© В.И. Брагин, А.Г. Михайлов,
И.И. Вашлаев, 2006

УДК 622.271

В.И. Брагин, А.Г. Михайлов, И.И. Вашлаев

ПОСТРОЕНИЕ МОДЕЛИ САМОТЕЧНОГО ТРАНСПОРТА ВЫЩЕЛАЧИВАЮЩИХ РАСТВОРОВ В ЗОНЕ ДЕПРЕССИОННОЙ ВОРОНКИ КАРЬЕРА

Семинар № 12

Вопросы использования дополнительных ресурсов недр, а также замещения экономических ресурсов техногенными, целенаправленно формируемыми в процессе освоения месторождения, являются весьма актуальными в связи с постоянным расширением объемов горного производства и возрастающими требованиями к его эффективности. Одним из возможных способов ресурсозамещения является использование в процессах физико-химической геотехнологии гидрогеологических ресурсов.

Суть предлагаемого метода ресурсозамещения заключается в использова-нии потенциальной энергии подземных вод на поверхности депрессионной воронки карьера для замещения затрат на транспортировку выщелачивающих растворов. Управляемый самотечный транспорт растворов в депрессионной воронке сопровождается одновременным выщелачиванием металла из забалансовых руд в бортах карьера. Выщелоченный полезный компонент осаждается из растворов на геохимических барьерах, организованных в выработанном пространстве карьера. Здесь же происходит обезвреживание растворов. Таким образом, водоотлив, неизбежный при разработке обводненных месторождений, становится инструментом для получения дополнительного дохода и вовлечения в разработку забалансовых руд [1].

Важнейшим элементом обоснования параметров такой технологии для конкретного месторождения и карьера является модель самотечного транспорта выщелачивающих растворов в зоне депрессионной воронки, включающая в себя, как основные компоненты, гидродинамическую модель подземных потоков, модель выщелачивания полезного компонента из руд и осаждения его на геохимических барьерах, экономико-математическую модель ресурсозамещения.

Для расчетов дебита металла, поступающего с дренажем в карьер, используются гидродинамическая модель и модель выщелачивания. Гидродинамические модели подземных потоков детально разработаны в гидрогеологии и инженерной геологии, имеется многочисленное программное обеспечение, позволяющее оперативно производить расчеты для конкретных объектов. Имеется также ряд моделей выщелачивания полезного компонента, разработанных для условий кучного и подземного блочного выщелачивания.

Отличительной особенностью предлагаемой технологии является масштабный фактор. Запитка подземного потока выщелачивающими агентами должна производиться на борту депрессионной воронки, который может отстоять от борта карьера на расстояние, исчисляемое километрами. Таким образом, длина зоны, обрабатываемой растворами, увеличивается на два порядка, по сравнению с классическими процессами физико-химической геотехнологии. Это обстоятельство существенно изменяет характеристики модели выщелачивания и требования, предъявляемые к растворам, что иллюстрируется следующим упрощенным построением.

Основой модели выщелачивания является кинетическое уравнение, описывающее изменение концентрации выщелачиваемого компонента по времени. Обычно кинетика аппроксимируется обратно-экспоненциальной зависимостью от времени выщелачивания:

$$C_{Me} = C_{Me}^{\max}\left[1 - \exp\left(-\frac{k}{a}\cdot t\right)\right], \qquad (1)$$

где C_{Me} – концентрация металла в растворе; a – емкость реагента по металлу, д.е.; k – кинетический коэффициент.

Введем показатель, характеризующий протяженность зоны выщелачивания вдоль направления потока. Характерную длину зоны выщелачивания определим как

$$x_0 = \frac{v\cdot a}{k}, \qquad (2)$$

где v – скорость подземного потока

Тогда кинетика выщелачивания описывается уравнением

$$C_{Me} = C_{Me}^{\max}\left[1 - \exp\left(-\frac{x}{x_0}\right)\right]. \qquad (3)$$

При величинах кинетического коэффициента, типичных для выщелачивания кусковатых руд 10^{-4}-10^{-5}, типичной емкости реагентов 10^{-1}-10^{-3}, приемлемой для геотехнологии скорости потока порядка первых метров за сутки, характерная длина зоны выщелачивания, без учета вторичных процессов переотложения металлов из раствора, составляет 100-1000 метров. Таким образом, при кучном выщелачивании (высота кучи 2 – 50 м), растворение металла идет по всему объему относительно равномерно. Аналогичная ситуация имеет место при подземном блочном выщелачивании. При проведении процесса на протяженных залежах, имеющих характерный размер сотни метров и более, растворение металла идет только в относительно малой области, длиной порядка $3x_0$. Если эта величина много меньше длины залежи L, то снижение кинетического коэффициента приводит только к увеличению характерной длины зоны выщелачивания, и практически не сказывается на общем времени обработки, которое равно (1,8-2)L/v.

Моделирование переноса металла, проведенное с учетом изложенных соображений, позволило выявить характерные особенности процесса выщелачивания в депрессионной воронке карьера.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Пешков А.А., Мацко Н.А., Михайлов А.Г., Брагин В.И.* Экономические и экологические аспекты концепции активной геологии. // Экология антропогена и современности: Природа и Человек: Сборник научных докладов международной конференции (24-27 сентября 2004 г.). с. 366 – 371.

Коротко об авторах

Брагин В.И., Михайлов А.Г., Вашлаев И.И. – ИХХТ СО РАН.

© Л.А. Смородинова, 2006

УДК 338:622.271:625

Л.А. Смородинова

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТ НА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Невозобновляемость минеральных ресурсов в масштабах физического времени или продолжительности существования человеческого общества и ограниченность их в пределах доступных глубин литосферы создали проблему рационального использования природных богатств к началу второго тысячелетия. Важным фактором в хозяйственной политике государств стало являться ресурсосбережение.

Мировое хозяйство 20-го столетия характеризовалось быстрыми темпами потребления топлива, которое использовалось для получения тепла, электроэнергии, для функционирования транспортных средств и т.д.

Так как в настоящее время доля возобновляемых энергетических ресурсов (кроме электроэнергии, вырабатываемой на гидроэлектростанциях) невелика, то в работе рассматриваются энергетические ресурсы, полученные за счет полезных ископаемых и на гидроэлектростанциях.

Во время энергетического кризиса 70-х гг. прошлого века стало очевидным, что следует всячески уменьшать долю энергетического вклада в получаемом продукте, которым на промышленном транспорте являются грузовые перевозки. Таким образом, энергосбережение явилось насущным направлением развития государственной экономики.

Для осуществления такой политики необходимо знать все компоненты энергетических затрат в конечном продукте.

Для производства грузовых перевозок непосредственно необходимы затраты электроэнергии или топлива. В свою очередь создание подвижного состава, железнодорожного пути и контактной сети требует энергетических затрат. Для этого необходимы черные и цветные металлы, строительные материалы, выпуск которых сопряжен с энергетическими затратами. Производство осуществляется на предприятиях, представляющими собой основные фонды различных отраслей промышленности и оценивающихся также через энергетические затраты. В грузовых перевозках принимает участие обслуживающий персонал. Трудовые затраты также выражаются через энергетические затраты. Во время транспортного процесса происходит воздействие на окружающую среду. Найдено выражение экологических издержек через энергетические затраты. Учитывая нормы амортизации и годовой выпуск продукции получим удельные энергетические затраты для разных видов подвижного состава.

При изготовлении локомотивов и вагонов, строительстве железнодорожного пути и контактной сети применяются черные и цветные металлы, гравий, песок и другие материалы, на получение которых расходуются энергетические и трудовые ресурсы. Непосредственно строительство зданий и сооружений, изготовление машин и механизмов сопряжено с энергетическими и трудовыми затратами. Перевозки на железнодорожном транспорте осуществляются при потреблении топлива или электрического тока и обслуживаются рабочим персоналом. Эксплуатация железнодорожного транспорта сопровождается загрязнением окружающей среды. Нейтрализация вредного воздействия на окружающую среду осуществляется при использовании трудовых и энергетических затрат. Таким образом, эксплуатация железнодорожного транспорта характеризу-

ется прежде всего суммой материальных, трудовых и энергетических затрат.

Энергетические затраты складываются из удельных энергетических ресурсов основных фондов, затрат электроэнергии или топлива на изготовление локомотива, железнодорожного пути, контактной сети, сопутствующей инфраструктуры, выполнения непосредственно транспортной работы и восполнения экологического ущерба, нанесенного окружающей среде. В свою очередь энергетические затраты, идущие на создание локомотива, строительство железнодорожного пути, контактной сети и сопутствующей инфраструктуры, определяются суммой энергозатрат, затрачиваемых на получение исходных материалов и соответствующих компонентов.

Энергетические затраты на получение используемого металла (Емет.) определяются по формуле:

Емет. = k(Едоб. + Епот. + Еобог.) +

+Епл. + Емех.обр.,

где k – коэффициент, обусловленный содержанием искомого металла в руде; Едоб. – энергетические затраты, необходимые для добычи руды, Дж/т; Епот. – энергетические затраты, связанные с потерей полезного ископаемого при добыче, Дж/т; Еобог. – энергетические затраты, необходимые для обогащения руды, Дж/т; Епл. – энергетические затраты, идущие на выплавку металла, Дж/т; Емех.обр. – энергетические затраты, затрачиваемые на механическую обработку металлоизделий, Дж/т.

Помимо этого возможны затраты энергии на прокат, рафинирование или еще какие-либо промежуточные операции.

При изготовлении локомотивов используются различные материалы, на получение которых затрачиваются электроэнергия или топливо.

Энергетические затраты, пошедшие на строительство локомотива, (Е лок.) являются суммой энергозатрат i-х компонентов, необходимых при изготовлении локомотива:

$$\text{Елок.} = \sum_{i=1}^{n} E_i ,$$

Где n - количество компонентов.

Энергетические затраты изготовления локомотива необходимо отнести к сроку его службы. Тогда получим удельные годовые энергозатраты строительства локомотива.

Энергетические ресурсы (Еж.д.пути), затрачиваемые при сооружении железнодорожного пути, суммируются из энергозатрат, идущих на изготовление рельсов, крепежа, шпал, балластной призмы и относятся к сроку службы (m). Аналогично определяются энергетические затраты для контактной сети и сопутствующей инфраструктуры и относятся к сроку службы.

Энергетические затраты, расходуемые на выполнение транспортной работы в течение года, определяются расходом энергоресурсов (электроэнергии, дизельного топлива, газа, угля и т.д.) на перевозки грузов за этот год.

Энергетические затраты, компенсирующие или предотвращающие вредное воздействие транспорта на окружающую среду, складываются из энергозатрат, ликвидирующих загрязнение техническими средствами атмосферы, водных источников и почвы. Атмосфера загрязняется выбросами из трубы в случае эксплуатации тепловоза и паровоза. Загрязнение почвы происходит также при работе тепловоза и паровоза и при обслуживании всех видов локомотивов. Загрязняющие вещества попадают в водные источники при эксплуатации тепловозов и паровозов в виде мелкодисперсных осадков, а также при обслуживании всех видов локомотивов.

Экологический вред, обусловленный изменением загрязнения атмосферы (Ра, условные тонны), рассчитывается для каждого источника загрязнения в течение рассматриваемого года по формуле:

$$P_a = б * f * \left(\sum A_{ai} * M_i\right),$$

где б – показатель относительной опасности загрязнения, зависящий от типа соответствующей территории; f – поправка, учитывающая рассеивание загрязняющей примеси в атмосфере; Mi – изменение годовой массы выбросов i-го вида примесей в атмосферу, т;

Aai – показатель относительной агрессивности выбросов i-го вида примесей. Рассчитывается по формуле:

$$A_{ai} = \alpha_i \delta_i \lambda_i \beta_i \left[\frac{ПДК_{сут} CO * ПДК_{раб.} CO}{ПДК_{сутi} * ПДК_{раб.i}}\right],$$

где ПДКсут.СО, ПДКраб.СО – предельно допустимая концентрация СО соответственно в атмосферном воздухе и в рабочих помещениях;

ПДКсут.i, ПДКраб.i - предельно допустимая концентрация i-го вещества; αi – поправка, учитывающая накопление вещества в компонентах окружающей среды и в целях питания, а также его поступление в организм человека неингаляционным путем; δi – поправка, учитывающая действие вещества на иных реципиентов, кроме человека; λi – поправка на вероятность вторичного заброса примесей в атмосферу после оседания их на поверхностях; βi – поправка на вероятность образования из данного загрязнения или с его участием других, более опасных загрязнителей.

Обеспыливание выбросов достигается за счет использования тканевых фильтров в виде диафрагм и мешков для мелких (0,5 мкм) не слеживающихся частиц и циклонных сепараторов для крупной пыли (25 мкм). Для очистки газовых выбросов используются адсорбционные и каталитические способы, портативное оборудование для которых устанавливается непосредственно на локомотивах, поэтому затраты энергии на эти процессы входят в состав электроэнергии или топлива, потребляемого локомотивом.

Загрязнение почвы происходит при попадании на поверхность земли загрязняющих веществ, например, при вытекании смазки, просыпи груза, оседании дисперсных частиц из выбросов в атмосферу. Экологический вред (Рп) определяется по формуле:

$$P_п = \sum_i A_{пi} * M_i,$$

где Апi – показатель вредности i-го загрязняющего вещества; Mi – масса i-го компонента.

Экологический вред, наносимый загрязнением водоемам (Рв, условные тонны) в исследуемом году, рассчитывается для каждого источника загрязнения по формуле:

$$P_в = \sum\{б_к * [\sum A_{вi} * M_{iк}]\},$$

где бк – показатель относительной опасности загрязнения для к-го водохозяйственного участка; Miк – изменение годовой массы выбросов i-го вида примесей в водоемы к-го водохозяйственного участка, т; Авi – показатель относительной опасности сбросов i-го вида веществ в водоемы, усл. т /т.

Соблюдение технологической дисциплины позволяет исключить загрязнение почвы и водоемов.

При обслуживании транспортных средств затрачиваются трудовые ресурсы. Их величину также можно оценить с точки зрения энергетики. Самой важной задачей народного хозяйства страны является обеспечение уровня жизни человека. Для ее выполнения энергетические ресурсы затрачивались на строительство жилых домов, получения продуктов питания, одежды, обуви и т.д., защиты жизненных ценностей трудящегося. В целом это соответствует отношению энергоресурсов, затраченных народным хозяйством, к численности населения и равняется энергетическим затратам, обеспечивающим уровень жизни и ее качество одного человека в течение года (Ечел.).

$$E_{чел.} = \frac{\sum_i E_i}{N},$$

где Ei – энергетические ресурсы, затраченные народным хозяйством в течение одного года; N – численность населения страны в рассматриваемом году.

Фонд рабочего времени в год составляет 1864 часа. Отношение $\frac{E_{чел.}}{1838}$ является выражением энергоемкости одного трудового часа в течение года.

0тсюда можно выразить все трудовые затраты на изготовление локомотивов, вагонов, строительство железнодорожного пути и контактной сети, эксплуатацию и обслуживание железнодорожного транспорта через энергетические единицы измерения.

На блок-схеме представлена последовательность процедур подсчета энергетических затрат при использовании железнодорожного транспорта для грузовых перевозок.

Основными направлениями повышения эффективности работы промышленного транспорта являются рациональная структура технических средств, оснащение его более совершенными машинами и механизмами, оказывающими наименьшее воздействие на окружающую среду и имеющими наименьшие удельные энергетические затраты для производства единицы продукции (ткм).

Коротко об авторах

Смородинова Л.А.

Д И С С Е Р Т А Ц И И

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	*Название работы*	*Специальность*	*Ученая степень*
ТУЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
КОМПАНЕЙЦЕВ Андрей Юрьевич	Обоснование способов обеспечения устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях	25.00.20 25.00.22	к.т.н.
ЧУЛИСОВ Константин Константинович	Система поддержки принятия диспетчерских решений в магистральном транспорте газа	05.13.06	к.т.н

© А.И. Косолапов, Ю.А. Килин, И.И. Вашлаев, Е.В. Черепанов, 2006

УДК 622.271

А.И. Косолапов, Ю.А Килин., И.И. Вашлаев,
Е.В. Черепанов

ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАВАЛЕННОСТИ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ ПРИ ПОЭТАПНОМ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Семинар № 12

Эффективность открытых горных работ повышается при поэтапной разработке месторождения. Под этапной разработкой месторождения понимают порядок горных работ, при котором разрабатывают не все карьерное поле сразу, а поочередно (поэтапно) его части. При этом в карьерном поле формируют временный нерабочий борт, разносимый по мере углубления карьера, или в пределах конечного контура организуют карьер первой очереди, отрабатываемый с опережением. Благодаря разделению карьера на этапы выемка значительного объема вскрышных пород в его контуре переносят на более поздние периоды и общие приведенные к одному моменту оценки затраты на разработку месторождения, таким образом, сокращаются. Возможны различные схемы разделения карьерного поля на этапы, зависящие от конечной глубины карьера, размеров и конфигурации карьерного поля.

Кия-Шалтырское месторождение представлено крутопадающей штокверкообразной залежью нефелиновых руд, вытянутой по простиранию на 2500 м. При его отработке в последние годы происходило постепенное отставание объемов вскрышных работ от плановых объемов. В настоящее время объем невыполненных вскрышных работ составляет свыше 10000 тыс. м^3. В свою очередь, это привело к сокращению протяженности добычного фронта, уменьшению ширины рабочих площадок и числа добычных уступов. Это соответствующим образом ухудшает условия выполнения процесса управления качеством добываемой руды; к отгрузке руды с заданным содержанием. При требуемом качестве отгружаемой руды по Al_2O_3 26,5±0,3 % фактическое содержание за 2002 г. находилось в пределах от 21,7 до 28,4 %, что превышает требуемое отклонение более чем на порядок. В разработку вынужденно вовлекались руды с содержанием ниже бортового (24 %), что в конечном итоге приводит к дополнительным потерям руды из-за необходимости поддержания среднего содержания на уровне 26,5 %. Также в процессе разработки месторождения происходило незначительное снижение качества добываемой руды, которое объясняется тем, что в первые годы эксплуатации отрабатывалась нагорная центральная часть месторождения, где располагались в основном высокоглиноземистые и рядовые руды. Но с постепенным вовлечением в отработку СЗ и ЮВ флангов месторождения и западного контакта рудного тела с вмещающими породами, где качество добываемой руды значительно ниже, чем в среднем по месторождению, качество добываемой руды снизилось.

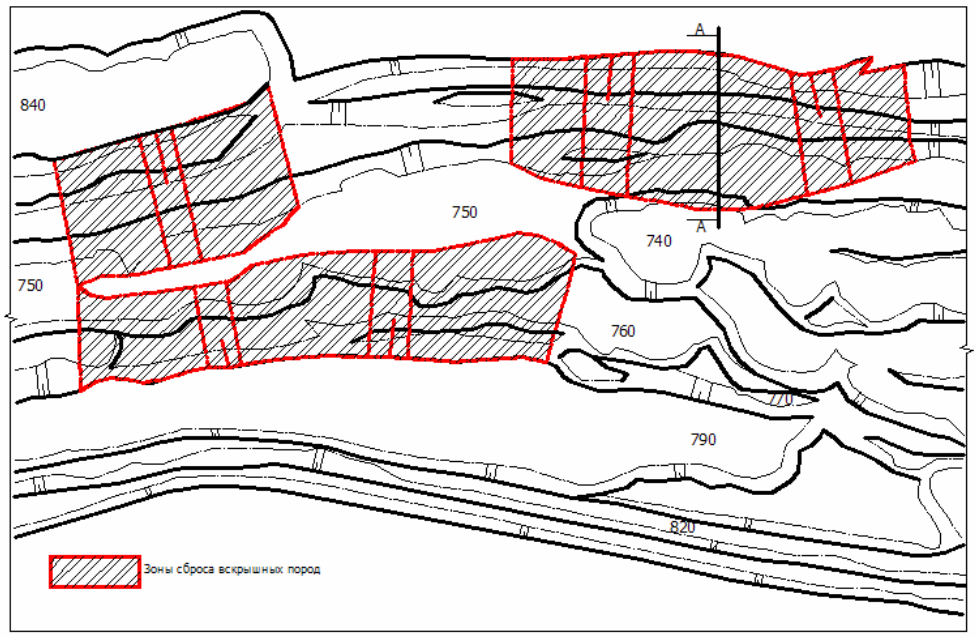


Рис 1. Фрагмент плана горных работ по рудному телу на гор. 740-750 с характерными зонами сброса вскрышных пород

В связи с этим, учитывая особенности рассматриваемого месторождения, необходимо вовлекать в разработку как можно больше добычных уступов, но это требует значительных затрат.

С увеличением глубины отработки месторождения происходит уменьшение размеров рабочей зоны вследствие того, что горные работы производились всегда с заниженным коэффициентом вскрыши. При отставании вскрышных работ на Кия-Шалтырском карьере происходит уменьшение размеров рабочей зоны за счет того, что значительная площадь рудного тела и добычных уступов завалена вскрышными породами от взрывов на верхних горизонтах (рис. 1 и 2). Постепенно уменьшалась длина фронта работ, сокращалось количество вскрышных и добычных забоев, сокращалась величина готовых к выемке запасов. Это привело к тому, что при производстве взрывных работ на верхних горизонтах неизбежно будут засыпаны нижележащие горизонты.

На рис. 1 показано, что площадь рудного тела на данном участке месторождения составляет 172 тыс. м^2, а площадь рудного тела, заваленного вскрышными породами с верхних горизонтов равна 65 тыс. м^2 (38 %). Данная ситуация является характерной для всего карьера. При этом оставшаяся после отгрузки развала порода дополнительно разубоживает руду.

Проанализировав рабочее время экскаваторов установлено, что основную часть времени на добыче работает менее 3-х экскаваторов (53 %), присутствуют смены, когда не работал на добыче ни один экскаватор (15%). В качестве характерного примера на рис. 3 приведены данные по загрузке экскаваторов за один месяц.

Такое положение, в совокупности с уменьшением показателей качества руды на флангах рудного тела, приводит к снижению планового баланса качества и не-

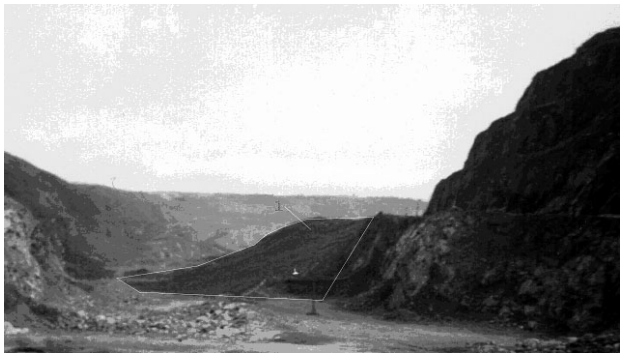


Рис. 2. Вид по сечению А-А (см. рис. 1) Кия-Шалтырского карьера: *1* – развал вскрышных пород с верхних горизонтов на рудном горизонте

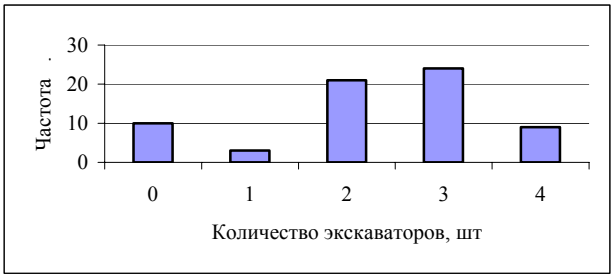


Рис. 3. Количество добычных экскаваторов в работе в течение месяца

обходимости увеличивать добычу руды по центру залежи.

Данное обстоятельство является одним из основных факторов нестабильного качества рудопотока из карьера, т. к. при отгрузке сброшенной взрывом породы с поверхности рудного тела из-за неровности поверхности, остается некоторый слой смеси руды и породы, который дополнительно разубоживает руду.

Таким образом, для дальнейшей отработки месторождения перспективна поэтапная отработка месторождения. Для выбора места расположения этапа необходимо проанализировать горно-геологическую характеристику участка и наличие заваленностей на нижележащих горизонтах. При удлиненных залежах целесообразно формирование временно нерабочего борта по длинной оси карьера. В этом случае длина целика получается достаточной для консервации в нем значительных объемов вскрыши. Разработку целика проводят этапами с выделением участков по длине борта. При этом сокращаются объемы заваленности рудного тела, так как практически полностью отсутствует сброс породы с верхних горизонтов. Выделение этапов позволяет, так же, выделить участки рудного тела с близкими качественными характеристиками. Это обстоятельство позволяет обеспечить поступление на обогатительную фабрику рудного потока равномерного качества.

Коротко об авторах

Косолапов А.И. - заведующий кафедрой, профессор, доктор технических наук, Государственный университет цветных металлов и золота;
Килин Ю.А. - ассистент, Государственный университет цветных металлов и золота;
Вашлаев И.И. - ст. научный сотрудник, кандидат технических наук, Институт химии и химической технологии СО РАН;
Черепанов Е.В. - аспирант, Государственный университет цветных металлов и золота.

© В.К. Угольников, С.Е. Гавришев
Н.В. Угольников, 2006

УДК 622.235

В.К. Угольников, С.Е. Гавришев Н.В. Угольников

ВЛИЯНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД НА КУСКОВАТОСТЬ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Семинар № 12

При разрушении горных пород образуется совокупность кусков разнообразных форм и размеров, для их оценки предложены разнообразные характеристики, которые можно подразделить на два класса. К первому классу относятся характеристики, определяющие индивидуальные свойства отдельных кусков, ко второму – характеристики, выражающие целостные свойства системы.

Гранулометрический состав взорванных горных пород определяет эффективность и производительность технологических процессов горного производства.

Целью изучения гранулометрического состава является выявление энергетической стороны процесса разрушения как с физико-технической точки зрения, так и технико-экономической.

Процесс образования кусков является результатом сложного взаимодействия параметров поля напряжения и свойств массива горных пород, причем значительное влияние оказывает трещиноватость, образующая в массиве структурные блоки.

При оценке трещиноватости массива горных пород наибольшее распространение получил геометрический метод, заключающийся в непосредственном подсчете количества трещин, приходящихся на единицу длины. Степень трещиноватости массива горных пород характеризуется средним расстоянием между трещинами. На основании этих признаков предложена классификация скальных пород по степени трещиноватости и содержанию крупных кусков.

Согласно временной классификации пород по трещиноватости междуведомственной комиссии по взрывному делу взрываемые массивы горных пород карьера Малый Куйбас относится к I-IV категории трещиноватости (блочности), причем преобладают породы II и III категории.

Разрушение массива по соответствующим плоскостям ослабления приводит к тому, что численная характеристика формы кусков с изменением их размеров остается постоянной (таблица).

При исследовании гранулометрического состава горной массы до и после взрыва использовался фотолинейный метод. Было обработано более двух тысяч замеров до и после взрыва

Для описания гранулометрического состава до и после взрыва применен логарифмически нормальный закон распределения, который характеризуется логарифмической дисперсией и средним размером куска.

Проверка соответствия опытных данных уравнению кривой логарифмически нормального распределения облегчается применением прямоугольных координат, в которых по оси абсцисс откладываются диаметры частиц в логарифмическом масштабе, по оси ординат наносятся суммарные выходы в масштабе, основанном на интеграле функции распределения вероятности. Такая сетка носит название ло-

Численные характеристики форм куска горных пород различных фракций на карьере Малый Куйбас

Размеры фракций, м	Численная характеристика форм куска $a' : 1 : c'$
0,005-0,020	1,76 : 1 : 0,62
0,020-0,050	1,67 : 1 : 0,67
0,05-0,10	1,69 : 1 : 0,72
0,10-0,50	1,71 : 1 : 0,70
0,5-1,0	1,65 : 1 : 0,69
1,0-2,5	1,70 : 1 : 0,8

гарифмически вероятностной системы координат.

Если данное распределение удовлетворяет логарифмически нормальному закону, то кумулятивные выходы частиц мельче диаметра x, нанесенные в логарифмически вероятностных координатах, попадут на прямую линию.

Таким образом, проверка применимости логарифмически нормального закона чрезвычайно упрощается. Определение $x_д$ и $\sigma_д$, характеризующих все распределения, графически производится предельно просто.

Так как в логарифмически вероятностной системе распределение диаметра становится симметричным, то значение x, соответствующее 50% выхода, дает $x_д$. Связь $x_д$ с $d_{ср}$ представлена уравнением, м:

$$d_{ср} = x_д e^{0,5\beta^2}.$$

Среднеквадратичное отклонение от среднегеометрического размера диаметра можно определить как

$$\beta = ctg\alpha,$$

где α - угол, образованный прямой с положительным направлением оси lnx.

Анализ гранулометрического состава на карьерах Южного Урала показал, что распределение размеров кусков взорванной горной массы подчиняется полному или усеченному логарифмически нормальному закону (рис. 1) в широком диапазоне изменения параметров взрывной

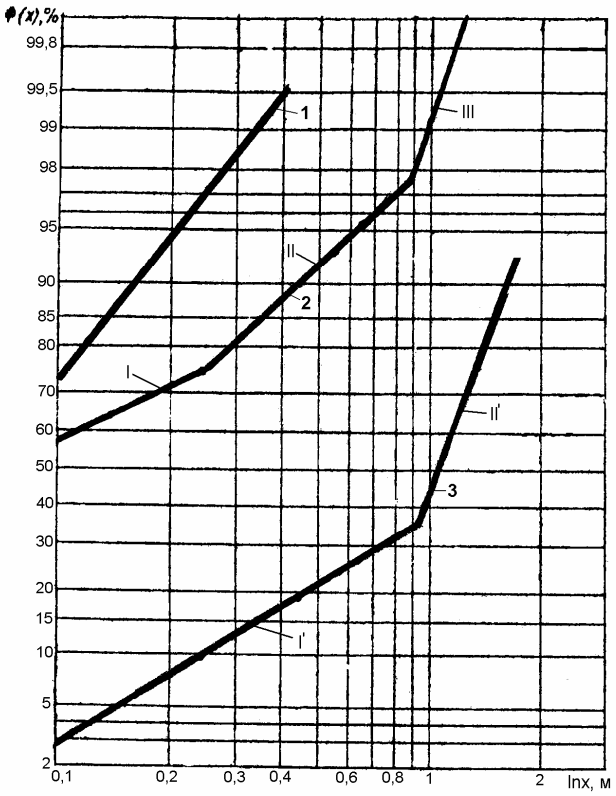


Рис. 1. Распределение гранулометрического состава горной массы: *1* – породы первой категории трещиноватости; *2* – породы второй и третьей категории трещиноватости; *3* – породы четвертой категории трещиноватости

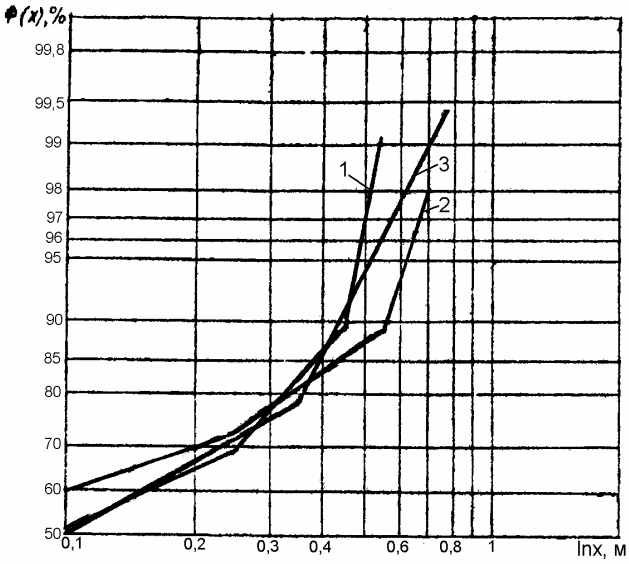


Рис. 2. Распределение гранулометрического состава при среднем размере куска 0,21 м: 1 – при $\beta = 0,84$; 2 – при $\beta = 1,19$; 3 – при $\beta = 1,73$

отбойки, а логарифмическая дисперсия изменяется от 0,58 до 1,7.

Характер графиков, построенных по суммарным процентам в логарифмически вероятностной системе координат, показывает, что породы первой категории трещиноватости имеют одномодальное распределение с логарифмической дисперсией 0,58-0,7.

Породы второй и третьей категории трещиноватости имеют трехмодальное распределение, причем характерной и наиболее представительной является зона II с логарифмической дисперсией 0,7-1,19.

Породы четвертой категории по трещиноватости имеют двухмодальное распределение, характеризуемое зоной I' с логарифмической дисперсией 1,19-1,7, при этом для области II', характеризующей распределение крупных кусков, β изменяется от 0,55 до 0,77.

Таким образом, логарифмическая дисперсия определяется трещиноватостью массива и является характеристикой наличия классов крупности в общей совокупности кусков.

Исследованиями установлено, что логарифмическая дисперсия распределения гранулометрического состава остается постоянной до и после взрыва и является инвариантной характеристикой кусковатости горных пород.

Логарифмическая дисперсия распределения фракций определяется физическими свойствами пород массива и не зависит от параметров взрывных работ. При взрывном разрушении изменяется лишь средний геометрический размер куска, а распределение кусков по крупности в естественном состоянии предопределяет подобное распределение фракций во взорванной горной массе.

Инвариантность формы куска и логарифмической дисперсии распределения гранулометрического состава горных пород позволяют принять их в качестве обобщенной характеристики массива для оценки затрат энергии на дробление.

Для оценки дробящего действия взрыва возможно использование показателя степени дробления горных пород – соотношение средних размеров куска до и после взрывного разрушения, что идентично отношению площади суммарной поверхности отдельностей разрушаемого объема к суммарной площади вновь образованной поверхности.

В настоящее время основной характеристикой при анализе гранулометрического состава и качества дробления является средний размер куска.

Анализ распределения гранулометрических составов показал, что при одинаковом среднем размере куска распределение гранулометрического состава, характеризуемого логарифмической дисперсией, может

быть различным (рис. 2). Поэтому при оценке гранулометрического состава горных пород необходимо использовать кроме среднего диаметра и дисперсию распределения.

Коротко об авторах

Угольников В.К., Гавришев С.Е. Угольников Н.В. – Магнитогорский государственный технический университет.

© А.Ф. Цеховой, Л.А. Крупник, П.А. Цеховой, М.А. Карлинская, 2006

УДК 622-52

А.Ф. Цеховой, Л.А. Крупник, П.А. Цеховой, М.А. Карлинская

ДЕКОМПОЗИЦИЯ ЗАДАЧ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

Семинар № 12

Очевидность отставания постсоветской горной геоинформатики хорошо иллюстрируется тем фактом, что как в СНГ, так и в Казахстане до настоящего времени не создано интегрированных компьютерных систем для моделирования месторождений, решения задач проектирования, планирования горных работ, мониторинга и других задач недропользования, доведенных до уровня международных стандартов. В чем же заключаются причины, и какие задачи нужно решить для того, чтобы продвинуться на пути создания конкурентоспособной продукции отечественного или хотя бы совместного производства с известными зарубежными компаниями-производителями геоинформационных программных средств? Системный подход к решению комплекса задач недропользования с использованием современных компьютерных технологий (создания автоматизированных рабочих мест и программных комплексов для специалистов-технологов и управленческого аппарата), в первую очередь требует проведения декомпозиции задач сферы недропользования.

Анализ ряда диссертационных работ в области горного дела, защищенных с начала 80-х годов, т.е. со времени активной математизации горной науки, свидетельствует о том, что в современной горнотехнической литературе не выявлена специфика существующих классов задач и не определены области их пересечения как с позиции классов решаемых задач, так и методов их решения.

Отсутствие корректной декомпозиции задач, полностью охватывающей сферу горного производства, нередко создает значительные трудности как при выборе существующих, так и при создании новых программных комплексов и информационных технологий в горнодобывающей промышленности. В итоге в практическом плане происходит торможение развития геоинформатики.

Динамичность горнотехнических систем, присущая им трехмерность распределения геопоказателей в недрах месторождения, многообразие применяемых математических методов моделирования, а также широкий перечень специфических технологических задач, возникающих на разных стадиях проектирования и эксплуатации месторождения, выделяют информационные системы для горного производства в отдельный класс специализированного программного обеспечения.

В геоинформатике не хватает верхнего уровня классификации. Сегодня нам известны классификации систем разработки Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, классификация подземных систем разработок профессора О.А. Байконурова и другие. Эти классификационные работы существенно способствовали технологическому прогрессу. Вместе с тем, по существу отсутствуют работы, связанные с классификацией задач управления, осуществляемого в рамках любой из технологических систем. Мы считаем, что для того, чтобы эффективно управлять, развивать программные и информационные ресурсы, разрабатывать базы данных, экспертные системы и др., нужно иметь ясное представление о классификации таких задач.

В этой связи, на базе ранее выполненных нами исследований [1, 2, 3], осуществлена классификация (декомпозиция) задач управления, мониторинга и проектирования. В рамках данной статьи предлагается декомпозиция задач управления горным производством (действующим горнодобывающем предприятием). В частности, в процессе краткосрочного планирования и оперативного управления рассматривается карьерная система асбестового горно-обогатительного комбината. При этом функционирование системы происходит в условиях непрерывно изменяющихся требований со стороны реальных потребителей продукции горного производства и в пределах, установленных проектом контуров и параметров горных работ, а поток полезного ископаемого рассматривается в единстве количественных и качественных отношений.

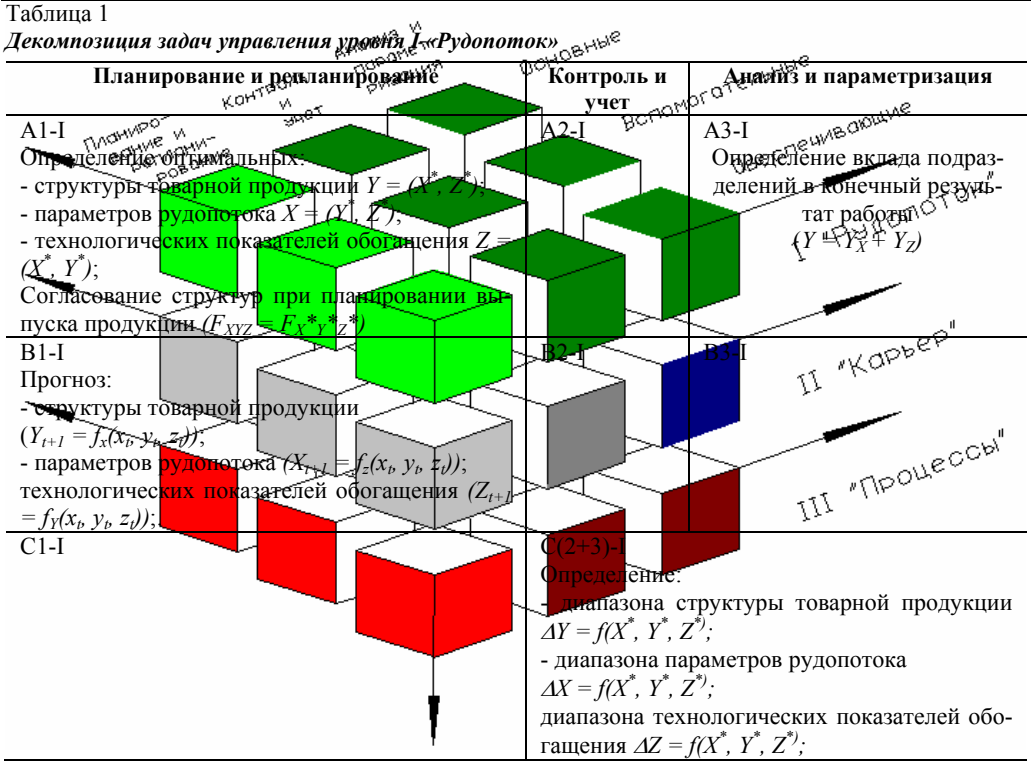
Определим страты и уровни декомпозиции, которая даст возможность сократить затраты времени на создание соответствующих программных продуктов отечественного или совместного производства. Предлагаем в качестве уровней управления горного производства взять уровни, предложенные в работе [1]. Первый уровень назовем «Уровнем управления взаимодействием карьера и обогатительной фабрики» (I, задачи уровня «Рудопоток»), второй уровень – «Уровень управления карьером (как системой)» (II, задачи уровня «Карьер») и третий – «Уровень управления технологическим процессом» (III, задачи уровня «Процессы»).

В качестве второй координаты выберем фазы управления, причем объединим их в группы с целью сокращения общего количества типов задач управления: планирование и репланирование; контроль и учет; анализ и параметризация. Кроме того, в качестве третьей координаты будем учитывать характер работ: основные, вспомогательные и обеспечивающие работы. Таким образом, речь идет не о плоской таблице, а об объемной модели классификации задач управления. На рисунке схематически показаны 27 типов задач, которые могут быть выделены в процессах управления горным производством.

Таблица 1

Декомпозиция задач управления уровня I «Рудопоток»

Планирование и репланирование	Контроль и учет	Анализ и параметризация
A1-I Определение оптимальных: - структуры товарной продукции $Y = (X^*, Z^*)$; - параметров рудопотока $X = (Y^*, Z^*)$, - технологических показателей обогащения $Z = (X^*, Y^*)$; Согласование структур при планировании выпуска продукции $(F_{XYZ} = F_{X^*Y^*Z^*})$	A2-I	A3-I Определение вклада подразделений в конечный результат работы $(Y = Y_X + Y_Z)$
B1-I Прогноз: - структуры товарной продукции $(Y_{t+1} = f_x(x_t, y_t, z_t))$; - параметров рудопотока $(X_{t+1} = f_z(x_t, y_t, z_t))$; технологических показателей обогащения $(Z_{t+1} = f_Y(x_t, y_t, z_t))$;	B2-I	B3-I
C1-I	C(2+3)-I Определение: - диапазона структуры товарной продукции $\Delta Y = f(X^*, Y^*, Z^*)$; - диапазона параметров рудопотока $\Delta X = f(X^*, Y^*, Z^*)$; диапазона технологических показателей обогащения $\Delta Z = f(X^*, Y^*, Z^*)$;	



Уровни, классы и типы задач управления горным производством

Практическим результатом системного анализа и синтеза задач, решаемых на уровнях «Рудопоток», «Карьер», «Процессы», явилась декомпозиция задач управления на этих уровнях, приведенная в табл. 1, 2 и 3, соответственно. Такая декомпозиция представляет собой технологическую основу для проектирования, разработки и внедрения сети АРМов и программно-технических комплексов на этих уровнях управления карьерной системой.

Обозначим: А- основные задачи, В - вспомогательные, С - обеспечивающие; 1-планирование-репланирование, 2 - учет и контроль, 3 - анализ и параметризация.

Например, задачи, которые в настоящее время решает известная канадская фирма «Wenco» в Казахстане – это задачи уровня II, класса В по нашей классификации.

Кроме того, для математической формулировки задач (см. табл. 1-3) используются следующие обозначения:

X – вектор входных параметров:

$X = \{\alpha, \beta, \delta, \ldots\}$,

где α – общее содержание асбеста в рудопотоке, %; β, δ, θ – содержание волокна по классам, и др..

Y – вектор выходных параметров (выработка товарной продукции):

$Y = \{B_0, B_3, B_4, B_5, B_6, \ldots\}$,

где B_0 – общая выработка товарного асбеста в тоннах; B_3 - B_6 – выработка товарного асбеста по группам марок, тонн, и др.

Z – вектор технологических показателей:

$Z = \{\varepsilon, P_0, P_2, P_3, P_4, \ldots\}$,

где ε – извлечение волокна в товарную продукцию, %; P_0, P_2 - P_4 – расход волокна (общего, 2, 3 и 4 классов, соответственно) и др.

В зависимости от характера решаемых задач, векторы X, Z и Y отражают состояние объектов управления за прошедший период ($X_{\tau-1}$, $Z_{\tau-1}$, $Y_{\tau-1}$), в текущий момент (X_{τ}, Z_{τ}, Y_{τ}), или на участке прогноза ($X_{\tau+1}$, $Z_{\tau+1}$, $Y_{\tau+1}$)

Через X^*, Y^*, Z^* обозначим соответствующие параметры уточненного (согласованного) плана.

При использовании предложенной системы классификации могут возникнуть дополнительные методологические трудности, например: каким образом классифицировать задачи, которые охватывают несколько областей из перечисленных: планирование и репланирование, контроль и учет, анализ и параметризация? Мы предлагаем применять индексную систему, основанную на суммировании функций, описывающих соответствующие классы задач.

Учитывая предложенную декомпозицию задач управления горным производством, перед решением конкретной задачи, в первую очередь, следует определить требуемые функции. Думаем, что предложенная декомпозиция задач управления сократит время, затрачиваемое не только на разработку новых специализированных программных средств, но и на подготовку специалистов, способных сформулировать и решить соответствующие задачи.

При описанном подходе появляется возможность мультипликативного эффекта распределенной во времени работы большого числа исследователей по перечисленным классам задач, что будет способствовать созданию распределенных групп для разработки специализированных программных комплексов. Результатом явится сокращение суммарных затрат на разработку постановок и алгоритмов, выбор математических методов для их решения, а также ускорение процесса качественной подготовки специалистов. Стандартизация задач и привязка определенного класса задач к определенному набору математических методов позволит быстро классифицировать реально решаемые задачи производства и проблемы, которые при этом возникают.

Таблица 2

Декомпозиция задач управления уровня II «Карьер»

Планирование и репланирование	**Контроль и учет**	**Анализ и параметризация**
A1-II Определение: - траектории перемещения добычных забоев $\begin{pmatrix} L_1 \\ \dots \\ L_j \\ \dots \\ L_n \end{pmatrix} = F \begin{pmatrix} V \\ \alpha \\ \beta \\ \gamma \end{pmatrix};$ - интенсивности составляющих рудопотока. $\begin{pmatrix} Q_1 \\ \dots \\ Q_i \\ \dots \\ Q_n \end{pmatrix} = F \begin{pmatrix} V \\ \alpha \\ \beta \\ \gamma \end{pmatrix}$	A2-II	A3-II
B1-II Определение потребного количества ресурсов $R = f_1(LQ),\ R = f_2(LQ).$	B2-II Оценка состояния карьерной системы $\Delta X = X_{\Phi} - X_{П}$.	B3-II Оценка состояния карьерной системы $\Delta L = Q(X); \Delta Q = \varphi_X$.
C1-II	C2-II	C3-II Сбор и обработка геолого-маркшейдерских данных.

Примечание. Здесь n – количество добычных забоев; L_i – траектория перемещения i-го экскаватора; Q_i – интенсивность рудопотока из i-го забоя; R – ресурсы, необходимые для выполнения плановых заданий (материальные, энергетические, экономические и др.)

На практике это приведет к тому, что инженер-программист, проконсультировавшись со специалистом конкретного горного предприятия, должен выяснить, о каком классе задач идет речь, после чего он сможет предложить набор конструктивных модулей, которые легко реализовать на ЭВМ, используя стандартные программные разработки.

Предлагаем наш подход в качестве основы для обсуждения и начала научной дискуссии по этому вопросу. Приглашаем всех заинтересованных ученых и специалистов, работающих в сфере недропользования, принять участие в обсуждении классификационной решетки-куба в рамках сайта Международной академии информатизации (academy.kz).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Цеховой А.Ф.* Технология управления рудопотоками асбестовых карьеров. //Автореф. дисс. на соиск. уч.степени докт. техн. наук. Алма-Ата, 1992.

Таблица 3

Декомпозиция задач управления уровня III «Процессы»

Планирование и репланирование	**Контроль и учет**	**Анализ и параметризация**
A1-III Выбор: - режима работы преобразователей рудопотока - $\begin{pmatrix} N \\ T \end{pmatrix} = \Phi \begin{pmatrix} L \\ Q \end{pmatrix}; \begin{pmatrix} N \\ T \end{pmatrix} = \Phi_2 \begin{pmatrix} L \\ Q \end{pmatrix};$ - технологии работы преобразователей $\begin{pmatrix} I \\ q \end{pmatrix} = \Phi_3 \begin{pmatrix} L \\ Q \end{pmatrix}; \begin{pmatrix} I \\ q \end{pmatrix} = \Phi \begin{pmatrix} L \\ Q \end{pmatrix};$ - Согласование работы преобразователей *EXIT(j)=ENTR(j+1).*	A2-III	A3-III Согласование работы преобразователей *EXIT(V, α, β, δ) = ENTR(V, α, β, δ).*
B1-III Поддержание функции преобразователя $Q_j = \Phi_6 \begin{pmatrix} C_j \\ \alpha \\ \beta \\ \delta \end{pmatrix}.$	B2-III Поддержание функции преобразователя $Q_j = \Phi \begin{pmatrix} C_j \\ \alpha \\ \beta \\ \delta \end{pmatrix};$ Диагностика состояния преобразователя $C_j = \Phi_5(t)$.	B3-III
C1-III Оптимизация потребления ресурсов преобразователей $\sum_{j=1}^{n} R_j \to \min.$	C(2+3)-III Сбор и обработка информации о работе преобразователей	

Примечание. Здесь j – номер преобразователя; C_j – состояние преобразователя; EXIT, ENTR – характеристика сечения рудопотока на выходе и входе преобразователя.

2. *Цеховой А.Ф.* Синтез задач управления формированием рудопотока в горнообогатительной системе (на примере асбестовой отрасли). Алма-Ата: КазНТУ, 1997.

3. *Разработка* программного обеспечения для решения комплекса производственных задач горнодобывающих предприятий малого и среднего бизнеса. Отчет о НИР 370-П, 2.613 ПР 01. Алматы, 2003.

Коротко об авторах

Цеховой А.Ф. – заведующий кафедрой «Компьютеризация технологических процессов и производств», доктор технических наук, профессор,

Крупник Л.А. - профессор кафедры «Транспортные и горные машины» доктор технических наук, профессор,

Карлинская М.А. – старший преподаватель кафедры «Компьютеризация технологических процессов и производств»,

Казахский Национальный технический университет им. К.И. Сатпаева,

Цеховой П.А.– заместитель директора Общественного объединения Центрально-Азиатский Горнопромышленный союз.

© В.В. Нерсгудов, В.К. Слободянюк, 2006

УДК 622.235

В.В. Перегудов, В.К. Слободянюк

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ГОРНОЙ МАССЫ К ВЫЕМКЕ

Своевременная и качественная подготовка заданных объемов скальной горной массы при многоуступной и многозабойной организации работ в глубоких железорудных карьерах оказывает определяющее влияние на эффективность открытых работ в целом, особенно в усложняющихся с увеличением глубины горно-геологи-ческих и горнотехнических условиях разработки. Решение проблемы управления буровзрывными работами зависит от возможности оперативного получения достоверной информации, с одной стороны, о строении массива и свойствах слагающих его горных пород, с другой стороны, о результатах воздействия на разрушаемый массив. Учет такой информации во взаимосвязи с технологическими решениями и экономическими показателями позволяет оптимизировать работу буровзрывного комплекса.

В практике проектирования и планирования взрывных работ на железорудных карьерах Украины отсутствует единый методологический подход к учету параметров и результатов массовых взрывов и накоплению их в единой базе данных. Данное обстоятельство препятствует обобщению практических результатов и выработке действенных, научно обоснованных рекомендаций по совершенствованию технологии буровзрывных работ и управлению качеством взрывной подготовки горной массы [1].

Не вызывает сомнения то, что контроль результатов массовых взрывов и оптимизация параметров буровзрывных работ не должны выполнятся раздельно, изолированно друг от друга. Оптимизация параметров буровзрывных работ должна основываться на реальном, всестороннем учете результатов предшествующих взрывов с оценкой их влияния на технико-экономические показатели всей технологической цепи горного производства.

Реализация данного подхода возможна на базе автоматизированной системы, непрерывно контролирующей параметры БВР и их воздействие на технологические процессы (от бурения взрывных скважин до стадии крупного дробления) [2]. Система должна состоять из ряда подсистем сбора и обработки информации о текущем состоянии технологических процессов открытой разработки, подсистем моделирования геологических тел, карьерного пространства и проектирования буровзрывных работ [3].

Ключевым элементом подобной информационной системы является база данных, которая предназначена для хранения, организации, сортировки и обработки постоянно накапливаемой информации. Такая база данных может использоваться для формирования сводок о фактической производительности карьера за отчетный период или производительности выемочного оборудования по тому или иному блоку взорванной скальной горной массы, что позволит динамически выявлять влияние качества подготовки горных пород на производительность горно-транспорт-ного оборудования и учесть допущенные просчеты при подготовке следующих взрывов в аналогичных условиях.

Структура интегрированной системы включает подсистемы сбора информации, ее обработки и подсистемы принятия проектных решений.

Подсистема сбора информации предназначена для оперативного измерения параметров технологических процессов открытой разработки, связанных с результатами БВР, включая

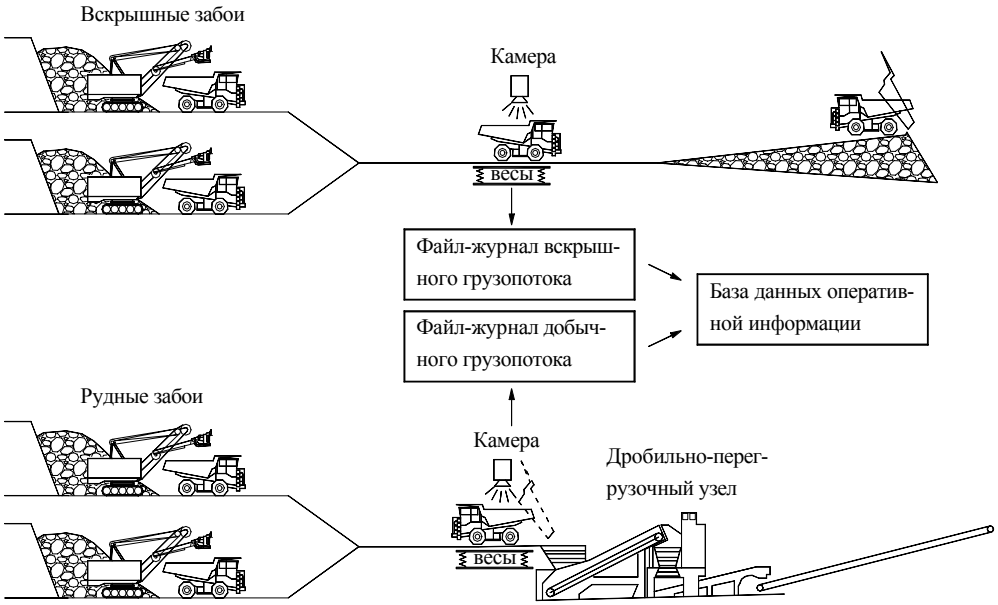


Рис. 1. Схема потоков первичной оперативной информации

производительность дробильного и горно-транспортного оборудования. Она состоит из стандартных измерительных средств (счетчики, датчики, весы и т.д.) и специализированного измерительного устройства для автоматического определения гранулометрического состава взорванной скальной горной массы. Современная измерительная техника позволяет с высокой точностью оценивать результаты взрыва и учитывать параметры, ранее не доступные оперативной оценке [4]. На рис. 1 представлены основные информационные потоки, аккумулируемые данной подсистемой.

Ключевым элементом рассматриваемой подсистемы является модуль определения гранулометрического состава взорванной горной массы на основе анализа изображений ее поверхности в характерных точках технологической цепи: развал, экскаваторный забой, кузов транспортного средства, бункер-питатель, конвейерная лента. В мировой практике известен положительный опыт использования для этих целей программы "Fragscan". Результаты измерений представляются в виде таблиц или графиков и являются основой для последующего анализа. Повышение достоверности получаемых результатов в сравнении с традиционным фотопланиметрическим способом оценки гранулометрического состава достигается за счет возможности автоматического контроля и анализа качества взрывной подготовки.

Влияние качества взрывной подготовки на последующие технологические процессы учитывается контролем следующих параметров: продолжительностью рейса автосамосвала; фак-тическим весом горной массы в кузове; временем простоев в смежных звеньях комбинированного транспорта; энергопотреблением крупного дробления; производительностью конвейеров. Технические параметры технологических процессов непре-

Структура файла-журнала

№	Регистрируемый показатель
1	Дата, время
2	Номер самосвала на разгрузке горной массы
3	Идентификатор забоя, в котором был загружен самосвал
4	Показания весов
5	Цифровое изображение поверхности породы в кузове
6	Энергопотребление дробления (для рудного грузопотока)

рывно измеряются с помощью датчиков и весов.

Все параметры накапливаются в файле-журнале и затем импортируются в центральную базу данных. Такая организация базы данных позволит повысить ее защищенность от повреждений и отделить процессы анализа данных и принятия технологических решений от процесса оперативного накопления информации. В качестве возможного примера организации стру-ктуры файла рассмотрим технологическую схему, приведенную на рис. 1. Работу погрузочно-транспортного комплекса для каждого грузопотока по данной схеме можно отразить в файле-журнале со следующей минимальной структурой (табл. 1).

При технической возможности структура файла-журнала может быть расширена за счет учета показателей, поступающих с бункеров-питателей, перегрузочных узлов конвейерного транспорта. При установлении потребного количества регистрируемых показателей и устройств для осуществления этой регистрации необходимо стремиться к их минимизации, что обеспечит оптимальность приведенных затрат на создание системы. Оптимальной будем называть такую структуру системы, при изменении которой либо будет нарушаться целостность картины о состоянии технологических процессов, либо будут увеличиваться приведенные затраты на комплекс оборудования. Ежесменно информация из файла-журнала будет импортироваться в центральную базу данных.

Подсистема обработки информации организована вокруг базы данных, которая позволяет отобразить и представить информацию о параметрах основных производственных процессов в карьере. Кроме данных, автоматически поступающих от подсистемы сбо-ра информации, имеется возможность накапливать технико-экономические показатели (расход основных материалов, количественная и качественная характеристика хода выполнения производственной программы и т.д.), вводимые в ручном режиме по мере их накопления техническими службами карьера. Перечень параметров, регистрируемых подобным образом, определяется особенностями конкретного горного производства с целью обеспечения максимальной адекватности математических моделей реальному процессу.

Теория и практика буровзрывных работ среди свойств и характеристик массива горных пород, влияющих на технологические решения и результаты, при прочих равных условиях особо выделяет два фактора:

- предел прочности при одноосном сжатии (коэффициент крепости);
- степень трещиноватости массива (блочность массива).

Оценка эффективности буровзрывных работ на основе сравнения распределения размеров блоков в массиве и развале взорванной горной породы включает следующие этапы.

I. Статистический анализ трещин, разделяющих скальный массив:

- подготовка исходной информации о трещиноватости оцениваемого массива;

- графическое представление информации в виде стереограмм (для разделения трещин по группам);

- классификация трещин на группы с использованием статистических методов;

- статистический анализ геометрических свойств различных групп трещин;

- расчет параметров и подготовка исходной информации для блокометрического анализа

II. Пространственное моделирование систем трещин, оценка блоков, слагающих массив горных пород, и построение кумулятивных графиков распределения естественных отдельностей в массиве.

III. Анализ фотографических изображений взорванной горной массы и построение графиков ее гранулометрического состава.

IV. Оценка показателя дробления и эффективности БВР.

Под показателем дробления понимается отношение средних размеров куска в массиве к среднему размеру куска взорваннной горной массы, что является количественной характеристикой эффективности взрывной подготовки:

$$\text{Пд} = \frac{\textit{Средний размер отдельности горной породы в массиве}}{\textit{Средний размер куска горной породы после взрыва}}$$

Значения показателя дробления в реальных условиях производства взрывных работ в глубоких железорудных карьерах изменяются от 1 до 3. При Пд = 1 (нижний порог) взрыв не оказал влияния на гранулометрический состав; при Пд = 2 произошло уменьшение среднего куска на 50 %; при Пд = 3 - уменьшение среднего куска на 67 %.

Значительное влияние на качество взрывного дробления горной массы оказывает пространственное расположение зарядов в массиве горных пород. Учитывая особенности исходной маркшейдерской и геологической информации и высокую сложность процесса взрывной подготовки горной массы к выемке, его геоинформационная модель основана на положениях трехмерной геометрии и объектно-ориентированного моделирования.

Под геоинформационной моделью процесса взрывной подготовки горной массы к выемке будем понимать совокупность исходной геолого-маркшейдерской информации; информации о способах взрывного воздействия на массив, применяемых взрывчатых материалах и технологических решениях; информации о результатах взрыва, и методы обработки информации при формировании и корректировке элементов модели [5]:

$$M=\{K, G, TR, BL, S1, S2, , SF, C, R, T, \Pi\}, \quad (1)$$

где K - информация о геометрии карьерного пространства в зоне ведения буровзрывных работ; G - информация о геологических телах, слагающих массив горных пород; TR - информация о системе трещин, рассекающих горный массив в зоне ведения буровзрывных работ; BL - информация о блочности исходного массива; S1, S2 - информация о скважинах предыдущих взрывов; SF - информация о фактических параметрах скважин и зарядов; C - информация о принятой в проекте схеме коммутации скважинных зарядов; R - информация о развале горной массы и ее гранулометрическом составе; T - технико-экономические показатели массового взрыва; П - правила обработки информации.

Информация представлена в виде многомерных массивов, а правила представляют собой расчетные алгоритмы и методы моделирования.

При разработке геоинформационной модели процесса взрывной подготовки горной массы к выемке используется построение на базе трехмерных ломаных линий, проходящих через характерные точки бровок уступов, и трехмерных точек, характеризующих пространственное положение кровли взрываемого уступа,

поверхности участка карьера в зоне ведения взрывных работ.

Исходной информацией для формирования являются массивы координат бровок уступов и высотных отметок характерных точек на рабочей площадке.

$$K = \begin{pmatrix} (X_1^{1‰}, Y_1^{1‰}, Z_1^{1‰}), \ldots, (X_{n1}^{1‰}, Y_{n1,}^{1‰} Z_{n1}^{1‰}) \\ (X_1^{1'}, Y_1^{1'}, Z_1^{1'}), \ldots\ldots\ldots, (X_{n2}^{1'}, Y_{n2}^{1'}, Z_{n2}^{1'}) \\ (X_1^{2‰}, Y_1^{2‰}, Z_1^{2‰}), \ldots, (X_{n3}^{2‰}, Y_{n3}^{2‰}, Z_{n3}^{2‰}) \\ (X_1^{2'}, Y_1^{2'}, Z_1^{2'}), \ldots\ldots\ldots, (X_{n4}^{2'}, Y_{n4}^{2'}, Z_{n4}^{2'}) \\ (X_1^{T}, Y_1^{T}, Z_1^{T}), \ldots\ldots\ldots, (X_{n5}^{T}, Y_{n5}^{T}, Z_{n5}^{T}) \end{pmatrix}$$

(2)

где в строках матрицы записаны соответственно координаты характерных точек верхней бровки вышележащего уступа, нижней бровки вышележащего уступа, верхней бровки взрываемого уступа, нижней бровки взрываемого уступа, координаты характерных точек верхней площадки взрываемого уступа.

При построении модели топоповерхности борта карьера в зоне ведения взрывных работ в качестве элементарного объекта топоповерхности используется трехмерная грань. Для каждой из вышеперечисленных областей задача решается в два этапа.

На первом этапе трехмерные полилинии, аппроксимирующие границы моделируемой топоповерхности, проецируются на плоскость горизонта (плоскость XOY) и замыкаются, образуя замкнутый контур, ограничивающий топоповерхность. При этом на плоскость горизонта проецируются характерные точки, попадающие в ранее построенный контур. Задача триангуляции состоит в том, чтобы построить в этой области треугольную сетку, узлами которой служат все вершины контура и все внутренние точки.

На втором этапе, используя положение вершин треугольников в плоскости горизонта и высотные отметки соответствующих вершин контура и характерных точек, строится совокупность трехмерных граней, образующих моделируемую топоповерхность:

$$S(P) = \bigcup_{i=1}^{KT} \varphi_i(P)$$

$$\varphi_i(P) = \begin{cases} A_i X + B_i Y + C_i & при\ \ P \in T_i \\ 0 & при\ P \notin T_i \end{cases},$$

где KT - количество треугольников триангуляции; Ti - внутренняя область i-того треугольника плоскости XOY; P(x,y) - произвольная точка из области определения моделируемой топоповерхности.

Структурно модель участка уступа, намеченного к взрыву, состоит из четырех частей, формируемых потоками исходной информации:

- поверхность участка уступа в зоне производства взрывных работ;
- каркасная модель геологических тел, слагающих массив горных пород;
- модель системы трещин, рассекающих массив;
- поверхность, ограничивающая со стороны выработанного пространства неразрушенный взрывными работами массив;
- модели взрывных скважин предыдущих массовых взрывов.

В процессе проектирования и производства взрывных работ к перечисленным выше составным частям геоинформационной модели добавляются еще три:

- совокупность взрывных скважин и параметры зарядов;
- модель схемы коммутации взрывных скважин.

После производства массового взрыва геоинформационная модель дополняется:

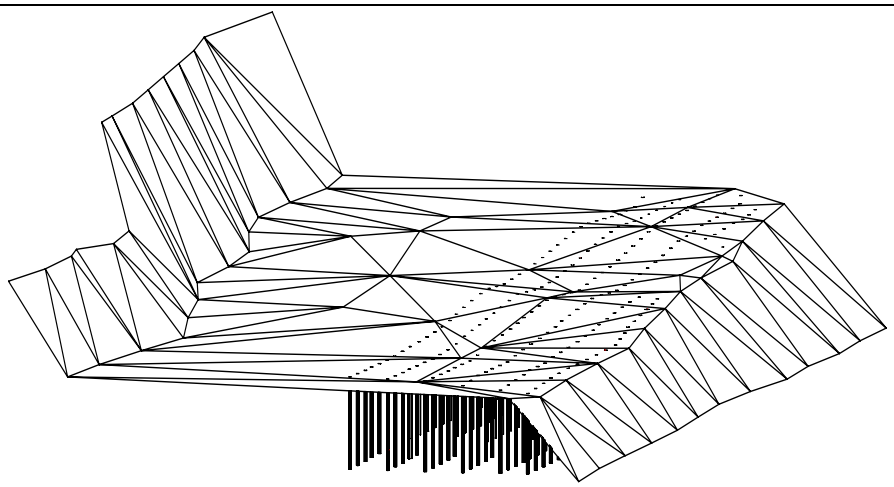


Рис. 2. Пример графического представления геоинформационной модели взрывного блока карьера №1 ЦГОКа, гор. -110 м

- моделью полученного развала горной массы;
- технико-экономическими показателями взрыва.

Реализация геоинформационной модели в виде компьютерной графической модели (рис. 2) позволяет рассматривать анализ процесса взрывной подготовки горной массы как работу в виртуальном компьютерном пространстве.

Важнейшим свойством разработанной модели является ее открытость (адаптируемость), т.е. возможность изменения номенклатуры свойств, характеризующих геологические и технологические объекты в зависимости от особенностей исходной информации и методах производства взрывных работ, принятых в условиях конкретного карьера.

Система, реализующая управление взрывной подготовкой, обеспечит в условиях железорудного карьера следующие технико-экономические преимущества:

1. Решение проблемы адекватности проектных решений БВР горно-геологическим и горнотехническим условиям их производства и влияния качества взрывной подготовки на производительность карьера. Оперативный контроль позволяет проверить эффективность принятых решений.
2. Оптимизация технологии и затрат на БВР с точки зрения минимизации эксплуатационных затрат на разработку месторождения.
3. Лучшая адаптация параметров сетки скважин к изменчивости физико-механических свойств массива горных пород на различных участках рабочей зоны карьера.
4. Использование подобной системы позволяет точнее определить себестоимость разработки по каждому технологическому процессу и прогнозировать ее изменение.
5. Контроль эффективности принятых технологических решений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Перегудов В.В.* Управление качеством взрывной уступной отбойки на глубоких горизонтах железорудных карьеров Украины // Оперативный контроль и управление качеством минерального сырья при добыче и переработке. – Кривой Рог: Изд-во КТУ, 1999.– С. 273-274.

2. *Завсегдашний В.А., Перегудов В.В., Жуков С.А., Слободянюк В.К.* Состояние и перспективы развития систем автоматизированного проектиро-

вания // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ.- 1994.-Вып.55. - С. 34-41

3. *Перегудов В.В., Слободянюк В.К.* Интегрированная система комплексного контроля параметров и результатов буровзрывных работ // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Изд-во КТУ. - 2002. - Вып. 79. - С. 11-15.

4. *Сидоренко В.Д., Перегудов В.В., Слободянюк В.К., Бешевец В.В.* Современные методы измерения скорости детонации взрывчатых веществ в скважинах // Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ. – 2002. – №1. – С. 100-102.

5. *Завсегдашний В.А. Перегудов В.В. Слободянюк В.К. Сокол И.Е. Марченко Д.В.* Моделирование геологических и технологи-ческих объектов проекта буровзрывных работ // Проблемы комплексного освоения недр. - Днепропетровск: РИК НГАУ. - 1998.- С.258-263.

Коротко об авторах

Перегудов В.В. – профессор, доктор технических наук, директор горнорудного института,
Слободянюк В.К. – доцент, кандидат технических наук,

Криворожский технический университет.

Д И С С Е Р Т А Ц И И

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	*Название работы*	*Специальность*	*Ученая степень*
САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ им. Г.В. ПЛЕХАНОВА			
ИВАНОВСКИЙ Александр Александрович	Разработка метода оценки уровня воздействия сейсмовзрывных и воздушных ударных волн на здания и сооружения при производстве взрывных работ на горнодобывающих предприятиях	25.00.20	к.т.н.
МАРИНИН Валерий Иванович	Организационно-техническое обеспечение ресурсно-инновационной стратегии добывающей компании	05.02.22	к.т.н.

© С.И. Фомин, Т.В. Донченко, 2006

УДК 622.271.3

С.И. Фомин, Т.В. Донченко

ОЦЕНКА РИСКА РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ

Проблема точности и надежности проектных решений – характерная черта современного этапа развития всех сфер материального производства, в том числе и горного. В современной теории принятия решений разработан ряд подходов, позволяющих снизить уровень неопределенности исходной информации. При этом в некоторых случаях возможно использование экспертных методов, где оцениваются субъективные вероятности мнений специалистов. В других наиболее рационально применение вероятностного, гарантированного или байесовского подходов. Исследовательская, проектная и производственная практика наглядно демонстрирует, что между исходными данными, показателями и результатами деятельности горнодобывающих предприятий наблюдается некоторое, а порой и значительное, несоответствие. Это несоответствие обусловлено отсутствием исчерпывающей исходной информации о проектируемом или разрабатываемом месторождении, возможностях созданного на его базе предприятии, стохастическом характере исходных горно-геологических данных и т. д. Поэтому в последнее время чаще стали появляться исследования по изучению возможностей и разработке методов принятия решений по горным вопросам в условиях неопределенности и риска.

Используемое при оценке проектных решений рассмотрение средних значений ожидаемых параметров и показателей карьеров часто приводит к значительным ошибкам. При этом принимается допущение, что основные параметры системы разработки достигнут заданных значений.

Рассмотрим пример, где буровой блок карьера может содержать скважины с кондиционным и некондиционным содержанием полезного компонента в руде. Что в данном случае можно принять за вероятность успеха и как оценить эту величину? Данные о строении и составе горных пород слагающих буровые блоки носят стохастический характер. Чем большее количество буровых блоков рассматривается, тем больше вероятность успеха – вероятность того, что в скважине, содержащей кондиционное полезное ископаемое, содержание полезного компонента приближается к требуемому по условиям усреднения среднему по карьеру значению. Стратегия открытой разработки месторождения должна опираться на анализ риска возможных проектных решений. Основой такой стратегии является рентабельность предприятия.

Вероятность успеха для одного из значений параметра карьера, например, превышение определенного содержания полезного компонента в руде содержащейся в одном из взрывных блоков:

$$V = (1 - p_1)(1 - p_2)(1 - p_3) \cdot \mathrm{K} \cdot (1 - p_n) \quad (1)$$

где p_i - i-ое значение вероятности успеха для рассматриваемого параметра карьера, (i = 1, 2, 3,…, n).

При равенстве всех значений вероятности успеха для параметра карьера уравнение (1) можно представить в следующем виде:

$$V = (1 - p)^{n}, \quad (2)$$

или

$$V = (1 - p)^{[C/x]}, \quad (3)$$

где x – эксплуатационные затраты необходимые для достижения заданной величины параметра карьера; C – предельно возможные капитальные затраты, необходимые для достижения заданного значения параметра карьера.

Отношение [C/x] – определяет количество значений параметра, которое может быть получено в пределах допустимых затрат (начальных инвестиций). Выражение

(3) характеризует вероятность истощения допустимых затрат без достижения заданного значения параметра карьера.

Принимая среднее значение вероятности успеха для рассматриваемого параметра карьера (p), остающееся постоянным на определенный срок отработки, процесс можно рассматривать как биноминальный [1].

Вероятность достижения m заданных значений параметра карьера, при общем количестве значений параметра n:

$$P(m/n) = \frac{n!}{m!\,(n-m)!} p^m (1-p)^{n-m}. \quad (4)$$

В результате достижения заданного значения параметра карьера может быть получена чистая текущая стоимость (R), тогда количество значений параметра карьера n_m, удовлетворяющего неравенству:

$$\frac{C+mR}{x} \le n_m \le \frac{[C+(m+1)R]}{x}. \quad (5)$$

Вероятность превышения допустимых затрат достижения заданного параметра карьера и не превышения величины m – отсутствие рентабельности:

$$V = \sum_{i=0}^{m} P\left(\frac{i}{n}\right). \quad (6)$$

Отметим, что если $n_m = [C/x]$ при m = 0 формула (6) преобразуется в формулу (3).

Вероятность превышения инвестиционных (предельно возможных) затрат до достижения заданного значения параметра карьера:

$$V = \sum_{i=0}^{m+[C/R]} P\left(\frac{i}{n}\right). \quad (7)$$

Основное ограничение для выражений (6) и (7) состоит в предположении продолжения реализации производственной программы даже в случае превышения предельных затрат на ее выполнение. В том случае, когда значение вероятности отсутствия рентабельности - неудача, неприемлемо высоко, то для его уменьшения можно использовать фактор производственного интереса ($i_п$). Если проектировщик задается максимально возможным в данных условиях значением вероятности неудачи, тогда возможно определение максимального значения фактора производственного интереса ($i_п$).

Выражение (3) можно представить в следующем виде:

$$V = (1-p)^{C/(i_п x_c)}, \quad (8)$$

где $i_п$ - фактор производственного интереса; x_c - суммарные эксплуатационные затраты, необходимые для достижения заданной величины параметра карьера.

Фактор производственного интереса:

$$i_п = \frac{C \log(1-p)}{x_c \log V}. \quad (9)$$

Таким образом, из выражения (9) фактор производственного интереса может быть определен при установленной величине V – вероятности неудачи.

Предположим, что для подготовки ряда буровых блоков карьера, обеспечивающих заданный объем готовых к выемке запасов, горнодобывающее предприятие имеет оборотные средства в объеме C = 10 млн руб. Подготовка одного блока потребует в среднем эксплуатационных затрат в размере x = 1 млн. руб., с вероятностью превышения заданного среднего содержания полезного компонента в блоке p = 0,15, т.е. 15 %.

Принимая значение фактора производственного интереса равным 100 % ($i_п$ = 1), определяем по формуле (8) вероятность превышения предельно возможных капитальных затрат: V = 0,196. Следовательно, вероятность невыполнения производственной программы составит около 20 %. Такое достаточно высокое значение вероятности неудачи может оказаться неприемлемо для предприятия.

Например, проектировщик принимает решение снизить эту вероятность до 5 % (V = 0,05), тогда используя формулу (9) получаем $i_п$ = 0,542 или 54,2 %, при этом отношение [C / ($i_п$ x_c)] = 18,45 необхо-

димо округлить до целого количества блоков, т.е. 19. Таким образом, i = 10/19 или 52,63 % , V = 0,0456. Другими словами, максимально возможное значение фактора производственного интереса составляет 52,63 % для обеспечения непревышения 5 % вероятности неудачи.

Значения максимально возможного фактора производственного интереса для различных значений вероятности неудачи при выполнении производственной программы представлены в табл. 1.

Таблица 1
Максимально возможный фактор производственного интереса

Вероятность неудачи (V), %	**Максимум фактора производственного интереса, ($i_п$), %**	**Количество блоков, C / ($i_п$ x_c)**
1	2	3
20	100	10
10	66,7	15
5	54,2	19
2	41,7	24
1	34,5	29
0,5	30,3	33

Уровень рентабельности и риск получения убытка в результате реализации проектных решений может контролироваться путем разработки проектной стратегии. Примером действия такой стратегии является временное прекращение отработки месторождения в случае не подтверждения фактических параметров и показателей карьера заданным или использование фактора производственного интереса для увеличения возможной рентабельности работы карьера; регулирование количества значений параметра карьера участвующих в оценке.

Для первоначального анализа возможного риска принятия решений целесообразно использование матриц позволяющих сравнивать уровни риска оценки потенциальных объемов готовых к выемке запасов карьера или среднего содержания полезного компонента в руде взрывных блоков. Для оценки риска можно использовать трехмерную версию матриц (рис. 1).

Области данных I и II являются нереальными для условий проектирования разработки месторождений. Области III и IV характеризуют соответственно низкую и высокую степень неудачи – отсутствия рентабельности реализации проектных решений, которые следует избегать.

Плоскость ABCD – профиль риска, разделяющий объемную матрицу на две части. В левой части сосредоточены данные по неприемлемым проектным решениям, а в правой – по приемлемым, т.е. обеспечивающим рентабельность реализации проекта. Профиль риска не только характеризует альтернативы приемлемых проектных решений, но и показывает какие варианты более предпочтительны.

График зависимости кумулятивных затрат, связанных с реализацией проектных решений, от уровня риска для различных типичных стратегий, представлен на рис. 2. Этот график показывает, как стратегия проектирования влияет на уровень риска. Кривая *1* характеризует стратегию сбалансированного риска, при которой суммарные затраты равномерно распространяются по всем уровням риска. Кривая *2* представляет консервативную стратегию риска или средний риск, при котором суммарные затраты превышают их уровень по всем альтернативным вариантам стратегий. Стратегия агрессивного риска характеризуется кривой *3*. Кривая *4* показывает стратегию усредненного риска.

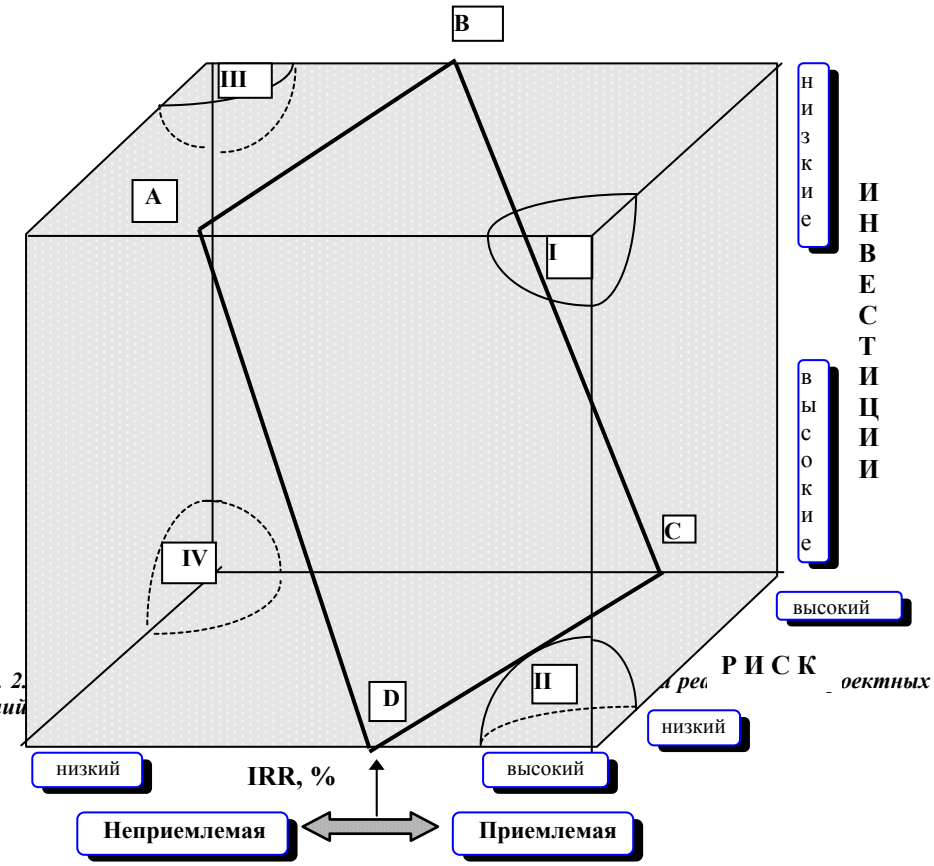


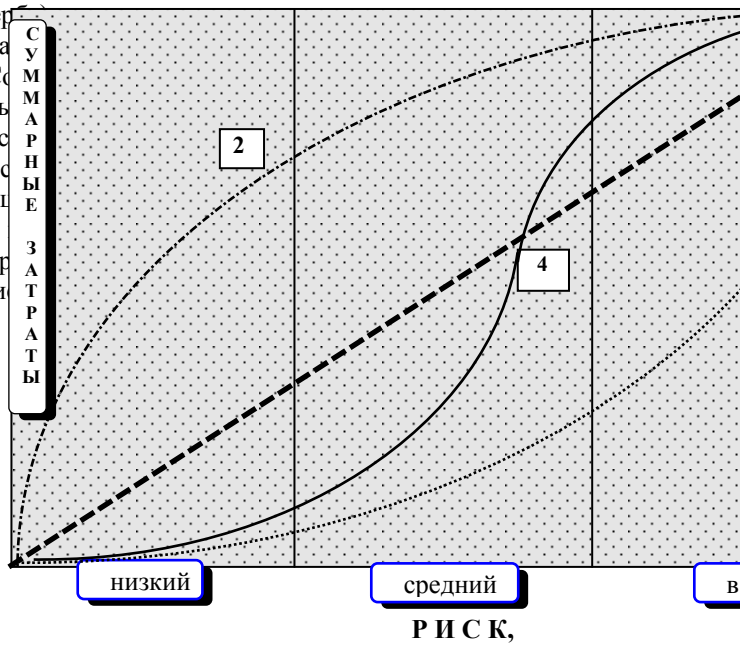
Рис. 2. … а реа … оектных ре-шений

Рис. 1. Трехмерная матрица сравнения уровня риска принятия проектных решений

Анализ рентабельности проектных решений позволяет находить оптимум, переходя от одной стратегии риска к другой. Определение величины возможных убытков или прибыли от разработки проектируемого карьера наиболее целесообразно проводить с использованием метода Монте-Карло [2].

Проектирование карьеров – процесс с конечным результатом, обладающим неопределенностью. В эту неопределенность вовлечены не только геологические и горнотехнические стохастические исходные данные, но и большое количество экономических факторов. Среди этих факторов можно выделить цены на сырье, эксплуатационные и капитальные затраты, уровень инфляции и налоги. Часто понятие риска ассоциируется с понятием неопределенности, а не с вероятностью получения убытков от реализации проекта отработки месторождения. Понятие неопределенность целесообразно применять к факторам, в которых конечный результат носит вероятностный характер и где возможность получения убытков (ущер… риска

Со… ектны… в рас… ничес… же оц… ции … сматр… сущи…



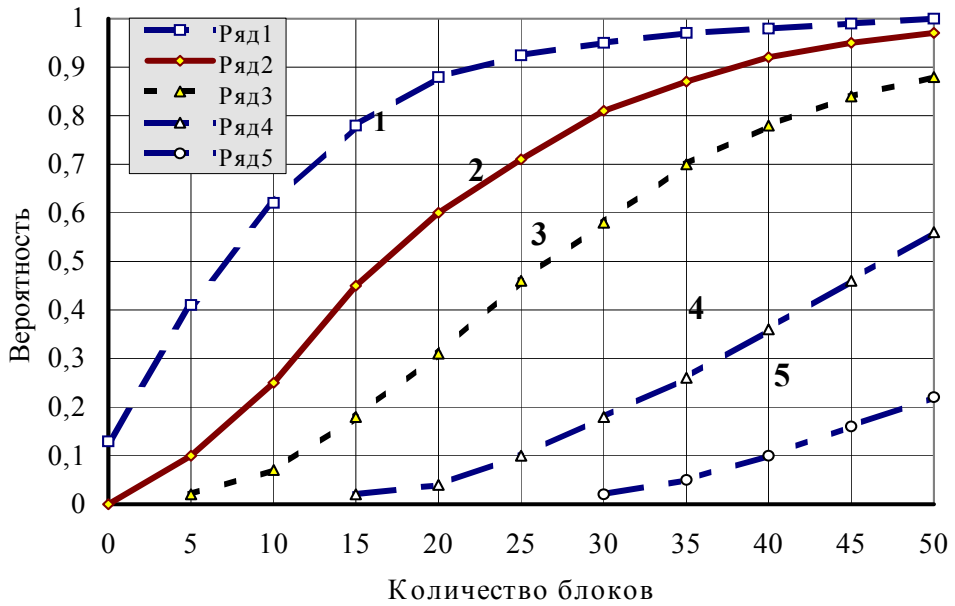


Рис. 3. Кумулятивный график вероятности реализации проекта (для нормы успеха 10%)

ределить наиболее вероятное из них. Использование теории вероятностей при оценке проектных решений целесообразно при значительном количестве рассматриваемых реализаций этих событий. Оценка риска инвестирования реализации проекта проводится до начала основного проектирования, т.е. на стадии обоснования инвестиций в строительство карьера, в которой используется ограниченный объем исходной информации, данные карьеров и месторождений – аналогов.

Например, при реализации программы обеспечения карьера готовыми к выемке запасами, вероятность превышения заданного среднего содержания полезного компонента в руде бурового блока - S (успех), вероятность непревышения заданного среднего содержания - D (неудача). При этом для упрощения, принимаем, что при реализации производственной программы для каждого бурового блока успех равновероятен. Оценка возможного результата проводится из биноминального выражения:

Для одного бурового блока:

$$D + S = 1$$

или

$$D + S = (D + S)^1 . \qquad (10)$$

Для двух блоков:

$$DD + DS + SD + SS = 1 . \qquad (11)$$

т.к. $DS + SD = 2DS$, выражение (11) можно представить в виде:

$$D^2 + 2DS + S^2 = (D + S)^2 = 1 . \qquad (12)$$

Для трех блоков:

$$D^3 + 3D^2S + 3DS^2 + S^3 = (D + S)^3 = 1 \qquad (13)$$

Вероятность успеха по крайней мере в одном блоке:

DDS,DSD,SDD DSS,SDS,SSD SSS.

Вероятность успеха по крайней мере в двух блоках:

DSS,SDS,SSD SSS.

Вероятность успеха по крайней мере в трех блоках:

SSS.

Вероятность полной неудачи:

DDD

Биноминальное расширение просто использовать в том случае, когда количество блоков незначительно. Например, если принять вероятность успеха и неуспеха равной 50 % (норма успеха), то для двух буровых блоков возможный результат определяется из выражения:

$DD + DS + SD + SS$.

При этом имеем

25 % - вероятность неудачи для 2 блоков (DD);

50 % - вероятность успеха только в одном блоке (DS + SD);

25 % - вероятность успеха в двух блоках (SS);

75 % - вероятность успеха, по крайней мере, в одном блоке (DS + SD + SS).

Однако, если рассматривать большее количество блоков и другие значения вероятности для D и S, математическое выражение оценки возможного результата:

Для пяти буровых блоков:

$$D^5 + 5D^4S + 10D^3S^2 + 10D^2S^3 + 5DS^4 + S^5 = 1$$

Во многих изданиях посвященных статистике, имеются таблицы со значениями вероятности в зависимости от количества параметров (в данном случае блоков). Такие таблицы позволяют построить кумулятивный график вероятности (рис. 3), характеризующий вероятность исключительно успеха при различном количестве блоков для заданной нормы успеха (10 %).

На рис. 3 кривая *1* характеризует успех, по крайней мере, в одном блоке; кривая *2* - успех, по крайней мере, в двух блоках; кривая *3* - успех, по крайней мере, в трех блоках; кривая *4* – успех, по крайней мере, в пяти блоках и кривая *5* – успех, по крайней мере, в семи блоках.

Значение вероятности успеха обеспечивает дополнительную информацию о величине риска при заданной норме успеха. В качестве средства предсказания возможного диапазона колебаний значений параметров и показателей карьера используются различные виды распределения. В горном деле особое значение имеют нормальное и логнормальное распределения случайной величины. Это объясняется тем, что изучаемые случайные величины являются суммой большого количества случайных слагаемых.

Таблица 2

Средневзвешенная ценность риска, млн. руб.

Результат	Вероятность	Дисконтированная, текущая прибыль, млн. руб.	Средневзвешенная ценность риска, млн. руб.
Недостижение заданного среднего содержания	0,71	- 1,50	- 1,065
Достижение заданного среднего содержания	0,29	7,50	+2,175
Сумма	1,00		1,110

Таблица 3

Средневзвешенная ценность риска для трех случаев реализации параметра карьера

Результат	Объем кондиц. ГВЗ, тыс.м^3	Вероятность	Риск-взвешенные объемы ГВЗ, тыс.м^3	Дисконтированная, текущая прибыль млн руб.	Средневзвешенная ценность риска, млн руб.
Недостижение заданного среднего содержания	0	0,71	0	- 1,50	- 1,065
Минимум	300	0,09	27	- 0,10	- 0,009
Наиболее вероятный	1000	0,18	180	7,50	1,350
Максимум	4000	0,02	80	30,50	0,610
Сумма		1,00	287		0,886

Эти случайные величины могут подчиняться любым законам распределения, и среди этих слагаемых нет сильно выделяющихся по величине и по значениям дисперсии. Принятие обоснованного проектного решения только с учетом вероятности достижения заданного значения параметра или показателя невозможно. Оценка экономического риска проектных решений позволяет избежать серьезных последствий возможных ошибок из-за отсутствия рентабельности реализации проекта. Определение ожидаемой извлекаемой ценности, риска и чистой текущей стоимости реализации проекта позволяет оценить окупаемость инвестиций в разработку месторождения.

Для оценки экономического риска проектных решений необходимо определить следующие величины:

- годовые капитальные затраты с учетом налоговых отчислений;
- поступления доходов с учетом календарного плана отработки месторождения за вычетом налоговых отчислений;
- поток затрат и доходов за оцениваемый период;
- дисконтирующий фактор;
- чистую текущую стоимость реализации проекта или чистый дисконтированный доход.

При известной вероятности успеха и неуспеха достижения заданного параметра карьера и текущей ценности реализации проекта определяется значение средневзвешенного риска. Рассмотрим пример определения средневзвешенного риска реализации параметра карьера, результаты которого представлены в табл. 2. В табл. 2 величина средневзвешенной ценности риска (столбец 4) получена как произведение вероятности

результата (столбец 2) на текущую ценность реализации (столбец 3).

Для более подробного рассмотрения данного примера, представим вероятность достижения заданного значения параметра карьера в виде 3 случаев – минимального, наиболее вероятного и максимального (табл. 3).

Дополнительное рассмотрение максимально-минимальных случаев позволило получить информацию для более точной оценки реализации проектного решения. Средневзвешенная ценность риска при трех дополнительных случаях реализации составила только 0,8886 млн. руб., что на 0,224 млн. руб. меньше результата представленного в табл. 2.

Полученный в табл. 3 результат, позволяет говорить о большей чувствительности вероятности максимально возможного объема кондиционных готовых к выемке запасов (ГВЗ) карьера. Величина минимально возможного объема кондиционных готовых к выемке запасов, обеспечивающего рентабельность разработки, должна быть несколько больше 300 тыс. м^3 при процентной ставке i = 10 %. Однако, если процентная ставка будет снижена до 8 %, то величина минимально возможного объема кондиционных готовых к выемке запасов составит около 250 тыс. м^3. Суммарный риск-взвешенный объем ГВЗ составляет 287 тыс. м^3, в то время, как наиболее вероятный объем готовых к выемке запасов – 1000 тыс. м^3. Отметим отсутствие гарантии в том, что взрывной блок будет содержать объем кондиционных готовых к выемке запасов 287 тыс. м^3 , но в среднем для n блоков карьера эта величина является наиболее вероятной. В реальности для создания модели риска, реализуемой на компьютере, следует рассматривать значительно большее количество случаев, чем представлено в табл. 3.

Таким образом, принятие обоснованного проектного решения только с учетом вероятности достижения заданного значения параметра или показателя невозможно. Оценка инвестиционного и экономического риска проектных решений позволяет избежать серьезных последствий возможных ошибок из-за отсутствия рентабельности реализации проекта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Weaver W. Lady Luck.* The theory of probability. Science Study Series S 30. Doubleday, Gordon City. New York, 1994, 392 p.

2. *Фомин С.И.* Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье. С-Пб., изд. “Тема”, 1999, 169 с.

Коротко об авторах

Фомин С.И., Донченко Т.В. – Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет).