих бортов, а также темпы их отработки;

- набор годовых контуров (из множества построенных) в соответствии с рассчитанными объемами по годам и горизонтам, экспорт этих контуров в горные пакеты программ;
- построение в Micromine (либо КАРЬЕР и др.) окончательных годовых планов и необходимых разрезов, оформление в КАРЬЕР готовых чертежей проектной документации карьера.

Выводы

1. Установлено существенное влияние производственной мощности на границы карьера.
2. Рациональная производственная мощность карьера в вариантах границ значительно отличается от мощности, определенной по формуле Тэйлора.
3. Разработанная методика и набор программно-информационных процедур апробированы при разработке ТЭО кондиций для ряда месторождений, в т.ч. ОАО «Апатит». Модели месторождений могут быть построены в Micromine, Datamine и др. Предварительные оконтуривание и построение календарных графиков отработки карьеров в настоящее время выполняются в Whittle или NPV Scheduler, а реальные графики развития производственной мощности карьера – в процедурах PitDelevel после построения схемы вскрытия всего карьера и его участков.

Литература

1. Левин Е.Л. Оптимизация границ, направления развития и календарного графика горных работ при проектировании карьеров в системе PitDelevel // Компьютерные технологии при ведении открытых горных работ: сб.тр. Всероссийской научной конференции с международным участием, 23 – 26 сентября 2008 г. –Апатиты; СПб. : Реноме, 2009. С. 99 – 103.
2. Квитка В.В. Общие принципы синтеза карьеров: сб.тр. Всероссийской научной конференции с международным участием, 23 – 26 сентября 2008 г. –Апатиты; СПб. : Реноме, 2009. С. 41–47.

КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОГО РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ОСВОЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЁРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

С.В. Лукичёв

Горный институт КНЦ РАН

Ускорение темпов ведения геологоразведочных и горных работ, связанное с увеличением производительности технологического оборудования, появление новых методов и средств получения информации об объектах и процессах горной технологии привело к резкому увеличению объема информации, отражающей этапы освоения и эксплуатации месторождений полезных ископаемых (ПИ). Рациональное использование этой информации позволяет повысить эффективность разработки месторождений, нерациональное – приводит к неоправданным затратам на её получение и экономическим потерям вследствие неправильного или неполного использования.

Справиться с таким объёмом информации можно только на основе применения информационных методов её хранения и обработки, а достичь максимальной отдачи – путём формирования соответствующей компьютерной технологии. И если с программными средствами хранения горно-геологической информации и решения на её основе задач геотехнологии дела обстоят относительно неплохо, то с формированием на базе имеющихся программных продуктов эффективных компьютерных технологий результаты значительно хуже. Следует сказать, что на сегодня существует достаточно много отдельных программ и их комплексов (систем), нацеленных на решение геологических, маркшейдерских и технологических задач. Среди них можно назвать разработки стран дальнего зарубежья (DATAMINE, SURPAC, GEMCOM, MINESCAPE, MICROMINE) [1], стран СНГ (K-MINE [2] и САМАРА) и российские (MINEFRAME [3] и GEOMIX [4]). Все перечисленные системы имеют как сильные, так и слабые стороны, но практически любая из систем может быть взята за основу при формировании компьютерной технологии инженерного обеспечения горных работ на горном предприятии. В то же время сложившаяся практика формирования таких технологий показывает, что её реализация, как правило, зависит от предпочтений системных администраторов, зачастую не очень хорошо понимающих специфику горных работ, или руководителей инженерных служб, не очень хорошо разбирающихся в особенностях функционирования сложных информационных систем. Результатом такого подхода становятся достаточно громоздкие и неудобные в использовании системы, не отвечающие критерию технологичности – достижению наилучшего результата с наименьшими затратами.

Ситуация с информационной поддержкой процесса освоения и эксплуатации месторождений ПИ усложняется также в силу того, что на разных этапах к процессу формирования информации подключаются геологоразведочные, научные и проектные организации, реализующие свою информационную политику и работающие со своими программами и форматами данных. Всё это зачастую приводит к тому, что необходимые для принятия решения данные хранятся в различных фор-

матах, базах данных (БД) и обрабатываются программными средствами различных производителей. Подобная ситуация приводит к значительным потерям времени на поиск и переформатирование данных при их передаче как внутри предприятия, так и другим организациям. Использование нескольких разнотипных программ в технологической цепочке обработки информации усложняет её процесс и выдвигает повышенные требования к персоналу, который вынужден тратить время на изучение особенностей функционирования программных продуктов разных производителей.

Повысить технологичность работы с информацией можно за счёт использования единого комплекса программных средств, обеспечивающего решение основных задач инженерного обеспечения геологоразведочных и горных работ на всех этапах освоения и эксплуатации месторождения. Созданием такой технологии Горный институт КНЦ РАН занимается второй десяток лет. В её основе лежит информационная система MINEFRAME, базирующаяся:

- на трёхмерных цифровых моделях объектов геотехнологии, содержащих в своей структуре информацию о геометрии и свойствах объекта;
- на многопользовательском режиме доступа к БД коллективного пользования, хранящей модели объектов;
- на инструментах решения геологических, маркшейдерских и технологических задач, реализованных на общей графической платформе, обеспечивающей как создание и модификацию моделей объектов, так и формирование на их основе технологической документации.

Наличие в составе системы базовых и специализированных функций позволяет сформировать компьютерную технологию инженерного обеспечения горных работ, реализованную к настоящему времени в различных вариантах на ряде горных предприятий.

Следует подчеркнуть несколько важных условий создания и эффективного функционирования компьютерной технологии на горном предприятии.

В техническом плане

1. Наличие инструментов, обеспечивающих автоматизацию решения основных задач геологического, маркшейдерского и технологического обеспечения горных работ. Отсутствие системно интегрированных инструментов приводит к необходимости их замены инструментами других программных продуктов, что повышает сложность и стоимость информационной технологии.
2. Использование максимально простого способа управления моделями объектов их сохранения в БД и загрузки из неё. Чем сложнее работа с моделями объектов, тем выше должна быть квалификация специалиста, что оправдано для проектных и научных организаций, но сложно выполнимо для горных предприятий.
3. Наличие средств поддержания БД в работоспособном состоянии, контроля доступа к информации и её восстановления в случае потери. При переходе на компьютерную технологию работы БД становятся основным источником горно-геологической информации, потеря которой чревата очень серьёзными последствиями.

4. Наличие средств подготовки технологической документации. В России очень высокие требования к графической документации, на формирование которой тратится много времени, поэтому автоматизация её подготовки – реальный путь повышения производительности труда инженерного персонала.

В организационном плане

1. Наличие чётких правил работы, формирующих требования к составу моделей и способам решения на их основе горно-геологических задач. Без таких правил стабильное функционирование сложной информационной системы невозможно.
2. Мотивация инженерно-технического персонала на работу с использованием компьютерной технологии. Если персонал не заинтересован в переходе на новую технологию, будут найдены сотни причин, по которым это сделать нельзя. Если говорить о массовом переходе на компьютерные технологии инженерного обеспечения в горной промышленности, то важным является стоимость её создания и поддержания в рабочем состоянии. Наряду с крупными и богатыми горными предприятиями, которые могут вложить десятки и сотни миллионов рублей в компьютерную технологию, существует масса небольших предприятий, которые могут потратить на это направление не более нескольких сотен тысяч рублей. Поэтому важным, на наш взгляд, является создание отечественных программных продуктов, которые значительно дешевле импортных и работают в целом на снижении их средней стоимости.

Для иллюстрации возможностей компьютерной технологии, созданной на основе системы MINEFRAME, можно привести несколько примеров её использования при решении геотехнологических задач.

Геотехнологическая модель горнорудного района

Как было сказано ранее, одной из проблем информационной поддержки процесса освоения и эксплуатации месторождений является, как правило, отсутствие единых БД со всей значимой горно-геологической информацией. Поэтому представляется рациональным создание уже на этапе освоения месторождения геотехнологической модели его района. Для реализации этой идеи нами был выбран Хибинский массив [5], представленный крупнейшим в мире комплексом апатит-нефелиновых месторождений, наиболее значимые из которых: Кукисвумчорское, Юкспорское, Расвумчорское, «Апатитовый цирк», Коашвинское, Ньюрхпакское, «Олений ручей», Партомчорское, Куэльпорское. На сегодня эксплуатируются 7 из перечисленных 9 месторождений, которые находятся на разных стадиях разработки, ведущихся открытыми и подземными горными работами. На основе картографических данных и БД, предоставленных горными предприятиями (ОАО «Апатит» и СЗФК), была создана модель горнорудного района размером в плане (45 × 45 км). Модель горнорудного района, в свою очередь, включает в себя модели:

- 1) топоповерхности (рис. 1), карьеров, подземных горных выработок, промплощадок, отвалов, хвостохранилищ, объектов гражданской и промышленной инфраструктуры (здания, дороги, линии электропередачи);
- 2) скважинного и бороздового опробования, рудных тел, вмещающих пород и геологических нарушений.

- 3) полей напряжений, полученных в результате построения сеточной трёхмерной геомеханической модели и расчёта напряженно-деформированного состояния методом конечных элементов.

Используя локальную детализацию информации, удалось, с одной стороны, дать полное модельное представление местности с объектами инфраструктуры на большой площади, что необходимо при проектировании горно-обогатительных комплексов и полезно при решении различных задач (от мониторинга транспорта, до мониторинга распространения выбросов и подготовки планов ликвидации аварий) и, с другой стороны, дать высокую детализацию информации в месте ведения горных работ. Учитывая, что при ведении геологоразведочных и горных работ идёт постоянное обновление информации, предусмотрена возможность её обновления.

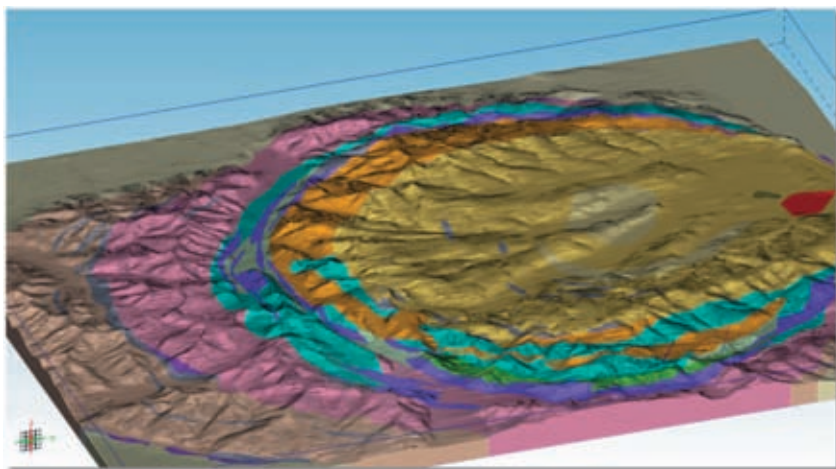


Рис.1. Геотехнологическая модель Хибинского массива, рельеф

Инструменты решения геологических задач

Освоение месторождения начинается с геологической разведки. Информация, собранная в результате геологоразведочных работ, служит основой для формирования геологической БД, которая затем пополняется на стадии эксплуатации месторождения. Данные опробования, являющиеся основой геологической модели месторождения, необходимы для интерпретации элементов его залегания, моделирования рудных тел и вмещающих пород, выделения подсчётных блоков, выявления особенностей распределения полезных и вредных компонентов в границах месторождения, формирования блочной модели качества. Для работы с данными опробования в составе системы MINEFRAME имеется специализированный редактор GeoTools, содержащий в себе инструменты первичной обработки данных и их интерпретации, включая формирование рудных интервалов по заданным условиям.

Для представления данных опробования в виде трёхмерных цифровых моделей используется редактор горно-геологических объектов GeoTech-3D, являющийся

платформой для реализации большинства инструментов системы MINEFRAME. Для решения геологических задач он содержит инструменты формирования векторных, каркасных и блочных моделей, проведения геостатистических исследований, моделирования пространственной изменчивости содержания полезных и вредных компонентов с использованием различных методов интерполяции.

При построении векторных моделей рудных тел могут быть использованы: средства объектной привязки точек контуров сечений к моделям проб и рудных интервалов; инструменты ограничения области видимости вблизи редактируемых разрезов; возможности формирования общих границ геологических тел. Для построения каркасной модели применяются инструменты локализации участков её поверхности и различные методы сглаживания. Следует отметить, что усложнение модели приводит к увеличению времени построения её триангуляционной поверхности, поэтому в GeoTech-3D предусмотрена возможность сохранения в структуре каркасной модели наряду с треугольниками также и границ локализованных участков поверхности.

Для моделирования пространственной изменчивости свойств полезного ископаемого и массива горных пород (ГП) используются блочные модели, значения характеристик (в том числе и вычисляемых по заданным пользователем алгоритмам) в элементарных блоках которой задаются с использованием процедуры крингинга или метода обратных расстояний.

Повышение производительности работы геолога достигается использованием средств автоматизации, например интерактивного ввода данных бороздового опробования с использованием моделей выработок.

Инструменты решения маркшейдерских задач

Основными задачами маркшейдерской службы являются пространственная привязка объектов геотехнологии и контроль за точностью реализации проектных решений. Инструменты базируются на использовании моделей точек съёмочного обоснования. Для формирования моделей точек используется маркшейдерский редактор, функционирующий в среде GeoTech-3D и обеспечивающий решение основных геодезических задач: расчёт и уравнивание теодолитного хода, нахождение координат точки методами прямой и обратной засечки, а также тахеометрической съёмки. Для ускорения обработки данных тахеометрической съёмки и лазерного сканирования предусмотрена файловая передача информации. С использованием цифровых моделей естественных и технологических поверхностей достаточно быстро решаются такие трудоемкие задачи, как подсчеты площадей, определение объемов ПИ и вскрышных пород между последовательными положениями карьеров, отвалов, рудных складов.

Одним из инструментов контроля реализации проектных решений является моделирование проходки подземных горных выработок, которое может осуществляться как с использованием данных маркшейдерской съёмки, так и результатов лазерного сканирования стенок выработок. Другим средством автоматизации работы маркшейдера являются инструменты интерактивного формирования моделей выработок по векторизованным маркшейдерским планшетами, что актуально для предприятий, переходящих на информационные технологии работы. Существует также набор инструментов, автоматизирующий процессы: маркшейдерского

обеспечения взрывных работ при открытом и подземном способе разработки, построения профилей автомобильных дорог и подземных горных выработок, моделирования границ выработанного пространства.

Инструменты решения технологических задач

Основными технологическими задачами являются проектирование и планирование горных работ. При их решении технологи опираются на модели геологической обстановки и фактического положения горных работ. Сам процесс проектирования и планирования сводится к формированию моделей объектов, подлежащих реализации в процессе ведения горных работ. Применительно к открытым горным работам – это модели карьеров, применительно к подземным – модели выработок и конструктивных элементов системы разработки. Следует также упомянуть модели отвалов, складов руды, а также элементов промышленной инфраструктуры. Все перечисленные модели и инструменты для их создания присутствуют в MINEFRAME.

Для нахождения конечного контура карьера используются алгоритмы и программные средства, основанные на методе Коробова. Инструменты формирования конструктивных элементов карьера позволяют получить на основе математической модели технологическую.

Для решения задач горно-геометрического анализа используются каркасные модели текущего положения карьера (или топографической поверхности) и его положения на конец отработки, а также блочные модели рудных тел и вскрышных пород. Результатом работы инструмента является нахождение положения разрезной траншеи на каждом горизонте карьера. Совокупность таких положений на всех горизонтах формирует поверхность, дающую направление развития горных работ в пространстве карьера.

Для планирования горных работ используются модели выемочных единиц, несущие в своей структуре информацию о содержании полезного ископаемого и других технологических свойствах. Решение задач годового планирования основано на инструментах интерактивного формирования прирезок с автоматическим определением объемных и качественных показателей по руде и вскрыше. Работа инструмента строится на использовании каркасных моделей текущего и конечного положения карьера и блочной модели рудных тел. Инструмент представляет собой шаблон рабочей зоны, геометрия которого определяется параметрами уступов: угол откоса уступов, ширина площадок, максимально допустимая подвижка вглубь массива и ограничение минимальной шириной рабочей площадки по вышележащему уступу.

Для недельно-суточного планирования добычи на карьерах используются инструменты, основанные на моделях экскаваторных заходок и гистограмм распределения качества ПИ по забоям [6].

Ведение горных работ зачастую связано с использованием массовых взрывов (МВ), которые являются одним из самых сложных, трудоёмких и ответственных технологических процессов. Для автоматизации процесса проектирования МВ с использованием моделей геологических и технологических объектов разработаны инструменты (рис. 2): формирования взрывного блока (секции); задания конструкции скважинных зарядов; размещения скважинных зарядов в границах

взрывного блока; формирования схемы коммутации и комплекта технологической документации.

Для управления горными работами необходима оперативная и достоверная информация о технологических и техногенных процессах. Для получения этой информации используются системы мониторинга. В MINEFRAME реализована работа с двумя видами мониторинга: карьерного транспорта и сейсмических событий. Применительно к решению задач горной технологии мониторинг карьерного транспорта, используемый совместно с инструментами оперативного планирования, позволяет выйти на решение задачи оперативного управления объёмными и качественными показателями перемещаемой горной массы. Мониторинг сейсмических событий (СС), дающий информацию о месте и степени разрушения массива горных пород, позволяет путём применения алгоритмов обработки СС выделить потенциально опасные зоны для ведения горных работ.

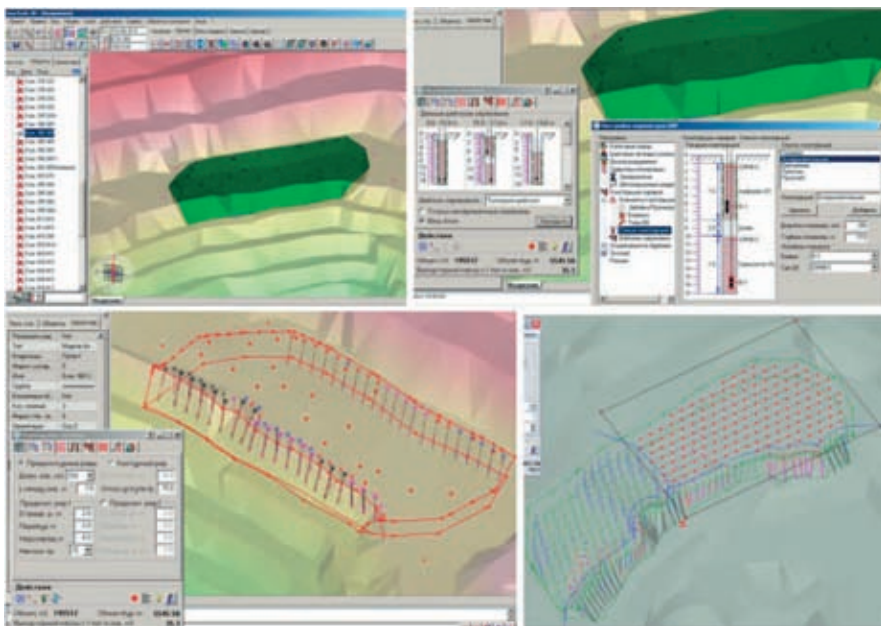


Рис.2. Автоматизированное проектирование МВ на карьерах

Заключение

В статье приведено лишь краткое и далеко не полное описание возможностей компьютерной технологии, созданной на базе горной автоматизированной системы. Но даже это описание показывает, что на сегодня компьютерные технологии готовы полностью заменить традиционные, основанные на бумажных носителях информации. Развитие же компьютерных технологий пойдёт, по всей видимости, в направлении развития средств имитационного моделирования технологических процессов, формирования единого информационного пространства предприятия

с широким использованием беспроводной связи и мобильных устройств, объединения в единое моделируемое пространство инфраструктуры горного и обогащенного производства.

Литература

1. Капутин Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ. СПб.: Недра, 2004. 424 с.
2. Назаренко В.М., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Использование ГИС K-MINE для комплексного управления процессами ведения горных работ на горных предприятиях // Геоинформатика. 2006. № 2. С. 90–95.
3. Лукичев С.В., Наговицын О.В. Компьютерная технология инженерного обеспечения горных работ при освоении месторождений твердых полезных ископаемых. Горный журнал, 2010. № 9. С.15–20.
4. Герасимов А.В. Компьютерная технология геолого-маркшейдерского обеспечения и проектирования буровзрывных работ на карьерах. // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2004. № 5.
5. Новые хибинские апатитовые месторождения / под ред. Е.А. Каменева, Д.А. Минеева (ИМГРЭ, Севзапгеология, МГРИ). М.: Недра, 1982. 182 с.
6. Лукичев С.В., Наговицын О.В. Автоматизированная система MINEFRAME 3.0// Горная промышленность. 2005. № 6.

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ КОМПЬЮТЕРНЫМ МОДЕЛИРОВАНИЕМ

Д.Е. Малофеев, А.М. Гильдеев,

ООО «Полюс Проект»

А.С. Шерешевец, И.Е. Черняева

ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет»

Практика эксплуатации месторождений полезных ископаемых системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород является весьма представительной. Ее масштаб оценивается 30% от всего объема добычи руды в мире. Отрабатываются самые разнообразные залежи мощностью от 3–5 до 100 метров и выше, с углом залегания от 0 до 90° с различной степенью устойчивости руд и пород.

В технологии с обрушением наиболее проблематичным является процесс выпуска руды под обрушенными породами, которым определяются важнейшие показатели горной технологии: показатели полноты и качества извлечения руды. В настоящее время данную задачу становится возможным успешно решить, используя современные теоретические знания и технические и программные средства, идейно объединенные в компьютерном моделировании технологического процесса в каждой конкретной геотехногенной ситуации разработки запасов.

Ситуационное моделирование выпуска руды на ЭВМ опирается на строгость теоретических подходов, но дополнительно содержит средства варьирования условиями «вопреки» формальным ограничениям.

Собственно моделирование реализовано в двух направлениях:

- 1) установление параметров технологии с обрушением, обеспечивающих полноту извлечения запасов недр;
- 2) установление показателей качества добытой руды.

Теоретические аспекты разработанного метода [1] состоят в следующем.

1. Ключевым, определяющим кинематическую схему истечения фактором, является выпускное отверстие, или «живое сечение», потока (пункт стока). Фигура выпуска формируется как следствие исключительного взаимодействия точечных эллипсоидов выпуска, рассредоточенных по створу пункта стока. При наличии в сыпучей среде инородных для нее массивных включений точечные эллипсоиды перемещаются по линиям гравитации по вертикали. Таким образом, кинематическая схема истечения управляемо формируется в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

2. Немаловажную роль при выпуске под обрушенными породами играют физико-механические свойства сыпучей среды в виде степени свободы перемещения ее частиц в процессе истечения. Данное свойство показательно характеризуется коэффициентом сжатия точечного эллипсоида выпуска.

Показатель степени свободы перемещения кусков руды и породы в процессе выпуска переменен. Инженерные мероприятия, направленные на снижение сте-

пени свободы перемещения породных частиц и, наоборот, на ее увеличение для рудной составляющей отбитых запасов, однозначно с позиций полноты и качества выемки являются эффективными.

3. Порядок включения в работу взаимовлияющих пунктов стока (режим выпуска) также в большой степени определяет эффективность разработки запасов системами с обрушением, в особенности с донным выпуском руды.

Для достижения высоких показателей извлечения при экономии трудовых и материальных ресурсов режим выпуска должен соответствовать конструктивным особенностям рассредоточения выпускных отверстий: при площадном взаимовлиянии он должен быть площадным, при линейном – линейным.

4. Рабочее проектирование и расчеты показателей извлечения следует проводить с обязательным учетом фактора воронкообразования обрушенных пород.

Практически метод реализован с использованием горно-геологических информационных технологий.

При установлении параметров моделируется геологическая структура запасов (морфология выемочной единицы, породные пропластки) в виде блочной модели известными способами (рис. 1а). Из всей блочной модели месторождения выделяются элементарные выемочные единицы (рис 1б). Выделенный объем субблокируется до величины блоков размерами отбитых кусков руды – 0,25...0,5 м (рис. 1в). На стадии эксплуатации, по результатам доразведки, блочная модель запасов будет корректироваться.

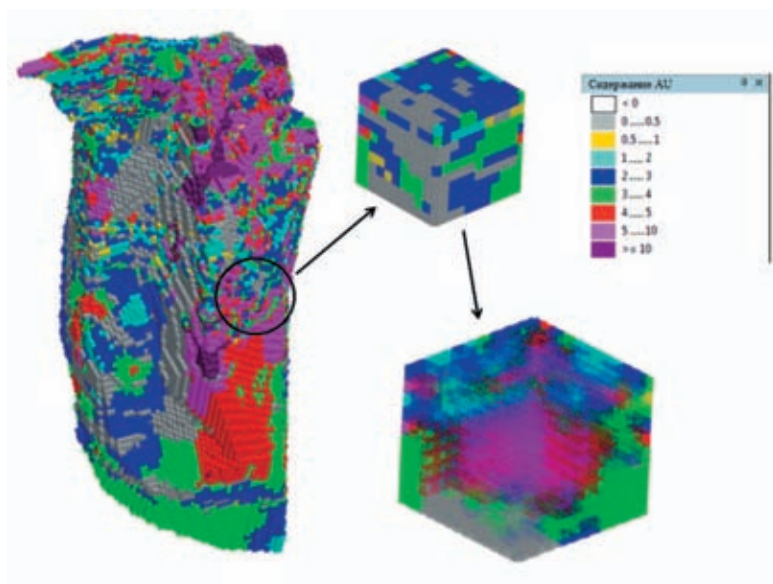


Рис. 1. Подготовка исходных данных для моделирования элементов системы разработки:
а – блочная модель месторождения; б – элементарная выемочная единица;
в – субблокированная выемочная единица, размерами блоков равными размерам отбитых кусков руды

В пределах полученной элементарной выемочной единицы моделируется система разработки и техногенная ситуация (образованные породные воронки и кинематические схемы истечения в виде фигур выпуска).

Принцип оптимизации заключается в визуальном конструировании элементов системы разработки таким образом, чтобы фигуры выпуска максимально охватывали рудные участки и минимально налагались на породные составляющие (рис. 2).

Компьютерное моделирование в данном случае позволяет учитывать любую конфигурацию рудо-породных контактов, любое строение рудных тел, отображать по выпускным отверстиям конструктивное и технологическое разубоживание, видеть источники потерь и разубоживания при выпуске руды.

Установление показателей качества рудной массы осуществляется на блочной модели. Как известно, массив после взрыва разрыхляется на 20–40% (в зависимости от того, на зажатую среду идет взрыв или на компенсационное пространство).

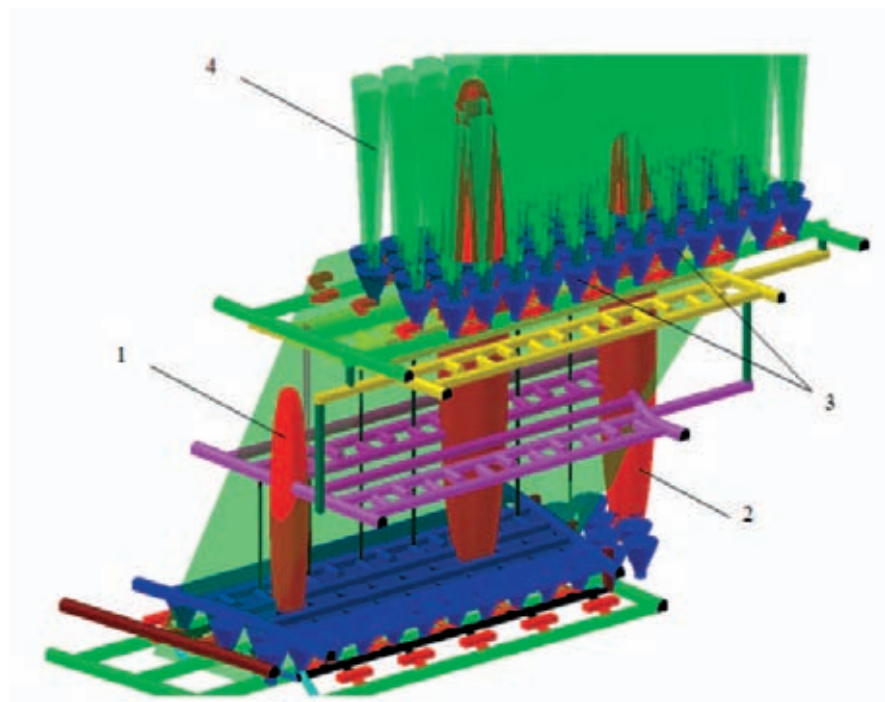


Рис. 2. Подход к конструированию элементов системы разработки с донным выпуском руды: 1 – принятие решений с висячего бока залежи; 2 – анализ геотехногенных условий выпуска по лежащему боку; 3 – пункты стока, с местами заложения вне породных воронок; 4 – породные воронки

В среде Micromine формируются слои руды в разрыхленном состоянии посредством «отодвигания» блоков на установленное расстояние (рис. 3).

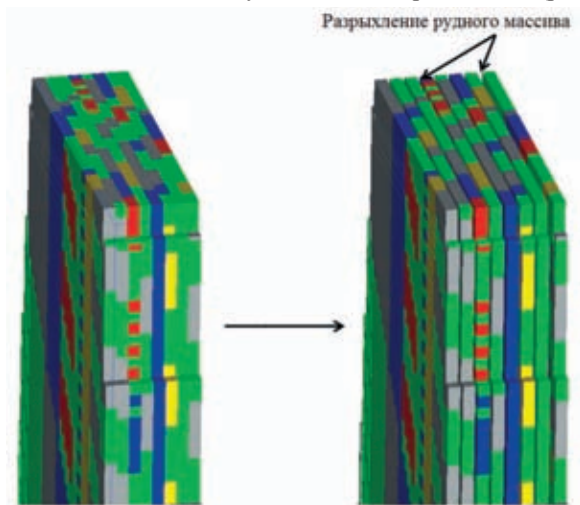


Рис.3. Создание прообраза взорванного слоя руды, смоделированного в среде Micromine

Кинематическая схема истечения смоделирована с использованием вычислительных ресурсов среды Acad. Принципы моделирования показаны на рис. 4. Далее информация экспортируется в среду Micromine.

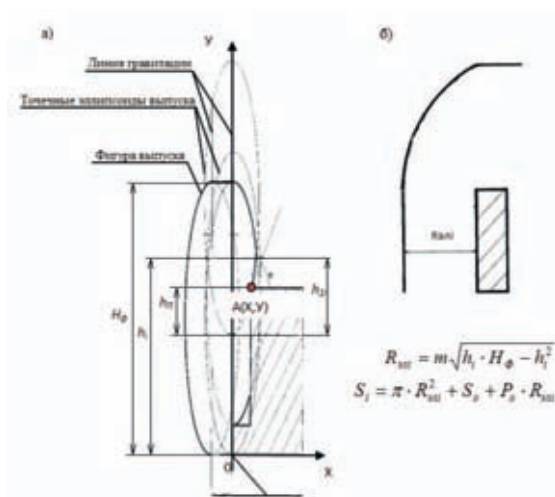


Рис. 4. Схема формирования фигуры выпуска при наличии в сыпучей среде стационарных, инородных для нее массивных включений:

а – общий вид; б – фрагмент сечения фигуры выпуска (m – коэффициент сжатия)

Расчет коэффициентов потерь и разубоживания и коэффициентов извлечения из недр и изменения качества проводится по известным формулам.

$$П = 1 - \left(\frac{И}{Б} \right) 100 ;$$

$$Р = \left(\frac{Б}{Д} \right) 100 ;$$

$$\kappa_{и} = \frac{Д \cdot а}{Б \cdot с} ;$$

$$\kappa_{к} = \frac{а}{с} ,$$

где П и Р – потери и разубоживание соответственно, %; И – извлеченные запасы, т; Б – балансовые запасы, т; Д – добытая рудная масса, т; В – вмещающие породы, т; $\kappa_{и}$ – коэффициент извлечения из недр, $\kappa_{к}$ – коэффициент изменения качества, ден. ед.

Извлекаемые запасы определяются средствами Micromine в виде объема, заключенного в рудной части фигуры выпуска. Вмещающие породы также вычисляются автоматически. В данные объемы входит все, что не является отбитой рудой и массивом.

Балансовые запасы слоя – это геологическая информация, которая по всем правилам геологии представлена в ЭВМ.

Добытая рудная масса есть разница между балансовыми запасами и потерями и с учетом вмещающих пород.

Использование в предлагаемом виде возможности ЭВМ полностью исключает трудоемкую процедуру описания данного сложного процесса выпуска руды математическими формулами, позволяет наглядно «контролировать» протекание процесса.

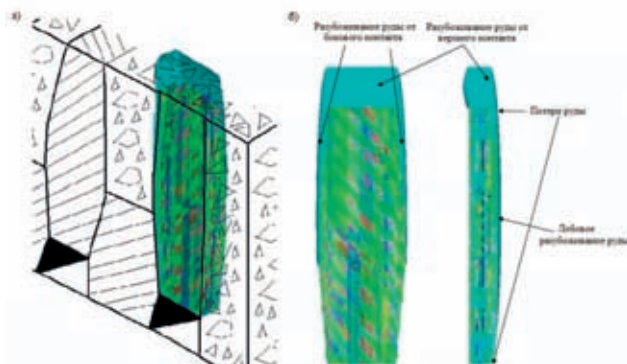


Рис. 5. Моделирование выпуска руды: а – общий вид модели торцевого выпуска при ромбоидальной форме очистного забоя; б – схема определения потерь и разубоживания при ромбоидальной форме очистного забоя

Пример обоснования показателей извлечения новым методом покажем на варианте торцового послойного выпуска руды с ромбоидальной формой забоя (рис. 5). Результаты расчета приведены в табл.1, 2 и на рис. 6.

Таблица 1

Расчет параметров выпускаемого слоя

Показатель	Обозначение	Формула	Показатель
Ширина забоя, м	b_s	$b_s = (h - h_w)m + 2 \cdot b_m$	12,4
Высота выпускного слоя руды, м	h		25
Высота выработки, м	h_w		4,4
Ширина выработки, м	b_m		5,5
Показатель сыпучести среды	m	$m = \frac{H_\phi}{a_s + c_s \cdot H_\phi}$	0,070
Высота фигуры выпуска, м	H_ϕ	$H_\phi = (h - h_w)$	20,6
Эмпирический коэффициент	a_s		105,05
Эмпирический коэффициент	c_s		9,22
Толщина выпускаемого слоя, м	L_s	$L_s = (h - h_w)m / 2 + L_w - (0,1 \dots 0,2)$	2,2
Глубина живого сечения, м	L_w	$L_w = h_w [ctgQ - ctgY] + L_{wn}$	1,7
Глубина внедрения погрузочного органа, м	L_{wn}		2,5
Угол откоса рудной постели, град	Q		45
Угол естественного откоса сыпучего материала, град	Y		40

Таблица 2

Расчет показателей извлечения

Высота фигуры выпуска	Масса извлеченных запасов, т	Масса вмещающих пород, т	Масса балансовых запасов, т	Масса добытой РМ, т	Среднее содержание, г/т	Потери	Разубоживание	K_H	K_K
4	76,7	0,5	620,0	77,2	2,26	87,6	0,6	0,12	0,98
6	123,6	3,0	620,0	126,7	2,22	80,1	2,4	0,20	0,96
8	173,0	4,2	620,0	177,2	2,18	72,1	2,4	0,27	0,94
10	228,3	3,6	620,0	231,9	2,20	63,2	1,6	0,36	0,96
12	288,7	4,1	620,0	292,8	2,21	53,4	1,4	0,45	0,96
14	352,7	7,3	620,0	360,0	2,23	43,1	2,0	0,56	0,96
16	426,9	6,3	620,0	433,2	2,26	31,1	1,5	0,68	0,98
18	505,3	8,1	620,0	513,4	2,27	18,5	1,6	0,82	0,98
20	572,6	29,6	620,0	602,2	2,20	7,6	4,9	0,92	0,95
22	602,0	103,2	620,0	705,3	1,97	2,9	14,6	0,97	0,85
24	605,7	221,3	620,0	827,0	1,69	2,3	26,8	0,98	0,73

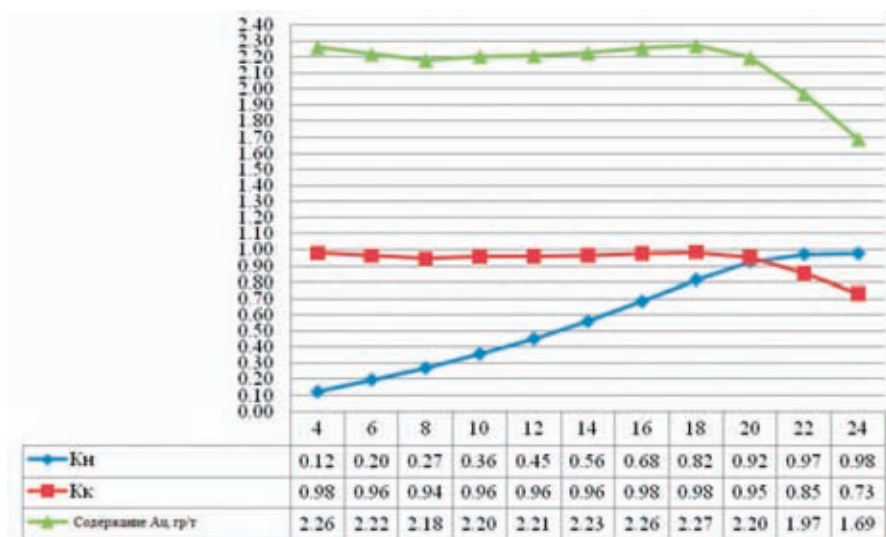


Рис. 6. График зависимости коэффициента извлечения из недр, коэффициента изменения качества, среднего содержания при ромбоидальной форме забоя

Приведенные теоретические принципы и практические приемы, составляющие новый метод обоснования показателей использования запасов недр, показывают свою работоспособность. Разработанный методический подход по расчету показателей извлечения из недр охватывает достаточно обширный спектр горнотехнических факторов, параметров систем разработки и инженерных мероприятий. Это делает их наиболее близко соответствующими реальным условиям.

Литература

1. Малофеев Д.Е. Развитие теории выпуска руды под обрушенными породами: монография. – Красноярск, 2007. 171 с.
2. Капутин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. СПб.: Недра, 2002. 424 с.: ил.

ИССЛЕДОВАНИЕ УДЕРЖИВАЮЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ БЕРМ В КАРЬЕРАХ С ВЫСОКИМИ УСТУПАМИ МЕТОДОМ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

С.П. Месяц

Горный институт КНЦ РАН

С.П. Остапенко

Горный институт КНЦ РАН,

Кольский филиал Петрозаводского государственного университета

С целью повышения безопасности ведения открытых горных работ в карьерах с высокими уступами в Горном институте КНЦ РАН совместно со специалистами ОАО «Ковдорский ГОК» разработано решение для уменьшения неконтролируемого осыпания камней на нижележащие уступы, заключающееся в создании дернины на предохранительных бермах без нанесения плодородного слоя посевом многолетних трав под полимерным покрытием (рис. 1) (С.П. Месяц, Г.Е. Тарасов, Н.Н. Мельников и др., 2010).



Рис. 1. Вид предохранительной бермы карьера рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК» после создания дернины

Оценка эффективности предлагаемого решения осуществлялась методом имитационного моделирования движения одиночно падающих камней при их неконтролируемом осыпании с верхних бровок уступов карьера, реализованным в программе Rockfall 4.0 Колорадской Службы геологического надзора (США).

Для обоснования возможности использования программы Rockfall 4.0 выполнена проверка достоверности имитационного моделирования падения камней с верхних бровок уступов карьера рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК». Для этого сравнивали расчетные величины скорости падения камней, полученные с помощью программы Rockfall 4.0, со значениями скорости падения камней в момент удара о берму, полученными по аналитической зависимости скорости свободного падения камней от высоты падения, и экспериментальными значениями, полученными Горным институтом в ходе предыдущих работ (С.П. Решетняк, В.А. Фокин, Г.Е. Тарасов, 2005). Установлено, что результаты имитационного моделирования падения камней соответствуют результатам аналитического расчета и экспериментам в карьере. Расчетная скорость свободного падения камней с уступов высотой 24 м и максимальная скорость падения камней, полученная в результате моделирования, совпадают и составляют 22 м/с. Нижний предел скорости падения камней, полученный имитационным моделированием с учетом возможности взаимодействия камней с откосом уступа, совпадает с данными видеосъемки и составляет 15 м/с.

При параметризации имитационной модели падения камней с высоты уступа на нижележащую берму в качестве входных параметров использована геометрия одного из уступов действующего карьера, поставленного в конечное положение: высота – 23.2 м, угол заоткоски – 54° (среднее значение), ширина предохранительной бермы – 15 м, неровность поверхности откоса составляет 0.3м. Механические свойства поверхностей уступа выбраны по рекомендуемым в руководстве пользователя Rockfall 4.0 значениям коэффициентов восстановления нормальной и тангенциальной составляющих скорости при ударе падающих камней на откос и предохранительную берму с разной подстилающей поверхностью (C.L.Jones, J.D.Higgins., R.D.Andrew, 2000). Для откоса коэффициенты восстановления нормальной и тангенциальной составляющих скорости составляют 0.8 и 0.95, для предохранительной бермы в отсутствие дернины 0.6 и 0.9. При наличии дернины на предохранительной берме коэффициенты восстановления нормальной и тангенциальной составляющих скорости при ударе падающих камней о берму приняты равными 0.1 и 0.5. В расчетах использована плотность камней равная 3200 кг/м³ (пироксенит).

Для оценки удерживающей способности предохранительной бермы при наличии дернины выполнено имитационное моделирование падения камней различного размера на бермы с разной подстилающей поверхностью (рис. 2).

Из рисунка видно, что при наличии на предохранительной берме дернины эффективность удержания камней увеличивается, что обусловлено более интенсивной диссипацией кинетической энергии на деформацию подстилающей поверхности и продвижение камней по берме. Среднее значение удерживающей способности предохранительной бермы при наличии дернины составляет 69,7% (диапазон изменения для разного размера камней от 58,5 до 81,4%), в ее отсутствие на скальной поверхности – 4% (диапазон изменения от 0,1 до 11,1%).

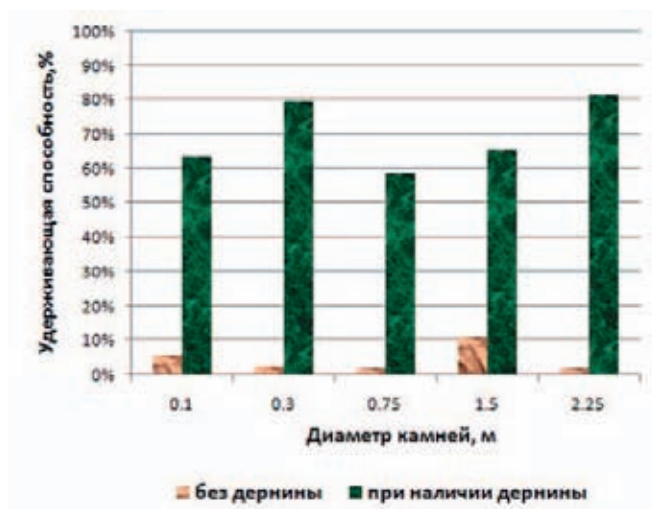


Рис. 2. Удерживающая способность предохранительных берм с разной подстилающей поверхностью при падении камней различной величины (угол заоткоски 54°)

Выполнена оценка удерживающей способности предохранительных берм сопряженных уступов для камней диаметром 0,3 м (рис. 3).

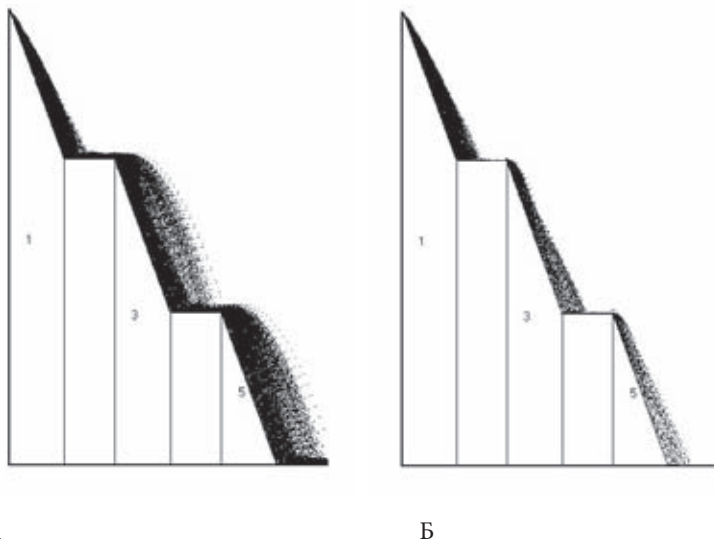


Рис.3. Моделирование траектории движения тысячи камней диаметром 0.3 м на сопряженных уступах с разными подстилающими поверхностями предохранительных берм:

А – предохранительные бермы без дернины; Б – предохранительные бермы с дерниной

Из рис. 3 видно, что эффективность удержания камней на предохранительных бермах с дерниной проявляется в меньшем количестве летящих камней (области 3 и 5). Траектория движения камней расположена ближе к откосу. Наличие дернины на предохранительных бермах сопряженных уступов обеспечивает увеличение удерживающей способности берм на 94%.

Результаты проведенных расчетов свидетельствуют о возможности повышения промышленной безопасности при ведении открытых горных работ в результате создания дернины на предохранительных бермах уступов, поставленных в конечное положение.

Литература

1. Месяц С.П., Тарасов Г.Е., Мельников Н.Н. и др. Способы повышения промышленной и экологической безопасности при ведении открытых горных работ // Горный журнал. 2010. № 9. С. 102–106.
2. Решетняк С.П., Фокин В.А., Тарасов Г.Е. и др. Гравитационные аспекты обеспечения безопасности работ в прибортовой зоне карьера // Горный журнал. 2005. № 2. С. 69–72.
3. Jones C.L., Higgins J.D., Andrew R.D. Colorado Rockfall Simulation Program, Version 4.0 (for Windows). Colorado, Denver, 2000. 127 p.

ТРЕХМЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ, ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДОВ ИНТЕРПОЛЯЦИИ, ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ И СОВРЕМЕННАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА УЧАСТКОВ БОЛЬШОЙ ИХТЕГИПАХ И ПАХКВАРАКА ФЕДОРОВТУНДРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (КОЛЬСКИЙ П-ОВ)

А.Ф. Митрофанов
ФГУП «ГИПРОЦВЕТМЕТ»

Федоровотундровское месторождение относится к самой западной части мафит-ультрамафитового расслоенного интрузива, который также известен в литературе под названием Федорово-Панского массива. С географической точки зрения последний расположен в центральной части Кольского полуострова и представляет собой вытянутый (более 80 км) и узкий (3-6 км) горный кряж, имеющий северо-западное простирание (рис. 1). Интрузия залегает в зоне северного контакта вулканогенно-осадочных пород Имандра-Варзугской палеопротерозойской палеорифтогенной структуры, представленных зеленокаменными образованиями рижгубской и сейдоречевской свит и образований докембрийского фундамента, представленных более молодыми щелочными гранитами и древними (мезоархейскими) плагиогнейсо-гранитами (Баянова, 2004).

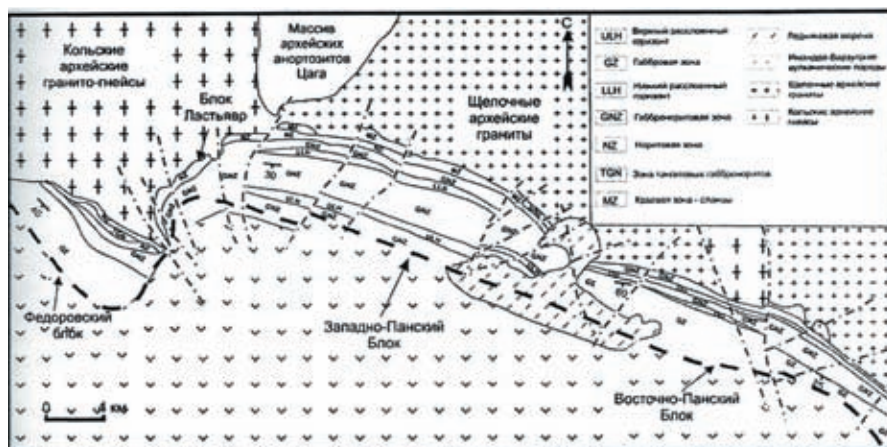


Рис.1. Обзорная геологическая карта Федорово-Панского массива (Schissel, 2002)

Федоровотундровский расслоенный массив, к которому приурочено одноименное месторождение цветных и благородных металлов, на 90% сложен основными породами – от норитов до габбро, ультраосновные породы встречаются редко. Вся промышленная Cu-Ni-платиноидная минерализация приурочена к согласно залегающей зоне такситовых габбро-норитов, получившей свое название из-за существенной неоднородности зерен минералов, которые ее слагают.

Минеральный состав руд достаточно разнообразен, установлено около 60 рудных минералов, более половины из которых представлены минералами платиновых металлов и золота, остальные – сульфидами и оксидами черных и цветных металлов. Все они ассоциируют с плагиоклазами, орто- и клинопироксенами, амфиболами, апатитом и кварцем.

Главными рудными минералами месторождения являются халькопирит, пирротин и пентландит (рис. 2). Их соотношение в среднем по руде в пересчете на 100-процентный сульфид – 41, 35 и 24 мас. % соответственно. В общей сульфидной массе доля этих минералов составит от 95 до 100%. Вторичными и акцессорными минералами являются пирит, ильменит, магнетит, макинавит, марказит, кубанит, миллерит, борнит, сфалерит, виоларит.

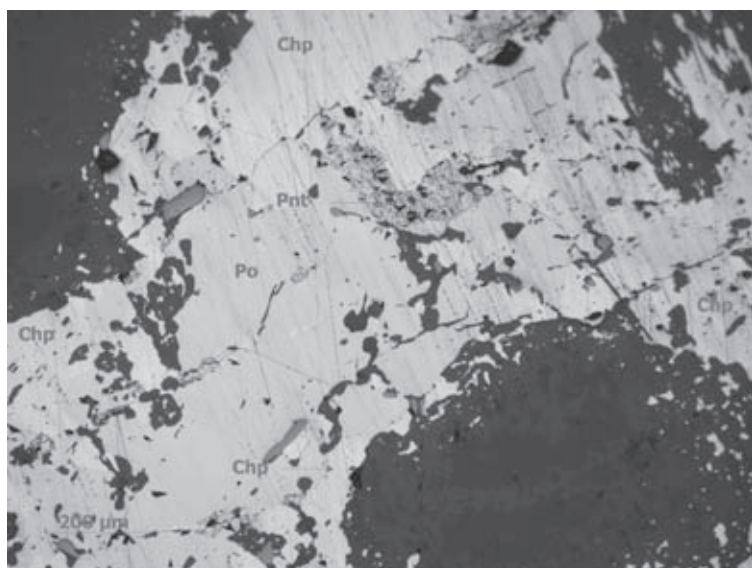


Рис. 2. Фотография аншлифа BGF-237-104.8. Увеличение 2.5х.

К 2008 году разведочные работы на месторождении были завершены, был произведен подсчет запасов меди, никеля, платины, палладия, золота и утверждение их в ГКЗ.

С целью обновления экономических данных на 2011 год в настоящей работе была произведена полная экономическая переоценка и подсчет запасов в пределах трех основных участков (Большой Ихтегипахк, Пахкварака и Аленка) с учетом новых данных, к которым можно отнести цену на металлы, значения капитальных и операционных затрат.

Первым этапом работы было оконтуривание рудной залежи в пределах разведочных профилей и объединение их в единую каркасную трехмерную замкнутую пустотелую модель (рис. 3).

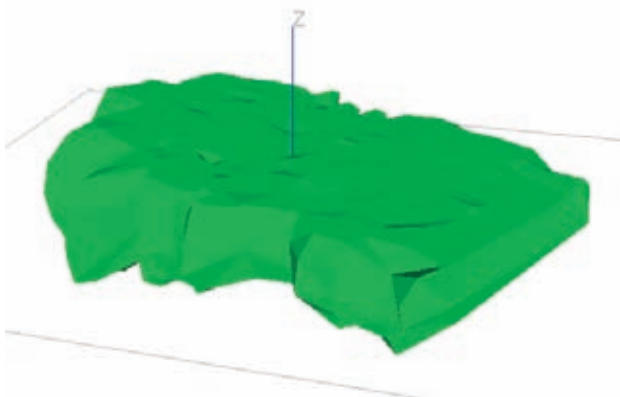


Рис. 3. Каркасная модель участка Большой Ихтегипахк

Затем эта модель была заполнена элементарными блоками, размер которых выбирался, исходя из параметров разведочной сети (15 метров по осям X и Y) и величины уступа предполагаемого карьера (5 метров по оси Z) (Капутин, 2007).

Для интерполяции содержаний в элементарные блоки были построены несколько экспериментальных вариограмм, которые позволили подобрать вариограммную модель распределения условного палладия, необходимую для последующего кригинга (рис. 4).

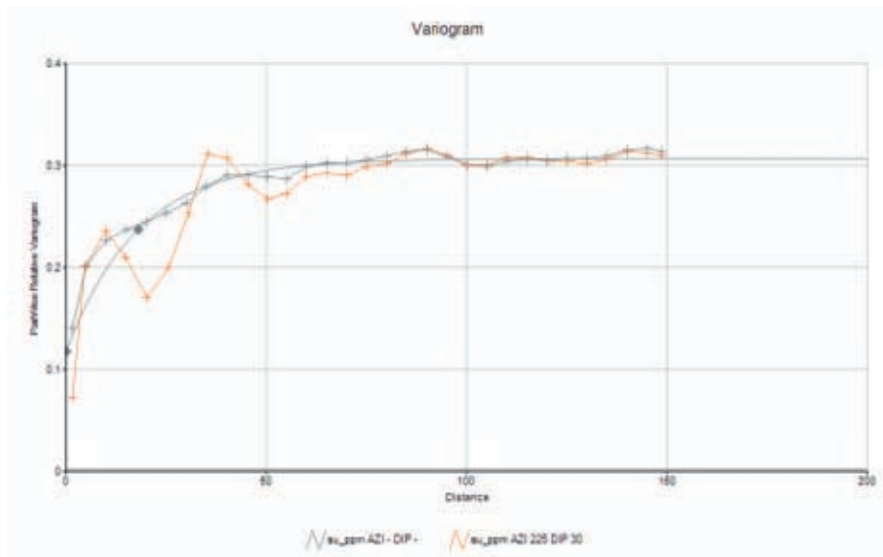


Рис. 4. Вариограммная модель для распределения золота в пределах участка Большой Ихтегипахк

Для выбора наиболее подходящего метода для интерполяции содержаний в элементарные блоки было произведено статистическое сравнение способом перекрестной проверки главных методов интерполяции на примере данного месторождения: метода обратных расстояний, обычного и логнормального кригинга. В результате этого была произведена оценка достоверности каждого метода. В результате было установлено, что применение стандартной изотропной экспоненциальной модели для обычного кригинга обеспечивает достаточно высокую степень достоверности данных, усложнение модели ведет к снижению достоверности.

После проведения необходимых расчетов и интерполяции производился повариантный подсчет запасов и ресурсов модели как по российской, так и по зарубежной классификации с учетом принятых экономических параметров (табл. 1), в результате чего было выбрано наиболее оптимальное значение бортового содержания: 1.5 г/т условного палладия (табл. 2).

Таблица 1

Принятые для расчетов экономические параметры

Параметры	Цены
Капитальные затраты	1 млрд дол. США
Цена металла	13.38 дол. США за грамм
Стоимость добычи руды	1 дол. США за тонну
Стоимость добычи вскрыши	1 дол. США за тонну
Разубоживание	0 %
Потери	0 %
Затраты на обогащение	7.081 дол. США за тонну
Удорожание добычи с углублением карьера	С третьего уступа на 0.01 дол. США за тонну
Производительность фабрики	12 000 000 тонн в год
Ставка дисконтирования	10%
Количество рабочих дней в году	340
Уступ карьера	50 ⁰

Таблица 2

Повариантный подсчет запасов месторождения Федорова Тундра

Cut off grade	Запасы руды (тонны)	Запасы условного палладия (тонны)	NPV (млрд долл. США)	Период разработки
0.55	756 608	1 275	-0.469	101
1	545 569	1 108	1.377	46
1.5	358 988	873	1.626	30
2	216 637	625	1.532	19
2.5	119 262	400	1.167	12

Повариантный расчет контура предельного карьера осуществлялся с использованием алгоритма максимизации денежного потока (алгоритм Лерча-Гроссмана) программы NPV Scheduler. Полученный контур карьера обеспечил достаточно высокую степень отработки запасов месторождения (табл. 3), что говорит о достаточно равномерно распределенных высоких содержаниях полезных компонентов.

Таблица 3

**Сопоставление геологических ресурсов и эксплуатационных запасов месторождения
(бортное содержание условного палладия равно 1.5 г/т)**

Геологические ресурсы							
Категория	Запасы руды, тонн	Запасы металлов					
		Au	Pd	Pt	Cu	Ni	Pd_eq
Measured	181 315 125	12.5	189.3	45.6	185 848	121 530	467.8
Indicated	187 042 500	11.2	166.7	39.7	182 642	119 741	427.6
Inferred	2 349 000	0.1	1.5	0.4	2 001	1 309	4.3
Measured+Indicated	368 357 625	23.7	356.0	85.3	368 490	241 272	895.4
Эксплуатационные запасы							
Proved	180 083 250	12.4	188.2	45.3	184 742	120 860	465.0
Probable	178 905 375	10.7	158.8	37.8	175 046	114 759	408.3
Inferred	1 373 625	0.1	0.9	0.2	1 137	753	2.4
Proved+Probable	358 988 625	23.1	347.0	83.1	359 788	235 619	873.3
Степень отработки	97%	97%	97%	97%	98%	98%	98%

Завершающим этапом проведенной работы являлось проведение всех экономических расчетов, включавших в себя анализ экономической устойчивости проекта (рис. 5), подтвердивших высокую рентабельность (значение внутрифирменной нормы прибыли равно 36.79%), быструю окупаемость вложенных в месторождение средств (первичные капитальные вложения в размере 1 млрд дол. США окупаются в течение 4.39 года), а также достаточно высокую степень экономической устойчивости проекта (по результатам анализа паукообразных диаграмм, а также проведенного трехвариантного расчета, в котором значения капитальных, операционных затрат и цены на металл изменялись на 15% соответственно выбранному варианту).

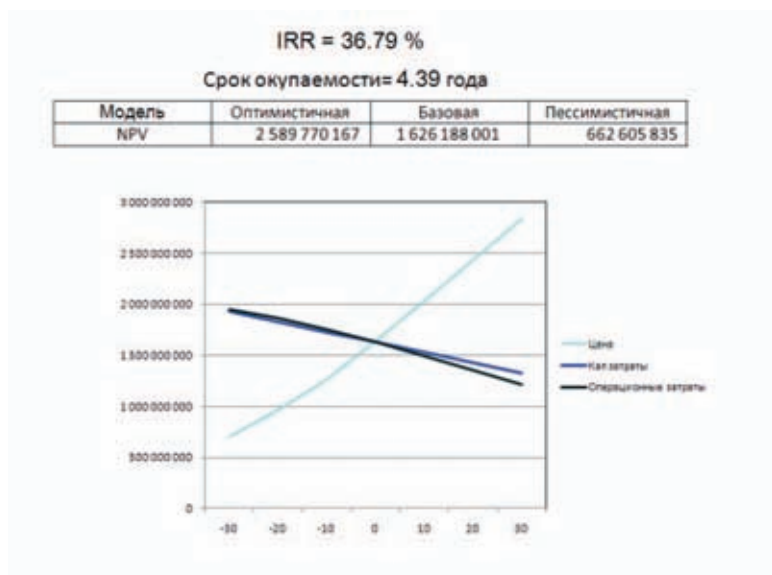


Рис. 5. Результаты анализа экономической устойчивости проекта

Таким образом, в результате проведенной переоценки месторождения Федорова Тундра было установлено, что этот проект является очень перспективным для промышленного освоения, вместе с образованием горно-промышленного кластера в этом регионе. Данные меры позволят существенно увеличить уровень добычи и обеспеченности России платиноидами в среднесрочной перспективе.

Литература

1. Баянова Т. Б. Возраст реперных геологических комплексов Кольского региона и длительность процессов магматизма. СПб.: Наука, 2004.
2. Don Schissel, Felix P. Mitrofanov, Alexei U. Korchagin, «Basal Platinum-Group Element Mineralization in the Fedorov Pansky Layered Mafic Intrusion, Kola Peninsula, Russia», Economic Geology, 2002. № 97. P. 1657–1677.
3. Капутин Ю.Е. Моделирование месторождения и оценка минеральных ресурсов с использованием Studio 3. Учебный курс. СПб., 2007.

АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ В СИСТЕМЕ MINEFRAME

О.В. Наговицын, С.В. Лукичев, А.Ю. Алисов

Горный институт КНЦ РАН

Обоснование производственной мощности карьера и календарного плана, проектирование вскрытия и отвалообразования осуществляется с использованием инструментов геометрического моделирования объектов открытых горных работ.

Подходы к определению направления развития горных работ, разработанные в СССР в 60-80 годы прошлого века [1, 2] включали, как часть горно-геометрического анализа, нахождение направления углубки через определение положения вскрывающей выработки (траншеи, котлована) на поперечном разрезе карьера с минимизацией текущего или среднего с начала разработки коэффициента вскрыши. Этот подход давал исходную информацию для построения графика изменения нарастающих объемов руды и вскрыши $V=f(P)$, определения рационального режима горных работ и построения календарного графика разработки. Традиционный подход был основан на методе поперечных разрезов, и для того времени (20-40 лет назад) был приемлем, несмотря на то, что являлся весьма трудоемким и требовал особым образом учитывать объемы в торцевых частях карьерной выемки. С появлением объемных методов моделирования геологической среды, возможностей более точного учета пространственного распределения качества полезного ископаемого (ПИ), разновидностей вскрышных пород, стоимости их выемки и перемещения появилась возможность применения оптимизационных алгоритмов, основанных на теории графов и методах динамического программирования.

Подобным образом, например, была решена задача оптимизации границ карьеров с помощью метода плавающего конуса (алгоритмы Лерчса-Гроссмана и С.Д. Коробова) [3, 4]. Эти методы и основанные на них алгоритмы применяются также для выделения пространственно-временных этапов разработки карьера. Для их корректного применения необходимо использовать методику, учитывающую наличие обратной связи результатов оптимизации и значений исходных данных, так как основные исходные экономические параметры разработки ощутимо зависят от полученных границ карьера. Однако попытки применения этих алгоритмов для определения режима горных работ сталкиваются с органически присущими им особенностями:

- алгоритмы определяют форму оптимальной карьерной выемки для заданных экономических параметров (стоимости руды и затрат на вскрышу), но поскольку вскрывающая выработка отсутствует на этом этапе расчета, то и форма карьерной выемки образуется без ее учета;
- не всегда можно подобрать такие сочетания экономической оценки блоков, чтобы получать промежуточные положения карьера необходимой глубины (на каждом горизонте);
- не учитывается связь положений вскрывающей выработки на смежных горизонтах.

Наличие этих особенностей не позволяет говорить о полной пригодности вышеупомянутых алгоритмов для решения задач определения режима горных работ. Следовательно, необходима разработка алгоритмов и методик автоматизированного нахождения направления углубки в 3-мерном пространстве и последующего решения задачи обоснования режима горных работ. Удобным средством для решения такой задачи является использование методов блочного моделирования геологической среды. А наличие возможности задания для каждого блока модели детальной информации о качестве и стоимости ПИ, затрат на его выемку и удаление вскрышных пород предоставляет возможность перехода с анализа коэффициента вскрыши на исследование соотношения стоимости удаления вскрышных пород к цене добываемого ПИ.

Автоматизация горно-геометрического анализа

В системе MINEFRAME для решения задач горно-геометрического анализа используются каркасные модели текущего положения карьера или природной топографической поверхности и положения карьера на конец отработки, а также блочные модели рудных тел и вскрышных пород. Реализованные в системе алгоритмы позволяют найти положение вскрывающей выработки (разрезной траншеи, котлована) на каждом горизонте карьера. При его нахождении для каждого элементарного блока блочной модели, попадающего в конечный контур карьера, рассчитывается средний коэффициент вскрыши в конусе с углом откоса рабочего борта. На блоках с рассчитанными коэффициентами строится связный неориентированный граф. Положение траншеи на горизонте определяется как подграф минимального веса необходимой (заданной) длины. Искомый подграф будет находиться между максимально удаленными вершинами исходного графа, которые определяются циклическим перемножением матрицы связности. Совокупность таких положений (осевых линий) на всех горизонтах и даст поверхность, представляющую направление углубки (рис. 1).

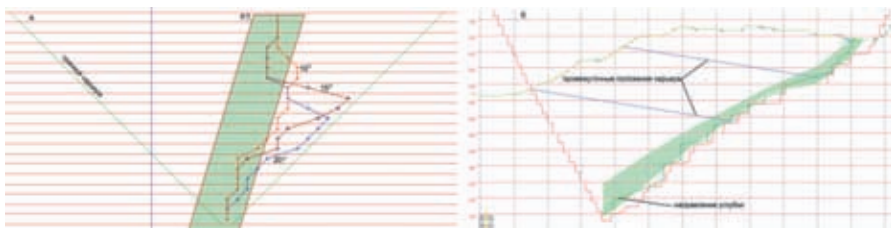


Рис. 1. Направления углубки:

а – для условного примера с углами откоса рабочей зоны 10°, 15°, 20°; б – для одного из реальных месторождений

Полученная в процессе поиска и построения направления углубки информация об объемах ПИ и вскрышных пород дает объективную основу для анализа режима горных работ, позволяет получить оптимальную последовательность развития горных работ, графики $V=F(P)$ и режима горных работ, календарный график разработки карьера.

Решение задач годового планирования

Исходными данными для годового планирования являются плановые показатели добычи по объему и качеству руды, объемы вскрыши, направление развития горных работ, положение карьера на начало планируемого периода, модель геологической обстановки (блочные модели рудных тел, вскрышных пород).

В основе метода решения задачи текущего планирования лежит интерактивный подбор выемочных единиц, обеспечивающих заданный объем и качество руды на планируемый период.

Автоматизация процессов планирования включает в себя:

- 1) определение объемов руды по степени подготовленности;
- 2) формирование прирезок;
- 3) расчет качественных показателей ПИ в них;
- 4) набор годового плана;
- 5) переход к квартальному плану;
- 6) месячное планирование;
- 7) недельно-суточное планирование.

Инструменты MINEFRAME позволяют выделить объемы руды по степени подготовленности в соответствии с классификацией проф. А.И. Арсентьева: готовые к выемке запасы, подготовленные к выемке запасы и вскрытые запасы. Вскрытые запасы связаны со вскрытием рабочих горизонтов, подготовленные – с завершением на них горно-подготовительных работ, готовые к выемке – с освобождением запасов от расположенного на них оборудования и сооружений. Исходными данными для такой классификации являются проектный угол откоса уступа и минимальная ширина рабочей площадки – B_{min} (рис. 2).

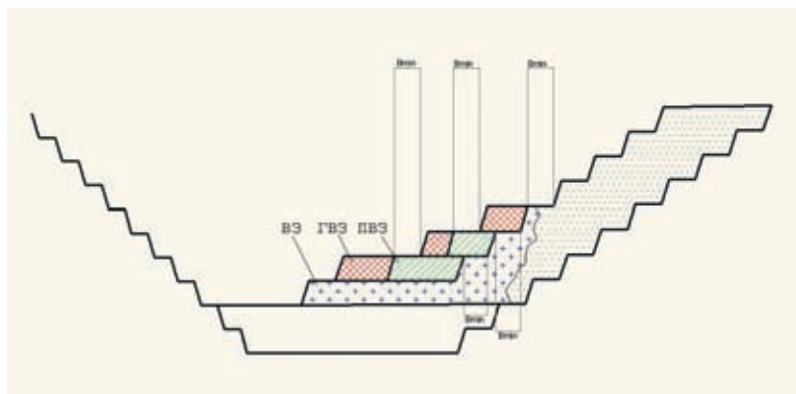


Рис. 2. Схема к определению категорий запасов

Определение запасов руды происходит путем построения эквидистантных контуров от исходного положения карьера на минимальную ширину рабочей площадки под проектным углом откоса уступа. Результатами работы инструмента являются таблица объемов каждого вида запасов по горизонтам и контуры, показывающие пространственное расположение этих запасов в карьере (рис. 3).

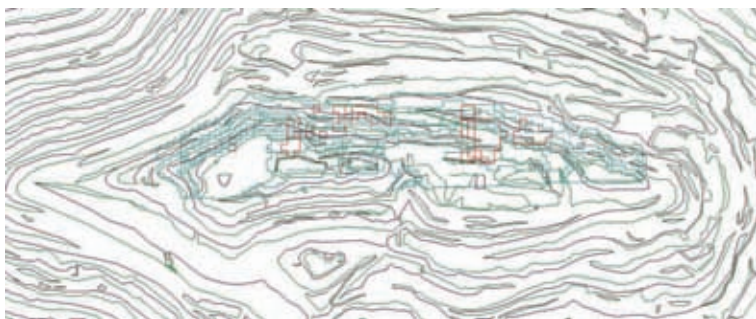


Рис. 3. Выделение категорий запасов

На основании анализа выделенных запасов можно отстраивать погоризонтные прирезки. Прирезки представляют собой объемную модель части уступа с относительно однородными геологическими условиями и технологическими параметрами разработки [5]. Каждая прирезка содержит информацию об объеме и качестве ПИ или вскрышных пород с разбивкой на разновидности горных пород (ГП). Прирезку можно отнести к определенному периоду разработки (год, квартал, месяц), можно разбить на произвольное количество частей с отношением каждой к определенному периоду разработки в соответствии с последовательностью развития горных работ на данном горизонте.

Для контроля за процессом набора прирезок используется сводная таблица, содержащая сведения об их объемных и качественных показателях. Эта таблица может находиться в открытом состоянии во время создания и модификации прирезок. По мере появления новых или изменения старых прирезок данные в таблице синхронно изменяются. Также имеется возможность в произвольном порядке отображать/скрывать прирезки, относящиеся к определенному периоду отработки (рис. 4).



Рис. 4. Формирование плана с использованием прирезок

Разработаны инструменты, предназначенные для интерактивного и наглядного набора объемных и качественных показателей по руде и вскрыше. Для работы используются каркасные модели текущего и конечного положений карьера, а также блочная модель ПИ с рассчитанными показателями качества. Инструмент представляет собой объемный шаблон рабочей зоны с заданными параметрами по каждому уступу: угол откоса уступа, ширина площадки, максимально допустимая подвижка вглубь борта и ограничение минимальной шириной рабочей площадки по вышележащему уступу. Инструмент предназначен для работы в 3-мерном пространстве с использованием двух проекций: горизонтальной и вертикальной. Пользователь, перемещая шаблон по модели карьера, видит объемы, которые будут отработаны в текущем положении шаблона, и принимает решение об их достаточности с точки зрения плановых показателей (рис. 5). После набора необходимых объемов строится модель карьера на конец планируемого периода.

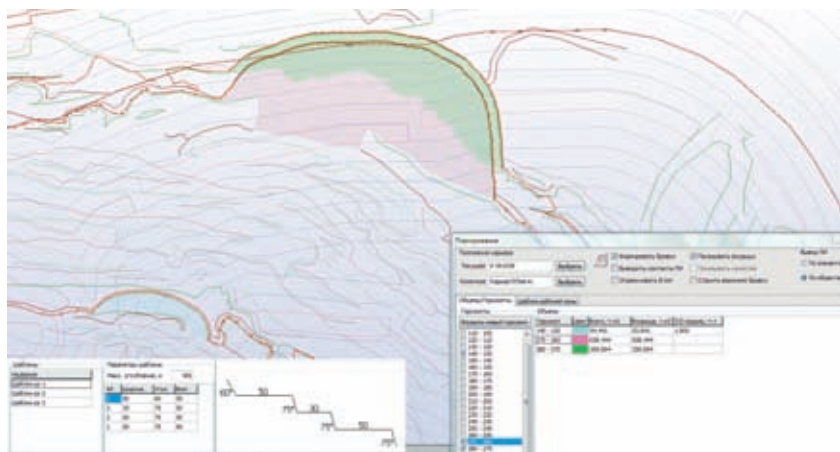


Рис. 5. Набор плана с использованием шаблона рабочей зоны

Подсчет качественных показателей может быть произведен инструментальными средствами MINEFRAME тремя способами: с использованием блочных моделей рудных тел, методом метро-процентов с использованием моделей проб, путем применения процедуры интерполяции (метод обратных расстояний или кригинг) к блочной модели самой выемочной единицы (прирезки). При подсчете объемных и качественных показателей выемочных единиц производится учет всех геологических объектов, представленных в ее границах.

На последнем этапе планирования необходимо сформировать модель карьера на конец планируемого периода. Осуществляется это корректировкой положения верхних и нижних бровок по границам созданных прирезок в автоматическом режиме.

Автоматизированное формирование графика работы горного оборудования

При решении задач месячного планирования необходимо задавать расстановку горного оборудования, формировать график его работы на блоках и уступах. Ис-

пользуемые для этого инструменты позволяют формировать ежемесячные графики работы экскаваторов и буровых станков. Они содержат информацию о размещении экскаваторов по горизонтам карьера, их состоянии на каждый день (планово-предупредительный ремонт (ППР), добыча руды или вскрыши, перегоны и пр.). В графике отображаются данные по объемам горной массы, разделенной по видам пород, и руды на начало и конец месяца, а также объемные и качественные показатели руды, добытой конкретным экскаватором с каждого горизонта, размещение буровых станков и метраж пробуренных скважин. С использованием инструментов можно: рассчитать плановые показатели по добыче и бурению; сформировать график ППР в соответствии с планируемыми взрывными днями; задать объемы руды и вскрыши для экскаваторов и метраж скважин для буровых станков; построить суммарный график для рудника по нескольким карьерам, отражающий общую статистику по ППР, объемным и качественным показателям добычи (рис. 6).

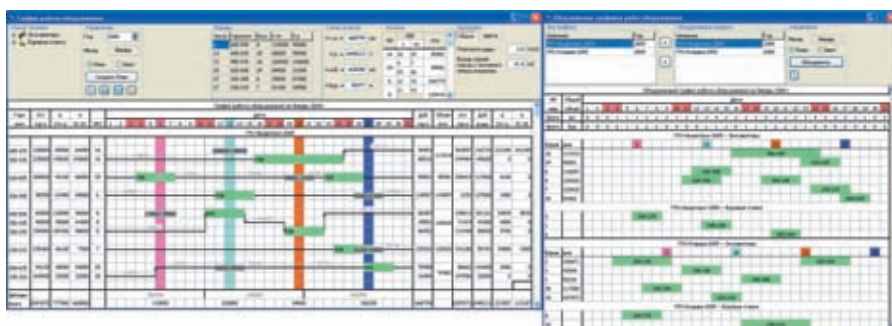


Рис. 6. Графики работы оборудования

Сменно-суточное планирование и оперативное управление показателями рудопотока

Процесс сменно-суточного планирования заключается в управлении нагрузкой на добычные забой, обеспечивающем плановые характеристики суммарного рудопотока. Для реализации такого режима работы необходимо иметь модели выемочных единиц, а при ведении буровзрывных работ – модели развала ГП с прогнозом распределения качества в горной массе и модели экскаваторных заходок. Модели заходок формируются с учетом направления отработки и представляют собой множество элементарных подвижек одинакового объема, для каждой из которых рассчитаны прогнозные показатели качества ПИ.

Процесс планирования заключается в интерактивном регулировании нагрузки на каждый забой и осуществляется с помощью специального инструмента, который представляет каждую экскаваторную заходку в виде диаграммы, по оси абсцисс которой размещена шкала элементарных подвижек, по оси ординат – шкала содержаний опробованных полезных и вредных компонентов. В заголовке каждой диаграммы отображены: общий объем заходки, отработанный объем и остаток. Величина нагрузки на забой представлена зонами различных цветов (отражают состояние нагрузки – планируемая, утвержденная к отработке, отработанная).

Внутри каждой зоны отображены объем и качественные показатели соответствующей нагрузки. В качестве результирующих приводятся суммарные сменные показатели по объёму и качеству ПИ. Таким образом, процесс планирования заключается в подборе таких нагрузок на забой, чтобы объемные и качественные показатели смены находились в пределах плановых показателей. Во многих случаях ручной подбор вариантов распределения нагрузок на забой является сложной задачей. Для облегчения решения этой задачи предусмотрен автоматизированный режим, в котором происходит поиск вариантов нагрузок, отвечающих плану.

Заключение

Разработанные методы планирования составляют комплекс инструментов, основанных на цифровых моделях и алгоритмах оптимизации, что позволяет реализовать последовательность планирующих операций от горно-геометрического анализа до квартального и месячного планирования, а также оперативного управления качественными показателями рудопотоков. Методы автоматизированного планирования позволяют учитывать распределение ПИ в пространстве, его качество и сортность, более точно и быстро проводить горно-геометрический анализ, получать рациональные направления развития и планы горных работ. Работы по совершенствованию автоматизированных методов планирования открытых горных работ продолжаются в направлении совершенствования алгоритмов для поиска оптимальных решений.

Инструменты для автоматизации планирования открытых горных работ являются составной частью системы MINEFRAME, что позволяет говорить о комплексном решении задач геотехнологии, в том числе и в области планирования горных работ.

Литература

1. Арсентьев А.И. Советов А., Хохряков В.С., Бевз Н.Д., Близиюков В.Г. Планирование развития горных работ в карьерах. М.: Недра, 1972. 152 с.
2. Совершенствование методов проектирования и планирования горных работ в карьере / под ред. акад. Н.В. Мельникова. Л.: Наука, 1981. 280 с.
3. Lerchs H. and Grossman I.F. Optimum design of open pit mines. CIM Bulletin, 58, 1965, 47–54.
4. Dowd P.A., Onur A.H. Open-pit optimization – part 1: Optimal open-pit design. Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy (Sect. A: Mining industry), 102, May-August 1993.
5. Наговицын О. В., Алисов А. Ю. Автоматизация процессов текущего и оперативного планирования открытых горных работ в системе MINEFRAME. Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ: сб. тр. Всероссийской научной конференции с международным участием, 23–26 сентября 2008 г. Апатиты; СПб.: Реноме, 2009. С. 118–123.

РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ В СИСТЕМЕ MINEFRAME

О.В. Наговицын, С.В. Лукичёв

Горный институт КНЦ РАН

Развитые средства моделирования трехмерных природных и техногенных объектов, таких как рудные тела, пласты, разновидности литологических типов, открытые и подземные выработки, насыпи, отвалы и пр. являются обязательной частью горно-геологических информационных систем (ГИС). Традиционно, для решения задач геометрического моделирования в геологии и горном деле используются методы векторного, сеточного, каркасного (триангуляционного) и блочного моделирования [1]. В системе MINEFRAME такие инструменты также присутствуют, и проводится непрерывная работа по их совершенствованию.

В данной статье представлены некоторые результаты совершенствования и развития инструментов моделирования горно-геологических объектов. Проиллюстрирована работа программных средств каркасного и блочного моделирования и как пример их применения – инструментальные средства, реализованные в модуле «Погашение выработанного пространства подземного рудника».

Обычный подход к построению триангуляционных моделей геологических тел, реализованный во многих ГИС, заключается в том, что каркасная модель строится на наборе замкнутых контуров (контактов рудных тел на разрезах). Каркасная модель объекта представляет собой триангуляционную сетку, натянутую на опорные точки модели и покрывающую всю поверхность объекта. Опорные точки, как правило, принадлежат контурам, лежащим на одной системе разрезов. Каркасные модели, построенные на одной системе разрезов (обычно вертикальных), используются для моделирования рудных тел на основе данных геологической разведки. Форма поверхности между разрезами интерполируется по линейному закону, так как соединение точек лежащих на них контуров производится ребрами треугольников, составляющих эту поверхность. Такой способ позволяет с приемлемой точностью моделировать тела, изменчивость которых между разрезами невелика. Однако зачастую геометрия смежных контуров серьезно различается, что порождает эффект ступенчатой формы триангуляционной поверхности между ними. Это влияет на качество каркасных моделей, порождает ошибки при расчете объемов, влияет на корректность построения блочных моделей. В тех случаях, когда амплитуда изменчивости формы смежных контактов (кровли и почвы) соизмерима с мощностью моделируемого объекта, ступенчатый эффект может привести к пересечению треугольников каркасной модели друг другом, что ведет к ее полной непригодности для дальнейшего использования. Ступенчатый эффект возникает даже при триангуляции прямолинейных участков контуров, если эти участки не параллельны (рис. 1). Добавление в контуры контактов дополнительных точек, выравнивание их количества на соединяемых участках и их сглаживание не всегда могут решить эту проблему. Для её решения можно использовать опорные точки не только на границе триангулируемой области, но и внутри неё.

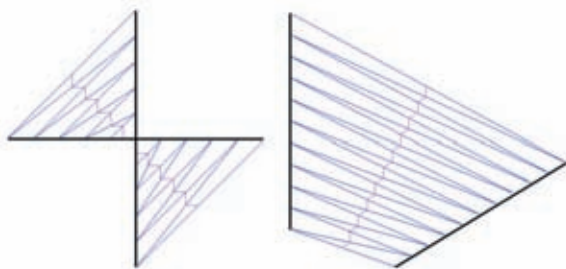


Рис. 1. Ступенчатый эффект, видимый на линии разреза, при триангуляции поверхности между двумя ортогональными не пересекающимися отрезками (вид в двух проекциях)

Необходимость применения более сложных алгоритмов появляется и тогда, когда при построении модели используются две системы разрезов. Чаще всего это комбинация вертикальных и горизонтальных разрезов. В таких случаях появляется возможность моделировать поверхность геологических тел, используя более полную информацию об их геометрии. В случае такого рода моделирования поверхность тела разбивается на четырехсторонние области, ограниченные участками контуров вертикальных и горизонтальных разрезов (рис. 2).

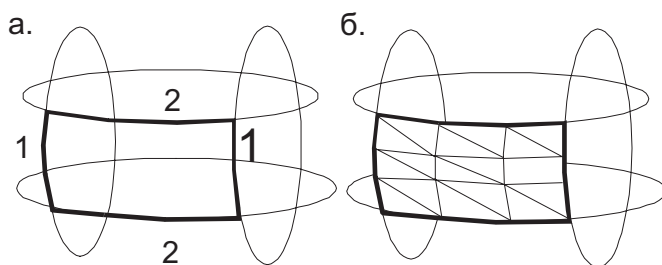


Рис. 2. Моделирование поверхностных тел:

а – разбиение поверхности тела на области контурами вертикальных (1) и горизонтальных (2) разрезов; б – область закрыта триангуляционной сеткой

Для формирования поверхности используется метод Кунса [2, 3]. Метод работает с фрагментом поверхности объекта в виде четырехсторонней области. Точки противоположных сторон этой области, соединяясь между собой, задают геометрию внутреннего пространства, координаты точек которого вычисляются с помощью билинейной интерполяции в двух направлениях. Исходные и сгенерированные точки становятся основой для построения каркасной модели. Ступенчатый эффект за счет увеличения количества треугольников и более точного учёта геометрии поверхности при таком построении практически полностью отсутствует (рис. 3).

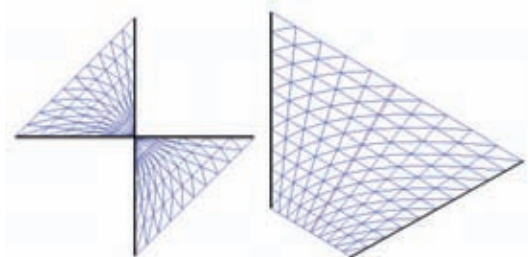


Рис. 3. Триангуляции поверхности между двумя ортогональными не пересекающимися отрезками с использованием метода Кунса. Ступенчатый эффект на линии разреза отсутствует

Моделирование пластовых месторождений имеет свои особенности. Поверхности кровли и подошвы пласта заданы кондиционными интервалами скважинного опробования, что задает геометрию пласта в высотных отметках. Границы пласта по простираению и падению задаются так называемым нулевым контуром, который отстраивается на основе анализа рудных (угольных) и пустых скважин. Внутри нулевого контура могут располагаться контуры, формирующие безрудные зоны пласта. Векторная модель пласта состоит из отрезков рудных интервалов и ограничивающих контуров. Каркасная модель строится в два этапа: на первом – создаётся триангуляционная модель с учетом нулевых контуров; на втором – нулевые контуры заменяются контурами кондиционной мощности.

Для сглаживания поверхностей пластов и топоповерхностей используются методы сеточного моделирования (рис. 4).

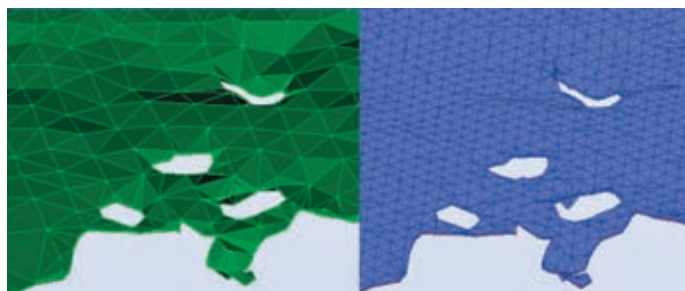


Рис. 4. Исходная каркасная модель пласта (слева) и модель пласта с дополнительными интерполяционными точками, полученными методом обратных расстояний (справа)

Суть их заключается в том, что в модель поверхности добавляются расчётные точки, расположенные в узлах равномерной сетки (прямоугольной или треугольной в проекции на некоторую плоскость, обычно горизонтальную), высотные отметки которых вычисляются путём интерполяции координат известных точек. Самым распространённым методом интерполяции является метод дистанционного взвешивания, согласно которому влияние известных точек на расчетную точку сетки обратно пропорционально расстоянию между ними. Весовые коэффициенты влияния известных точек на значение искомой координаты расчётной точки

пропорциональны степенной функции расстояния между ними. При вычислении интерполяционной функции в расчетной точке сумма всех назначенных весов равна единице, а весовой коэффициент каждой исходной точки является долей общего единичного веса. Чем выше значение степени, тем сильнее влияние более близких известных точек на расчётную.

На основе весовых коэффициентов был разработан алгоритм расчета направляющих линий, которые представляют собой природные структурные линии, формирующие поверхность на вершинах гор и хребтов, дна долин, русел рек. Направляющие линии включаются в триангуляцию, чтобы избежать появления плоских участков в местах перегибов (рис. 5).

Существенно расширен инструмент проверки триангуляционных моделей на правильность построения. Теперь он включает такие проверки, как: пересечения треугольников друг другом в одной модели; пересечения каркасных моделей друг с другом; проверка на наличие отверстий (незакрытых областей) в моделях с замкнутыми поверхностями; удаление вырожденных треугольников; удаление треугольников внутри/снаружи указанного контура. Кроме того для каждой триангуляционной модели можно получить параметры: количество слоев модели, треугольников; площадь поверхности и объем каркаса.

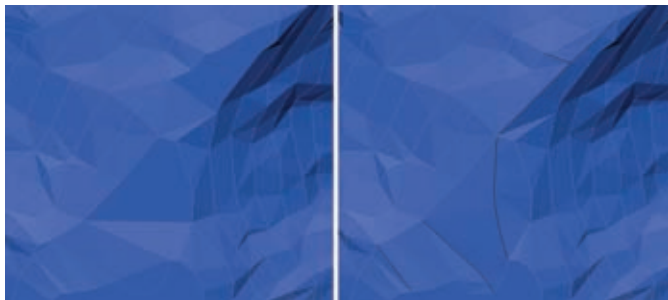


Рис. 5. Каркасные модели: до и после вставки направляющих линий в центральной части фрагмента поверхности

Кроме того, в рамках работ по совершенствованию каркасного моделирования добавлены следующие функции: триангуляция поверхности между двумя выбранными контурами и внутри замкнутого контура; автоматическая корректировка триангуляционной модели после добавления/удаления точек/контуров; исключение точек/контура из каркаса без их удаления; создание треугольников по выбранным точкам; удаление выбранных треугольников; переброска диагонали двух смежных треугольников (флип); триангуляция поверхности подземных выработок и выработанного пространства по облаку точек (лазерная съемка).

Получили развитие методы блочного моделирования, в результате чего разработаны алгоритмы и программные средства объединения и переблокировки блочных моделей, что позволяет создавать блочные конструкции сложных геологических структур. Реализована возможность табличного представления блочной

модели, пространственной и условной фильтрации блоков, назначения отдельным блокам и их группам атрибутов и характеристик.

Усовершенствованы методы геологического моделирования. В частности, реализован алгоритм выделения категорий запасов по CRIRSCO (Комитет по международным стандартам отчетности о запасах) на блочных моделях, для чего задействованы такие параметры, как: минимальное количество проб, используемое при интерполяции содержаний в каждом блоке; зона влияния проб [4]. Блок, значение содержания в котором получено на основе трёх проб и более, расположенных от центра блока на расстоянии не меньше чем две трети зоны влияния в данных направлениях, классифицируется как Measured. Оставшиеся блоки, значение содержания в которых получено на основе трёх проб и более, а расстояние до проб меньше зоны влияния, классифицируются как Indicated. Если же содержание в блоке рассчитывается по пробам, расстояние от которых до центра блока больше зоны влияния, то такие блоки классифицируются как Inferred.

В качестве примера использования средств каркасного моделирования для решения задач геотехнологии можно привести инструменты проектирования и планирования закладочных работ. В соответствии с разработанной методикой автоматизированного проектирования и планирования работа осуществляется на основе 3D-моделей горных выработок, для чего созданы инструменты разбивки объектов (выработок, камер, полостей) на секции в зависимости от мест установки перемычек (рис. 6).



Рис. 6. Моделирование закладочных секций

Моделирование слоя закладки в секции производится по плоскости растекания под заданным углом от точки подачи закладочной смеси. Каждая модель секции содержит технологические характеристики: объем поданной в секцию закладки; дату и время подачи закладки; технологические перерывы при подаче закладки в секцию; состав подаваемой смеси; прочность на сжатие, определяемую согласно стандарту предприятия. Автоматически вычисляется объем «недозалива» на основании данных по длине секции, углу растекания закладочной смеси, объема секции и поданной в секцию закладки. Предусмотрен механизм корректировки модели закладки на основе фактических данных маркшейдерских съемок.

Разработанные алгоритмы и программные средства позволяют в автоматизированном режиме: производить расстановку перемычек; формировать модели закладочных секций с выделением заполненного и пустого пространства; рассчитывать длину, площадь и объем закладочной секции; определять объем поданной

в секцию закладочной смеси и незаполненного пространства; осуществлять формирование технологической документации о проведении закладочных работ.

В заключение хотелось бы отметить, что развитие методов моделирования горно-геологических объектов было направлено на создание более гибких и удобных инструментов решения задач геотехнологии, а также на расширение области их применения. Созданные программные средства проходят проверку на горнодобывающих предприятиях страны, что позволяет учесть специфику отработки разных типов месторождений.

Литература

1. Мельников Н. Н., Лукичёв С. В., Наговицын О. В. Компьютерные технологии – от разведки недр до планирования горных работ. Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ: сб. тр. Всероссийской научной конференции с международным участием, 23–26 сентября 2008 г. – Апатиты; СПб.: Реноме, 2009. С. 9–18.
2. Шенен П., Коснар М., Гардан И. и др. Математика и САПР. М.: Мир, 1988. Кн.1.
3. Денискин Ю.И. Особенности аппроксимации обводов параметрическими полиномами в форме Бернштейна. ПРИКЛАДНАЯ ГЕОМЕТРИЯ (выпуск 2, номер 2). http://www.mai.ru/~apg/volume2/v2_n2.htm.
4. А.А. Полонянкин. Опыт компьютерного моделирования минеральных ресурсов. // Недропользование XXI век. 2010. № 4. С. 70–73

«ПРОВОДЯЩИЙ» КАНАЛ В ПОРИСТОЙ СРЕДЕ (НА ПРИМЕРЕ «ГРЯЗНОЙ» НЕЗАПЕЧАТАННОЙ ВЫРАБОТКИ)

П.В. Амосов, Н.В. Новожилова

Горный институт КНЦ РАН

Рассматривается задача, связанная с распространением загрязнения из выведенной из эксплуатации горизонтальной горной выработки, которая в силу определенных обстоятельств оказалась незапечатанной. Предполагается, что по прошествии некоторого времени произойдет восстановление природного режима потока подземных вод: затопление и постепенный вынос техногенных загрязнений (например, нефтепродуктов) во вмещающий горный массив.

Концептуальная и математическая модели

Имеем водонасыщенную пористую среду, в пространстве которой имеются искусственные «проводящие» каналы (вертикальная и горизонтальная горные выработки). Для конкретизации расчетов область моделирования принимается в форме прямоугольного параллелепипеда с размерами 3000х380х180 м по осям X, Y и Z соответственно. Геометрические размеры выработок следующие: сечение 5х5 м, глубина залегания горизонтальной выработки 60 м от верхней границы модели; ее протяженность 800 м.

Математическая модель исследуемых процессов аналогична модели, используемой авторами в задачах оценки безопасности подземных радиационно опасных объектов [1-3]. В качестве «инструмента» исследования и выполнения численных расчетов использовался верифицированный программный продукт PORFLOW [4].

На первом этапе до выхода на стационарный режим выполняется расчет пространственного распределения гидравлических напоров, что позволяет получить поле скорости, а на втором этапе определяется пространственно-временное распределение загрязнения. В задаче авторами рассматривался в качестве загрязнителя пассивный стабильный трассер. По этой причине используемое в математической модели уравнение переноса примеси, приведенное в работах [1-3], упрощается.

Несколько слов относительно принятых исходных данных, оказывающих влияние как на структуру поля скорости, так и на процесс миграции трассера. Предполагается, что поток подземных вод (ПВ) движется параллельно горизонтальной выработке вдоль оси X под действием некоторого гидравлического градиента (например, 0,01 м/м). Коэффициент гидравлической проводимости и пористость вмещающего массива изменяются с глубиной и соответствует принятым в работе [1] данным: от 10^{-7} до 10^{-8} м/с и от 0,02 до 0,005 соответственно. Заметим, что горизонтальная выработка располагается в области массива с коэффициентом гидравлической проводимости, равным 10^{-7} м/с.

Коэффициент гидравлической проводимости в выработках проварьирован в диапазоне от 10^{-4} до 10^{-6} м/с. Вариация коэффициента гидравлической проводимости в выработках может быть оправдана тем фактом, что эти подземные сооружения, во-первых, не имеют идеально гладкую поверхность стенок, во-вторых,

в затопленных выработках могло остаться оборудование, которое использовалось при проведении горнопроходческих работ и которое будет препятствовать движению ПВ.

Предварительно был промоделирован также тривиальный вариант неповрежденного вмещающего массива.

Анализ результатов расчетов

Проанализировано два выходных параметра расчетов: поле скорости и пространственное распределение загрязнения по разным сечениям осей Z и Y. В частности, по оси Z были проанализированы 4 сечения из 21 (вертикальные сечения): 150; 80; 60 и 10 м от поверхности модели, которая выбрана на уровне «зеркала» грунтовых вод. По оси Y результаты расчетов анализировались для сечения (горизонтального), которое проходит непосредственно через выработку.

Для визуализации скоростных полей в указанных сечениях использовался программный код SURFER. Для построения скоростных полей был выбран метод интерполяции «Nearest Neighbor», тогда как для пространственного распределения загрязнений применялся метод «Kriging». Определенные аргументы в пользу выбора указанных методов интерполяции приведены в ранней работе авторов [1], а также в публикации [5]. Выполненный авторами анализ по выбору методов интерполяции расчетных данных пространственного распределения загрязнения [5] позволяет дополнительно рекомендовать к использованию следующие методы: «Triangulation with Linear Interpolation», «Radial Basis Function», «Radial Basis Function».

Поле скорости

Авторами были подготовлены и проанализированы 16 изображений скоростных полей в вертикальном и горизонтальном сечениях, проходящих через выработки.

Отметим однородность скоростного поля потока ПВ в природном вмещающем массиве. При этом значение модуля скорости составляет 10^{-9} м/с. Наглядно отражается факт изменения значений коэффициентов гидравлической проводимости и пористости по глубине неповрежденного вмещающего массива. Отчетливо проявляется эффект наличия «проводящего» горизонтального канала. Именно в месте расположения горизонтальной выработки наблюдаются максимальные значения вектора скорости в вертикальном сечении (горизонтальные компоненты являются доминирующими) и заметные вертикальные потоки по направлению к уровню грунтовых вод в горизонтальном сечении. При максимальном значении коэффициента гидравлической проводимости в канале (10^{-4} м/с) прогнозируются самые высокие скорости течения ПВ в горизонтальной выработке: на уровне $2,5 \cdot 10^{-6}$ м/с. На проанализированных рисунках отчетливо видно проявление высоких проводящих свойств вертикальной выработки, выражающееся в существенном нарушении структуры поля скорости вблизи нее.

Постепенное уменьшение значения коэффициента гидравлической проводимости в «проводящем» канале приводит к «смягчению» эффекта проводящего канала, что вполне физично, поскольку происходит определенное выравнивание параметров модели, определяющих структуру потока ПВ. В результате, за

исключением непосредственно области горизонтальной выработки, структура поля скорости стремится вернуться к однородности.

Пространственное распределение загрязнения

Пространственное распределение загрязнения анализировалось для двух моментов времени: 100 и 500 лет. На более продолжительные времена прогнозируются состояния загрязнения подземной гидросферы практически по всей площади моделирования. На рис. 1,а-в и 2,а-в приведены пространственные распределения в горизонтальном сечении загрязнения пассивного трассера для указанных моментов времени и с учетом вариации коэффициента гидравлической проводимости в канале.

Поскольку при решении миграционной задачи в области канала поддерживалось постоянное значение концентрации примеси на уровне единицы (имитация модели предела растворимости), то рассчитанные значения концентрации можно рассматривать, как загрязнение в относительных единицах (отн. ед.). Для анализа авторы выбрали два уровня изолиний: 0,05 отн. ед. и 0,5 отн. ед., т.е. снижения уровня загрязнения в 20 и 2 раза соответственно.

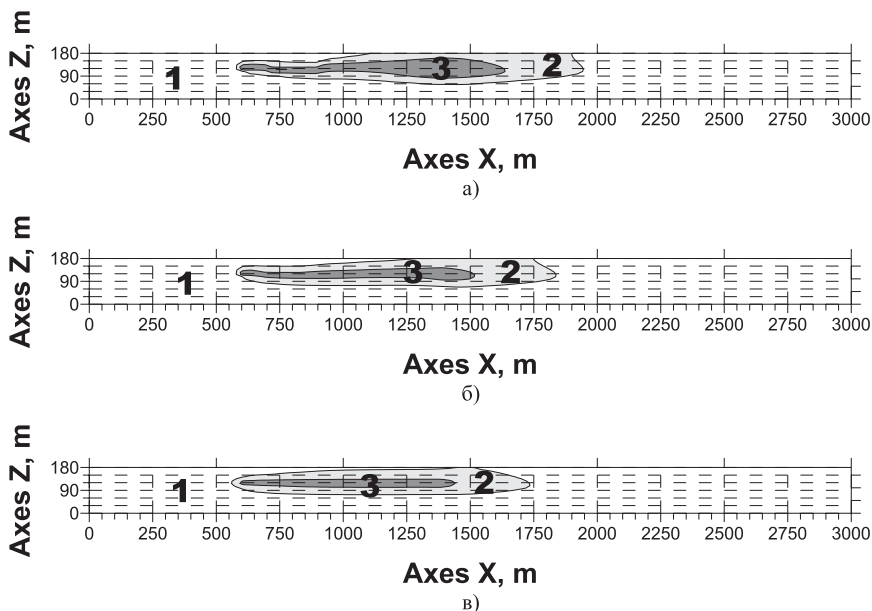


Рис. 1. Пространственное распределение трассера в горизонтальном сечении на 100 лет при вариации коэффициента гидравлической проводимости в «проводящем» канале:
а) 10^{-4} ; б) 10^{-5} ; в) 10^{-6} м/с (1 – $C < 0,05$ отн. ед.; 2 – $0,05 < C < 0,5$ отн. ед.; 3 – $C > 0,5$ отн. ед.)

Приведем некоторые особенности загрязнения, обусловленные, в первую очередь, структурой потока ПВ при варьируемых значениях коэффициента гидравлической проводимости в «проводящем» канале:

- менее чем за 100 лет загрязнение 0,05 отн. ед. достигает уровня грунтовых вод независимо от величины коэффициента гидравлической проводимости канала;
- более быстро такой вертикальный подъем загрязнения прогнозируется для условия по коэффициенту гидравлической проводимости в канале равному 10^{-4} м/с, что, в принципе, уже можно было ожидать по предсказанному полю скорости;
- примерно через 500 лет загрязнение 0,05 отн. ед. достигает правой границы области моделирования при величине коэффициента гидравлической проводимости в канале 10^{-4} и 10^{-5} м/с;
- загрязнение, соответствующее половине концентрации в области источника, не поднимается до уровня грунтовых вод при минимальном и среднем значениях коэффициента гидравлической проводимости в канале. В то же время для максимального коэффициента гидравлической проводимости загрязнение выше 0,5 отн. ед. простирается по уровню грунтовых вод на весьма существенные расстояния.

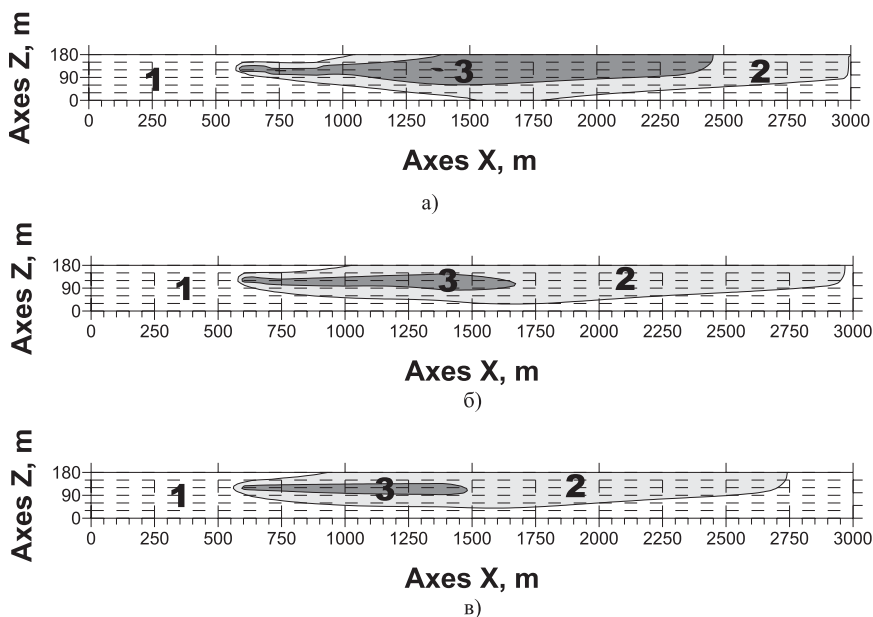


Рис. 2. Пространственное распределение трассера в горизонтальном сечении на 500 лет при вариации коэффициента гидравлической проводимости в «проводящем» канале:
а) 10^{-4} ; б) 10^{-5} ; в) 10^{-6} м/с (1 – $C < 0,05$ отн. ед.; 2 – $0,05 < C < 0,5$ отн. ед.; 3 – $C > 0,5$ отн. ед.)

Дополнительно в подтверждение к приведенным особенностям в таблице представлены примерные координаты границ распределения загрязнения вдоль оси X на уровне 0,05 и 0,5 отн. ед. в рассматриваемом горизонтальном сечении на указанные выше моменты времени. При принятых геометрических размерах горизонтальной выработки не составляет труда выполнить оценку расстояний, прошедших трассером на указанном уровне вниз по потоку.

**Координаты границ пространственного распределения загрязнения
вдоль оси X в горизонтальном сечении, м (уровень изолиний 0,05/0,5 отн. ед.)**

Время, лет	Коэффициент фильтрации, м/с		
	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}
100	1950/1640	1840/1510	1740/1450
500	3000/2470	2970/1660	2749/1490

Заключение

Напрашивается очевидный вывод: с позиций охраны окружающей среды недопустимо по завершению эксплуатации подземных горных выработок оставлять их в незапечатанном виде. Представляется, что требуется выполнить ряд инженерных мероприятий по переводу водопроводящих свойств материала-заполнителя выработок (например, коэффициент гидравлической проводимости) в состояние максимально близкое к параметрам окружающего массива. При существенных различиях в значениях коэффициента гидравлической проводимости выработки и вмещающего массива прогнозируются быстрые во времени и масштабные по пространству загрязнения подземных вод.

Литература

1. Амосов П.В., Наумов А.В., Новожилова Н.В. Минимизация радиационного воздействия на население при подземном захоронении не подлежащего переработке отработавшего ядерного топлива в кристаллических породах Кольского полуострова (2 этап) // Вестник МГТУ. 2006. Т. 9. № 3. С. 403–407.
2. Амосов П.В., Новожилова Н.В. Радиогеоэкология: моделирование эволюции подземного объекта долговременного хранилища радиационно опасных материалов (связанного с наличием конвективного потока подземных вод через инженерные барьеры) // Инженерная экология. 2008. № 2. С. 28–42.
3. Мельников Н.Н., Амосов П.В., Новожилова Н.В. Геоэкология: загрязнение подземной гидросферы в зависимости от ориентации и размера модуля с радиационно опасными материалами // Инженерная экология. 2010. № 4. С. 26–38.
4. Runchal A. PORFLOW a software tool for multiphase fluid flow, heat and mass transport in fractured porous media. User's manual (version 3.07). 1997. 326 p.
5. Амосов П.В., Новожилова Н.В. О выборе метода интерполяции для анализа расчетных и экспериментальных данных: Тезисы докладов на XIV межрегиональной научно-практической конференции, Апатиты, 7–8 апреля 2011 г. Апатиты: КФ ПетрГУ, 2011. Ч. 1. С. 16–17.

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ДИАГНОСТИКЕ СОСТОЯНИЯ ПОДРАБОТАННОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И МОДЕЛИРОВАНИИ СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

А.А. Панжин

Институт горного дела УрО РАН

В практике наблюдений за процессом сдвижения подработанного породного массива и прогноза развития геомеханической обстановки на горных предприятиях нередко приходится сталкиваться с ситуацией, когда инструментальные измерения проводятся в недостаточном объеме. В подобных случаях бесконтрольность геомеханических процессов в подработанной толще пород сопряжена с потенциальной опасностью внезапного обрушения пород над пустотами, с проявлением динамических явлений в массиве горных пород, а также с аэродинамическими процессами в горных выработках. Также нельзя пренебрегать и опасностью внезапного образования воронок обрушения и провалов на земной поверхности.

При отработке подземным способом месторождения «40 лет КазССР» возникла необходимость проведения диагностики состояния подработанного массива горных пород, прогноза его поведения и разработки мероприятий по предотвращению потенциальной опасности воздушных ударов на шахте «Молодежная» Донского ГОКа. Работа сильно осложнялась тем, что инструментальные наблюдения за процессом сдвижения, проводившиеся на шахте «Молодежная» Институтом горного дела УрО РАН на начальной стадии разработки месторождения, были фактически прекращены в 1992 г., и до 1999 г. разработка месторождения производилась без контроля процесса сдвижения пород налегающей толщи. С 1999 г. наблюдения были частично возобновлены по сильно сокращенной программе маркшейдерской службой шахты. До 2005 г. инструментальные наблюдения проводились по 3 профильным линиям из 11, существовавших к 1992 г. В результате отсутствовали достоверные данные о состоянии подработанной толщи, наличии или отсутствии незаполненных пустот в породном массиве, проявлении процесса сдвижения на земной поверхности.

К 2005 г. на месторождении «40 лет КазССР – Молодежное» сформировалась сложная техногенно-геологическая система, приведшая в итоге к аномальному развитию процесса сдвижения, ряд особенностей которого наблюдается визуально. Прежде всего, отмечается отсутствие внутри зоны обрушения провалов и воронок обрушения, что более характерно при формировании мульды сдвижения от разработки пологопадающих угольных пластов. Основной причиной подобного формирования зоны обрушения является совместное влияние двух факторов: с одной стороны, относительно пологое и глубокое залегание рудного тела № 22, в котором сосредоточены основные запасы месторождения, а с другой стороны, физико-механические свойства породного массива, склонного под воздействием влаги и рудничной атмосферы к разрушению на мелкие фракции, с чрезвычайно высокими скоростями – до 0.5 м/мес. Также отмечается различный характер деформирования западного и восточного флангов месторождения. Если на западном фланге грани-

ца зоны обрушения прослеживается по системе трещин с раскрытием до 2.5–3 метров, то на восточном фланге трещины отсутствуют, а нарушения сплошности породного массива представлены цепочками бугров выпирания породы – протяженностью до 10 м и высотой до 1.5–2 м. Такое явление обусловлено действием на флангах месторождения различных по знаку напряжений – растягивающих на западном и сжимающих на востоке.

Кроме этого, наличие в непосредственной близости от зоны обрушения выработанного карьерного пространства создает возможность для разгрузки подработанного породного массива в карьерное пространство с образованием в борту карьера сдвиговых трещин. Наличие на восточном фланге месторождения отвала пустых пород, заполняющего зону обрушения от разработки рудного тела в осях 60-72, играет двоякую роль. С одной стороны, размещение вскрышных пород в зоне обрушения способствует улучшению геомеханической ситуации и приводит к более полному и плавному развитию процесса сдвижения, с другой же стороны, свойство породных отвалов аккумулировать воду в своем теле за счет конденсации водяных паров атмосферы воздуха создает потенциальную опасность перепуска ее в горные выработки по системам трещин.

Большую роль в развитии процесса сдвижения играют мощные тектонические нарушения третьего порядка – сочленяющиеся сбросо-сдвиги, пересекающие месторождение в субширотном и диагональном направлениях. Данные тектонические нарушения прослеживаются как по данным детальной разведки, так и визуально на местности в виде линеаментов в рельефе. Плоскости сбрасывателей сбросо-сдвигов падают на запад под углами 70–85°, что, совместно с их взаимным расположением относительно разрабатываемого рудного тела № 22, создает благоприятные условия для реализации по ним деформаций, вызванных подработкой породной толщи горными работами (рис. 1).



Рис. 1. Техногенно-геологическая система, сложившаяся на месторождении «40 лет КазССР»

Суммируя вышесказанное, следует отметить, что на месторождении имеется ряд горно-геологических факторов, оказывающих заметное влияние на развитие процесса сдвижения в его нынешнем, аномальном виде. Поскольку подобная аномальность развития процесса сдвижения создает потенциальную опасность его внезапного развития в динамической форме, для получения достоверных данных о состоянии породного массива необходимо было провести натурные инструментальные исследования структуры подработанной породной толщи и характера ее деформирования, на основе которых возможно будет спрогнозировать дальнейшее развитие процесса сдвижения и дать ответ о возможности внезапного обрушения пород над пустотами с проявлением динамических явлений в массиве, а также с аэродинамическими процессами в горных выработках.

Исследование процесса сдвижения и состояния подработанной породной толщи на месторождении выполнялось в четыре этапа.



Рис. 2. Схема наблюдательной станции на месторождении

На первом этапе были проанализированы данные маркшейдерских наблюдений по 3 сохранившимся профильным линиям, по которым производились нерегулярные инструментальные наблюдения за процессом сдвижения (рис. 2), также была выполнена очередная серия наблюдений по профильным линиям I-III с высотной привязкой реперов к пунктам полигонометрии, находящимся за пределами области влияния горных работ. На этом этапе было установлено, что оседания реперов станции составляют от 79 до 11150 мм, таким образом, вся наблюдательная станция находится в мульде сдвижения [1]. Был отмечен дискретный характер деформирования массива. По профильным линиям I и II, заложенным вкрест простираения рудного тела, отмечен дискретный, но трендовый характер распределения

вертикальных деформаций, по горизонтальным деформациям – растяжения в краевых частях, сжатие в центре. По профильной линии I, заложенной по простиранию, отмечен резкий знакопеременный скачок вертикальных деформаций в области валов выпирания грунта, по горизонтальным деформациям – небольшие величины сжатий в центральной части, аномально высокие в области валов выпирания грунта, а в конце линии деформации растяжений. Таким образом, величины деформаций и скорости приращения вертикальных и горизонтальных деформаций свидетельствуют об активном и полном развитии процесса сдвижения на месторождении, что делает маловероятным возникновение в породном массиве незаполненных пустот, склонных к внезапным обрушениям. С другой стороны, результаты измерений, выполненных по данной наблюдательной станции, не позволили достаточно четко установить границы зон обрушения и сдвижения на земной поверхности для определения фактических угловых параметров процесса сдвижения и сопоставления их с нормативными. Эта задача была решена в ходе выполнения следующих этапов данной работы.

На втором этапе состояние подработанного горными работами породного массива по всей площади мульды сдвижения было обследовано с применением современных геофизических методов – электроразведочными методами и методом спектрального сейсмопрофилирования. Основной целью геофизических исследований являлось установление наличия и картирование в породном массиве незаполненных пустот и крупных нарушений сплошности массива. По результатам геофизических изысканий двумя независимыми методами, в различных их комбинациях, было установлено, что исследуемый массив горных пород достаточно однороден, в нем отсутствуют незаполненные пустоты, при этом наблюдаются лишь незначительные зоны дезинтеграции горных пород, заполненные обломочным материалом мелкой фракции. Четко были закартированы крутопадающие границы – границы зоны обрушения на флангах и висячем боку месторождения и мощных тектонических нарушений субширотного простирания. Хотя геофизическими методами не было установлено наличие в подработанном массиве крупных незаполненных пустот, эти данные были проверены независимым методом на дальнейших этапах работы.

На третьем этапе исследовалась возможная роль геодинамической активности мощного тектонического нарушения, пересекающего подработанную породную толщу в субширотном направлении (см. рис. 1). Для оценки степени геодинамической активности этого тектонического нарушения были поставлены экспериментальные исследования в режиме непрерывного мониторинга короткопериодных смещений и деформаций [2]. При рассмотрении полученных результатов было отмечено, что максимальные амплитуды смещений и деформаций концентрируются на измерительных интервалах, пересекающих тектоническое нарушение под прямым углом (по нормали). На данных интервалах отмечается геодинамическая активность, выражающаяся в циклических короткопериодных деформациях породного массива, минимум в два раза превышающая аналогичные по остальным интервалам. На основании выполненных инструментальных исследований было подтверждено предположение о высокой степени современной геодинамической активности тектонического нарушения. В условиях значительной подработки вмещающего породного массива горными работами и формирования анизотропного

цифровой модели производилось аналитическим методом путем определения вертикального угла наклона линии, соединяющей по нормали в плане нижнюю границу выработанного пространства с точкой выхода зоны обрушения на поверхность. В результате сопоставления полученных фактических углов обрушения с нормативными было отмечено, что на восточном фланге месторождения углы обрушения на 10° круче нормативных, а на западном фланге – на 10° положе, т. е. наблюдается левосторонняя анизотропия в развитии зоны обрушения, которая может быть объяснена особенностями формирования вторичного анизотропного напряженно-деформированного состояния подработанного породного массива на месторождении и воздействием на него техногенных нагрузок от карьера с севера и отвала пустых пород с востока.

По результатам топографической съемки была построена цифровая модель местности, отражающая состояние земной поверхности на современный период времени. В цифровую модель также были переведены данные топографической съемки, выполненной до начала отработки месторождения «40 лет КазССР» (рис. 4).

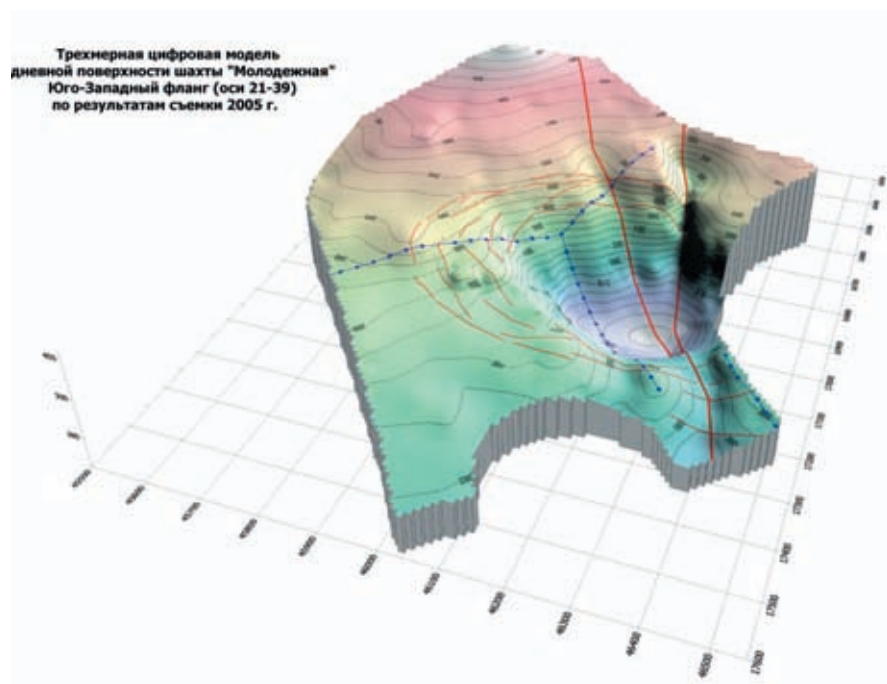


Рис. 4. Цифровая модель современного состояния дневной поверхности шахты «Молодежная» по результатам съемки

Сопоставление двух цифровых моделей, отражающих исходное и современное состояние земной поверхности, позволило, путем вычитания, получить цифровую модель, отражающую оседания земной поверхности, произошедшие в резуль-

тате подработки породного массива. По изолинии оседаний 50 мм была проведена граница зоны сдвижения на земной поверхности. Поскольку величина оседаний 50 мм сопоставима с точностью построения рельефа на топографических планах, фактическая граница зоны сдвижения на земной поверхности отстраивалась путем интерполяции от изолиний с величинами оседаний, больших 100 мм. Определение фактических углов сдвижения по цифровой модели, как и в предыдущем случае, производилось аналитическим методом путем определения вертикального угла наклона линии, соединяющей по нормали в плане нижнюю границу выработанного пространства с точкой выхода зоны сдвижения на поверхность.

В результате сопоставления фактических углов сдвижения с нормативными [3] была отмечена картина, полностью аналогичная картине для углов обрушения: на восточном фланге месторождения углы сдвижения примерно на 10° круче нормативных (экстраполировано), а на западном фланге – на $7-10^\circ$ положе, т. е. также наблюдается левосторонняя анизотропия в развитии мульды сдвижения.

Таким образом, было установлено, что развитие процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на месторождении происходит достаточно активно и полно, присутствует ярко выраженный дискретный характер деформирования породного массива и значительная анизотропия вторичного напряженно-деформированного состояния. Подобное развитие процесса сдвижения свидетельствует об отсутствии опасности зависания подработанных пород и неконтролируемого развития самообрушения пород налегающей толщи и земной поверхности с аэродинамическими явлениями в горных выработках. Сдвижение подработанного породного массива происходит с рядом особенностей, обусловленных в первую очередь физико-механическими свойствами породного массива, способного под воздействием воды и рудничной атмосферы к саморазрушению, геолого-структурным строением месторождения – морфологией и залеганием рудных тел, способствующих более плавному протеканию процесса сдвижения, анизотропией напряженно-деформированного состояния массива, достаточно высокой геодинамической активностью мощного тектонического нарушения субширотного простирания, залегающего в лежачем боку рудного тела, и близкому нахождению к формирующейся мульде сдвижения крупных техногенных объектов – карьера и отвала пустых пород [4].

Поскольку целью работы являлось исключение опасности неконтролируемого развития самообрушения подработанных пород налегающей толщи с аэродинамическими явлениями в горных выработках, необходимо было оценить саму вероятность существования в массиве незаполненных пустот. Полнота развития процесса сдвижения оценивалась аналитически по наличию в подработанном массиве дефицита объема, представленного незаполненными пустотами. Вариант аналитического расчета для этого случая включал в себя оценку изменения объемов разрушенных пород, заполняющих зону обрушения. Расчетная схема оценки изменения объемов приведена на рис. 5. Основная идея данного аналитического метода состоит в том, что при расчете учитываются движения во времени и пространстве объемов горных масс – выемка руды из выработанного пространства, заполнение выработанного пространства и зоны обрушения разрушенными породами и образование на земной поверхности незаполненной зоны обрушения.

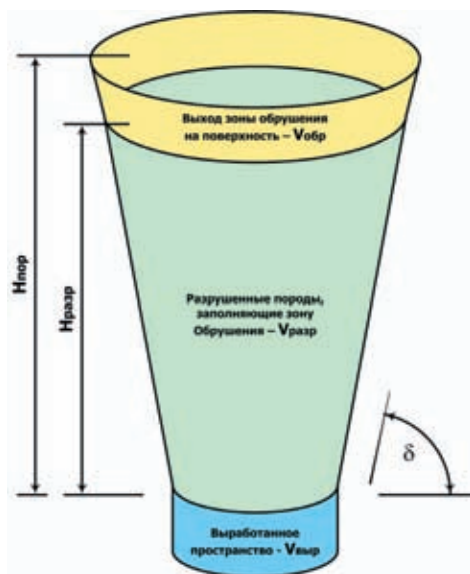


Рис. 5. Расчетная схема оценки изменения объема зоны обрушения

Согласно геометрическим построениям, ненарушенный породный массив до начала отработки занимает объем $V1 = V_{разр} + V_{обр}$. Объем $V_{разр} + V_{обр}$ определяется как объем усеченного конуса высотой $H_{пор}$, боковые грани которого образованы под фактическими углами обрушения по западному и восточному флангам и висячему боку, а объем выработанного пространства $V_{выр}$ определяется по объемам выданной на-гора рудной массы. После начала отработки и изъятия из массива руды объемом $V_{выр}$, происходит обрушение массива на выработанное пространство, при этом разрушенный породный массив заполняет собой объем $V2 = V_{выр} + V_{разр}$. Неизвестные величины $V_{обр}$, $H_{пор}$ и углы обрушения определяются непосредственно по результатам натурных инструментальных измерений. Соотношение фактических объемов $V1$ к $V2$ дает коэффициент разрыхления породного массива, по величине которого возможно судить о наличии или отсутствии в подработанной породной толще незаполненных пустот. В результате расчетов было установлено, что коэффициент разрыхления подработанного породного массива составляет $V2/V1 = 1.032$. Максимальный в данной ситуации коэффициент разрыхления, возможный при полном отсутствии оседаний земной поверхности, составляет 1.051. Учитывая особенности развития процесса сдвижения на месторождении, такой коэффициент разрыхления подработанного породного массива следует считать достаточно высоким и гарантирующим отсутствие в подработанном массиве незаполненных пустот. С одной стороны, при отработке рудного тела еще не выполняется условие выхода воронок обрушения на земную поверхность, для выполнения которого, с учетом сохранения фактической глубины верхней границы выработанного пространства, требуется площадь выработанного простран-

ства в плане в 1.65 раза больше нынешней. С другой стороны, зафиксированные по результатам инструментальных измерений высокие уровни сжатия массива в центральной части мульды сдвижения на восточном фланге приводят к очень плотной переупаковке дезинтегрированного породного массива, поэтому при дальнейшем развитии горных работ на месторождении не следует ожидать высоких значений коэффициента разрыхления.

Таким образом, выполненный комплекс натурных экспериментальных исследований подработанного породного массива месторождения «40 лет КазССР – Молодежное» с использованием двух независимых методов – геодезического деформационного и геофизического – и проведенные аналитические расчеты и построения в условиях недостаточного контроля развития процесса сдвижения позволили выявить основные горно-геологические факторы, оказывающие заметное влияние на развитие процесса сдвижения в его нынешнем, аномальном виде, произвести анализ закономерностей развития процесса сдвижения земной поверхности на месторождении, определить фактические границы зон влияния подземных разработок, увязать их в пространстве с горными работами и вычислить фактические угловые параметры сдвижения, уточнить структуру и состояние подработанного породного массива геофизическими методами и разработать геомеханическую модель процесса сдвижения горных пород при разработке месторождения «40 лет КазССР – Молодежное».

Литература

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: утв. Госгортехнадзором СССР 03.07.86. М.: Недра, 1988. 112 с.
2. Панжин А.А. Исследование короткопериодных деформаций разломных зон верхней части земной коры с применением систем спутниковой геодезии // Маркшейдерия и недропользование. 2003. № 2 (8).
3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на месторождениях руд черных металлов Урала и Казахстана: утв. Минметом СССР 02.08.90 – Свердловск: ИГД Минмета СССР, 1990.
4. Сашурин А.Д. Сдвижение горных пород на рудниках черной металлургии. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999.

ОБ ОДНОМ МЕТОДЕ ПОСТРОЕНИЯ СИСТЕМЫ ДИАГНОСТИКИ СЛОЖНОЙ ТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

Об одном методе построения автоматизированной системы обеспечения надежности сложного технологического комплекса

С.Ю. Петрушенко

Уральский государственный горный университет

Возрастающая сложность технических систем, обусловленная расширением круга решаемых ими технических задач, заметно обострила проблему надежности сложных технических систем (СТС). Один из путей сохранения показателей надежности ССТ – техническая диагностика.

Одним из направлений определения технического состояния СТС являются компьютерные системы, в задачу которых входит получение информации от объекта и ее преобразование в форму, удобную для формирования выводов и принятия решений. Структура подобной системы включает, с одной стороны, объект диагностики, с другой – некую модель поведения, описываемую каким-либо образом. Между ними устанавливается связь так, чтобы можно было получать информацию о всех параметрах объекта, либо о переменных, с традиционно используемых встроенных датчиков. В последнем случае преобразование информации связано с использованием методов идентификации для восстановления параметров, участвующих в оценке надежности. Естественно, что обеспечение процесса в реальном времени (РВ), т. е. в темпе работы оборудования требует, чтобы модель была как можно проще и в то же время адекватно воспроизводила процессы, происходящие в диагностируемой системе, и позволяла сформировать весь необходимый объем информации, вплоть до принятия решения. Для решения этой задачи можно использовать модели логического типа, а использование таких моделей предполагает включение их параллельно диагностируемому устройству [1].

Для реализации процесса диагностирования используются традиционные методы измерений, для чего применяются различные приборы и специализированные стенды. Однако для диагностирования систем, работающих в реальном времени при большом объеме измерительной информации, такой подход не дает необходимых результатов. Стремление к теоретическому обобщению процесса диагностирования СТС при ограниченном объеме информации о его техническом состоянии предполагает использование формального описания (в аналитической, табличной, векторной или другой форме), т.е. его математической модели диагностирования. Наиболее распространенные способы математического описания, используемые при разработке и исследовании СТС (дифференциальные и разностные уравнения, структурные схемы), оказываются недостаточными для диагностирования, поскольку в явной форме не отражают процесс появления дефектов и их влияние на техническое состояние объекта. Как правило, в требованиях к диагностическим моделям указывается то, что важным шагом в любом методе диагностики является построение модели, дающей адекватную информацию о функционировании системы, т. е. необходимы такие математические модели, которые наилучшим

образом учитывали бы все стороны явлений, характерных для СТС как объекта диагностирования. Многообразие функций, которые должны выполнять устройства диагностирования (измерение контрольных сигналов, анализ их допустимых уровней, вынесение решений о техническом состоянии объекта, выдача информации о результатах диагностирования и т. п.), в совокупности с широким классом совместно работающих непрерывных и дискретных объектов создают большие трудности при разработке и технической реализации средств диагностирования. Поэтому перспективными являются методы диагностирования с использованием подхода, характерного для экспертных систем, а также систем, основанных на использовании логических моделей, как наиболее быстродействующих и работающих параллельно оборудованию в реальном времени.

При решении задачи диагностирования СТС прежде всего необходимо выявить, какие неисправности и отклонения от нормальной работы системы возможны в эксплуатации, а также внешние признаки, сопровождающие появление отказов и неисправностей.

Учитывая все вышесказанное, для решения задачи поддержания необходимого уровня надежности СТС предлагается использовать модель диагностики, основанную на теории графов.

Для этого представим состояние СТС как совокупность параметров состояния $s_1, s_2, \dots, s_n$, характеризующих существенные свойства элементов объекта и их связей, образующих n - мерный вектор $S_n (s_1, s_2, \dots, s_n)$ состояния. Выходными величинами ($y_1, y_2, \dots, y_n$) назовем параметры СТС, изменяющихся под влиянием процессов, вызванных вариациями входных величин и изменениями внутренних параметров. Эти величины воздействуют на другие объекты и системы и характеризуют обследуемый объект и процесс его функционирования в количественном отношении.

В процессе функционирования СТС имеет место последовательная и непрерывная смена технических состояний во времени (изменение параметров элементов множества $\{y_i\}$). В связи с тем, что по определению любая величина, зависящая от параметров объекта и входных величин и измеряемая в процессе эксплуатации или диагностирования объекта, рассматривается как выходная величина, множество Y выходных величин довольно обширно. Выделим из множества Y наблюдаемых выходных величин подмножество R , элементы которого характеризуют основные функции и результаты процесса, для реализаций которых создан объект. Таким образом, работоспособность контролируемого объекта целесообразнее оценивать по параметрам, которые мы относим к подмножеству R .

Анализ теоретических исследований [2;3;4;5] позволяет сделать вывод о целесообразности разбиения множества внутренних параметров на ряд подмножеств.

1. Параметры процесса функционирования объекта (множество F) – образуют характеристики множества подпроцессов, составляющих основной процесс функционирования системы, позволяющий выполнить ей свое функциональное назначение. При этом соблюдаются условия: $F \subset M$, где M – множество свойств функционирования системы.

2. Множество вспомогательных параметров V – включает в себя остальные величины подпроцессов или характеристик вспомогательных процессов, не реализующих главный процесс и описывающих побочные явления. При этом соблюдаются условия: $V \subset M$.

3. Структурные параметры объекта (множество E) – группа параметров, связанная со способом организации объекта. Способ функционирования тесно связан со структурной организацией объекта, под которым понимается совокупность взаимосвязанных и взаимодействующих элементов, свойства и характер которых имеют существенное значение для работоспособности системы. Как и ранее, введем следующие условия: $E \subset M$.

4. Множество дефектов D – под дефектами будем подразумевать несоответствие значений структурных параметров объекта наперед заданным значениям. Множество D является истинным подмножеством множества E структурных параметров, т. е. $D \cap E$.

Если система работает исправно, то $D \neq \emptyset$. Большая часть дефектов определяется по косвенным проявлениям в значениях элементов множеств R – характеристик процессов, F – параметров функционирования (характеристик подпроцессов, составляющих основной процесс функционирования), V – вспомогательных параметров, а также E – структурных параметров объекта. Последнее обстоятельство обуславливает целесообразность введения диагностического множества параметров, включающее элементы множеств R, F, V, E , которые будут содержать информацию о неисправностях D .

Для «ввода» дефектов в модель необходимо составить их алфавит $\{d_i\}$ и отметить возможное наличие дефекта относительно соответствующей вершины структурного параметра как одного из его возможных значений [6]. Список дефектов считается заданным и его выявление должно рассматриваться как одна из задач предварительного обследования объекта в задаче создания системы диагностирования. В том случае, если в этом списке содержатся дефекты, относящиеся к одному узлу и имеющие одинаковые отображения, и если устранение каждого из них требует разборки узла до такой степени, при которой остальные легко обнаруживаются, целесообразно их объединение. И наоборот, некоторые дефекты, представленные в списке обобщенным именем, необходимо расчленять на отдельные составляющие, если последние имеют неодинаковое отображение, т. е. проявляются в значениях других параметров по-разному.

Выполнение такого рода операций позволит определить окончательный алфавит дефектов $D = \{d_1, d_2, \dots, d_n\}$, подлежащих распознаванию. При этом подмножества состояний объекта, отличающиеся хотя бы одним дефектом, образуют классы распознавания.

Дефект в СТС физически существует независимо от того, в каком состоянии может находиться объект диагностирования, неисправности же проявляются только в функционирующей СТС. Конечной целью диагностирования является устранение неисправностей, что возможно только в случае выявления и устранения дефекта. Поэтому будем считать, что распознаванию подлежат дефекты, которые необходимо обнаружить по признакам, проявляющимся во время функционирования.

На основании вышеизложенного материала рассмотрим в качестве примера граф-модель системы весового дозирования агломерационной шихты.

Рассматривая граф-модель системы весового дозирования агломерационной шихты, необходимо исходить из условия удовлетворения практических задач, связанных с организацией эксплуатации и ТО, и соответственно этому с использованием информации, получение которой представляется возможным.

На рис. 1 приведена структурная функциональная схема системы весового дозирования агломерационной шихты, позволяющая произвести первичную конкретизацию свойств. Такая конкретизация необходима для построения модели в пространстве параметров.

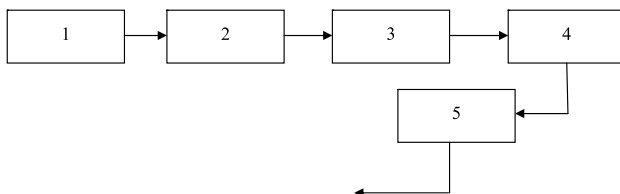


Рис. 1. Функциональная схема системы весового дозирования:
1 – расходный бункер; 2 – вибродоток; 3 – вибропривод; 4 – весовой бункер; 5 – тензометрический датчик

Фактором, объективно ограничивающим надежность работы системы, является снижение вследствие отказов работоспособности вибропитателя. На основе анализа представленной на рис. 1 функциональной модели и рекомендаций [6] построим соответствующую граф-модель рассматриваемой системы с учетом основных дефектов. При этом будем использовать такие формальные связи по циклограмме функционирования данной системы, которые являются основополагающими и которым придается основное значение при эксплуатации и техническом обслуживании.

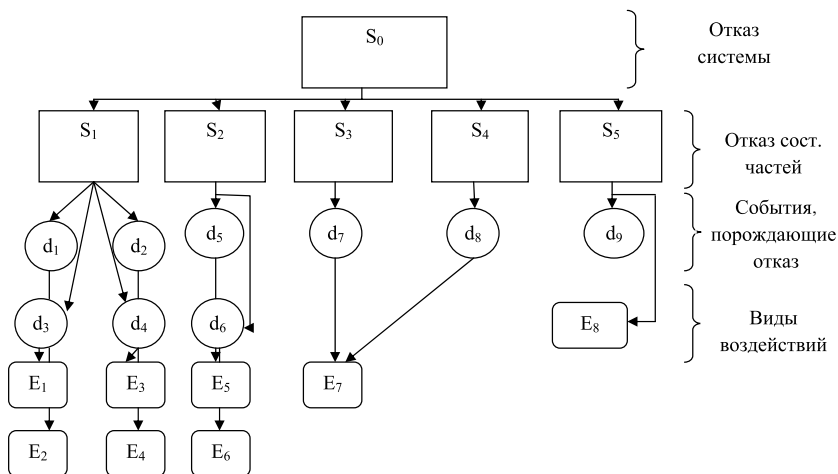


Рис.2. Граф-модель CTC с учетом основных дефектов

Граф-модель представлена на рис. 2. Здесь вспомогательные требования к функционированию системы: S_0 – неисправность вибропитателя; S_1 – при нажатии кнопки «Пуск» агрегат не включается; S_2 – электродвигатель не вращается и гудит; S_3 – увеличение шума, в том числе на холостом ходу; S_4 – повышенный

нагрев редукторной части; S_5 – утечка масла; d_1 – отсутствует электропитание, d_2 – разомкнут или неисправен концевой выключатель; d_3 – неисправность пульта управления; d_4 – неисправен мотор-редуктор; d_5 – электродвигатель мотор-редуктора работает на двух фазах; d_6 – электродвигатель мотор-редуктора вышел из строя; d_7 – ослабление крепления питателя; d_8 – нехватка масла в мотор-редукторе; d_9 – изношены манжеты мотор-редуктора; E_1 – проверить наличие электропитания; E_2 – заменить концевой выключатель; E_3 – регулировка пульта управления; E_4 – замена мотора редуктора; E_5 – проверить наличие фаз электропитания, устранить обрыв фазы; E_6 – замена мотора редуктора; E_7 – проверить затяжку элементов крепления, при необходимости подтянуть; E_8 – долить масло в мотор-редуктор, E_9 – замена манжетов.

Таким образом, строится поэтапная процедура локализации всех неисправностей с учетом структуры объекта, режима функционирования и значимости элементов в процессе функционирования.

Литература

1. Сабуров П.С. Метод и средства оценки технического состояния электромеханических систем / П.С. Сабуров, О.В. Веселов // Автоматизация в промышленности, 2010. № 3. С.17–21.
2. Байхельт Ф. Надежность и техническое обслуживание. Математический подход / Ф. Бейхольт, П. Франкен. М.: Радио и связь. 1988. 392 с.
3. Надежность и диагностирование технологического оборудования / под ред. К.В. Фролова, Е.Г. Нахапетяна. М.: Наука, 1987. 232 с.
4. Осис Я.Я. Диагностирование на граф-моделях: на примерах авиационной и автомобильной техники / Я.Я. Осис, Я.А. Гельфанденбейн, З.П. Маркович, Н.В. Новожилова. М.: Транспорт, 1991. 244 с.
5. Юсупов Р.М. Элементы теории идентификации технических объектов. Р.М. Юсупов. –М: МО СССР, 1980. 204 с.
6. Чирикалов А.С. К вопросу обнаружения характерных неисправностей систем корабельных артиллерийских установок при применении методов акустической диагностики. Национальный университет обороны Украины.

ПРАКТИКА ВНЕДРЕНИЯ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА РУДНИКАХ ТОО «КАЗЦИНК»

В.В. Рогальский, П.В. Алёхин

ТОО «Казцинк»

Использование информационных технологий традиционно является приоритетным в деятельности подразделений Управления горного производства, а также Геологических, Маркшейдерских и Проектно-конструкторских служб рудников ТОО «Казцинк». Настоящая статья и доклад, представленный на конференции «Информационные технологии в горном деле» в рамках 4-го Уральского горного форума, ориентированы на сервисные компании и научные учреждения, занимающиеся разработкой и внедрением ГИС программ, с учетом возможности расширения сотрудничества в этой сфере.

1. Краткое представление компании

ТОО «Казцинк» является интегрированной горнорудной компанией, производящей замкнутый комплекс работ, начиная с поисков новых месторождений, выполнения геологоразведочных, проектных, строительных, горнопроходческих, добычных работ, обогащения и глубокого металлургического передела полученных концентратов. Контрольный пакет акций компании принадлежит крупнейшему международному трастовому сырьевому холдингу «Гленкор Интернешнл АГ».

Основные перерабатывающие мощности компании находятся в городе Усть-Каменогорске Республики Казахстан. Сырье на металлургический передел и аффинаж поставляется с золотосодержащих колчеданно-полиметаллических месторождений Рудного Алтая: Риддер-Сокольное, Малеевское, Тишинское, Шубинское, Греховское, Чекмарь, Новоленинское; с крупнейшего Казахстанского золоторудного месторождения Васильковское, цинкового месторождения Шаймерден, со старых хвостохранилищ города Риддер, а также с российского золотополиметаллического месторождения Ново-Широкинское, отработываемых подразделениями и дочерними предприятиями ТОО «Казцинк».

2. Использование информационных технологий в ходе поэтапного освоения месторождений

Исторически сложилось, что для программного обеспечения всего комплекса работ на всех этапах освоения месторождений ТОО «Казцинк» обладает внушительным списком ГИС программ, которые в последнее время заменяются на модули программы Amine, MSR, CoreLoge, разработанные компанией Flairbase на ядре AutoCAD (рис. 1).

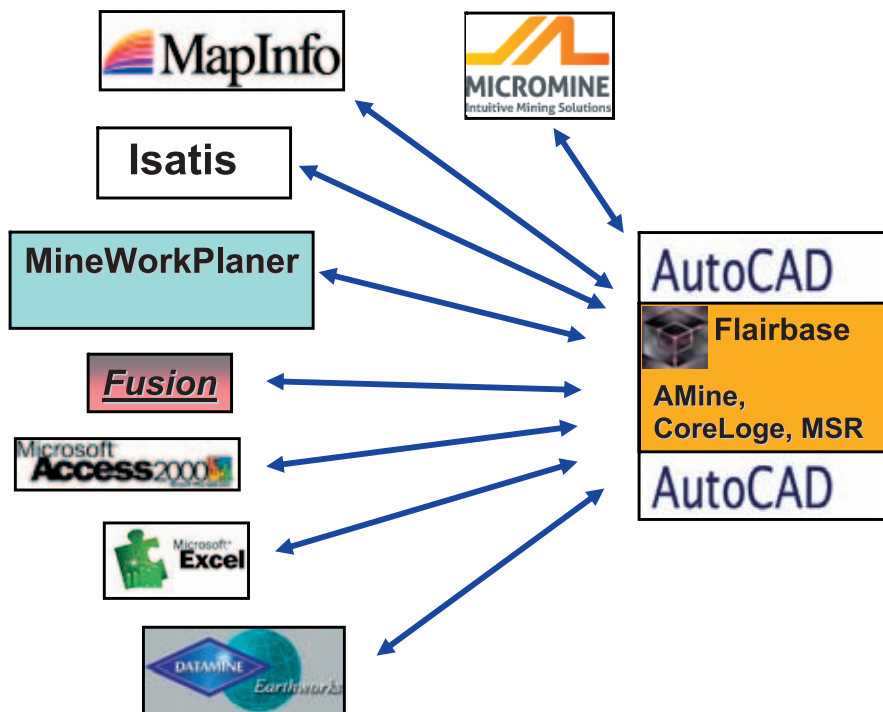


Рис. 1. Программы, используемые Управлением горного производства и Службами рудников ТОО «Казцинк»

Специалистами компании, подрядными организациями и внешними консультантами, связанными с решением задач обеспечения минерально-сырьевыми ресурсами горного производства, в соответствии с этапностью освоения месторождения (рис. 2), используется следующее программное обеспечение.

1. На этапе поисково-оценочных работ программное обеспечение прогнозирования оруденения, производства полевых геологосъемочных, маршрутных поисковых, геофизических, геохимических, поверхностных горнопроходческих, буровых, аналитических работ и камеральной обработки материалов выполняется с использованием программ MapInfo, Surfer, Micromine, AutoCAD, Google Earth, MS Excel, MS Access.

В результате чего подготавливаются Базы Данных, выполняются геостатистические расчеты, строятся Каркасные модели рудных залежей, оцениваются ресурсы категории P1, обосновываются разведочные кондиции, подсчитываются запасы категории C2, составляется Предварительное ТЭО освоения месторождения, разрабатывается долгосрочная перспективная программа освоения флангов разрабатываемых месторождений и вновь выявленных месторождений.

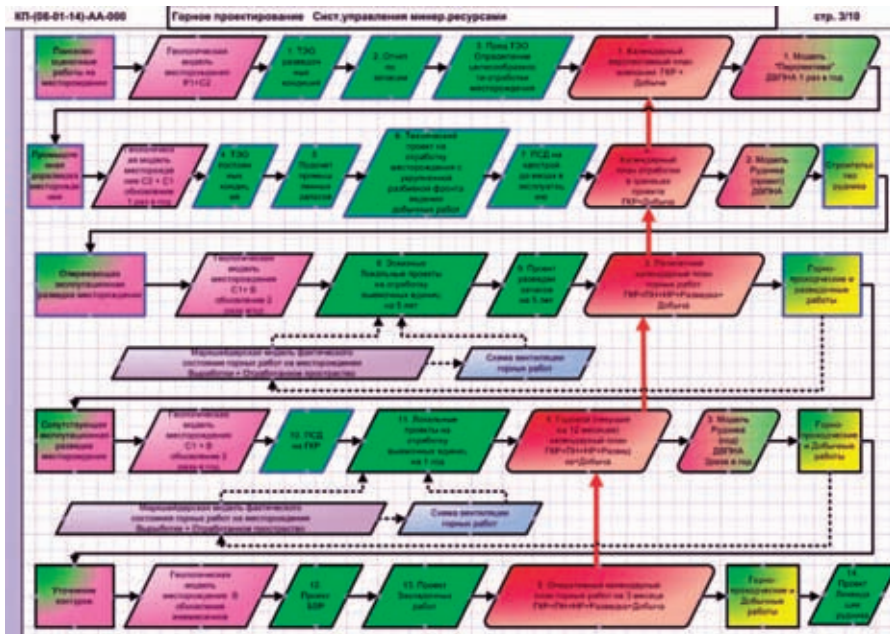


Рис. 2. Структура использования Информационных технологий по этапам

2. На этапе геологоразведочных работ программное обеспечение производства детализационных картировочных, геофизических, наземных и глубинных горнопроходческих, буровых, специальных изыскательских, аналитических работ, камеральной обработки материалов разведки и проектно-конструкторских работ выполняется с использованием программ Micromine, Datamine, Mine2-4D, Core-Loge, Amine, Isatis, AutoCAD, MS Excel, MS Access.

В результате чего пополняются Базы Данных, отстраиваются вариограммы, уточняются Каркасные и строятся Блочные модели рудных залежей, обосновываются постоянные кондиции, подсчитываются запасы категорий C1 + C2, составляется Банковское ТЭО освоения месторождения, разрабатывается Технический проект отработки месторождения (включая ПСД на строительство объектов поверхностной инфраструктуры, ГКР, ГПР, ГРР...), по которым начинается строительство или реконструкция горнорудного предприятия (вскрытие доразведанных флангов месторождений и модернизация перерабатывающих мощностей).

3. На этапе доразведки и опережающей эксплоразведки месторождений программное обеспечение производства производства подземных горнопроходческих, буровых, аналитических работ, камеральной обработки материалов доразведки, маркшейдерских построений, локального проектирования и среднесрочного планирования горных работ, выполняется с использованием программ Datamine, Mine2-4D, Core-Loge, Amine, MSR, AutoCAD, MS Excel.

В результате чего пополняются Базы Данных, уточняются Блочные модели рудных залежей, подсчитываются запасы категорий В + C1, разрабатываются

Локальные проекты отработки выемочных единиц (включая уточнение проектов ГПР), по которым производится подготовка к добыче, согласно набранному годовому плану горных работ.

4. На этапе сопутствующей эксплоразведки и добычи программное обеспечение производства подземных горнопроходческих, буровых, аналитических работ, маркшейдерских построений, проектирования БВР и закладки выполняется с использованием программ Datamine, Mine2-4D, CoreLoge, Amine, MSR, AutoCAD.

В результате чего уточняются контуры рудных залежей, подсчитываются запасы категории В, разрабатываются Проекты БВР и закладки, по которым производится добыча.

3. Функциональные задачи подразделений Управления горного производства и Служб рудников, решаемые с использованием информационных технологий

3.1. Основные задачи поисково-разведочного подразделения ГП «КазцинкГЕО»

1. Оценка флангов разрабатываемых месторождений.
2. Обнаружение и оценка золоторудных и полиметаллических месторождений на новых (контрактных) площадях.

Примеры решения указанных задач подразделением «КазцинкГЕО» с применением ГИС программ представлены на рис. 3.

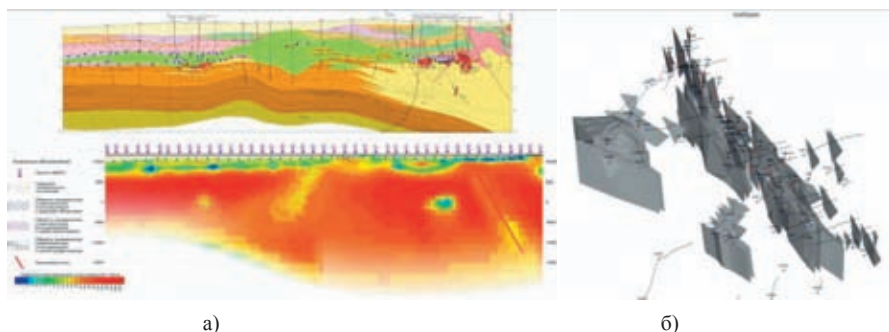


Рис. 3. Интерпретация геофизического зондирования Зырянского рудного поля (а) и Каркасная геологическая модель Хайрузовского месторождения (б)

3.2. Основные задачи Геологических служб рудников:

1. Подготовка и пополнение Баз Данных.
2. Отображение контуров рудных залежей.
3. Построение и обновление каркасных моделей месторождений и рудных залежей.
4. Построение и дифференциация по содержаниям блочных моделей месторождений и рудных залежей.
5. Расчёт количества и качества добываемых запасов при наборе годового плана производства горных работ по руднику.

Пример построения Геологической службой рудника блочной модели Тишинского месторождения представлен на рис. 4.

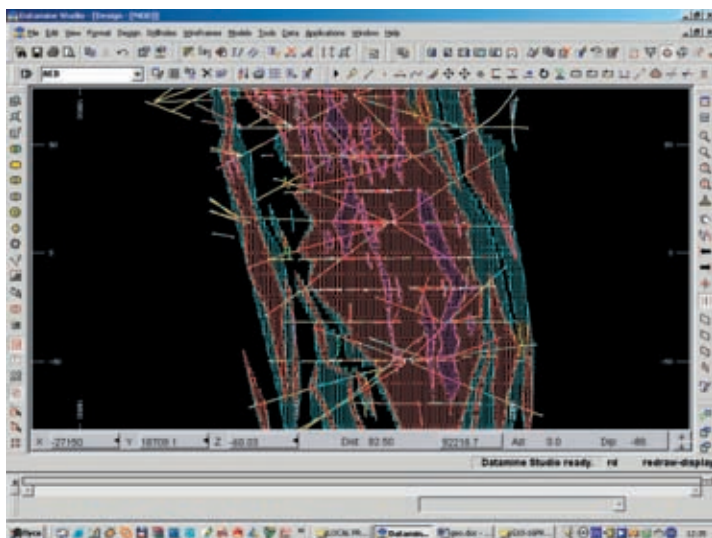


Рис. 4. Фрагмент блочной модели Тишинского месторождения

3.3. Основные задачи Маркшейдерских служб рудников

1. Задание и отслеживание направлений проходки горных выработок и заложение устьев скважин керна бурения.
2. Построение каркасных моделей пройденных горных выработок и отработанного пространства (рис. 5).
3. Оформление графических материалов в соответствии с требованиями к горной графической документации.

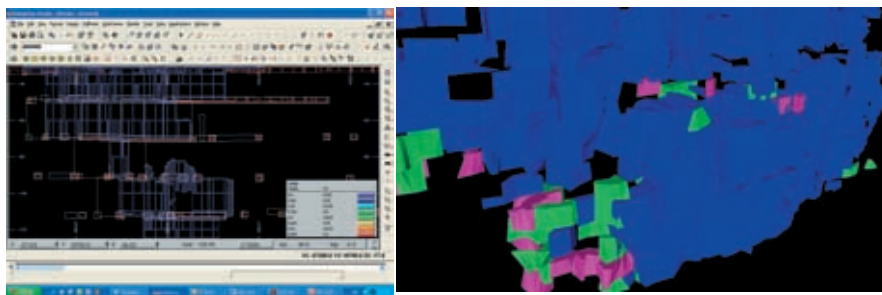


Рис. 5. Пример каркасной модели пройденных горных выработок и выработанного пространства

3.4. Основные задачи проектно-конструкторской службы рудников

1. Обеспечение горных работ локальными проектами:
 - проходки разведочных, подготовительных, капитальных выработок;
 - отработки выемочных единиц;
 - бурения взрывных скважин;
 - закладки отработанных камер.
2. Автоматизированное планирование с использованием двусторонней связи между 3D моделями рудных залежей, размещенных в них каркасами выемочных единиц, по которым составлены Локальные проекты отработки, и соответствующими им строками в календарном графике набора годового плана горных работ (рис. 6).

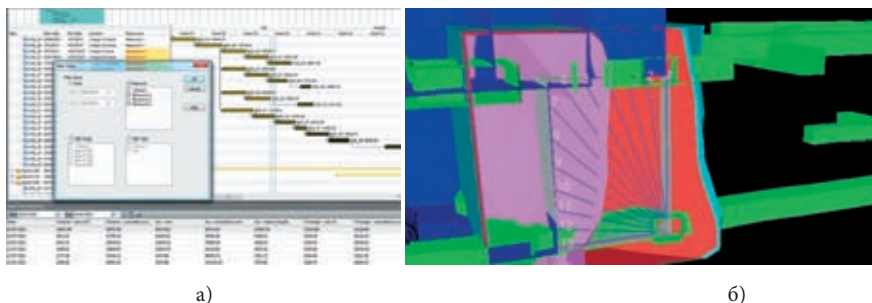


Рис. 6. Календарный график набора годового плана добычи (а) и фрагмент Локального проекта отработки смежных камер (б), занесенных в Календарный график

4. Заключение

Таким образом, в результате внедрения компьютерных (с использованием ГИС программ) технологий во все этапы горного производства ТОО «Казцинк», в идеале должен получаться следующий процесс:

- автоматизированный набор годового плана горных работ;
- по 3D блочной модели залежи, с учетом развития горных работ на горизонте и близлежащих участках месторождения;
- в виде контуров выемочных единиц и каркасов проектных выработок;
- отстроенных при Локальном проектировании;
- увязанных с Маркшейдерским каркасом пройденных горных выработок;
- увязанных с Геологической 3D каркасной моделью месторождения;
- построенной по Базам Данных;
- созданной на основании компьютерной Документации керна скважин керна бурения.

Применение компьютерных технологий при освоении месторождений ТОО «Казцинк» в конечном итоге позволяет оптимизировать производство горных работ и оперативно обеспечивать требуемые показатели качества и количества добываемой руды.

С.В. Корнилков, Л.С. Рыбникова, П.А. Рыбников

Институт горного дела УрО РАН

Состояние проблемы

В пределах Уральского федерального округа и горноскладчатого Урала добыча полезных ископаемых ведется на протяжении трех веков, в настоящее время разрабатывается более 600 месторождений твердых полезных ископаемых. Основными объектами разработки являются полиметаллические, железорудные, угольные месторождения редких и благородных металлов, нерудных и строительных материалов, нефти и газа; в последние годы активно вовлекаются в отработку месторождения техногенного сырья.

Освоение георесурсов горнодобывающих районов Урала невозможно без реализации системы эффективного мониторинга комплексного освоения месторождений минерального и техногенного сырья. Единая геоинформационная система горнодобывающих предприятий, месторождений полезных ископаемых минерального и техногенного сырья для территории Уральского федерального округа отсутствует.

Геоинформационные системы (ГИС) являются современными интегрированными системами, работающими с пространственно-локализованной информацией на основе технологии объединения информации базы данных и картографической информации. ГИС обеспечивают широкие возможности по обработке, анализу, обобщению и визуализации пространственно-временных позиционных и атрибутивных данных.

Геоинформационная система «Комплексное освоение природных и техногенных ресурсов Урала» является основой для оптимизации освоения природных и техногенных месторождений Урала, выявления и ранжирования факторов и процессов, определяющих приоритетные направление и возможности освоения минерально-сырьевой базы Уральского региона, организации мониторинга и прогнозирования освоения природных и техногенных месторождений полезных ископаемых.

Геоинформационные системы (ГИС) являются наиболее эффективным инструментом для оперативного анализа обстановки и принятия решений в сфере управления природопользованием как на локальном уровне – предприятие, холдинг [1], так и на региональном и глобальных уровнях [2, 3]. В условиях, когда масштабы воздействия человека на окружающую среду сопоставимы или превосходят воздействие природных сил, использование геоинформационных систем позволяет анализировать весь объем картографической и фактографической информации и принимать решения, обеспечивающие устойчивое развитие при минимальном ущербе природе.

Следующие примеры иллюстрируют эффективность применения ГИС в различных сферах деятельности.

1. Горное дело. На базе ГИС реализована программа повышения эффективности управления и контроля за шахтами в Британской Колумбии [4], выполнена структуризация пространственных данных и создан банк данных для управления ресурсным потенциалом крупнейшей золотодобывающей компании мира Barrick [5], реализована программа минимизации ущерба и рекультивации остановленных угольных шахт в штате Пенсильвания [6], заброшенных шахт в штате Кентукки [7] (большинство этих проектов закончилось созданием веб-интерфейса для доступа к данным).

2. Управление водными ресурсами. Использование ГИС дает возможность любому пользователю получить оперативные гидрологические данные (уровни и расходы по рекам) по России через веб-интерфейс [8] или данные по водохозяйственному районированию [9]. Также доступна возможность подключения kml-ссылки, позволяющей просматривать гидрологические данные (графики гидрографов) непосредственно в веб-глобусах (например, Google Earth).

3. Защита окружающей среды. Веб-интерфейс EnviroMapper [10] агентства по охране окружающей среды США дает возможность получить любому пользователю оперативные данные мониторинга по состоянию элементов природной среды (вода, воздух, почвы) и техногенному воздействию (отходы, радиоактивность, токсичные вещества).

4. Геология. Интерактивная геологическая карта мира масштаба примерно 1 : 100 000 доступна для использования на портале OneGeology [11]; ГИС-атлас «Недра России» [12] содержит геологические карты России, масштаб до 1 : 500 000.

5. Информационно-аналитический веб-портал ГИС «Природные ресурсы Магаданской области» позволяет получить доступ к данным по геологии, минеральным ресурсам и биоразнообразию Магаданской области через веб-интерфейс, подключение к WMS серверу или активной kml-ссылки [13].

Как видно из приведенных примеров, тенденция последнего десятилетия заключается в переходе к использованию веб-сервисов, открытых кодов, облачных вычислений [14].

Современные платформы и технологии ГИС

Основой перечисленных выше ГИС являются широко распространенные проприетарные продукты Mapinfo, ArcGIS, Geomedia или комбинация нескольких СУБД и ГИС (например, система компании Шлюмберже [15]). Диапазон применимости этих систем достаточно велик, допускает различную архитектуру и уровень доступа: от однопользовательского (настольного) до сложноорганизованного сетевого использования (например, проект облачных вычислений ESRI [16]). В настоящий момент существующие ГИС можно условно поделить на 3 класса: это веб-ГИС, настольные ГИС и пространственные базы данных [17].

Что касается функционала, то наиболее развитыми средствами обработки обладают продукты, относящиеся к семейству ArcInfo компании ESRI, которые включают в себя различные процедуры обработки векторной и растровой графики, возможности управления базами данных, формирование сложных запросов, различных операций автоматизирующих процесс ввода векторной информации, проверки и исправления ошибок ввода (топологии и проч.), возможность конвертации во многие ГИС-форматы, работу со всеми широко распространенными

географическими проекциями, множество инструментов анализа пространственной информации. Кроме платных продуктов, ESRI выпускает бесплатные программы (ArcReader и ArcGis Explorer), позволяющие просматривать данные в форматах ArcGis, в том числе подключаясь к удаленным серверам.

Сходными достоинствами обладает и система MapInfo, отличительной особенностью которой является ее большая ориентированность на картографию, а не на аналитическую обработку пространственных данных.

Еще одним интенсивно развивающимся направлением является открытое (как правило, бесплатное с открытым кодом) программное обеспечение (ПО) географических информационных систем [18]. Обладая меньшими аналитическими возможностями, открытое ПО допускает большее количество пользовательских настроек и широкую интеграцию с веб-приложениями. Например, открытое ПО Quantum GIS по многим функциональным возможностям сопоставимо с семейством ArcGIS (особенно в части создания веб-интерфейса и серверных приложений) и может использоваться для выполнения многих научно-исследовательских задач (что реализовано в некоторых университетах [17]).

В качестве отдельного средства визуализации и удобного справочника может рассматриваться ПО Веб-ГИС Google Earth. При отсутствии аналитического аппарата, Google Earth позволяет послойно организовывать и редактировать данные, экспортированные из широко используемых ГИС-форматов, что очень удобно, так как в большинстве случаев отпадает необходимость в создании картографической подложки.

Как правило, работы по созданию региональных или федеральных ГИС заканчиваются созданием веб-портала, обеспечивающего доступ конечного пользователя через браузер или через подключение активной ссылки (для интернет-глобусов и просмотрщиков настольных ГИС).

Основой функционирования таких ГИС являются серверные расширения настольных ГИС (ESRI, MapInfo, Quantum GIS и т.д.).

Источником базовой информации (географической подложки) часто служат OpenSource векторные данные (OpenStreetMap, OneGeology).

Данные OpenStreetMap имеют устоявшуюся и общепринятую структуру слоев, обновляются на сайте gis-lab.info один раз в сутки; для скачивания доступны как данные конкретных слоев в формате shape, так и готовые проекты для QGIS (т. е. содержат данные, стили условных обозначений и набор специализированных символов). Данные с сайта gis-lab.info покрывают всю территорию России и некоторые страны ближнего зарубежья (Казахстан, Белоруссия и проч.).

Цели создания ГИС и ее структура

Цель создания ГИС – обоснование устойчивого развития и максимально эффективное использование ресурсов минерально-сырьевого комплекса Уральского региона при минимальном ущербе окружающей среде.

Структура ГИС. ГИС задает связь между пространственными данными и географической информацией о конкретном объекте карты, т. е. геометрическому объекту соответствует набор атрибутивных данных. Основным элементом ГИС является база данных, первоочередная задача – определить ее структуру и методы наполнения. Именно база данных отличает ГИС от систем компьютерной картогра-

фии и проектирования. Исходя из поставленных задач, основными базами данных для создания ГИС-системы являются (рис. 1):

- месторождения полезных ископаемых (актуализируемая кадастровая информация);
- техногенно-минеральные образования (актуализируемая кадастровая информация);
- месторождения подземных вод (актуализируемая кадастровая информация);
- проектные решения и горно-технические условия отработки (актуализируемая база данных проектов отработки месторождений и хода их выполнения);
- экологические показатели и результаты мониторинга (актуализируемая база данных результатов мониторинга природных сред).



Рис. 1. Структура ГИС-проекта

Концепция и технологическая основа ГИС

В состав пилотной версии ГИС-проекта включены данные по твердым полезным ископаемым, техногенно-минеральным образованиям и подземным водам Свердловской области. В качестве основы была выбрана система ArcGis Desktop (использовалась пробная 60 - дневная версия).

Структура слоев и атрибутивных данных ГИС-проекта (рис. 2–9):

1. Административные данные (использована электронная топооснова масштабов 1:500 000 и 1:200 000; рис. 2):

- номенклатура планшетов масштаба 1:500 000;
- граница Свердловской области;
- границы муниципальных образований;

- административные центры муниципальных образований.
- 2. Гидрологические данные (использованы данные Федерального агентства Росводресурсы (рис. 3):
 - реки;
 - озера;
 - водохозяйственные участки.
- 3. Гидрогеологические данные (рис. 4, 5):
 - границы бассейнов подземных вод (основа – карта гидрогеологического районирования, ВСЕГИНГЕО, 2001);
 - модуль эксплуатационных ресурсов подземных вод (основа – результаты оценки обеспеченности населения Свердловской области источниками питьевого водоснабжения за счет подземных вод [19]).
- 4. Подземные воды (данные Государственного учета вод, данные государственной статистической отчетности 2-ти водхоз; рис. 6):
 - питьевые подземные воды;
 - технические подземные воды;
 - дренажные подземные воды – дренажные системы месторождений полезных ископаемых (контуры депрессионных воронок водоотливов с утвержденными запасами дренажных подземных вод).
- 5. Техногенно-минеральные образования с подразделением по видам производства (горнодобывающее, металлургическое, обогатительное, энергетическое, химическое и др., по результатам работы [20], рис. 7):
 - отвалы;
 - шламохранилища;
 - шлакохранилища;
 - хвостохранилища;
 - золошлакохранилища.
- 6. Месторождения полезных ископаемых (рис. 8):
 - медноколчеданные;
 - железорудные;
 - марганцевые.

Все созданные слои могут быть экспортированы в kml-слои для возможности добавления их при просмотре в веб-глобусе Google Earth (рис. 9).

Аналитические возможности ГИС-проекта. Анализ информации и ее обработка осуществляются посредством формирования запросов.

Например, формирование объектного геометрического запроса (рис. 10): необходимо выбрать объекты (месторождения подземных вод), на площади которых содержатся техногенно-минеральные образования (пересечение объектов). Формирование атрибутивного запроса (рис. 11): выбор площадей, в пределах которых модуль подземного стока $> 2 \text{ л/с*км}^2$; выбор месторождений, запасы которых превышают заданную величину и при этом срок завершения их отработки превышает заданное количество лет.

В принципе возможно формирование любого SQL-запроса по информации, содержащейся в базах атрибутивных данных ГИС-проекта, что позволяет решать широкий круг задач, направленных на геолого-экономическую оценку для комплексного освоения природных и техногенных ресурсов Урала.

Литература

1. <http://www.slb.ru/sis/item254>, <http://www.dataplus.ru/Industries/4NEDRA/index.asp?theLink=1>
2. <http://www.esri.com/library/bestpractices/forest-carbon-management.pdf>
3. <http://www.esri.com/news/arcnews/fall10/articles/irish-agricultural.html>
4. <http://www.esri.com/news/arcuser/1104/minesonline.html>
5. <http://www.esri.com/news/arcuser/0610/barrickgold.html>
6. <http://www.esri.com/news/arcwatch/1008/mine-reclamation.html>
7. <http://www.esri.com/news/arcwatch/1007/kentucky-mines.html>
8. <http://77.108.74.231/Hydroposts/default.aspx>
9. http://195.216.244.121/gis/Default_vhr.aspx
10. http://www.epa.gov/enviro/html/em/em_aboutem.html
11. <http://portal.onegeology.org/>
12. <http://www.vsegei.ru/ru/info/gisatlas/>
13. <http://www.neisri.ru/magobl/index.htm>
14. <http://gis-lab.info/qa/webgis.html>
15. <http://www.slb.ru/sis/item254>
16. <http://www.esri.com/software/arcgis/arcgisserver/cloud.html>
17. <http://gis-lab.info/qa/os-gis.html>
18. <http://gis-lab.info/qa/os-gis.html>
19. Оценка обеспеченности эксплуатационными запасами и ресурсами подземных вод населения Свердловской области (II этап), кн. II, ЗАО «ГИДЭК», 2000. 150 с.
20. Мормилъ С.И., Сальников В.И., Амосов Л.А. и др. Техногенные месторождения Урала и оценка их воздействия на окружающую среду/под ред. Ю.А.Боровкова. Екатеринбург: НИА – Природа, ДПР по Уральскому региону. АООТ «ВНИИ-ЗАРУБЕЖГЕОЛОГИЯ», Геологическое предприятие «Девон», 2002. 206 с.

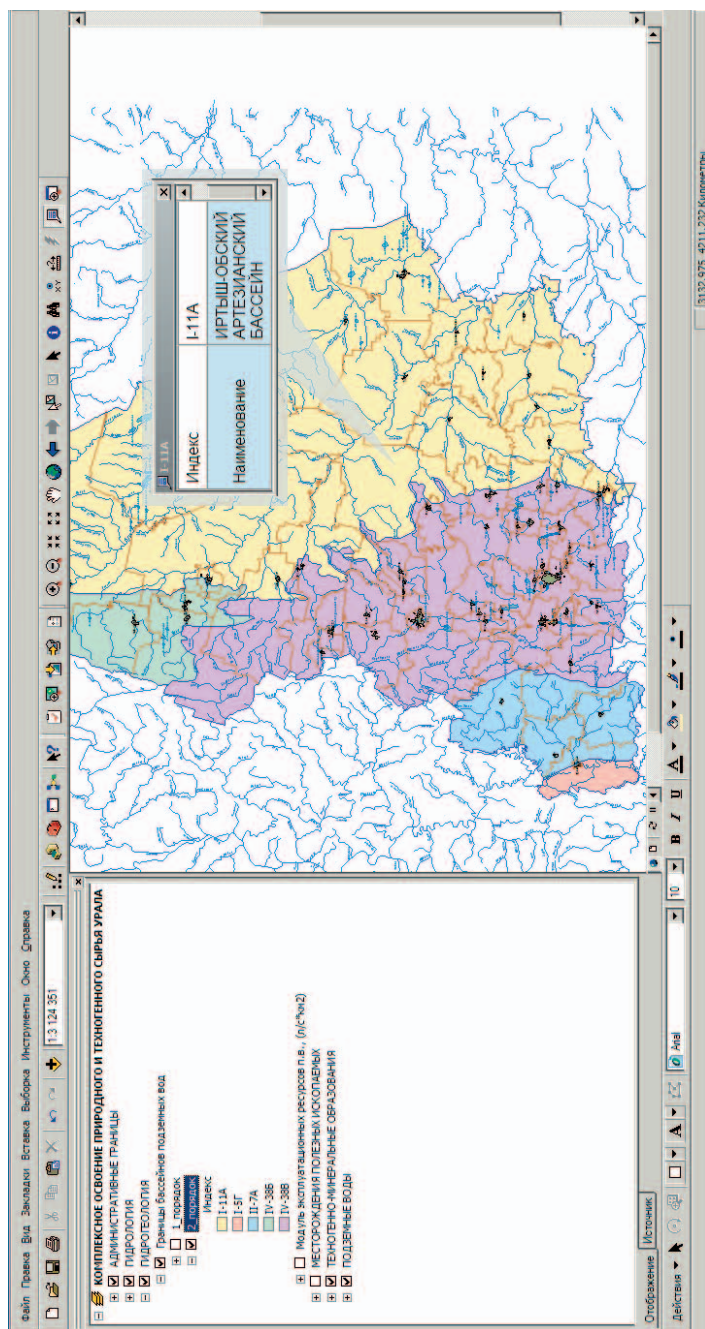


Рис. 4. Диалоговое окно ГИС-проекта с открытым слоем гидрогеология, границы бассейнов подземных вод

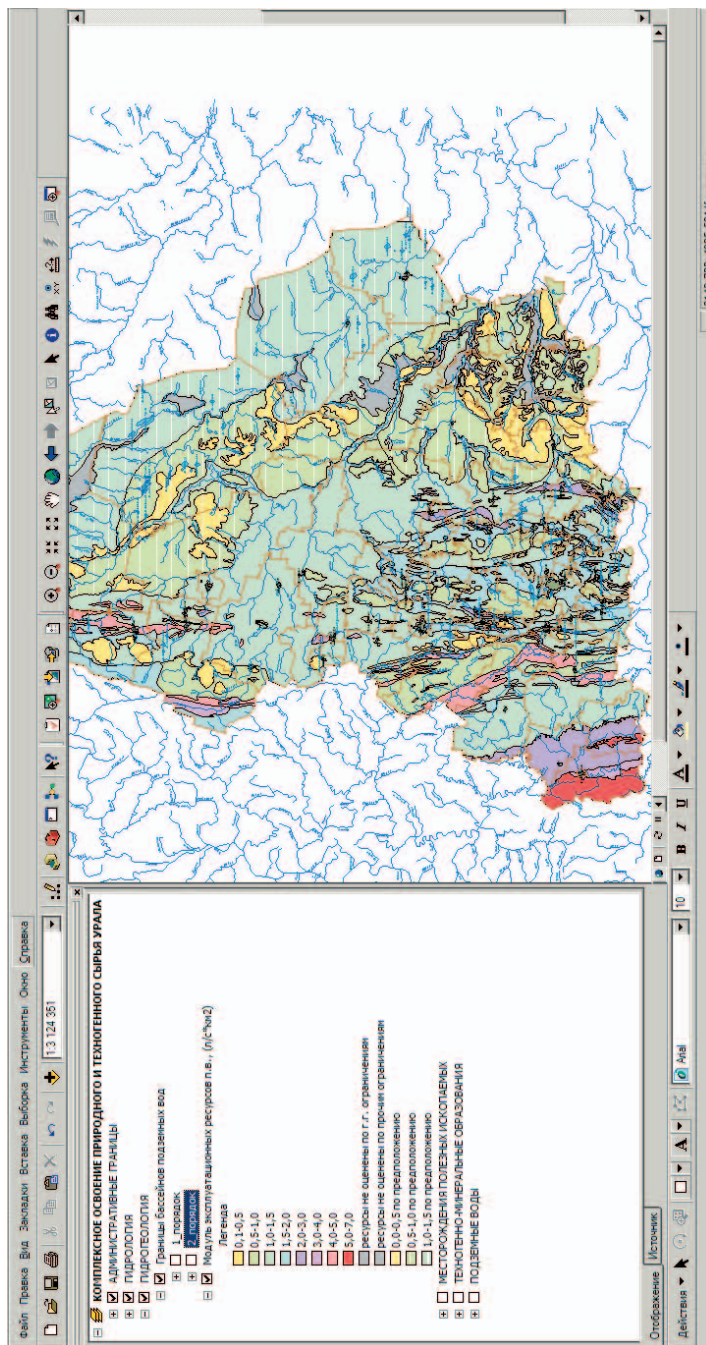


Рис. 5. Диалоговое окно ГИС-проекта с открытым слоем гидрогеология, модуль эксплуатационных ресурсов подземных вод

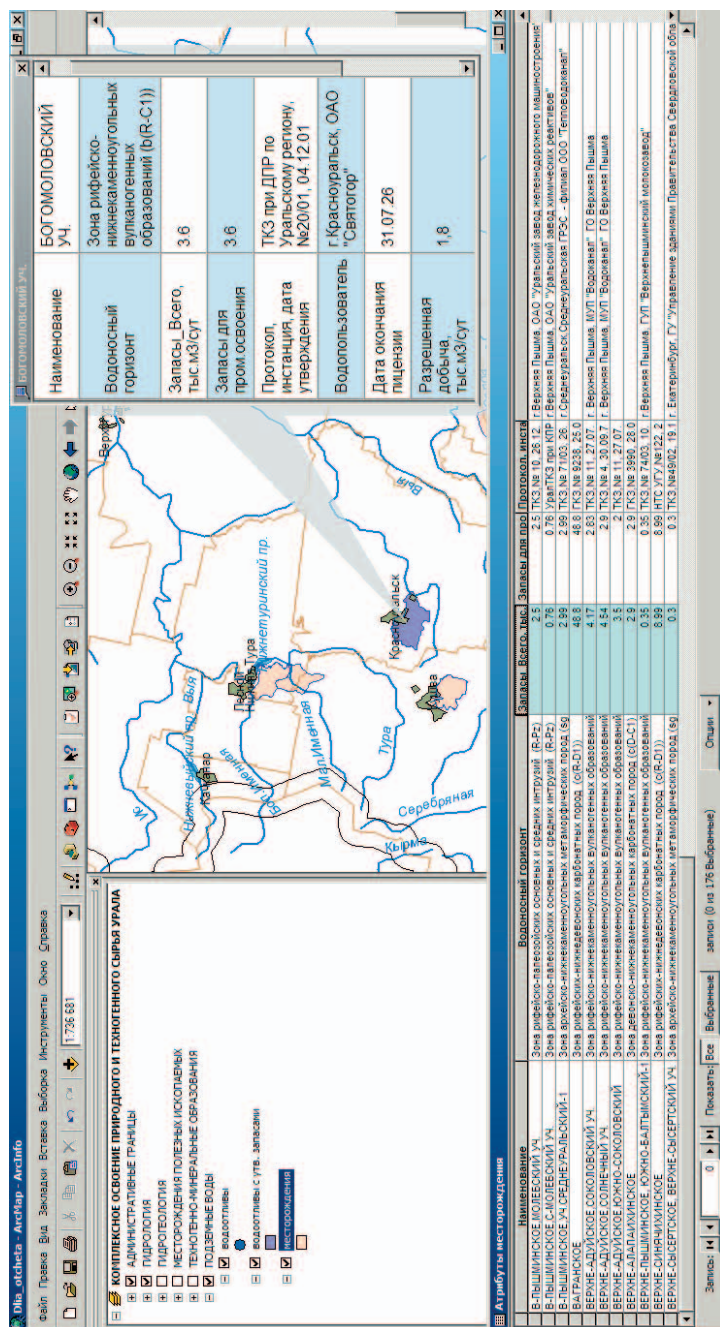


Рис. 6. Диалоговое окно ГИС-проекта с открытыми слоями подземные воды: таблицы атрибутов слоя месторождения подземных вод и интерактивного окна информации слоя: контуры водоотлива по выбранному водоотливу

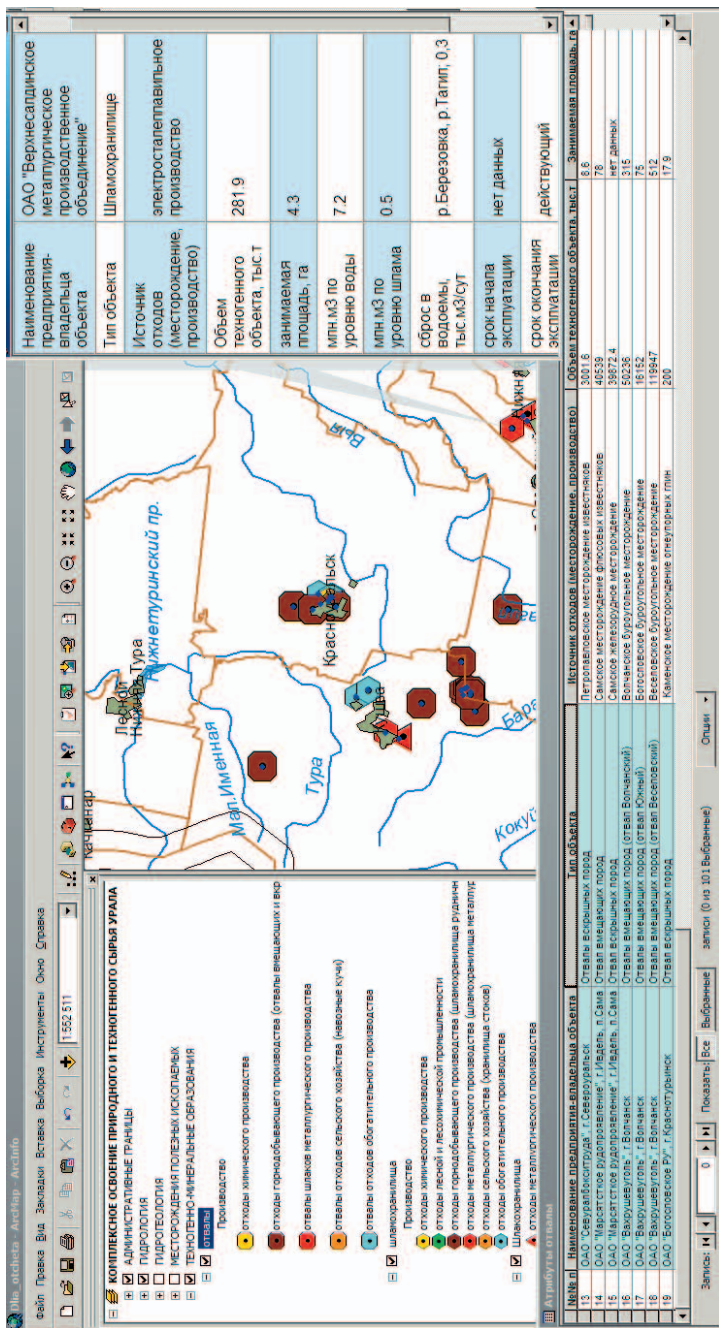


Рис. 7. Диалоговое окно ГИС-проекта с открытым слоем техногенно-минеральные образования, таблицы атрибутов слоя отвалы и интерактивного окна информации слоя шлакозакладки

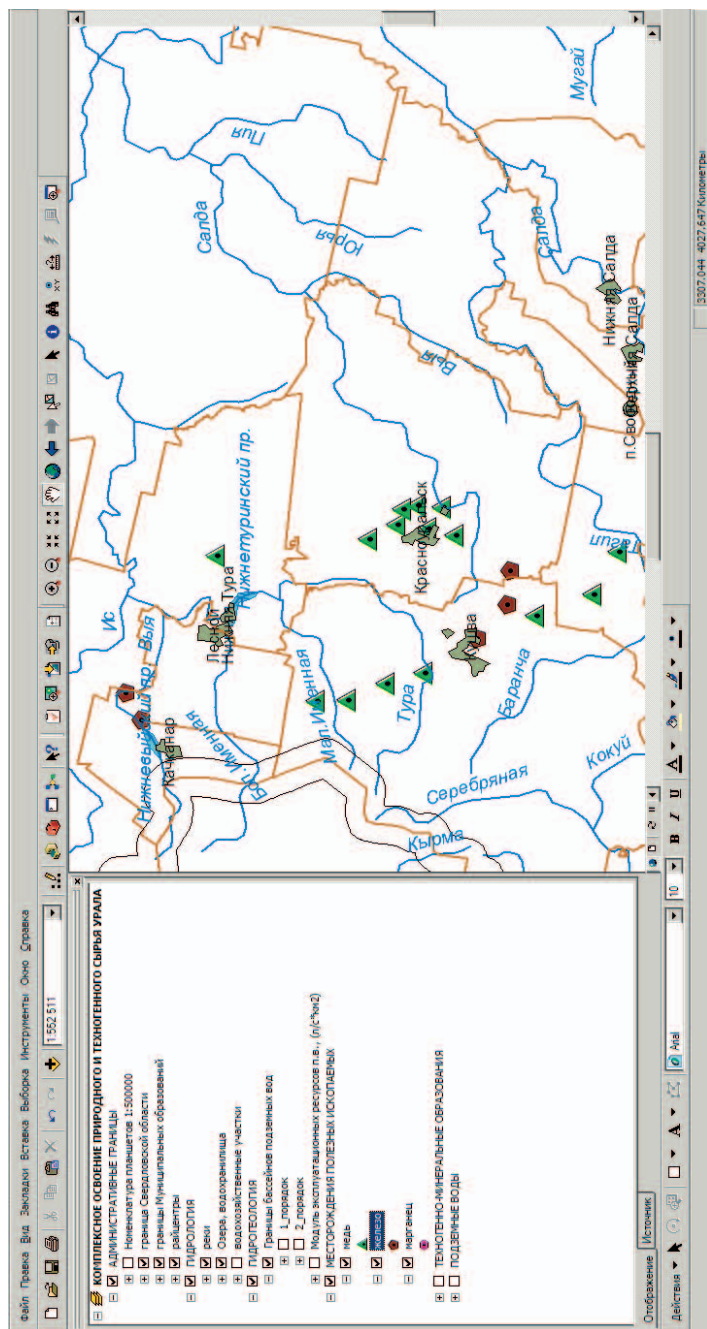


Рис. 8. Диалоговое окно ГИС-проекта с открытым слоем месторождения полезных ископаемых

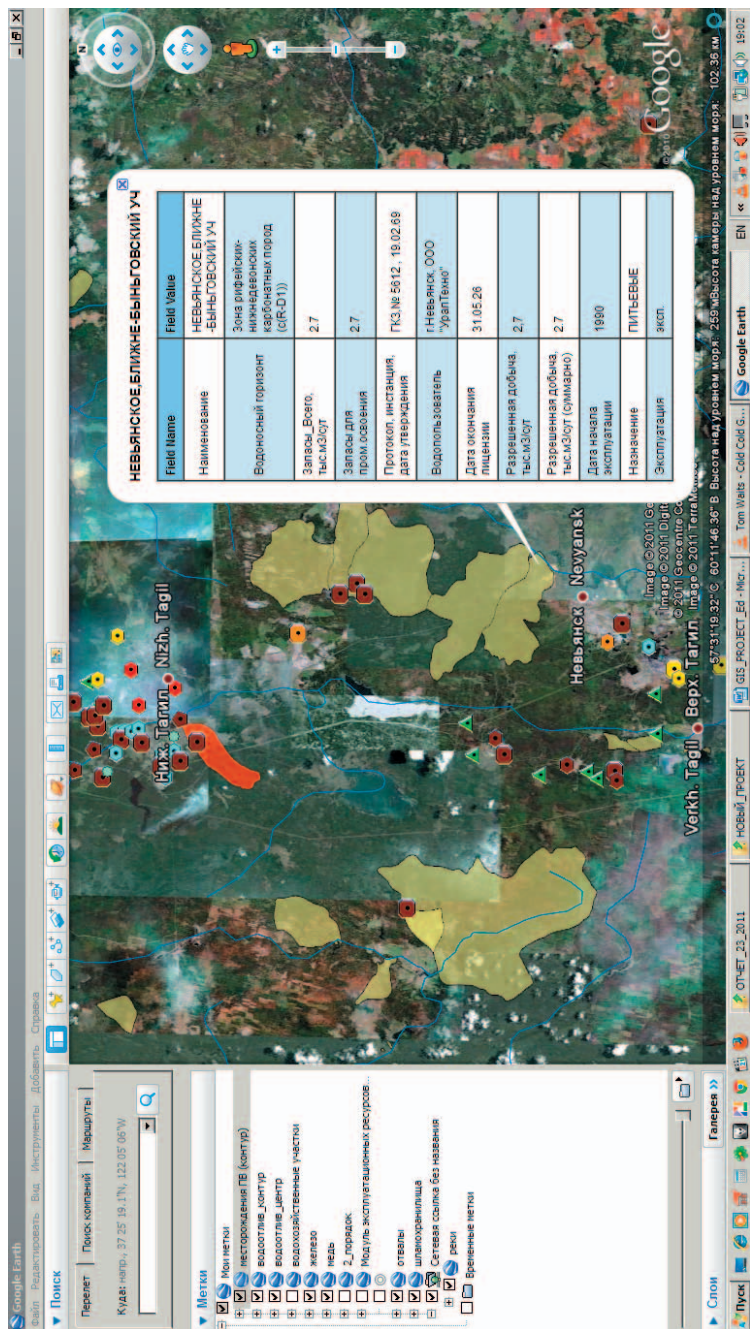


Рис. 9. Отображение основных словес вод в Google Earth

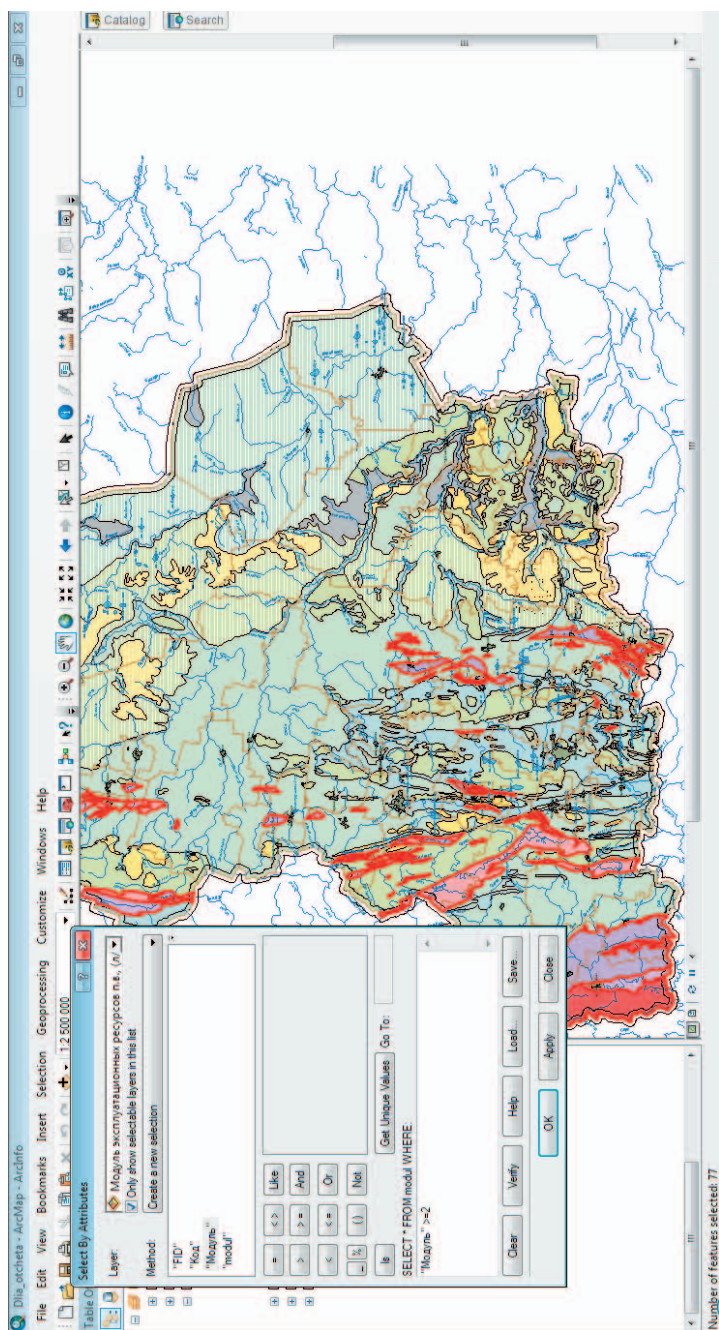


Рис. 11. Формирование атрибутивного запроса:
модуль подземного стока >2 л/с*км² (выбор площади)

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ И ПОДЗЕМНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ

И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин

Институт горного дела УрО РАН

Обобщение теории и практики комбинированной разработки рудных месторождений показало актуальность изыскания подземной геотехнологии путем снижения воздействия негативных факторов на стадии конструирования и проектирования технологических схем, использования преимуществ открытого и подземного способов разработки.

В последние годы под руководством чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова ИПКОН РАН развивает модульный принцип проектирования, основанный на системном подходе [1]. Данный модульный принцип по существу близок к разработанному под руководством д.т.н. Ю.В. Волкова и используемому лабораторией подземной геотехнологии ИГД УрО РАН подходу к изысканию и выбору систем подземной разработки [2]. В основу методологических принципов выбора технологии также положен системный подход, сущность которого заключается в исследовании организационных систем с учетом сложного взаимодействия элементов между собой и с внешней средой, определяющей область функционирования систем, объединенных общей целью. Под системой понимается подземный рудник, состоящий из подсистем – вскрытие и извлечение полезного ископаемого во взаимосвязи с конструктивными элементами, технологическими процессами и показателями извлечения. Цели отдельных производственных процессов рудника разные, разными бывают и показатели оптимальности у них. Вместе с тем, все производственные процессы рудника имеют и общую цель – обеспечение наиболее эффективной работы рудника (ГОКа), с позиции которого необходимо оценить эффективность любого технического решения.

Методом отыскания эффективных решений может быть экономико-математическое моделирование (ЭММ), позволяющее определить количественное выражение взаимосвязей между результативным показателем целевой функции и факторами, в том числе специфическими, влияющими на его величину. Разработанные экономико-математические модели позволяют выбрать по критерию прибыли (простой или дисконтированной) оптимальные варианты вскрытия и подземной геотехнологии и соответствующие им параметры.

Для практических расчетов в развернутом виде сумма дисконтированной прибыли $\sum Pr$ (руб.) может быть определена по формуле:

$$\sum_{t=1}^T Pr = \left[\frac{\sum_{t=0}^T (R_t + A_t)}{(1+E)^t} - \left(\frac{\sum_{t=0}^T Z_t^*}{(1+E)^t} + \frac{\sum_{t=0}^T K_t}{(1+E_t)^t} \right) \right] \cdot \frac{100 - H_T}{100}, \rightarrow \max, \quad (1)$$

где R_t – результаты, достигаемые на t -ом шаге расчета, руб.;

A_t – амортизационные отчисления, руб.;

Z_t – эксплуатационные затраты на том же шаге, руб.;

K_t – сумма капитальных вложений на том же шаге, руб.;

T – горизонт расчета, т.е. длительность оцениваемого срока, лет;

E – норма дисконта, доли единицы. Например, при проектировании разра-
ботки медноколчеданных месторождений с достоверно разведанными запасами
(категории А+В+С₁) принимается в 2011 г. в размере 0,1-0,12;

H_T – ставка налога на прибыль, %.

При оценке и выборе технологии, внедряемой планово за счет амортизацион-
ных средств самого предприятия, а не за счет привлекаемых инвестиций, процеду-
ру дисконтирования можно исключить; в этом случае из состава затрат исключают
капитальные вложения. Кроме этого, при определении варианта вскрытия в первом
приближении достаточно провести анализ и сравнение по критерию суммарных
объемов проходки и суммарных затрат на ГКР без процедуры дисконтирования.

Разработанные методика (представленная 22-мя математическими зависимо-
стями эксплуатационных и капитальных затрат, зависящих от 135-ти горно-гео-
логических, горнотехнических, геоэкономических и специфических факторов),
алгоритм (состоящий из 39 вычислительных и логических блоков) и компьютерная
программа по сути представляют собой экономико-математическую модель вы-
бора эффективного варианта вскрытия при комбинированной разработке рудных
месторождений.

Компьютерная программа «Выбор варианта вскрытия» написана в приложе-
нии *Excel* пакета программ *Microsoft Office*. Оценка каждого варианта производится
экспертом по критериям минимума суммарного объема вскрывающих выработок и
суммарных затрат на ГКР – визуализируемым в расчетных блоках-таблицах.

Для условий комбинированной разработки медноколчеданного месторожде-
ния Урала по последовательной схеме сконструированы три варианта вскрытия
(рис. 1):

- вертикальными стволами с поверхности;
- наклонным стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера;
- автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности.

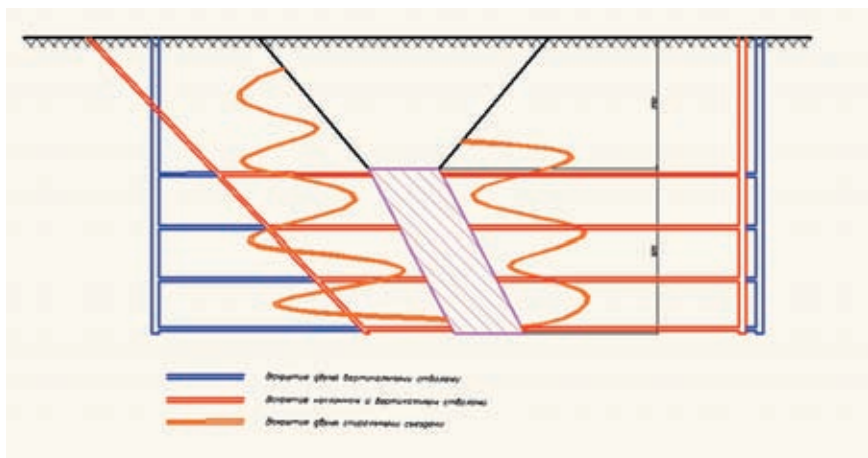


Рис. 1. Моделируемые варианты вскрытия медно-цинкового месторождения

Задачами ЭММ ставились определение эффективного варианта вскрытия, а также установление адекватности модели путем сравнения полученных технико-экономических показателей (ТЭП) и проектных (ТЭО доработки Молодежного месторождения подземным способом, ИГД УрО РАН, 2003 г.) [3]. Результаты сравнения показали хорошую сходимость двух методов расчета – расхождение составляет не более 5–8% (табл. 1).

Таблица 1

Сравнение результатов ЭММ и проектных

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Объем ГКР, м ³			
по ТЭО (проекту)	116016	79077	82186
	125778	86162	95418
по ЭММ	132020	79884	99904
разница, %	+5,0	-7,9	+4,7

Еще одной задачей ЭММ ставилось оптимизация важнейшего параметра вскрытия – *высоты этажа* при производственной мощности 400 тыс. т. При ЭММ учитывались только вскрывающие (стволы, уклоны, квершлагги) и подготовительные (этажные штреки и восстающие) выработки, проходимые за счет ГКР. Некоторые исходные данные приведены в таблицах (рис. 2). Результаты расчетов приведены на графиках (рис. 3а и 3б).

Параметры рудничка		
№	Наименование	Значение
1	Длина по простраиванию, м	300
2	Средняя мощность, м	40
3	Глубина залегания (макс. расчет), м	250
4	Глубина залегания (реальная), м	570
5	Макс. залегания (справочного слоя), м	250
6	Длина обхода, м	300
7	Площадь выработки, га	50
8	Площадь выработки, га	1,0472976
9	Площадь выработки, га	50
10	Площадь выработки, га	0,5235932
11	Площадь, га	5
12	Рабочая высота, м	20
13	Максимальная высота, м	20
14	Максимальная высота, м	200
15	Интервал, м	20
16	Количество горючих, м	10

Расчет высоты и количества этажей

№	Наименование	Значение	Число этажей
1	Максимальная высота этажа, м	20	10
2	Рабочая высота этажа, м	40	5
3	Рабочая высота этажа, м	60	5
4	Рабочая высота этажа, м	80	4
5	Рабочая высота этажа, м	100	3
6	Рабочая высота этажа, м	120	3
7	Рабочая высота этажа, м	140	2
8	Рабочая высота этажа, м	160	2
9	Рабочая высота этажа, м	180	2
10	Рабочая высота этажа, м	200	2

Удельные капитальные затраты			
№	Наименование	Ед. изм.	Значение
10	Настроительство-фактурный-стволовой	руб./м³	20-000,000
20	Настроительство-магистраль-стволовой	руб./м³	5-000,000
30	Настроительство-спиральный-стволовой	руб./м³	25-000,000
40	Настроительство-обходной	руб./м³	3-000,000
50	Настроительство-обходной-выработка	руб./м³	3-000,000
60	Настроительство-квершлага	руб./м³	25-000,000

Рис. 2. Некоторые исходные данные для ЭММ

Проведенное ЭММ позволило установить область эффективного применения вариантов вскрытия в зависимости от высоты этажа:

- вариант вскрытия наклонным стволом с поверхности, рационален по суммарному объему ГКР при высоте этажа более 40 м. При высоте этажа менее 40 м более рационален вариант вскрытия автоуклоном. При высоте этажа более 100 м вариант вскрытия вертикальным стволом рациональнее варианта вскрытия автоуклоном;
- вариант вскрытия автоуклоном наиболее эффективен по капитальным затратам во всем диапазоне изменения высоты этажа за счет меньших удельных капитальных затрат на проведение слабонаклонных выработок и ликвидации квершлага.

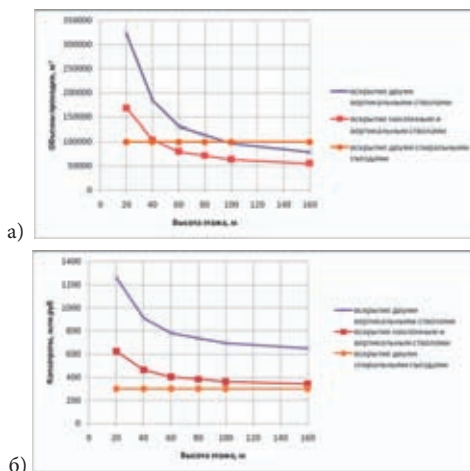


Рис. 3. Зависимость суммарного объема выработок (а) и величины капитальных затрат на ГКР (б) от высоты этажа

Расчетная схема для определения влияния глубины карьера H_k на эффективность вскрытия представлена на рис. 4. Изменяемый параметр H_k варьирует от 140 до 440 м с шагом 60 м. Место заложения автоуклона принято 2-3-й уступ выше дна карьера ($H_k - 30$ м). Угол сдвижения пород лежачего бока $\beta=50^\circ$ принят на 15° меньше нормативного. Сравнение вариантов вскрытия в зависимости от H_k необходимо проводить не только по суммарным объемам и затратам на ГКР, но и их удельным показателям, поскольку изменяется высота распространения и, следовательно, объем запасов, предназначенных для подземной разработки.

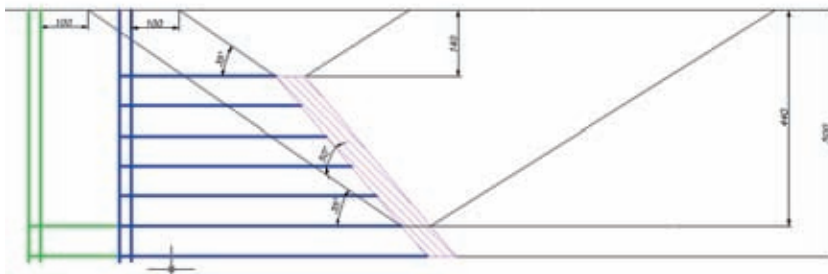


Рис. 4. Расчетная схема к определению влияния H_k

Зависимости суммарных и удельных капитальных затрат на ГКР от глубины карьера при различных вариантах вскрытия представлены на рис. 5.

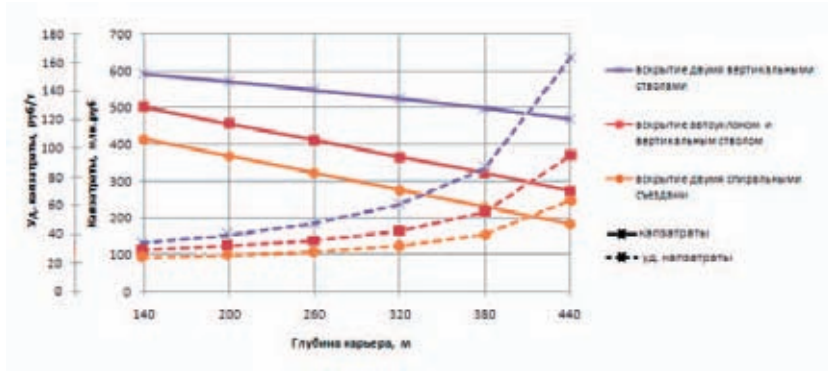


Рис. 5. Зависимость суммарных и удельных капзатрат на ГКР от H_k

В результате ЭММ установлено, что при увеличении глубины карьера от 140 до 440 м при глубине распространения рудного тела 500 м:

- суммарные капитальные затраты на ГКР во всем диапазоне монотонно уменьшаются во всех вариантах вскрытия. Разница между наиболее эффективным вскрытием автоуклоном и наименее эффективным вертикальным стволом составляет от 180 млн руб. (1,5 раза) при H_k 140 м; до 290 млн руб. (2,5 раза) при H_k 440 м;

• эффективность варианта вскрытия автоуклонами во всем диапазоне изменения H_k достигается за счет меньших удельных капитальных затрат на проведение слабонаклонных выработок и ликвидации квершлага. При этом удельные капитальные затраты на ГКР изменяются от 24 до 70 руб./т при увеличении H_k от 140 до 440 м, соответственно.

Полученные результаты подтверждаются практикой проектирования и разработки Молодежного месторождения. Принятый вариант вскрытия автоуклоном из карьера позволил значительно (на 16 месяцев) сократить срок строительства и ввода в эксплуатацию рудника, поэтапно вскрывать и отрабатывать запасы месторождения, что весьма существенно для эффективности капитальных вложений.

Для обоснования эффективной технологии отработки переходной зоны на основании проведенных исследований разработана методика, учитывающая влияние специфических факторов в зависимости от применяемого способа изолирования (4 способа) подземных горных выработок от карьера. Целевая функция (1) при этом приобретает вид:

$$Pr_j = \{0,01 \varepsilon_{ij} \sum_{i=1}^n k_i Z_i c_i \varepsilon_i - [k_{nij} c_j + (1 - k_{nij})(K_j c_j)]\} Q_{ij}^n \frac{1-P}{1-P} \rightarrow \max, \quad (2)$$

где $\varepsilon_{ij} - (1 - P)$ – коэффициент качественного извлечения руды при добыче по j -му варианту технологии, где P – разубоживание, доли ед.;

n – количество извлекаемых металлов (для медноколчеданных руд – 1-медь и 2-цинк);

k_i – доля цены i -го металла на LME , выплачиваемой ГОКу металлургической компанией-потребителем концентрата;

Z_i – цена i -го металла на LME , руб./т;

c_i – содержание i -го металла в погашаемых запасах, доли ед.;

ε_i – извлечение i -го металла в концентрат при обогащении, доли ед. Зависит от их содержания в добытой руде $a_i = c_i (1 - P)$;

c_j – себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т добытой руды по j -му варианту технологии без воздействия специфических факторов, руб./т;

k_{nij} – коэффициент изолированности по j -му варианту технологии и i -му способу изоляции;

K_j – коэффициент изменения удельных эксплуатационных затрат под влиянием специфических факторов по j -му варианту технологии;

Q_{ij}^n – балансовые запасы блока, обрабатываемого в переходной зоне по j -му варианту технологии и i -му способу изоляции, т;

P – потери, доли ед.

Данная методика представлена 18-ю математическими зависимостями прибыли, извлекаемой ценности и эксплуатационных затрат, зависящими от 90 горно-геологических, горнотехнических, геоэкономических и специфических факторов. Компьютерная программа «Выбор эффективной технологии отработки переходной зоны» написана в приложении *Excel* пакета программ *Microsoft Office*.

Проведено ЭММ разработанных вариантов технологии отработки переходной зоны Учалинского медно-цинкового месторождения с целью выбора эффективной. Также исследовано влияние ширины камер основных запасов блока B^0 на эффективность отработки переходной зоны. Исходная информация разбита на несколько

массивов – общая и специальная, зависящая от технологии и применяемого способа изолирования (рис. 6).

Исходные данные для расчетов		
Наименование	Обозначение	Значение
Длина по простраиванию, м	L	300
Площадь рудного тела, м ²	S_p	40
Угол падения, град.	α	60
Угол срединного пород	ϕ	70
Угловая масса породы блока, м ³	γ_p	20
Потери руды в основных запасах, %	p^0	1,0
Разубоживание в основных запасах, %	p^0	7,0
Потери руды в переходной зоне, %	p^0	4,0
Разубоживание в переходной зоне, %	p^0	10,0
Объемный вес руды, т/м ³	γ_r	4,0
Объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м ³	$\gamma_{\text{р}}$	0,0
Коэффициент снижения качества	$(1-p^0)/(1-p^0)$	1,04
Коэффициент снижения качества	$(1-p^0)/(1-p^0)$	1,07
Коэффициент качественного извлечения руды	k_A	0,93
Балансовый запас блока, тыс. т	Q	500,00
Извлекаемые запасы блока, тыс. т	$Q_{\text{изв}}$	533,33
Курс рубля к американскому доллару, руб.	k	52,72
Содержание меди в балансовом запасе, %	C_0	2,80
Извлечение меди в концентрат, доли ед.	$k_{\text{из}}$	0,30
Цена 1 т меди на ЦМБ, руб/т	$Z_{\text{м}}$	4277,71
Доля цены меди на ЦМБ	$k_{\text{м}}$	0,477
Содержание цинка в балансовом запасе, %	Z_0	2,00
Извлечение цинка в концентрат, доли ед.	$k_{\text{из}}$	0,45
Цена 1 т цинка на ЦМБ, руб/т	$Z_{\text{ц}}$	2135,88
Доля цены цинка на ЦМБ	$k_{\text{ц}}$	0,42

Технология с изолированием рудным монолитным массивом		
Наименование	Обозначение	Значение
Количество подбитый шт	n	2
Численно-калькуляционные затраты без влияния специфических факторов, руб/т	C_0	350
Коэффициент основных затрат на подготовительно-марижные работы	$K_{\text{пм}}^{\text{осн}}$	0,8
Коэффициент основных затрат на бурение	$K_{\text{бур}}^{\text{осн}}$	0,9
Коэффициент основных затрат на взрывчатку	$K_{\text{взр}}^{\text{осн}}$	1,0
Коэффициент основных затрат на эксплуатацию	$K_{\text{эксп}}^{\text{осн}}$	1,7
Высота блока, м	H_p	60
Себестоимость подготовительно-марижных работ, руб/т	$C_{\text{пм}}$	25
Себестоимость отбития, руб/т	$C_{\text{отб}}$	25
Себестоимость бурения, руб/т	$C_{\text{бур}}$	25
Себестоимость взрывчатки, руб/т	$C_{\text{взр}}$	40
Себестоимость эксплуатации, руб/т	$C_{\text{эксп}}$	25
Суммарные численно-калькуляционные затраты на проведение подготовительных работ, которые не зависят от влияния специфических факторов, руб/т	C_0^*	260
Землеустроительные затраты под воздействием специфических факторов, тыс. руб.	C_1	2074
Нормативная стоимость, руб/т	$U_{\text{норм}}$	1 006,95
Результат, руб/т	U_p	

Рис.6. Общие и специальные данные для ЭММ

Результаты ЭММ показывают, что при $B^0=10-14$ м более эффективным является вариант 3.1 этажно-камерной системы разработки основных запасов блока с твердеющей закладкой под сформированным на дне карьера искусственным изолирующим перекрытием (рис. 7). При $B^0=14-17,5$ м более эффективен вариант 1.1б этажно-камерной системы разработки под рудным изолирующим целиком и обрушением его на выработанное пространство камеры с последующей твердеющей

закладкой. Анализ показал, что даже наиболее эффективные варианты технологии отработки переходной зоны имеют худшие ТЭП по сравнению с отработкой запасов без влияния специфических факторов ($K=1,024-1,056$). Эффект от применения карьерного бурового оборудования не перекрывает ухудшение ТЭП от влияния негативных факторов. В данном контексте был разработан новый вариант 1.1. в отработки переходной с отбойкой методом *VCR* под рудным изолирующим целиком, его обрушением и с последующей твердеющей закладкой, позволяющий использовать положительный фактор применения карьерных буровых станков и в наибольшей степени снизить влияние отрицательных. Его эффективность очевидна во всём диапазоне геомеханически допустимых значений $B^0 = 10-17,5$ м.

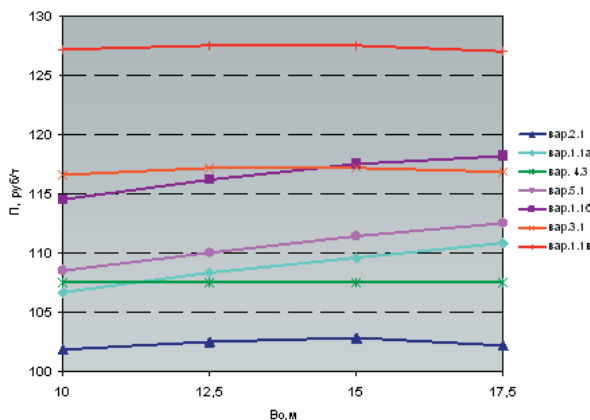


Рис. 7. Зависимость прибыли от B^0

Таким образом, только применение ЭММ при изыскании и проектировании вариантов вскрытия и подземной технологии при комбинированной разработке рудных месторождений позволяет объективно осуществить выбор оптимальных вариантов вскрытия и технологии из множества рациональных и установить показатели эффективности в зависимости от изменяющихся в широком диапазоне традиционных и специфических факторов, вызванных наличием карьера.

Литература

1. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Калмыков В.Н. Научно-методическое обоснование модульного принципа проектирования горнотехнических систем // М.: Недропользование - XXI век. № 2009. 5. 2009. С. 74–78.
2. Волков Ю.В., Соколов И.В., Камаев В.Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 124 с.
3. Волков Ю.В., Соколов И.В., Камаев В.Д. Проектные решения по доработке Молодежного месторождения подземным способом // Горный журнал. 2004. № 6. С. 37–40.

ПРИМЕНЕНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОБОСНОВАНИИ РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ

И.В. Соколов, И.В. Никитин
Институт горного дела УрО РАН

Высокий уровень развития информационных технологий в последние годы, несомненно, напрямую способствует развитию всех отраслей науки и техники, данные тенденции отчетливо прослеживаются и в развитии горного дела. Благодаря применению современных компьютерных средств при проектировании и расчете горнотехнических систем стало возможным в краткие сроки принимать обоснованные решения по выбору эффективных схем и рациональной технологии.

Под информационными технологиями в широком смысле понимается комплекс научных и инженерных средств и методов сбора, обработки и передачи данных (первичной информации) для получения информации нового качества о состоянии объекта, процесса или явления (информационного продукта) [1]. Информационные технологии в горной науке предназначены для создания алгоритмов выполнения горно-геометрических расчетов и изучения геоинформационных моделей на их основе для решения оптимизационных задач с применением современного программного обеспечения горного профиля.

Обоснование рационального варианта вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений предполагает решение комплекса последовательных задач, требующих соответствующего математического, технического и информационного обеспечения. В связи с этим на основе разработанной экономико-математической модели составлена компьютерная программа «Выбор варианта вскрытия при комбинированной разработке», написанная в приложении *Excel* пакета программ *Microsoft Office*.

Методика технико-экономического сравнения и выбора экономически эффективного и технически рационального варианта вскрытия при комбинированной разработке предлагается следующая.

1. Формирование и анализ массива исходной горно-геологической и горнотехнической информации об объекте и экономической ситуации на рынке. Удельные капитальные и эксплуатационные затраты по видам работ устанавливаются на основе практических данных рудника.

На данном этапе исходная информация для удобства пользования разбивается на несколько массивов в соответствующих блоках-таблицах листа *Microsoft Excel* «Исходные данные»:

- способ вскрытия (рис. 1);
- параметры рудника (рис. 2);
- удельные капитальные затраты на строительство выработок разных типов (рис. 3);
- удельные эксплуатационные затраты на поддержание выработок, подъем и транспортирование руды (рис. 4);

ВЫБОР ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ

Способ вскрытия			
N	Наименование	Вскрытие	
		с поверх-ности	с карье-ра
1	Количество главных стволов	0	
2	Количество вспомогательных стволов	0	
3	Количество вентиляционных стволов	0	
4	Количество наклонных стволов	0	0
5	Угол наклона ствола, град	18	18
6	Количество автотранспортных уклонов	1	1
7	Угол наклона автоуклона, град	8	8
8	Количество штолен	0	0

Рис. 1. Блок-таблица «Способ вскрытия»

Параметры рудника		
N	Наименование	Значение
1	Годовая производительность рудника, тыс. т	400
2	Длина рудного тела по простиранию, м	600
3	Средняя мощность рудного тела, м	40
4	Глубина карьера (начало расчета), м	140
5	Глубина вскрытия, м	500
6	Глубина (начало заложения) автоуклона, м	110
7	Длина штольни, м	0
8	Угол падения рудного тела, град	50
9	Угол сдвигаения вмещающих пород, град	50
10	Предохранительная берма, м	100
11	Угол наклона бортов карьера, град.	35
12	Угол наклона бортов карьера, радиан	0,611

Рис. 2. Блок-таблица «Параметры рудника»

	A	B	C	D
1	Удельные капитальные затраты			
2	N	Наименование	Ед. изм.	Значение
3	1	На строительство вертикальных стволов	руб/м ³	15 000
4	2	На строительство наклонных стволов	руб/м ³	5 000
5	3	На строительство автотранспортных уклонов	руб/м ³	3 500
6	4	На строительство штолен	руб/м ³	3 500
7	5	На проведение околоствольных выработок	руб/м ³	3 000
8	6	На проведение квершлагов	руб/м ³	2 500
9	7	На проведение откаточных штреков	руб/м ³	2 500

Рис. 3. Блок-таблица «Удельные капитальные затраты»

	A	B	C	D
1	Удельные эксплуатационные затраты			
2	N	Наименование	Ед. изм.	Значение
3	1	На подъем руды по вертикальному стволу	руб/т	37
4	2	На подъем руды по наклонному стволу	руб/т	70
5	3	На транспортирование руды по горным выработкам	руб/т*км	27
6	4	На транспортирование руды по карьеру	руб/т*км	9
7	5	На перегрузку руды	руб/т	5

Рис. 4. Блок-таблица «Удельные эксплуатационные затраты»

	A	B	C
1	Исходные данные		
2	N	Наименование	Значение
3	1	Среднее годовое понижение очистной выемки, м	9
4	2	Поправочный коэффициент на угол падения рудного тела	0,94
5	3	Поправочный коэффициент на мощность рудного тела	0,6
6	4	Поправочный коэффициент на систему разработки	0,8
7	5	Поправочный коэффициент на число этажей	1,0
8	6	Плотность руды в массиве, т/м ³	4
9	7	Потери руды, %	5
10	8	Разубоживание, %	10
11			
12	Расчет годовой производительности рудника		
13	N	Наименование	Значение
14	1	Горизонтальная площадь рудного тела, тыс. м ²	24,0
15	2	Коэффициент, учитывающий потери при добыче	0,95
16	3	Коэффициент, учитывающий разубоживание	0,9
17	4	Балансовые запасы, тыс. т	34560,0
18	5	Годовая производительность рудника, тыс. т	400,0

Рис. 5. Расчет годовой производственной мощности рудника

2. Определение годовой производственной мощности рудника по скорости понижения очистных работ [2] в исходной и расчетной таблицах листа *Microsoft Excel* «Годовая производительность» (рис. 5).

3. Изыскание и конструирование конкурентоспособных вариантов, основанное на логическом сопоставлении необходимых условий применения способов и схем вскрытия с реальными горно-геологическими и горнотехническими условиями конкретного месторождения, что в конечном итоге гарантирует правильный поиск рационального и технически обоснованного варианта.

4. Установление экспертным путем диапазона изменяемого параметра (фактора) с принятым шагом его изменения. Таким образом, происходит изменение управляющих воздействий на целевую функцию в соответствии с изменением внешней среды, отображаемой в модели в виде горно-геологической, горнотехнической и экономической информации.

5. Расчет основных технико-экономических показателей по каждому сконструированному варианту при дискретных значениях изменяемого параметра.

Определение длины, сечения и объемов вертикальных стволов и автотранспортных уклонов осуществляется в соответствующих блоках-таблицах листа *Microsoft Excel* «Главные вскрывающие выработки» (рис. 6).

Главный ствол			Автоуклон с поверхности		
N	Наименование	Значение	N	Наименование	Значение
1	Количество стволов, шт	1	1	Количество автоуклонов, шт	1
2	Глубина провала, м	520	2	Глубина провала, м	500
3	Диаметр ствола, м	5,9	3	Угол наклона автоуклона, град	8
4	Сечение ствола вверху, м ²	27,32	4	Длина автоуклона, м	3593
5	Объем провала, м ³	14208	5	Сечение схода вверху, м ²	17,60
6	Общий объем провала, м ³	14208	6	Объем провала, м ³	63231
			7	Общий объем провала, м ³	63231

Вентиляционный ствол			Автоуклон из карьера		
N	Наименование	Значение	N	Наименование	Значение
1	Количество стволов, шт	1	1	Количество автоуклонов, шт	1
2	Глубина провала, м	520	2	Глубина провала, м	390
3	Диаметр ствола, м	4,3	3	Угол наклона автоуклона, град	8
4	Сечение ствола вверху, м ²	14,38	4	Длина автоуклона, м	2802
5	Объем провала, м ³	7425	5	Сечение схода вверху, м ²	17,60
6	Общий объем провала, м ³	7425	6	Объем провала, м ³	49320
			7	Общий объем провала, м ³	49320

Рис. 6. Расчет длины, сечения, объемов главных вскрывающих выработок

Определение длины, сечения и объемов квершлагов, заездов на горизонт, этажных откаточных и вентиляционных штрехов осуществляется в соответствующих блоках-таблицах листа *Microsoft Excel* «Вспомогательные вскрывающие выработки» (рис. 7, 8, 9).

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R
13	Расчет длины и объема прохода квершлага при вертикальном стволе																	
14	N	Высота этажа, м	Число этажей	Измененная длина прохода, м	Горизонт, м											Суммарная длина, м	Сечение, м²	Объем, м³
15					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11			
16	1	60	6	50	902	512	501	471	401	350	300	250	199	149	99	5813	6,36	24508
17	2	80	3	87	902	513	468	401	334	268	199	132	81	0	0	5002	6,36	19090
18	3	100	4	84	902	518	434	350	268	182	99	0	0	0	0	2412	6,36	15568
19	4	120	3	101	902	501	401	300	199	99	0	0	0	0	0	2102	6,36	13367
20	5	140	3	117	902	482	367	250	132	0	0	0	0	0	0	1813	6,36	11673
21	6	160	2	134	902	468	334	199	0	0	0	0	0	0	0	1605	6,36	10192
22	7	180	2	151	902	453	300	149	0	0	0	0	0	0	0	1502	6,36	9652
23	8	200	2	168	902	434	268	99	0	0	0	0	0	0	0	1401	6,36	8911
24	9	220	2	185	902	417	231	0	0	0	0	0	0	0	0	1272	6,36	7964
25	10	240	2	202	902	401	199	0	0	0	0	0	0	0	0	1202	6,36	7644

Рис. 7. Расчет длины, сечения, объемов квершлагов

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R
13	Расчет общей длины и объема заездов на горизонт																	
14	N	Высота этажа, м	Число этажей	Измененная длина прохода, м	Горизонт, м											Суммарная длина, м	Сечение, м²	Объем, м³
15					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11			
16	1	60	6	50	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	0	260	8,36	2544
17	2	80	3	87	20	20	20	20	20	20	20	20	20	0	0	180	8,36	2290
18	3	100	4	84	20	20	20	20	20	20	20	20	0	0	0	140	8,36	1781
19	4	120	3	101	20	20	20	20	20	20	0	0	0	0	0	120	8,36	1526
20	5	140	3	117	20	20	20	20	20	0	0	0	0	0	0	100	8,36	1272
21	6	160	2	134	20	20	20	20	0	0	0	0	0	0	0	80	8,36	1018
22	7	180	2	151	20	20	20	0	0	0	0	0	0	0	0	60	8,36	1018
23	8	200	2	168	20	20	20	0	0	0	0	0	0	0	0	40	8,36	1018
24	9	220	2	185	20	20	20	0	0	0	0	0	0	0	0	20	8,36	763

Рис. 8. Расчет длины, сечения, объемов заездов на горизонт

	A	B	C	D	E	F	G
1	Расчет длины и объема проходов откаточных штрехов						
2	N	Высота этажа	Число этажей	Количество штрехов на этаже, м	Длина штреха, м	Сечение, м²	Объем, м³
3	1	60	6	2	600	6,36	45792
4	2	80	5	2	600	6,36	34344
5	3	100	4	2	600	6,36	27475
6	4	120	3	2	600	6,36	22896
7	5	140	3	2	600	6,36	19630
8	6	160	2	2	600	6,36	17172
9	7	180	2	2	600	6,36	15264
10	8	200	2	2	600	6,36	13738
11	9	220	2	2	600	6,36	12494
12	10	240	2	2	600	6,36	11448

Рис. 9. Расчет длины, сечения, объемов этажных штрехов

Определение капитальных затрат на горно-капитальные работы (ГКР) осуществляется в таблице листа *Microsoft Excel* «Капитальные затраты» (рис. 10).

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
1	Расчет капитальных затрат												
2	N	Высота этажа, м	Число этажей	Затраты на проходку глиняных стволов, млн. руб.	Затраты на проходку используемых стволов, млн. руб.	Затраты на проходку вспомогательных стволов, млн. руб.	Затраты на проходку выселяемых стволов, млн. руб.	Затраты на проходку литотушения, млн. руб.	Затраты на проходку шт.руб.	Затраты на проходку окладочного дна и кларов, млн. руб.	Затраты на проходку вспрыскивание, млн. руб.	Затраты на проходку откаточных штреков, млн. руб.	Общие капитальные затраты, млн. руб.
3	1	60	6	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	6,36	114,48	516,27
4	2	80	3	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	5,72	85,86	487,01
5	3	100	4	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	4,45	68,69	468,57
6	4	120	3	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	3,82	57,24	456,48
7	5	140	3	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	3,18	49,07	447,68
8	6	160	2	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	2,54	42,93	440,90
9	7	180	2	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	2,54	38,16	436,13
10	8	200	2	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	2,54	34,34	432,31
11	9	220	2	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	1,91	31,23	428,57
12	10	240	2	0,00	0,00	0,00	0,00	393,93	0,00	1,50	1,91	28,62	425,95

Рис. 10. Расчет капитальных затрат на ГКР

Определение длины рудовыдачных выработок, затрат на подъем и транспортирование руды по ним осуществляется в соответствующих блоках-таблицах листа *Microsoft Excel* «Эксплуатационные затраты» (рис. 11).

1	A	B	C
1	Вертикальный ствол		
2	N	Наименование	Значение
3	1	Количество рудовыдачных стволов, шт	1
4	2	Длина транспортного квершлага, км	0,602
5	3	Затраты на подъем руды, млн. руб	1279
6	4	Затраты на ВШТ, млн. руб	562
22	Автоуклон с карьера		
23	N	Наименование	Значение
24	1	Количество автоуклонов, шт	1
25	2	Длина автоуклона, км	2,802
26	3	Длина заезда на горизонт, км	0,020
27	4	Длина карьерного съезда, км	1,402
28	5	Затраты на транспортирование руды, млн. руб	1762

Рис. 11. Расчет эксплуатационных затрат на подъем и транспортирование руды

6. Оценка вариантов производится по критерию суммарных капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие, представляющему собой некоторую функцию, которая должна принять свое минимальное значение при выборе наилучшего варианта.

В общем виде функция цели минимума суммарных затрат на вскрытие по каждому варианту Z_i , руб., запишется по формуле:

$$Z_i = K_i + \mathcal{E}_i \rightarrow \min, \quad (1)$$

где K_i – капитальные затраты на проведение главных вскрывающих выработок, квершлагов, откаточных штреков, околоствольных дворов и камер по i -му варианту вскрытия, руб.;

$\mathcal{E}_i$ – эксплуатационные затраты на подъем и транспортирование руды по i -му варианту вскрытия, руб.

Расчет сформированной совокупности вариантов приводится на листе *Microsoft Excel* «Затраты на вскрытие» (рис. 12).

	A	B	C	D	E	F	G
32	Глубина карьера, м	Капитальные затраты, млн руб.		Эксплуатационные затраты, млн руб.		Суммарные затраты, млн руб.	
33		вскрытие двумя вертикальными стволами	вскрытие двумя автотранспортными съездами	вскрытие двумя вертикальными стволами	вскрытие двумя автотранспортными съездами	вскрытие двумя вертикальными стволами	вскрытие двумя автотранспортными съездами
34	140	592	414	1525	1762	2117	2176
35	200	571	368	1285	1499	1856	1867
36	260	549	321	1089	1224	1583	1543
37	320	525	275	787	936	1312	1211
38	380	498	229	590	636	1028	863
39	440	470	183	269	324	738	507

Рис. 12. Расчет суммарных затрат на вскрытие

На основе расчетных данных строится график, по которому осуществляется выбор наилучшего варианта вскрытия (рис. 13).

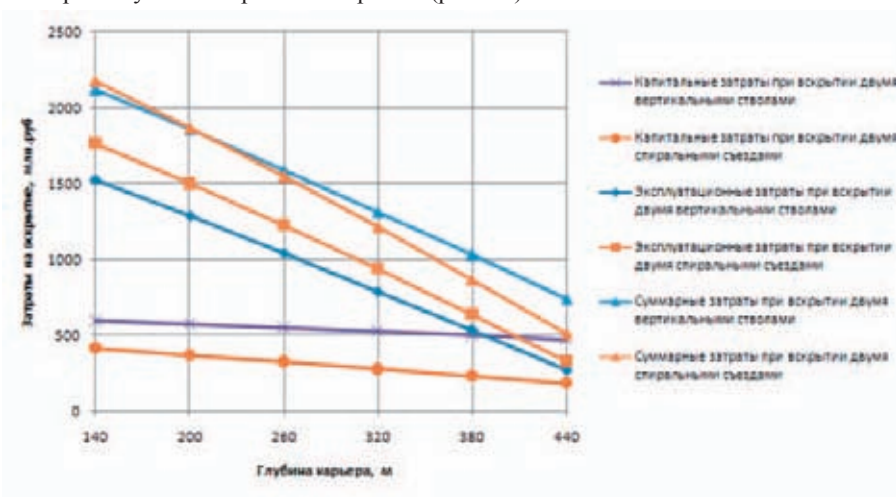


Рис. 13. График зависимости суммарных затрат от глубины карьера при постоянной глубине залегания месторождения при вскрытии вертикальными стволами и наклонными съездами

Таким образом, применение информационных технологий (экономико-математических моделей) при изыскании и конструировании вариантов вскрытия при комбинированной разработке месторождений позволяет объективно осуществить выбор рационального варианта вскрытия из множества возможных и установить области их эффективного применения в зависимости от изменяющихся параметров и факторов.

Литература

1. Мельников В. П. Информационные технологии. М.: Академия, 2008. 432 с.
2. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пажьянова, И.Е. Ерофеева. М.: Недра, 1983. 816 с.

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ РУДОПРОЯВЛЕНИЙ НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОМЕТРИИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ РАЗВЕДКЕ

Ю.В. Лаптев, А.В. Тимохин, В.Д. Кантемиров, Р.С. Титов

Институт горного дела УрО РАН

Литологическое строение рудных полей Саткинской группы месторождений магнетитов, Североуральского месторождения бокситов, титано-магнетитовых руд Качканарского типа, Баженовского месторождения хризотиласбеста определяют геологические образования, представляющие сложные смеси рассеянных структур окислов. Существенны содержания окислов «простых» металлов Na, Ca, Mg, Al. Полупроводниковые свойства в пограничном и на границе с диэлектриками диапазоне обеспечивают магнезия (MgO) и глинозем (Al_2O_3). В титано-магнетитах, в хризотиласбесте, в породах группы габбро их роль в этом, предположительно, промежуточная между фемическими и салическими компонентами, как и в абсолютном большинстве геологических образований, исключая лишь залежи магнетитов и бокситов, которые обусловлены только MgO и только Al_2O_3 .

Объемы перерабатываемой горной массы значительны, важна стабильность условий поступающего из забоев сырья, но постоянно возникают сбои, пересортица. Исключить риски неверной оценки руд, при занижении качества приводящие к потерям, при завышении – к удорожанию горных работ, позволяет геоинформационное решение, применение электрометрии.

Руды в залежах крайне слабо изучены методами электро- и магниторазведки. На бокситах в шахтных условиях электрометрические измерения ранее проводились. В косвенных оценках важны также геофизические данные, получаемые в карьерах группы железорудных месторождений Качканарского типа в результате постоянно действующего режима эксплуатационной разведки и измерений магнитной восприимчивости (каротажа, КМВ и наземных съемок). Ценность этой информации вытекает из общности примесных составов и родственности сложных случаев, когда необходимо раздельное рассмотрение природы и механизмов проводимости. На магнезиальных рудах до начала наших работ в 2003 году метод сопротивлений не применялся никогда и никем ранее.

Известные свойства корунда Al_2O_3 , технического периклаза MgO и подобных монокристаллов этих формул применять некорректно, поскольку «ударные» р, Т параметры синтеза существенно отличаются от условий изучаемых, низко- (осадочного типа) и средне- (до $500^\circ C$) температурных залежей. Подчиненные окислы CaO , Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , SiO_2 , напротив, в сходных р, Т условиях и в самостоятельном виде не редкость – опыт измерений на образцах внушительен. Но разброс данных и нахождение в виде фракций не дает преимуществ ни одному из методов, обособленных дисциплинарно. Окислы, преимущественно слагающие рудные поля, и сульфиды редких «оторочек» могут рассматриваться исключительно как распределенные во внутренней структуре агрегаты.

В большинстве литературных источников связи сопротивления и состава не усматривается, если петрохимические изменения обусловлены окислами «простых» металлов: Na, Mg и Al по причине малости количества носителей – локализации электронов в обеспечение связи.

Вопрос локализации – это вопрос исключительно диапазона. А поскольку интерес представляют частности, важен промежуточный вывод. Относительно высокая степень локализации имеет место, но этим и обусловлено, что свойства ожидаются в принципиальном, пограничном и на границе с диэлектриками полупроводниковом диапазоне. Цель работ – выявление детерминированной составляющей, которая позволит диагностировать руды и их сортамент.

Прирост содержания отдельного элемента (катиона) при прочих равных условиях вызывает новое состояние – считается, что он (элемент) отчасти восстановлен. Рудам вообще свойственна высокая природная степень восстановления металла. Из числа практических положений, наиболее цитируемых в литературе о полупроводниках, эту формулу лучше всего выражают два. 1. Избыток металла (тогда соединение можно записать и в соответствии с валентностью, и по соотношению атомов и MgO , и, например, $\text{Mg}_{1,03}\text{O}$) – стехиометрический дефект, уменьшающий соразмерно отклонению сопротивление и магнитную восприимчивость. 2. Прогноз этого изменения упрощается, если полезный элемент «заместил» в рудах вмещающий, являющийся более сильным восстановителем из группы полезного или левее.

Установление признаков (критериев) оруденений, как при применении традиционно используемых методов, так и предлагаемых на основе измерений, возможны **или на уровне изучения элементов, или на уровне изучения руд.**

Геологические свойства руд изучены уже к стадии детальной разведки к 1967–89 гг. исчерпывающе. Эффективность геофизики лишь предполагалась. Задачи документирования петрофизических свойств мы оставили прежние, сформулированные геологами и обогатителями.

1. Детализация состояний и процессов, действующих в кристаллической структуре, как в рудах, так и на контакте и далее по следу убывания содержаний рудных окислов в незначительном объеме воздействия во вмещающей среде.

2. Анализ явлений, которые непосредственно детерминированы количеством и сочетанием атомов Ca, Mg и Al; межатомными связями, условиями и состояниями; структурой распределения – упаковки.

Изучение элементов

Различают sp- элементы (табл. 1) с характерной зависимостью плотности от атомного радиуса, с уменьшением которого σ возрастает, и d- элементы с зависимостью плотности преимущественно от атомной массы.

Отличающиеся структурой внешних электронных орбит элементы sp-типа характеризуются яркой химической индивидуальностью. Для элементов d-типа различие в строении атомов отмечается на более глубоких уровнях. Они менее химически индивидуальны, наблюдается меньшая алогичность строения орбит электронов в элементах одной группы периодической системы.

Таблица 1

Константы атомов и свойства распространенных химических элементов

Металлы, метал-лоиды	Плотность σ , г/см ³	Атомная масса m_a	Атомный радиус r_a , нм	Тип электронного строения*	Структура кристаллов *
Калий	0.86	32.10	2.35	sp	K-8
Натрий	0.97	22.98	1.89	sp	K-8
Рубидий	1.53	85.47	2.48	sp	K-8
<u>Кальций</u>	1.55	40.08	1.97	<u>sp</u>	K-12, Г-12
<u>Магний</u>	1.74	24.31	1.60	<u>sp</u>	Г-12
<u>Алюминий</u>	2.70	26.98	1.48	<u>sp</u>	K-12
Барий	3.50	137.30	2.21	sp	K-8
Титан	4.54	47.90	1.46	d	Г-12
Ванадий	6.06	50.94	1.34	d	K-8
Цинк	7.13	65.37	1.45	d	Г-6
Хром	7.19	51.99	1.27	d	K-8
Марганец	7.43	54.94	1.30	d	K-12, K-8
Железо	7.87	55.85	1.26	d	K-8, K-12
Никель	8.90	58.71	1.25	d	K-12
Кобальт	8.96	58.93	1.25	d	Г-12, K-12
Медь	8.90	63.54	1.25	d	K-12
Серебро	10.50	107.87	1.44	d	K-12
Свинец	11.34	207.20	1.75	sp	K-12
Ртуть	14.19	200.6	1.60	d	Г-6
Золото	19.32	195.91	1.45	d	K-12

Примечание. * По Д.П. Григорьеву

Сравнивая металлические свойства Mg и Ca, необходимо выяснить:

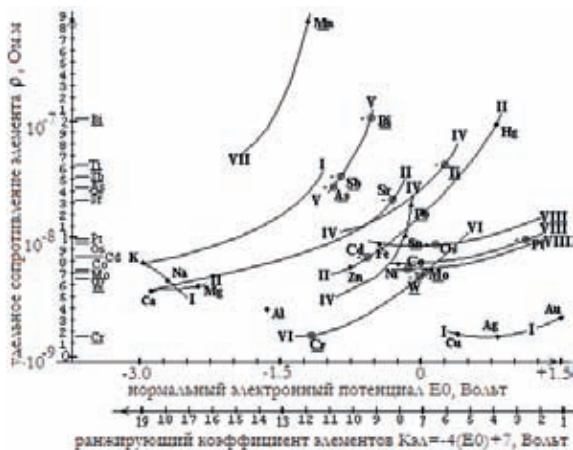
- транслируются ли на II-ю группу свойства I-й, в которой каждый тяжелый элемент является сильным восстановителем, как Na больше, чем Li, K больше, чем Na, Rb больше, чем K,
- или активен легкий, что свойственно d- элементам и отмечается в центральной части периодической таблицы.

Ответ дает линейка свойств от sp до d элементов (рис. 1, по горизонтали – ряд напряжений), применяемая в расчетах электролитов.

Техническое воплощение ДЕО – это защищающие от коррозии протекторы, аккумуляторы, элементы питания, батарейки и др.. Электродный потенциал E^0 , как свойство материала, определяется с учетом собственного напряжения раствора. Электронный потенциал представляет собой электродный потенциал элемента по отношению к напряжению воды, стехиометрический состав которой H_2O . Физический максимум $\Delta E^0 = 6.3$ вольт зафиксирован на электродах фтора и европия, размер даже в 0.1 вольта существенен. Формула Нернста определяет как связь потенциалов, так и особенности: – E^0 является свойством иона, – E^0 характеризует материал (электрод) применительно к гальваническому процессу.

Элементы высоких потенциалов ($Au \div Cu = 1.5 \div 0.38$) устойчивы к коррозии – минеральным образованиям свойственна металлическая форма связи как в самородных, так и в известных, немногочисленных соединениях.

Проводимость ниже у минералов, образованных катионами среднего диапазона ($Zn \div Cu = -0.7 \div +0.38$). Фиксируется большее разнообразие соединений и смешанные формы связи: ионно-металлическая, ковалентно-металлическая.



По мере уменьшения потенциала элементы в минералах более окислены, рост разнообразия соединений «лавиный», одновременно повышается сопротивление: от проводников к слабым проводникам, к полупроводникам, к диэлектрикам.

Выводу об обратной связи сопротивления соединения и потенциала катиона (рис. 2) не препятствует диапазон сопротивлений каждого минерала, составляющий несколько порядков.

1. Стехиометрическое соответствие формуле авторами не дается. 2. Имеются ссылки на вероятность примесей без оценки пределов их влияния. 3. Представлены свойства (сотни измерений для каждой формулы), полученные при измерениях, как на образце, так и при каротаже скважин. 4. При наличии изоморфных металлов аргументом в предложенном уравнении выступает усредненный потенциал – окислы и сульфиды формально объединены.

d-металлам, объединенным в группе, при образовании идентичных соединений высокая способность восстанавливаться принадлежит более тяжелому. Если прирост содержания происходит взамен легкого, это приравнивается к его способности понижать сопротивление соединения и всегда подтверждается соотношением потенциалов и измерениями на образцах.

В противоположность, во II-й группе (Mg, Ca, Sr, Ba) обнаруживается потенциальный размер обратного, *инверсионного* знака $\Delta E_0(\text{Mg-Ca}) = +0.52$ – должен лучше восстанавливаться, наоборот, легкий магний. Соотношение потенциалов получено при изучении электролитов (растворов), а преследуется цель прогноза свойств твердой внутренней структуры рудных залежей, поэтому потребовались смежные дополнительные подтверждения.

Были привлечены из справочных, открытых литературных источников сведения о влиянии на сопротивление элементов давления (p) [1, 4]. Назначение и форма использования – имитация восстановления, достигаемого отдельным металлом с приростом содержания и соответствующих замещений, предельного состояния и процесса его «приобретения».

Метод выбран исходя из вероятности установления индивидуальностей элементов. Прототип выбран по условленности, формулируемого ниже подобия. Изменения в отдельном спектре – общность обеспечена суммой n и r механизмов или преимущественным действием одного – подтверждаются, что важно, односторонним изменением электропроводности. Рост E_0 и p приводит к уменьшению сопротивления. При изoeлектронном замещении положительный размер ΔE_0 обеспечивает зональное преобразование – понижение зоны проводимости. При росте p в элементах – условие собственной проводимости – спектр испытывает отток электронов в зону проводимости.

Термобарические изменения выражает уравнение Арениуса:

$$\frac{\rho_p}{\rho} = \exp\left(\frac{-\Delta U - p \cdot \Delta V}{k_B \cdot T}\right), \quad (1)$$

где k_B – коэффициент Больцмана; ΔU – энергия активации; ΔV – объем активации; ρ_p – сопротивление при давлении [от 0 до 1 ГПа]; ρ – сопротивление без давления; p – давление; T – температура.

Расчет по уравнению (1) показал, что при $\Delta U \sim 0$, $t = 20^\circ\text{C} = \text{const}$, $p = 1$ ГПа, отношению ρ_p/ρ , составившему для родия ~ 0.77 (родий – центр периодической таблицы), объем активации ΔV соразмерен объему атома (объему сферы с радиусом $5.85 \cdot 10^{-9}$ см).

Сопротивление уменьшается до минимума D , наблюдаемого, как правило, при давлении ~ 1 ГПа, а более 1 ГПа изменения незначительны – не более 2–4% общей амплитуды (рис.3).

Аппроксимация выполняется параллельным переносом в точку (0,0) положительной гиперболы I четверти, что выражается функцией:

$$Lg\left(\frac{\rho_p}{\rho}\right) = \frac{1}{p - \frac{1}{\lg D}} + \lg D. \quad (2)$$

Подставим (2) в (1), выразим энергию активации через давление и дважды продифференцируем:

$$\frac{\partial \Delta U}{\partial p} = -\frac{k_B \cdot T}{\left(p - \frac{1}{\lg D}\right)^2} - \Delta V; \quad (3)$$

$$\frac{\partial^2 \Delta U}{\partial p^2} = (-2) \frac{k_B \cdot T}{\left(p - \frac{1}{\lg D}\right)^3} < 0. \quad (4)$$

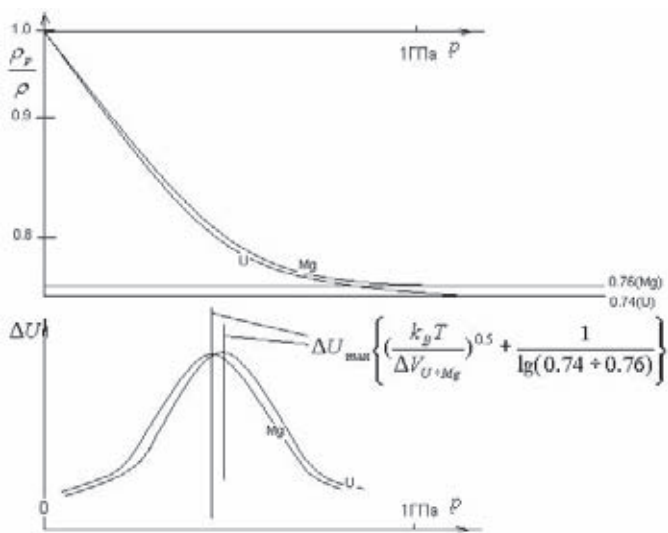
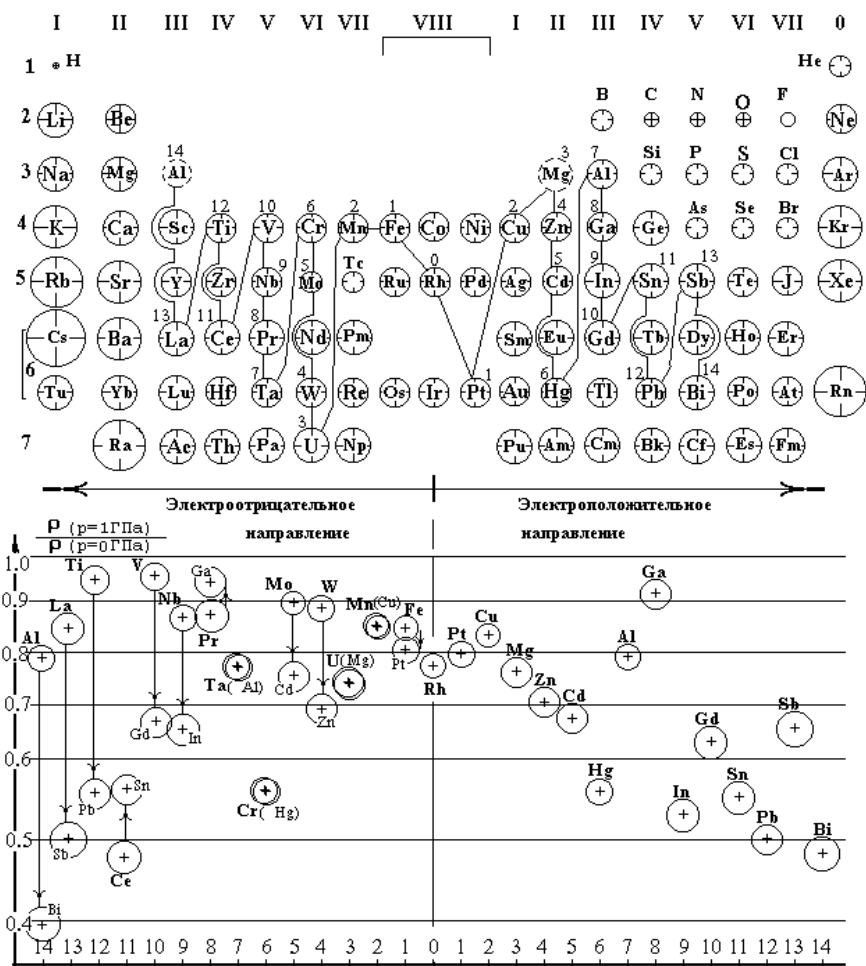


Рис. 3. Изменение сопротивления и энергии активации при давлении (на примере Mg и U). Вторая производная отрицательна, первая монотонно убывает и меняет знак с «+» на «-» в точке максимума энергии активации

Направленность изменений, если учитывать вес ядра и его изменение, кратное номеру периода, выражается попарным равенством D (рис. 4).

Из табличных sp-элементов только в Mg и Al, как и во всех d, процесс подчиняется уравнению (2). Соответствия (2) в sp-элементах как в отрицательном направлении во II-й группе, начиная с Ca, Ba и далее, так же как в Pb (табличном sp из электроположительного направления), не наблюдается. Кальций разрушается при давлении с уменьшением объема, барий не разрушается, но так же фиксируется рост сопротивления. У свинца же на графике ρ_p при соответствии начальной части и асимптоты уравнению (2) наблюдается наличие скачкообразного уменьше-

ния при фиксированном давлении. Свинец, благодаря этому свойству, используется в качестве репера в физике высоких давлений.



К итогу изучения элементов спрогнозировано большее восстановление, которого в процессе прироста содержания может достичь ион Al^{3+} , чем замещаемый в том же объеме Mg^{2+} , и тем более, чем замещаемый Ca^{2+} , в соответствии потенциалам $E_0(\text{Al}, \text{Mg}, \text{Ca}) = -1.68, -2.38, -2.9$. Ключевым явилось рассмотрение механизма активации спектра при давлении, свойственного d-металлам. По мере усиления металлических свойств подобие процесса приходится лишь на два элемента из числа sp, сначала на алюминий, затем на пограничный магний. «Метал-

ломорфозы», как физическое следствие, с одной стороны, свойств катионов и их индивидуальных способностей к восстановлению, с другой стороны – приростов их содержаний в оруденениях, обеспечивают к пользе регистрации во всем диапазоне сортамента руд соразмерное изменение электропроводности и магнитной восприимчивости. В окружении окислов металлов низших потенциалов приросты Al_2O_3 и MgO должны приводить к уменьшению сопротивления, а в низкоомном окружении, наоборот, к повышению.

При изучении месторождений были выбраны по 5–7 участков (от 10 до 30 га) преимущественно в забоях, на которых рудные и водные условия, как и горная ситуация, разнообразили геофизические данные.

Залежи неоднородны. Вертикальные электрические зондирования ВЭЗ нет смысла подобно бурению выполнять по сети, составляющей на этапе детальной разведки по массиву в целом: 200 на 200 метров, в рудных телах: с «уплотнением» 100 на 100, реже 50 на 50. Отличие ВЭЗ – влияние объемного строения, не исключены «боковые», трудноинтерпретируемые эффекты. Линии ВЭЗ всегда вблизи или пересекают геологические контакты, необходимо использовать объемную составляющую. Методическое решение коснулось только последовательности работ. Актуальности не утрачивают измерения вблизи имеющейся сети скважин, но при размещении ВЭЗ требовалась дистанция от зон высоких градиентов, которые выявлялись по рисунку опережающей съемки площадного срединного градиента ПСГ.

Поэтому влияние петрохимических изменений можно было наблюдать и по линейному (латеральному) распределению сопротивления на профилях ПСГ, и на графиках зондирования (рис. 5). Документировались градиенты и контрасты, целями работ и возможностями интерпретации подтвержденные.

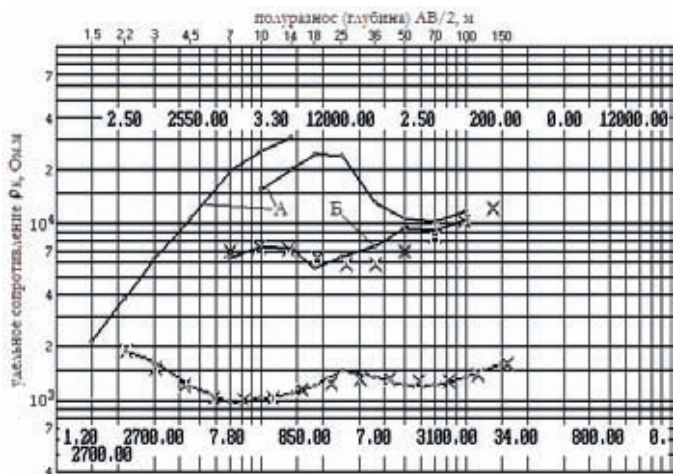


Рис. 5. Графики ВЭЗ на рудах, соответствующих модели бивагномерной смеси:

1. На бокситов (в шахте СУБРа: А – измерения при заземлении в почву, Б – в рудную кровлю); 2. На магнезитах (в Карагайском карьере, измерения при заземлении в рабочей зоне над двумя рудными пластами); 3. Графики: «о» – полевые (для интерпретации перекрытия устранены), «х» – интерпретационные, цифрами послойно: мощности и сопротивления слоев.

Многокомпонентная модель позволяет рассматривать руды как смесь только тех окислов (фракций), равномерно рассеянных в твердом скелете вместе с акцессорными (фемическими) минералами, роль которых в качестве агрегатов сопротивления несомненна.

Одно из самых удачных и, к сожалению, малоцитируемых уравнений для расчетов биравномерной смеси принадлежит Овчинникову И.К.:

$$\rho_n = \frac{3\rho_{зан}.ABC}{3ABC + 2(1 - w_{зан})\Delta\rho(AB + AC + BC)}, \quad (5)$$

где ρ_n – сопротивление смеси, $\rho_{зан}$ – сопротивление заполнителя, $w_{зан}$ – объемное содержание заполнителя; $\Delta\rho = \rho_{зан} - \rho_{вкл}$, $\rho_{вкл}$ – сопротивление эллипсоидальных включений;

$A = abcA(0)w_{зан} \Delta\rho + 2\rho_{вкл}$, $B = abcB(0)w_{зан} \Delta\rho + 2\rho_{вкл}$, $C = abcC(0)w_{зан} \Delta\rho + 2\rho_{вкл}$, a, b, c – полуоси эллипсоида; $A(0)$, $B(0)$, $C(0)$ – функции эллиптических интегралов 1-го и 2-го рода и тригонометрических функций.

Частный случай (5) для смеси с включениями бесконечно большого сопротивления выражает уравнение Семенова А.С.:

$$\rho_n = \frac{(3 - w_{зан})\rho_{зан}}{2w_{зан}}. \quad (6)$$

Для расчетов из параметрических данных выбраны те, которым по данным детальной разведки соответствуют максимальные приросты содержаний MgO и Al_2O_3 – установленные сопротивления агрегатов можно предварительно принять как предельные (табл.2).

Таблица 2

Сопротивления руд, пород и окислов по ВЭЗ

	СУБР	ОАО «Комбинат Магnezит»		СУБР
Порода, руда	Известняк	Доломит	Магnezит	Боксит
Формула	Ca CO3	Ca,Mg CO3 MgO=20%	Ca,Mg CO3 MgO=47.7%	Ca,Al CO3 Al2O3=56%
Сопротивление руды/породы, Ом·м	12000	4700 (3840)	1300 (984)	240 (200)
	ОАО «Комбинат Магnezит»		СУБР	
Минерал (фракция)	МАГНЕЗИЯ		ГЛИНОЗЕМ	
Формула	MgO=100%		Al2O3=100%	
Сопротивление, Ом·м	400=10 2.6		20=10 1.3	

Интересны целочисленные примеры расчета габбро, рассматриваемого с позиций модели трехкомпонентной смеси.

Для вычислений предложен «метод последовательного вложения» с 2-кратным применением уравнения (5). Уровень сопротивления так называемого «первого заполнителя» – для габбро это серпентиниты – достигает ~ 4000 Ом·м. Размещаем в серпентинит в количестве 12 % равномерно распределенные агрегаты MgO (400 Ом·м), сопротивление первой, промежуточной смеси составит 2000 Ом·м. Далее, принимая уже промежуточную смесь как «второй заполнитель», вложим в количестве 13% агрегаты (20 Ом·м) и получаем для габбро – 550 Ом·м. Такое же

уменьшение сопротивления от 4000 до 550 Ом·м получается, если следовать эквивалентному расчету. Вычитая 3,9% MgO, промежуточное сопротивление составит 5500 Ом·м. Для итога в 550 Ом·м необходимо вложение Al_2O_3 в количестве 20,5%.

Так было спрогнозировано промежуточное сопротивление (рис. 6).

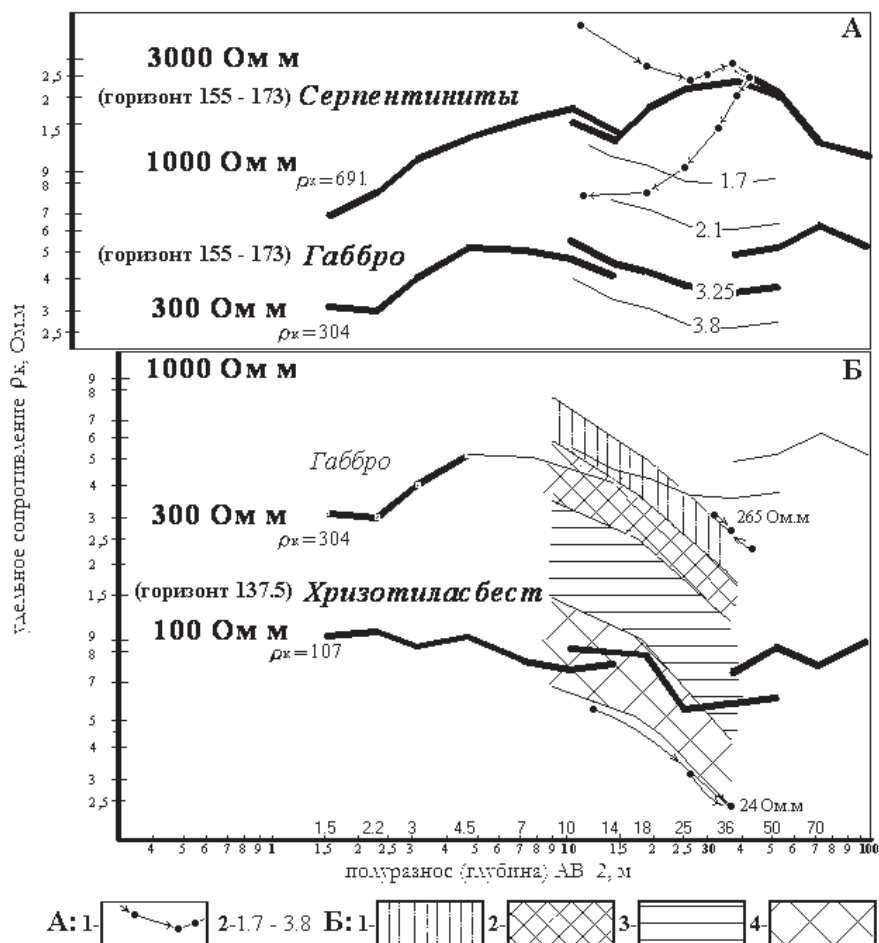


Рис. 6. Полевые графики ВЭЗ, выполненных в главном карьере ОАО «Уралсбест»:

А: 1 — в координатах ВЭЗ изображение пересекающего контакт серпентинитов и габбро профиля ПСГ («дипольное зондирование»), 2 — шифр графиков — модуль кислотности M_k ;

Б: штриховкой разновидности хризотиласбеста от 1 — некондиционных руд (нс), к 2 — рудам мелкой сетки (мс), к 3 — отороченным жилам (ОЖ), к 4 — рудам крупной сетки (КС)

Народнохозяйственное, промышленное применение возможно на широком перечне месторождений, в силу подобию горнотехнических условий и практики, петрохимического состава подпадающих под следующее описание.

Традиционные, минералогические признаки не отражают имеющегося разнообразия. Визуальная оценка структуры и текстуры, определение ряда свойств, чаще всего используется плотность, безусловно, способны дать представления о восстановлении, но в широких пределах. Состав руд без спектрометрических анализов даже вероятно не оценивается – все скрывает сложная структура смеси; изоморфные и изоэлектронные состояния, последнее относится и к отдельным парам катионов, и их сочетаниям (каскадам).

В этих условиях, свойственных сложным, комплексным рудам, преимущество сопротивления и магнитной восприимчивости в том, что они представляют отчетливый «сигнал», действующий во всем диапазоне сортамента, поскольку чувствительны к самым малым изменениям восстановления катионов в силу действия явления «металломорфозы».

При геометризации рудопроявлений применение электрометрии в объемной постановке высокоинформативно. Рисунки сопротивления (сортамента) служат основой создания более полной и подробной «линейки» обогатимости.

Разведка габбро важна в связи с производством минераловатных изделий. Сортамент определяет модуль кислотности M_k , равный отношению суммы кремнезема и глинозема к сумме кальцита и магнезии. Обогащение ориентировано на диапазон $M_k = 1.7-2.9$, принимается сырье при $M_k > 1.4$, наихудший показатель обогатимости $1.4 > M_k > 1.2$.

Картирование высокоомных серпентинитов – вопрос технический и несложный. Определению M_k в габбро залежи Пожарная способствуют вариации состава. Роговая обманка замещает лабрадор; битовнит – диаллаг. Первое свойственно кислой области, второе – основной. Сопротивление Al_2O_3 равно 20 Ом.м, как и MgO/Al_2O_3 (400/20). Пользу этого инварианта подкрепляют высокоомное окружение и уровень обмена, приходящийся на агрегаты. Глинозем замещает магнезию, обеспечивая рост модуля (качества габбро), до половины от коэффициента 1/5 (не более 10 %). Монотонность и полезный наклон тарировочного графика подтверждены (график в разработке).

Обработаны данные о составе (29 проб). Числовой набор к случайным величинам не отнесен, был применен корреляционный анализ, минуя промежуточные проверки статистических гипотез. Связи M_k с $1/MgO$ (коэффициент корреляции $K_r = 0.873$) и с Al_2O_3 ($K_r = 0.832$) устойчивы. Практически отсутствуют связи с $1/CaO$ ($K_r = 0.137$), с SiO_2 ($K_r = 0.246$). Прикладное значение имеют взаимосвязи: M_k с отношением Al_2O_3/MgO ($K_r = 0.832$) и сопротивления с Al_2O_3/MgO ($K_r = 0.833$).

Измерения проведены на сложном участке залежи Пожарная, примыкающем и в непосредственной близости к вмещающим серпентинитам (рис. 7).

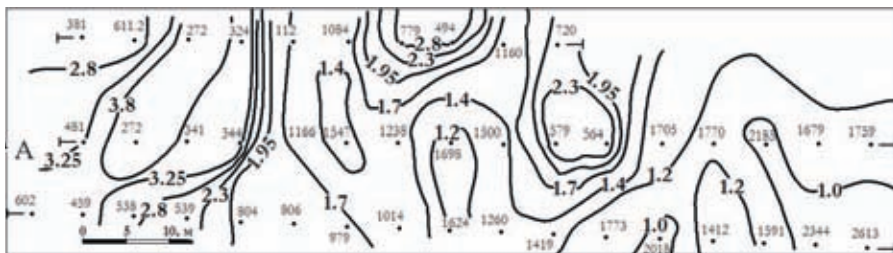
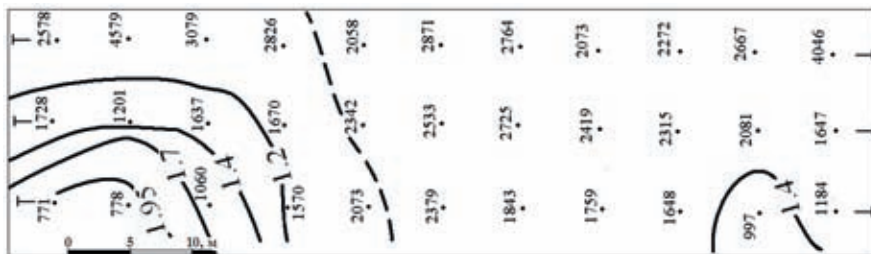


Рис. 7. Эксплуатационная разведка габбро залежи Пжарная главного карьера ОАО «Ураласбест» (цифрами – сопротивление ρ_k , Ом·м; изолинии – модуль кислотности Мк, д.е.; пуктир – контакт серпентинитов и габбро)

Геометризация хризотиласбеста и титаномagnetитов

Залежам хризотиласбеста свойственны понижения сопротивления, что фиксируется по изменениям на профильных линиях ПСГ. Методический арсенал измерений позволил различать «жилы» и другие особенности общего строения месторождения. Разновидностям руд соответствует отличающийся уровень сопротивлений, что установлено при параметрических измерениях – экспертизе на участках с известным залеганием рудных тел по данным детальной разведки.

Контраст электрических свойств обеспечен агрегатным магнетитом Fe_3O_4 ; его сопротивлением, которое оценивается в 10^{-5} Ом·м; его в структуре асбеста не смешанным с рудообразующими окислами, самостоятельным физическим действием, что важно для применения электрометрии (рис. 8), и в меньшей значимой степени магний MgO вследствие скорее «стабилизирующего» сопротивления 400 Ом·м.

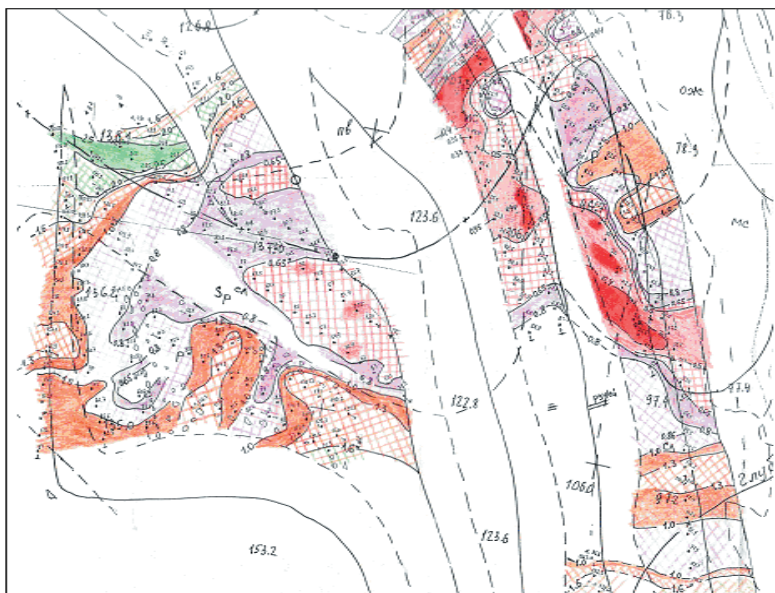


Рис. 8. Эксплуатационная разведка хризотиласбеста залежи Грязновская главного карьера ОАО «Ураласбест» (на фоне маркшейдерского плана: изолинии равных содержаний магнезии и магнетита, размер изолинии (0.4, 0.5, 0.65, 0.8, 1, 1.3, 1.6, 2.0) – параметр К, о.е., обратно пропорциональный сопротивлению ρ_k , Ом.м; рост рудоносности отмечен изменением цвета: от зеленого, оранжевого (желтого) к розовому, красному)

Проводимость Fe_3O_4 связывается с «быстрым обменом валентности» на катионах. Магнетит испытывает дефицит металла (Fe). Железо может изоструктурно восполняться и замещаться до конца не установленным списком металлов валентностей: 2 и 3, что обеспечивает образование неограниченного структурного ряда шпинелей и разницу сопротивлений на порядки.

С примесями Al и Mg в 50 ат. % формула приобретает вид:



$2 \cdot \left(\frac{1}{2}\text{Fe}, \frac{1}{2}\text{Mg} \right) \text{Fe}_2\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \cdot \text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, при этом, поскольку FeO и Fe_2O_3 низкопроводны, не менее 10^4 Ом.м, сопротивление шпинели № 2 будет, безусловно, большим, чем № 1, в силу сопротивлений агрегатов, отнесенным на %-ое содержание.

Здесь и далее важно, что методически уверенно фиксируется 25%-ное изменение сопротивления.

Методика разведки рудных блоков была в точности повторена, когда на залежах титано-магнетитов – руды Качканарского типа считаются труднообогатимыми – появилась возможность электрометрических измерений, сопоставимых с данными магнитометрии (рис. 9).



Рис. 9. Эксплуатационная разведка титано-магнетитовых руд, Северный карьер Гусевгорского месторождения (цифрами – сопротивление ρ_k , Ом·м; изолинии равных содержаний магнетита, размер (0.5, 0.65, 0.85, 1, 1.25, 1.5, 2.0, 2.5, 3.0) – параметр К, о.е., обратно пропорциональный ρ_k ; рост рудоносности отмечен изменением цвета: от зеленого, желтого к розовому, красному)

Изучены 2 участка. Горизонту 235 свойственно засорение крупными по мощности жилами пироксен-плагиоклазового состава (до 3–6 метров). Обычно сетка более мелких, зачастую не изолирующих или разрушаемых при проходке буровзрывными скважинами жил (гор. 205).

Хризотиласбест – магнетит плюс магнезия при минимуме глинозема (Al_2O_3), который фиксируется только в роговой обманке в составе перидотитов. В титано-магнетите, как смеси магнетита и глинозема, минимум приходится на содержание MgO , по-видимому, только в диаллаге, входящем в состав плагиоклазитовых жил.

С ростом качества хризотиласбеста: от некондиционных руд (нс) к рудам мелкой сетки (мс), к отороченным жилам (ОЖ), к рудам крупной сетки (КС) зафиксировано уменьшение сопротивления в 11.5 (1150%) раз, выражаемое от нс к мс, ОЖ, КС, соотношением: 2.4 к 2.1, 4, 3.

В титано-магнетитах рост качества связывается с уменьшением «засорения» плагиоклазитовыми жилами: от крупных жил (мощностью 3–6 метров), до жил мелкой сетки и до чистого магнетита. В отличие от магнитометрии – каротажа магнитной восприимчивости КМВ позволяет различать только 4 категории качества – применение электрометрии показало 6.5-кратное (650%) понижение сопротивления.

Заключение

Исследовательский инструмент геометризации, электрометрии в объемной постановке и результаты в виде рисунков изолиний рудопроявлений позволяют обосновать принципиально новые цели – цели формирования рудных потоков. Предложенная технология является геоинформационным резервом в обеспечении более высокого уровня горнотехнической деятельности.

Цели исследований достигнуты благодаря универсальным константам, раскрытию механизма проводимости большинства геологических объектов, строение которых определяют полупроводниковые минералы (плагиноклазы и пироксены – наиболее распространенные минералы в земной коре). Инженерные перспективы электрометрии подтверждены сложным сочетанием и высоким объемом эмпирических вычислений и полевых экспериментов. Расширен список месторождений, на которых, исходя из общности состава с изученными, будет так же эффективно применение разработанной методики.

Работа выполнена при поддержке РФФИ (грант № 11-05-0159).

Литература

1. Кикоин И.К. Таблицы физических величин. М.: Атомиздат, 1976. 1008 с.
2. Петрофизика: Справочник. В 3 кн. Кн. 1. Горные породы и полезные ископаемые / под ред. Н.Б. Дортман. М.: Недра, 1992. 361 с.
3. Физические свойства минералов и горных пород при высоких термодинамических параметрах: справочник/ Е.И. Баяк, И.С. Томашевская, В.М. Добрынин и др.; под ред. М.П. Воляровича. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1988. 255 с.
4. Тимохин А.В. Металломорфозы как фактор полезного сигнала регистрации рудопроявлений и рассеянных структур окислов // VI науч. чтен. памяти Ю.П. Булашевича. ИГФ РАН. Екатеринбург, 2011. (в печати).
5. Тимохин А.В. Эксплуатационная разведка залежей огнеупоров и бокситов с применением электрометрии// Проблемы комплексного освоения георесурсов: Материалы III междунар. науч. конф., IV том/ ИГД ДВО РАН. Хабаровск, 2010. С 226–234.
6. Шуй Р.Т. Полупроводниковые рудные минералы. Л.: Недра, 1979. 288 с.
7. Лаптев Ю.В. Петрофизическая модель сопротивления полупроводниковых рудных минералов как основа эксплуатационной разведки обрабатываемых месторождений огнеупоров и бокситов с применением электрометрии/ Ю.В. Лаптев, А.В. Тимохин, Р.С. Титов// Геодинамика. Глубинное строение земли. Тепловое поле земли. Интерпретация геофизических полей: сб. V науч. чтен. памяти Ю.П. Булашевича./ИГФ РАН. Екатеринбург, 2009. С. 286–290.

РОЛЬ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЛАСТЕРНОГО СТРОЕНИЯ СЕВЕРА

С.М. Ткач, В.Л. Гаврилов

Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН

К особенностям развития горнодобывающей промышленности, обусловленным, главным образом, уникальностью и разнообразием природно-климатических и горно-геологических условий каждого осваиваемого месторождения, можно отнести:

- высокую природную изменчивость геологических параметров в пределах одного объекта;
- неравномерность распределения в пространстве месторождения различных видов полезных (вредных) компонентов, высокую вариативность и индивидуальность основных технологических свойств и показателей, характеризующих качество полезного ископаемого, и, как следствие, связанную с этим его кластерную организацию;
- большой, постоянно нарастающий по мере освоения, часто неэффективно используемый объем первичных сведений о залежи;
- принятие основных решений на стадиях технико-экономического обоснования, проектирования и строительства в условиях неопределенности исходных данных и высоких инвестиционных рисков.

Каждая из них в той или иной степени влияет на эффективность функционирования технологических цепочек «георесурс – потребитель» и создаваемых на их основе сложных динамических систем управления, начиная от разведки и добычи до переработки и потребления минерального сырья. В современных условиях существует объективная необходимость освоения новых месторождений, как правило, более сложных по совокупности горно-геологических, природно-климатических и организационно-экономических факторов. По этой причине существенно усиливаются противоречия между подсистемами «георесурс», «добыча руды, ее переработка в продукт»: качество первой подсистемы (разведка, оценка запасов) не может обеспечить растущие требования к объему и достоверности информации для должного развития системы в целом [1].

Выбор, в условиях постоянно изменяющейся внешней по отношению к предпрятию рыночной среды, оптимального или хотя бы рационального варианта обеспечения заданных объемов и качества выпускаемой продукции из многообразия альтернативных способов представляет собой трудоемкую научно-техническую проблему. Одним из способов, позволяющим облегчить её решение, является использование современных информационных технологий (ИТ) и программных комплексов, что позволяет более взвешенно, на основе совместного учета основных влияющих факторов и многовариантных расчетов, принимать и оперативно корректировать как стратегические, так и тактические решения, направленные на совершенствование работы горных предприятий.

Следует подчеркнуть, что актуальность проведения работ по оптимизации технологических и бизнес-процессов из-за высокой чувствительности инвестиционных проектов по разработке месторождений полезных ископаемых, реализуемых или предполагаемых к реализации в условиях Севера, и, как следствие целесообразности более широкого и эффективного использования ИТ существенно выше, чем при освоении месторождений-аналогов средних широт. Это обусловлено тем, что для этого региона характерно:

- большее, чем в традиционных районах освоения, число влияющих на работу горнодобывающих предприятий природных факторов (климат, мерзлота);
- неразвитость инфраструктуры;
- недостаток или отсутствие квалифицированных специалистов, низкий уровень подготовки имеющихся при более высоких затратах на оплату их труда;
- необходимость постоянного преодоления противоречий между высокой вариативностью исходных параметров сырья в недрах и жесткими требованиями рынка к качеству готовой продукции в условиях необходимости поддержания высокой конкурентоспособности продукции и предприятий из-за более значимого влияния усложняющих и удорожающих факторов.

Для смягчения негативного воздействия этих факторов требуется более тщательный подход к обоснованию кондиций, уровню качества минерального сырья, оптимизации процессов как внутри отдельных звеньев технологических цепочек, так и между ними. При прочих равных условиях, для сохранения долговременной устойчивости горных предприятий Севера России, в т.ч. Якутии, производительность по конечному продукту должна быть не менее чем в два-три раза выше, чем на аналогичных предприятиях средних широт. Нивелирование или смягчение отрицательного влияния региональных особенностей может быть обеспечено созданием дополнительных конкурентных преимуществ за счет:

- разработки наиболее богатых месторождений (высокое содержание полезных компонентов, дефицитность на рынке и, как следствие, высокий спрос на определенный вид минерального сырья);
- использования принципиально новых техники и технологий добычи и переработки, передовых принципов организации и управления производством.

В настоящее время понимание конкурентных преимуществ базируется на идеях рыночного позиционирования или на ресурсной концепции [2]. Для первой из них источником преимуществ являются способности предприятий создавать для потребителей такую продукцию, ценность которой превышает не только затраты на ее производство, но и ценность, приносимую им аналогичными товарами конкурентов. Но акцент на цену и качество продукции ориентирует предприятия на достижение лишь краткосрочной конкурентоспособности. Во второй – акцент смещается на организационно-экономические аспекты, а достоинством является реальная возможность определения основ долгосрочных преимуществ.

Сами по себе уникальные ресурсы и отличительные способности предприятий не являются преимуществами, а становятся их источником тогда, когда применяются для целей бизнеса в определенной отрасли или на выбранном сегменте рынка [3]. Для того чтобы одно перешло в другое, необходимо управленческое соответствие между ресурсами и способностями предприятий, стратегией и тактикой их развития, выбранной и корректируемой в динамике бизнес-моделью

функционирования в конкретном сегменте рынка. В условиях глобализации все компании становятся похожими, с точки зрения правил и методов ведения бизнеса, а стандарты качества, себестоимости продукции и производной от них цены являются обязательными, но все менее значимыми требованиями для продолжения участия в конкурентной борьбе.

В то же время недооценка такой важной составляющей конкурентоспособности, как оптимизация работы всех звеньев технологических цепочек на основе широкого использования информационных технологий, как дополнительного рентабельного преимущества, приводит не только к снижению экономической эффективности работы горнопромышленного комплекса, но и к потере рыночных позиций отдельными предприятиями и даже странами. Проявившееся в последние годы внимание со стороны российских компаний, в первую очередь крупных, к проблемам ИТ хотелось бы считать положительной и устойчивой тенденцией, имея в виду то, что практически невозможно выделить их из контекста протекающих бизнес-процессов в силу предназначения в роли поддерживающего фактора деятельности предприятия.

Разработка каждого отдельного природного кластера лучшего качества и/или повышенных (кондиционных) содержаний полезных компонентов, выделяемых на стадии разведки, при существующем уровне развития горных техники и технологий не всегда эффективна по геотехнологическим и экономическим критериям из-за пространственного несовпадения с промышленными контурами рабочих зон карьеров (рудников), динамически изменяющихся по мере отработки месторождения. Границы кластеров по мере роста уровня знаний о недрах могут и должны изменяться в динамике. Учитывая трудоемкость и сложность такого рода переоценки без применения ИТ быстро и качественно это сделать невозможно.

Горно-экономические кластеры [4], как совокупность различных по содержанию полезных и вредных компонентов природных участков минерального сырья, которые с учетом разнообразия меняющихся по мере отработки месторождения горно-геологических условий при постоянных изменениях рынков минерального сырья, могут быть эффективно отработаны существующими технологиями, предполагают необходимость выполнения работ по геотехнологическому картированию на новых принципах. Выделение зон экономически целесообразной отработки месторождения или его участка невозможно без учета всей совокупности важнейших геологических и технико-экономических факторов. Кластеры горно-экономической категории могут и должны стать одним из немногих, реальных путей обеспечения рентабельности горного производства на Севере. А, предвидя изменения в конъюнктуре, нестабильность цен на используемые ресурсы и выпускаемую горными предприятиями продукцию, за счет применения различных технологических, организационных и управленческих изменений изменять свои формы и размеры в пространстве месторождения и во времени. Как результат – необходимость корректировки в динамике, в ответ на изменения во внешней и внутренней среде предприятий, параметров систем разработки, её отдельных элементов, использование новых видов техники, изменение организации производства и т.п.

Горные предприятия в стратегиях своего развития должны иметь в арсенале такой набор мероприятий, который предусматривал бы порядок и очередность их реализации, как в различные периоды жизненного цикла инвестиционного про-

екта, так и в условиях расширения, стагнации или падения рынка и цен на минеральное сырье. Во время роста цен недропользователи должны принимать меры, чтобы наиболее полно использовать запасы месторождения, а также в порядке подготовки действенных мер к следующему периоду понижения цен.

Алгоритм действий при неблагоприятной ситуации (падение спроса и цен на продукцию) может быть следующим:

- горные работы концентрируются на горно-экономических кластерах с повышенным содержанием полезных компонентов или лучшим качеством. Максимально возможно снижаются затраты (сокращение персонала, консервация части основных средств, ликвидация непрофильных активов и т.д.);
- проводится оценка влияния на эффективность работы предприятия показателя изменения цены и условий компенсации её падения с использованием разработанных комплексных (агрегированных) факторов [4];
- оценивается относительное снижение затрат, предполагая, что себестоимость добычи и переработки горной массы остается неизменной за счет относительного снижения производительности по горной массе;
- зная относительное снижение объемов переработки вычисляется рост требуемого относительного изменения содержания полезных компонентов в оставшемся объеме, подлежащем к отработке, которое пропорционально относительному изменению объема переработки горной массы;
- в соответствии с требуемым качеством минерального сырья проводится выбор горно-экономического кластера (или их совокупности), отработка которого обеспечивает эффективную работу предприятия;
- разрабатывается локальный проект отработки выбранного участка с применением имеющихся на предприятии технологии и принципов организации.

Быстро, качественно и эффективно провести такого рода работу в сжатые сроки можно только с применением современных ИТ на основе разработанных и развиваемых методов. Изучение основных зарубежных и российских горно-геологических информационных систем, выполненное с использованием различных источников информации (публикации в печати, сайты разработчиков программных продуктов, компаний пользователей, конференции, личное общение), показало, что идеология построения и функционирования систем, в основном, схожа, а выбор часто зависит от субъективных факторов. Имеющиеся сведения об эффективности использования того или иного программного комплекса часто носят локальный характер и не могут быть автоматически перенесены на другое предприятие без учета его специфики. Практически все системы закрыты или имеют ограниченные возможности для введения новых модулей, позволяющих использовать новые методы и алгоритмы.

В ИГДС СО РАН для создания моделей сложноструктурных месторождений выбрана «MineFrame» (ТоИ КНЦ РАН). Данная система позволяет комплексно автоматизировать решения геологических, маркшейдерских и технологических задач в едином информационном пространстве на основе формализованных исходных данных. Существуют реальные возможности ее дальнейшего (совместно с разработчиками) развития, позволяющие интегрировать в структуру дополнительные расчетные блоки, основанные на совершенствовании существующих и создании

новых методов обработки и интерпретации данных и учете особенностей и закономерностей кластерного строения большинства месторождений Севера.

В процессе реализации этого следует помнить и о том, что сама задача построения эффективно работающей комплексной информационной системы, базирующейся на той или иной горно-геологической информационной системе, является нетривиальной, требующей применения нестандартных подходов к проектированию, внедрению и эксплуатации. Оценка состояния использования ИТ для целей управления показывает, что на достаточно большом числе горнодобывающих предприятий Якутии, особенно средних и малых, данные технологии при решении задач горного производства используются не эффективно или не применяются совсем по следующим причинам [5]:

- уровень информированности руководителей высшего и среднего звена о тенденциях развития ИТ и предлагаемых рынком программных продуктов в профильных для предприятий областях остается низким;
- в основном используются самые элементарные возможности ИТ (управление бизнесом, элементы автоматизации геолого-маркшейдерских, горных работ), а горно-геологические системы для большинства – высший пилотаж;
- ввод первичной информации, осуществляемый в основном вручную, многократно дублируется между подразделениями и внутри них, а введенные данные находятся в распределенных локальных базах, сквозное применение которых невозможно из-за отсутствия общих стандартов обработки;
- мощная вычислительная техника используется неэффективно;
- мероприятия по мотивации персонала носят несистемный характер.

Неэффективное внедрение и эксплуатация ИТ связаны :

- с использованием устаревших, плохо адаптируемых к современным условиям форм и методов менеджмента на всех уровнях;
- невысоким общим квалификационным уровнем пользователей.

Основные причины такого положения – невнимание высшего менеджмента к решению данной важной задачи и отсутствие до недавнего времени в стандартах обучения в вузах курсов по изучению горно-геологических информационных систем и непосредственно связанных с ними дисциплин, как базовых элементов систем управления горным предприятием. Для того, чтобы подготовленные для решения на современном уровне сложных задач горного производства выпускники пришли на предприятия и там начали активно участвовать во внедрении и эффективном использовании новых ИТ, потребуется, вероятно, как минимум, 5–10 лет. И это возможно лишь при условии наличия высококвалифицированных в области ИТ преподавателей в вузах и специалистов-практиков на предприятиях и в организациях. Из сложившейся ситуации есть несколько выходов:

- привлечение соответствующих зарубежных специалистов;
- экстренная разработка и реализация программ переподготовки кадров в вузах и на предприятиях для сужения имеющегося разрыва между зарубежными и отечественными пользователями и его поэтапное нивелирование;
- организация и поддержка территориальных аутсорсинговых и консультационных компаний, оказывающих специализированные услуги в области использования горно-геологических информационных систем, обучения и переподготовки кадров.

Литература

1. Ткач С.М. Методологические и геотехнологические аспекты повышения эффективности освоения рудных и россыпных месторождений Якутии. Якутск, 2006. 284 с.
2. Катькало В.С. Эволюция теории стратегического управления. СПб. 2008. 548 с.
3. Коллиз Д.Дж. Конкуренция на основе ресурсов: стратегия в 1990 е гг. / Д.Дж. Коллиз, С.А. Монтгомери // Вестник С-Петербург. гос. ун-та. Сер. Менеджмент. 2003. №4. С. 186–206.
4. Ткач С.М. Факторы перехода геологических (природных) кластеров месторождений в категорию горно-экономических // Горный информ.-аналит. бюллетень. 2009. №5. С. 54–59.
5. Гаврилов В.Л. ГГИС как базовый элемент комплексной информационной системы управления горно-обогатительным предприятием // «Компьютерные технологии при проектировании и планировании горных работ»: труды Всероссийской научной конференции с международным участием, Апатиты, 23-26 сент. 2008 г. Апатиты. СПб. 2009. С. 63–67.

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ МЕРЗЛОГО ГОРНОГО МАССИВА МЕТОДОМ ГЕОРАДИОЛОКАЦИИ

Л.Л. Федорова, А.В. Омеляненко

Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН

В последние годы для решения широкого спектра задач в области горно-геофизических исследований все чаще привлекают метод георадиолокации. На настоящем этапе развития метода георадиолокации, наиболее убедительные результаты получаются при решении задач изучения геометрии геологических разрезов. Специализированные процедуры обработки данных измерений позволяют делать послойные пересчеты скоростей, для повышения точности масштабирования георадиолокационных разрезов по глубине, при этом учитывается влияние рельефа профиля и GPS привязка точек измерений. Высокая оперативность измерений и процесса обработки данных, в сочетании с незначительными трудозатратами, делает георадиолокацию достаточно эффективным методом детального изучения верхней части геологического разреза. Вместе с тем, многообразие и специфика современных задач, ориентированных на изучение все более сложных геологических объектов, требуют разработки новых методических приемов, процедур обработки и способов интерпретации, расширяющих возможности метода.

Георадиолокация относится к высокочастотным методам электроразведки. В отличие от методов электрометрии и подобно сейсмическим методам разведки в искусственно возбуждаемых упругих волнах, исследуемый массив подвергается импульсному воздействию электромагнитного поля. Для осуществления направленного воздействия на исследуемую среду используется эффект преимущественного формирования электромагнитного поля в диэлектрически более плотных средах, т.е. при расположении излучателя на поверхность излучаемой среды, максимум энергии перераспределяется в направлении среды с большей диэлектрической проницаемостью. Для исследований из горных выработок излучение в воздушную полусферу экранируется поглотителями, обеспечивающими затухание прямого сигнала. Энергетические возможности георадиолокационных систем ограничены техническими сложностями реализации компактных измерительных систем.

Глубинность метода обеспечивается оптимизацией выбора используемого спектра частот, ширина которого зависит от длительности зондирующего импульса, а средняя частота определяется исходя из удельного поглощения электромагнитных волн в исследуемых породах [1]. Уменьшение длительности зондирующего сигнала повышает разрешающую способность метода. Длительность зондирующего сигнала ограничивается конструктивными и спектральными свойствами излучателей и практически не менее одного периода колебаний. В реальном спектре используемых в георадиолокации частот 10–1000 МГц длительности зондирующих сигналов в пределах 20–1 нс, что соответствует разрешающей способности метода по выявлению неоднородностей размером 2–0,1 м. Энергетические возможности георадиолокации ограничиваются типовым диапазоном 100–150 дБ, обеспечивают глубинность исследований 2–1 м. При максимально благоприятных условиях, при

изучении слабопоглощающих сред глубинность метода может достигать 40–2 м. Исходя из вышеопределенного, георадиолокация является малоглубинным геофизическим методом детального изучения слабопоглощающих, по электрофизическим характеристикам, высокоомных пород с контрастными границами неоднородных включений. В георадиолокации используется метод отраженных волн. Методики измерений – зондирования по профилю с дискретностью измерений, зависящей от частоты повторения сигналов, накоплений в режиме суммирования и скорости перемещения по профилю. Скорость распространения электромагнитных волн в породах может быть рассчитана по годографам с использованием методики общей глубинной точки (ОГТ) при зондированиях с последовательным разнесением источника излучения и приемника или синтезирования аппертур (зондирования с совмещенными датчиками, последовательно перемещаемыми по профилю). Для изучения слабопоглощающих высокоомных сред горизонтально-слоистой структуры используются георадиолокаторы с излучателями в виде широкополосных электрических диполей. Для изучения сред с комплексной электропроводностью предлагается применять в качестве излучателей широкополосные магнитные диполи [2], формирующие электромагнитное поле с круговой вращающейся E_ϕ поляризацией и H_z составляющей поля, направленной по нормали в исследуемую среду. При этом появляется возможность фиксировать дополнительный параметр – поляризацию электромагнитных волн, отраженных от локальных и линейных неоднородностей, и различать неоднородности по признаку деполяризации дифрагированных сигналов. Использование данного метода позволило приступить к исследованию гетерогенных сред с комплексной электропроводностью.

Точность георадиолокационных измерений зависит от ряда факторов, основной из которых стабильность по времени запуска и длительности зондирующих сигналов. Задача стабилизации достаточно сложная, учитывая, что частота повторений зондирующих импульсов на три порядка отличается от средней частоты спектра излучения. В современных георадиолокационных системах точность измерений значительно выше погрешностей пересчета временных реализаций в масштаб глубин. Экспериментальным исследованием установлено – ошибки масштабирования георадиолокационных разрезов по известным и расчетным скоростям распространения электромагнитных волн в исследуемых породах находятся в пределах 7–3% и не превышают 10%. Достоверность георадиолокационной съемки оценивается сопоставлением результатов интерпретации с данными опорного или заверочного бурения и геологическим обследованием и описанием разрезов.

В настоящее время в России разработаны и выпускаются несколько типов георадаров. Наибольший интерес заслуживает линия георадиолокаторов «ОКО» серийно выпускаемых фирмой ООО «ЛогиС». Эти наиболее надежные и проработанные серийные георадиолокаторы широкого спектра частот – от 20 до 2000 МГц постоянно совершенствуются и методически поддерживаются в части программного обеспечения. В своих исследованиях мы используем модернизированные георадиолокаторы серии «ОКО-2М», позволяющие изучать гетерогенные среды произвольной электропроводности с дневной поверхности и из горных выработок, с воздуха (дистанционно) и с поверхности воды.

Объект исследований – преимущественно мерзлые горные породы криолитозоны, представляющие собой гетерогенные геологические образования,

содержащие лед, как один из породообразующих минералов. Мерзлые горные породы, особенно мерзлые рыхлые отложения, обладают на порядки более высоким электрическим сопротивлением, чем талые породы [3]. Скорости распространения электромагнитных волн в мерзлых горных породах приближенно лежат в пределах 170–100 м/мкс, что может служить основой для решения прямых задач георадиолокационных исследований на стадиях моделирования. Поглощение электромагнитных волн в мерзлых породах на порядок меньше, чем в талых, поэтому глубинность георадиолокационных исследований в 2–3 раза повышается и это определяет повышенный интерес к использованию георадиолокации в условиях криолитозоны.

Георадиолокация в области горно-геофизических исследований несколько специфична. Сложности применения метода обусловлены, в первую очередь, разнообразием геологических структур. Строение массива горных пород определяется условиями его образования, к примеру, месторождения осадочного типа характеризуются преимущественно слоистой структурой. Свойства массива существенно различаются по простиранию структурных неоднородностей и трещиноватости пород. Многочисленные трещины разделяют массив на структурные блоки, присутствуют тектонические нарушения, сдвиги пластов в различных азимутальных направлениях усложняют и без того сложную геологическую ситуацию. В подобных ситуациях, применение для исследований дистанционных методов ненарушающего контроля за состоянием массива горных пород чрезвычайно актуально для решения многочисленных горно-технологических задач.

На рис. 1 представлен пример георадиолокационного исследования неконтрастных пород, т.е. изучение разрезов, сложенных породами с одинаковыми электрофизическими свойствами – исследование кимберлита во вмещающих породах. Установлено, что несмотря на одинаковые электрофизические свойства, неконтрастная для георадиолокации кимберлитовая руда и вмещающая порода имеют различные структурные особенности, и несмотря на отсутствие реальной границы раздела сред, зона кимберлита пространственно прослеживается характерной массивной структурой. Измерения проведены в сложной горно-технической обстановке по борту горной выработки рудника «Интернациональный», что позволило сделать выводы о перспективности шахтной георадиолокации.

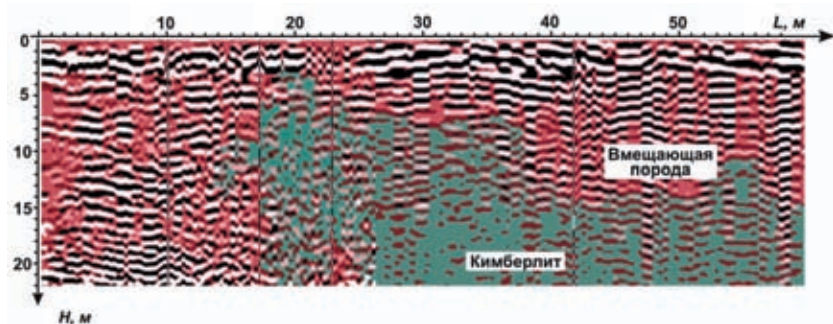
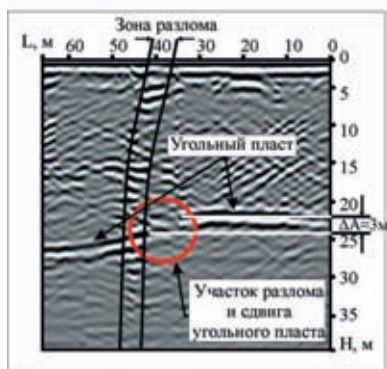


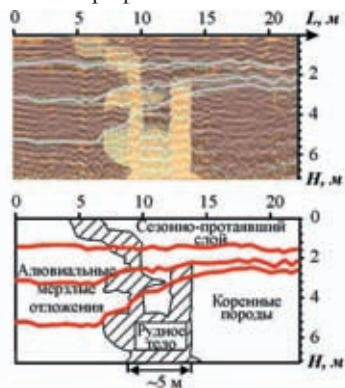
Рис. 1. Результат динамической георадиолокации из горной выработки (борт рудника «Интернациональный»)

На рис. 2а приведен пример применения метода георадиолокации для уточнения азимутальной направленности геологического разлома малой амплитуды (задача малоамплитудной тектоники). На радарограмме отчетливо прослеживается зона разлома, при этом определяется ее ширина и направление простирания. Угольный пласт, прослеживаемый верхней и нижней границами на глубине 23–28 м, нарушен и сдвинут на амплитуду 3 м, что больше его мощности. Полученный результат показывает, какое практическое значение может иметь детальная доразведка месторождений в части оптимизации отработки нарушенных угольных пластов.

На рис.2б представлен результат георадиолокационного поиска выхода рудного тела. Кварцевая жила мощностью около 5 м, перекрытая слоем рыхлых отложений, прослеживается по контуру на фоне слоистой структуры аллювия вмещающих пород. Небольшие глубины исследований (до 10 м) компенсируются информативностью в части детализации разреза. Расчетные скорости для масштабирования разрезов приняты средними для вмещающих пород – мерзлых рыхлых отложений. На угольном разрезе данные георадиолокационных исследований уточнены буровыми работами, а на рудном месторождении жила вскрыта по азимутальной GPS привязке точек зондирования и георадиолокационного профиля.



а. Определение амплитуды сдвига угольных пластов перекрытых рыхлыми отложениями



б. Результат интерпретации георадиолокационного разреза выхода рудного тела

Рис.2. Примеры применения метода георадиолокации при решении горно-геофизических задач на месторождениях криолитозоны

Геологические структуры коренных пород и возможности их георадиолокационного картирования изучены при проведении опытно-методических работ по заверке выявленных аномалий на россыпном месторождении Анабара. Установлено, что максимальный выход полезного ископаемого приурочен к зонам разломов на участках замещения коренных пород различающимися структурами. Представленный для исследований участок детально изучен секущими профилями по линиям скважинного опробования (рис. 3). Установлено, что в спектре частот до 150 МГц прослеживаются верхняя граница песков, граница коренных пород и выявляются разломы с детальностью, достаточной для глубинного картирования, при этом наблюдаются характерные структуры пород в зонах разлома, а структурные особенности массива не определяются. По данным георадиолокационной

съемки построена карта основной россыпи с участками структурных разломов. При интерпретации данных исследований в комплексе с данными скважинного технологического опробования установлен коэффициент корреляции 0,83 георадиолокационного картирования зон разломов с полезным ископаемым. Эти обнадеживающие результаты были дополнены исследованиями по площадной съемке параллельными профилями для трехмерной визуализации. Часть геофизических аномалий, предложенных для разбраковки георадиолокационными исследованиями, подтверждены и пространственно уточнены данными глубинного картирования и скважинного опробования.

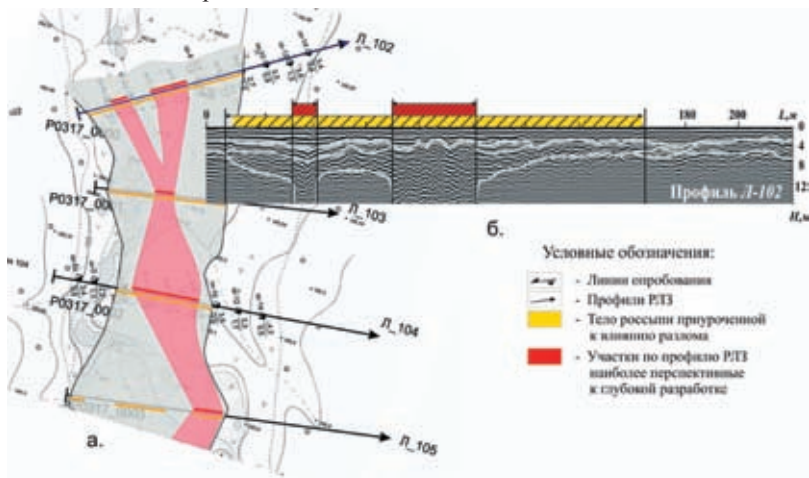


Рис. 3. Результат георадиолокационного картирования геологических структур на участке россыпного месторождения алмазов Анабара

В результате проведенных исследований показаны возможности применения метода георадиолокации для выявления, прослеживания по глубине и картированию некоторых геологических структур. Последовательная и целенаправленная работа в данном направлении позволит расширить возможности реализации георадиолокационного метода дистанционного исследования структурных особенностей горного массива на заданных глубинах и азимутальных направлениях.

Литература

1. Омеляненко А.В., Федорова Л.Л. Георадиолокационные исследования многолетнемерзлых пород. Якутск: Изд. ЯНЦ СО РАН, 2006. 136 с.
2. Омеляненко А.В. Георадиолокационная технология в горно-геофизических исследованиях мерзлого горного массива // Проблемы и перспективы комплексного освоения месторождений полезных ископаемых криолитозоны: труды Международной научно-практической конференции. Якутск: Изд. ИМЗ СО РАН, 2005. Т. 1. С.70-74.
3. Ним Ю.А., Омеляненко А.В., Стогний В.В. Импульсная электроразведка криолитозоны. Новосибирск: Изд. ОИГГМ СО РАН, 1994. 188 с.

КОМПЛЕКСНОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧ АВАРИЙНОГО ОПОВЕЩЕНИЯ, СВЯЗИ И КОНТРОЛЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ГОРНОРАБОЧИХ И ТРАНСПОРТА НА БАЗЕ ОБОРУДОВАНИЯ ООО «УРАЛТЕХИС»

Е.А. Ханцинзять

ООО «УралТехИс»

1. О предприятии ООО «УралТехИс»

Основной продукцией ООО «УралТехИс» являются комплекс аварийного оповещения и селективного вызова «СУБР-1П» и система позиционирования горнорабочих и транспорта «СПГТ-41». Это оборудование обеспечивает комплексную реализацию требований пункта 41 «Правил безопасности в угольных шахтах» (ПБ 05-618-03).

С 2011 г. ООО «УралТехИс» начал поставку новых видов продукции — шахтных головных светильников СГМ «Исеть», обеспечивающих работу с комплексами СУБР-1П, СПГТ-41 и системой поиска под завалами «СПАС», а также системы видеоконтроля и телефонной связи по IP-сетям. С 2012 г. планируется начало производства системы двусторонней радиосвязи и позиционирования.

Разработка и производство части продукции ведется в кооперации с ООО «ИН-ГОРТЕХ» в рамках совместного предприятия ООО «Интелмайн».

ООО «УралТехИс» предоставляет заказчикам полный комплекс услуг — разработка проекта, поставка оборудования, монтаж, пусконаладочные работы, гарантийный и послегарантийный ремонт, модернизация поставленного оборудования, обучение персонала заказчика работе на оборудовании, обслуживанию и ремонту.

За последние 5 лет оборудование ООО «УралТехИс» было установлено на более чем 40 шахтах и рудниках в России, Казахстане и Белоруссии.

2. Комплекс аварийного оповещения и селективного вызова СУБР-1П

Комплекс СУБР-1П является системой однонаправленной подземной радиосвязи и предназначен для оповещения об авариях горнорабочих, находящихся в подземных выработках. Также комплекс позволяет осуществлять индивидуальный вызов и передачу информации на индивидуальные текстовые приёмники. Комплекс обеспечивает полное покрытие сигналом оповещения горных выработок с простиранием шахтного поля до 10 км и глубиной шахт до 1000 м.

Комплекс использует антенну в виде заземленных лучей или рамки, охватывающей шахтное поле, которая может располагаться на поверхности над шахтным полем или в подземных выработках, как во взрывобезопасной, так и во взрывоопасной зонах. Строительство антенны осуществляется по проекту, выполняемому на основании исследований электромагнитной обстановки и свойств массива горных пород конкретной шахты (рудника).

Передатчик комплекса, так же как и антенна, может быть расположен как во взрывобезопасной, так и во взрывоопасной зонах. По командам с пульта диспетчера передатчик вырабатывает сигналы аварии, индивидуального вызова или текстовые сообщения, которые передаются в виде кодовых посылок электромаг-

нитных волн. Электромагнитные волны проникают сквозь толщу горных пород и принимаются радиоблоками, встроенными в крышки шахтных головных светильников и стационарными приемниками.

При получении сигнала, радиоблоки светильников информируют горнорабочих о получении сигнала аварии или индивидуального вызова миганием головного фонаря и, при соответствующей комплектации светильника, звуком зуммера. Количество миганий программируется по требованиям заказчика и может означать индивидуальный вызов или сигнал аварии с указанием маршрута эвакуации. Стационарные приемники производят информирование сигналом тревоги или голосовым сообщением. При получении текстовых сообщений стационарные приемники отображают текст на дисплее и воспроизводят соответствующее голосовое сообщение, а радиоблоки головных светильников с помощью встроенных мало-мощных передатчиков передают текст на специальные пейджеры, которые выводят на свой экран полученное сообщение. Таким пейджером может пользоваться любой горнорабочий, оснащенный головным светильником с радиоблоком, работающим в системах «СУБР-1П» и «СПГТ-41».

Программное обеспечение, выполняемое на персональном компьютере, позволяет выполнять предварительную запись в пейджеры и стационарные приемники до 508 сообщений по 64 символа в соответствии с позициями плана ликвидации аварии. Впоследствии эти сообщения могут быть переданы на пейджеры вводом номера соответствующего пункта. Возможна и передача произвольного сообщения, вводимого непосредственно при передаче.

Дополнительно в комплект оборудования входят устройство испытательное, обеспечивающее контроль исправности радиоблоков перед каждым спуском горнорабочих в шахту, и индикатор напряженности поля, предназначенный для определения уровня сигнала оповещения в любом месте горных выработок.

Комплекс СУБР-1П имеет разрешение Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору на применение в рудниках и угольных шахтах, в том числе опасных по газу и пыли № РРС 00-38157 от 04.05.2010 г. Технические решения, позволяющие размещать антенны СУБР-1П во взрывоопасных зонах, защищены патентами.

3. Система позиционирования горнорабочих и транспорта СПГТ-41

3.1. Назначение

Система позиционирования горнорабочих и транспорта СПГТ-41 предназначена для наблюдения за положением персонала и внутришахтного транспорта и предоставления информации о их местонахождении и передвижениях шахтным и аварийно-спасательным службам.

Система СПГТ-41 имеет разрешение Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору на применение в рудниках и угольных шахтах, в том числе опасных по газу и пыли.

3.2. Определение местоположения горнорабочих

Определение местоположения горнорабочих основано на обнаружении стационарными считывателями, установленными в горных выработках, сигналов радиоблоков (меток), встраиваемых в головные светильники.

Считыватели, установленные на входах в шахту, контролируют наличие персонала в подземных выработках. Считыватели, установленные в ключевых точках подземных выработок, позволяют определять наличие персонала в определенных зонах. К каждому считывателю могут быть подключены от 1 до 4 антенн, соответственно он может формировать до 4 зон обнаружения горнорабочих.

Считыватели соединяются с сервером кабельной сетью и передают ему информацию об обнаруженных метках. Последовательное обнаружение метки горнорабочего на разных считывателях позволяет отследить маршрут его движения. В случае временного отказа линии связи с сервером, считыватели сохраняют в энергонезависимой памяти список обнаруженных меток. После восстановления работоспособности линии связи накопленные данные передаются на сервер. Питание считывателей осуществляется от блоков бесперебойного питания, что позволяет системе продолжать функционирование при отключении энергоснабжения в горных выработках.

Дополнительно к функции определения положения горнорабочих, считыватели могут работать в режиме охранной сигнализации. В этом режиме при обнаружении метки считыватель выдает сигнал на релейный выход для активации внешних устройств и посылает соответствующее сообщение на сервер СПГТ для информирования диспетчера.

Количество считывателей определяется требуемой подробностью определения местоположения горнорабочих. Благодаря тому, что считыватели работают независимо друг от друга и могут использовать общие линии связи, существует возможность постепенного наращивания подробности определения координат горнорабочих за счет увеличения количества считывателей. Это позволяет избежать больших разовых затрат при вводе системы в эксплуатацию и в дальнейшем проводить постепенное наращивание системы без привлечения крупных инвестиций. На одной линии связи можно располагать до 247 считывателей, максимальное количество линий связи в системе – 256, максимальное количество меток горнорабочих – 4096.

3.3. Учет работы транспорта

Работа системы учета движения транспорта основана на том, что мобильные устройства регистрации, установленные на транспортных средствах, фиксируют прохождение автономных точек отметки, расположенных в ключевых точках маршрутов движения. В конечных точках маршрутов транспортных средств (например, в зоне разгрузки) устанавливаются считыватели. Мобильные устройства регистрации передают на них по радиоканалу номера пройденных меток и время их прохождения.

Считыватели соединены с сервером СПГТ-41 кабельной сетью и передают ему полученную информацию.

Автономные точки отметки имеют батарейное питание, обеспечивающее их непрерывную работу в течение не менее двух лет.

3.4. Обнаружение персонала на пути движения транспортных средств и на ленте конвейера.

Мобильные устройства регистрации, входящие в состав системы СПГТ-41, имеют возможность обнаруживать метки, встроенные в светильники горнорабочих.

При обнаружении меток мобильные устройства регистрации предупреждают водителя посредством звукового и светового сигналов.

На базе системы СПГТ-41 создана система контроля нахождения персонала на ленточных конвейерах. Датчик системы обнаруживает метки, встроенные в светильники горнорабочих, и останавливает конвейерную ленту в случае, если горнорабочий проехал площадку схода или находится на ленте конвейера, не предназначенного для транспортировки персонала. Нахождение горнорабочих рядом с конвейерной лентой не приводит к срабатыванию защиты. В случае срабатывания системы, сообщение об этом посылается диспетчеру и регистрируется в базе данных сервера СПГТ-41.

3.5. Работа программно-аппаратных комплексов системы СПГТ

Программное обеспечение сервера СПГТ-41 периодически опрашивает считыватели и заполняет базы данных регистрации горнорабочих и транспортных средств. Одновременно производится обработка данных о положении и направлении движения горнорабочих и внутришахтного транспорта, формируется оперативный (месячный) и долговременный архив.

АРМ ламповщика предназначен для проверки работоспособности меток при выдаче горнорабочим индивидуальных светильников, регистрации времени выдачи и сдачи светильников, отображения информации о выданных светильниках и предоставления ее центральному серверу системы.

Для регистрации выдачи/сдачи светильника горнорабочий помещает его в зону считывания устройства регистрации светильников. Устройство регистрации считывает по радиоканалу номер метки, встроенной в радиоблок выдаваемого светильника, одновременно проверяя ее работоспособность. Светильник при этом мигает и подает звуковой сигнал, свидетельствующий об успешном завершении регистрации. При отсутствии сигнала горнорабочий должен заменить светильник. Поскольку начало и конец рабочей смены отмечаются в АРМ табельщика по фактам регистрации светильника на АРМ ламповщика, горнорабочий лично заинтересован в том, чтобы метка в светильнике, который он получил, была исправна.

Информация о выданных светильниках отображается на информационно-управляющей панели АРМ ламповщика. В случае неисправности светильника работник ламповой может выдать горнорабочему другой светильник. При этом работник ламповой на управляющей панели выбирает фамилию получателя для того, чтобы система связала его с меткой нового светильника.

АРМ диспетчера получает данные от сервера СПГТ и отображает на планах горных выработок местоположение горнорабочих и транспортных средств. При этом обеспечивается: просмотр количества и пофамильного списка лиц, находящихся в подземных выработках либо в указанной зоне, поиск зоны, в которой находится заданный человек, просмотр маршрута движения заданного человека.

Для транспортных средств обеспечивается просмотр пройденных маршрутов с указанием времени прохождения контрольных точек и количества рейсов.

Также АРМ диспетчера отображает диагностическую информацию о состоянии оборудования системы: наличие связи со считывателями и их исправность, наличие внешнего питания и переход на работу от аккумуляторов, уровень заряда батарей автономных точек отметки.

АРМ диспетчера может управлять передатчиком СУБР, формируя сигналы аварии и индивидуального вызова.

АРМ контроля за перемещением персонала обеспечивает ввод в систему данных о разрешении или запрете доступа горнорабочих на участки горных выработок. Возможно объединение горнорабочих в группы с разными правами доступа на участки выработок, формирование для участков выработок уровня запретов доступа и т.п. В случае, если горнорабочий появляется на участке, не связанном с его работой, система высылает соответствующее сообщение диспетчеру.

Редактор СПГТ позволяет пользователям самостоятельно изменять конфигурацию системы при вводе в эксплуатацию новых считывателей или их переносе на новое место.

АРМ табельщика обеспечивает ввод в систему данных о сотрудниках предприятия, предоставление табеля учета использования рабочего времени и настройку параметров ведения табельного учета системой.

АРМ инженера КИПиА предназначен для проверки и программирования радиоблоков, встраиваемых в головные светильники, а также для проверки работоспособности технических средств системы.

4. Система видеоконтроля и телефонной связи

Система видеоконтроля обеспечивает передачу изображений с видеокамер по стандартным сетям передачи данных (IP-сети), что позволяет использовать единую среду передачи для систем видеоконтроля, телефонии, телеметрии и телеуправления.

Видеооборудование, входящее в состав системы, формирует изображение в соответствии с требованиями заказчика. Наблюдение может вестись как в видимом, так и в инфракрасном диапазоне. Блоки видеоконтроля снабжены собственными светодиодными источниками освещения, обеспечивающими уровень освещения, достаточный для контроля действий персонала. Поскольку питание системы осуществляется от блоков бесперебойного питания, система видеоконтроля сохраняет работоспособность при отключении освещения и линий энергоснабжения в горных выработках.

Оборудование связи, входящее в состав системы, позволяет использовать для передачи данных оптоволоконный и медный кабель. В зависимости от характеристик изображения обеспечивается подключение до 5–20 камер к одной телефонной паре и до 300 камер к одному оптоволокну. Допускается построение цепочечных, древовидных и закольцованных кабельных структур с резервированием каналов передачи данных.

Комплект программного обеспечения системы видеоконтроля состоит из программы вывода изображений, поступающих с камер, на экран диспетчера, и программы регистрации, которая ведет запись изображений на жесткий диск сервера в непрерывном режиме или при обнаружении движения в кадре. Программное обеспечение непрерывно контролирует наличие видеопотока с каждой из камер, в случае его пропадания на экран диспетчера выводится соответствующее сообщение. Изображения с камер могут выводиться как по отдельности, так и все одновременно с разбиением экрана диспетчера на соответствующее количество зон. Объем жесткого диска, необходимый для хранения архива видеозаписей, опреде-

ляется качеством изображения, режимом записи (непрерывный или по детекции движения), количеством камер и длительностью хранения архивных записей. Например, при непрерывной записи с разрешением 1280x720 точек и частотой 5 кадров в секунду жесткого диска объемом 640 гигабайт хватит на недельный архив изображений с 10 камер. В программе регистрации можно задать максимальный объем архива, при его превышении она автоматически стирает самые старые записи для освобождения места под новые.

К оборудованию связи могут быть подключены любые устройства, соответствующие стандартам Ethernet и SHDSL, в том числе адаптеры IP-телефонии для проводных и беспроводных телефонов, либо специализированные IP-телефоны. Это позволяет организовать одновременную передачу до 100 телефонных разговоров по одной телефонной паре с одновременной передачей изображений с видеокамер и иных данных. Шлюз телефонной линии обеспечивает взаимодействие создаваемой сети IP-телефонии с обычными телефонными сетями.

5. Шахтные головные светильники СГМ «Исеть»

СГМ «Исеть» оснащен мощным энергоэффективным прожектором с оптимальным распределением светового потока, литий-ионным аккумулятором со встроенным устройством защиты, приемником сигналов комплекса аварийного оповещения СУБР-1П, меткой системы позиционирования СПГТ-41, маяком системы поиска под завалами «СПАС», газоанализатором и дисплеем для отображения текстовых сообщений.

СГМ «ИСЕТЬ» выпускается в особо взрывобезопасном или рудничном нормальном исполнении.

Диаграмма светового потока основного света прожектора светильника состоит из двух составляющих – луча дальнего света и зоны боковой подсветки. Уровень освещенности по центру луча дальнего света превышает минимальную оговоренную ГОСТом величину в два раза. Зона боковой подсветки имеет ширину диаграммы более 120 градусов и создает достаточный уровень освещения в зоне периферийного зрения, что обеспечивает условия психологического комфорта и улучшает ориентацию при движении по горным выработкам.

Аккумулятор обеспечивает непрерывную работу светильника в течение не менее 10 часов в режиме основного света. После завершения рабочей смены аккумулятор имеет достаточный заряд для работы маяка системы «СПАС» в течение не менее 36 часов. В режиме резервного света светильник может отработать после завершения смены еще 20 часов. Габариты аккумуляторного блока светильника не превышают 130x90x50 мм, а полная масса светильника – 1200 г, что значительно меньше габаритов и массы светильников с никель-кадмиевыми и никель-металлгидридными аккумуляторами. Заряд светильника допускается на любых зарядных столах с напряжением от 4,8 до 12,0 В. Возможна поставка зарядных панелей, специально разработанных для СГМ «Исеть».

6. Радиоблоки для оснащения шахтных головных светильников

Для модернизации имеющихся у потребителей шахтных головных светильников с целью использования их в составе комплекса СУБР-1П, системы СПГТ-41 и системы поиска под завалами «СПАС», ООО «УралТехИС» предлагает радиобло-

ки, выполненные в виде отдельных модулей. Радиоблоки могут устанавливаться в светильники большинства отечественных производителей.

7. Система радиосвязи и позиционирования

Оборудование системы состоит из абонентских радиостанций и точек доступа. Точки доступа устанавливаются в горных выработках и образуют цепочки ретрансляции длиной до 2 км. Абонентские радиостанции устанавливают связь с ближайшими точками доступа и по цепочке ретрансляции соединяются друг с другом.

Точки доступа определяют расстояние между собой и абонентами с точностью до 5 метров.

Цепочки ретрансляторов подключаются через кабельную сеть к серверу системы. Программное обеспечение сервера обеспечивает связь диспетчера с абонентами и отображает их положение на плане горных выработок.

Научное издание

Информационные технологии в горном деле
Доклады Всероссийской научной конференции
с международным участием 12 – 14 октября 2011 г.
г. Екатеринбург, Россия

Печатается в авторской редакции

Авторы опубликованных материалов несут ответственность за подбор и точность приведенных фактов, цитат, статистических данных, собственных имен, географических названий и прочих сведений, а также за то, что в материалах не содержится данных, не подлежащих открытой публикации

Ответственный за выпуск – к.т.н. А.А. Панжин

Компьютерная верстка – Л.В. Митина
Корректор – Н.А. Попова

Подписано в печать 15.12.2012. Формат 60×84/16
Усл.печ.л. 13,83
Тираж 100 экз. Заказ № 1098

ИГД УрО РАН
620219, г. Екатеринбург, ГСП-936, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Отпечатано в ООО «Типография Для Вас»
620026, г. Екатеринбург, ул. Сони Морозовой, д. 180, оф. 328
Тел.: (343) 297-42-13, www.tdvas.ru