

УДК 622.271

Н.В. Зыков, А.Г. Секисов, С.С. Климов

**ОБОСНОВАНИЕ КРИТЕРИЯ ОПТИМАЛЬНОСТИ
РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Семинар № 14

Отличительной особенностью сложных по генезису месторождений цветных редких металлов как объектов промышленной эксплуатации является невыдержанные параметры оруденения (и в том числе сложный характер распределения полезных компонентов), что предопределяет необходимость проведения сложных многовариантных расчетов при определении главных параметров карьера и направления развития горных работ.

В последние 5-10 лет даже в таких системах программного обеспечения выборы оптимальных параметров развития открытых горных работ как "Data mine" используются сложные экономические показатели, в частности чистый дисконтированный доход (ЧДД). Несмотря на полный учет и количественную оценку всех факторов, определяющих экономическую эффективность сравниваемых вариантов, такие сложные показатели не соответствуют уровню достоверности исходной геологической информации при разработке сложноструктурных месторождений. В связи с этим, как это в свое время было аргументировано доказано в работах профессоров А.И. Арсентьева, В.Г. Ближнюкова, Г.Г. Ломоносова, С.С. Резниченко, В.С. Хохрякова, Б.П. Юматова и других исследователей, для выбора эффективного варианта развития открытых

горных работ более целесообразно пользоваться такими технологическими показателями как текущий коэффициент вскрыши (Кт), коэффициент горной массы (Кт.м.) или аналогичными удельными параметрами.

Поскольку варианты формирования карьера при разработке рудных месторождений отличаются объемами горных работ, временем их проведения и динамикой изменения качества конечной продукции, то критерием оптимальности в этом случае может быть максимальное значение такого показателя, который соответствует дисконтированной прибыли или в современном варианте – ЧДД (фактически дисконтированная прибыль за вычетом выплаты налогов и т. д.)

Для обоснования возможности замены экономических показателей технологическими произведем анализ структуры приведенной прибыли, которая, как известно, определяется по следующей формуле:

$$P_p = \sum_{t=1}^T \frac{1}{(1+E)^t} \times \left\{ P_t \cdot r \cdot \left[C_t K_n K_o C_o - (C_d + C_v \cdot K_{TB} + C_o) \right] \right\} \quad (1)$$

где T – продолжительность периода оценки, лет; E – коэффициент приведения разновременных затрат, д. ед.; t –

год приведения; P_t – объем погашаемых за год балансовых запасов, м³; γ – плотность руды, т/м³; \bar{C}_t – содержание металла в погашаемых балансовых запасах, д. ед.; K_n – коэффициент извлечения из недр, д. ед.; K_o – коэффициент извлечения при обогащении, д. ед.; c_o – цена единицы продукции, руб/т; c_d – себестоимость добычи единицы продукции, допустимая, руб/т; c_B – затраты на удаление 1 м³ вскрышных пород, руб/м³; $K_{ТВ}$ – текущий коэффициент вскрыши, м³/т; c_o – себестоимость добычи единицы продукции при открытом способе, руб/т.

Принимая во внимание то обстоятельство, что количество возможных вариантов развития горных работ в карьере достаточно велико, а точность определения и приведения технико-экономических и экономических показателей не соответствует детальности расчета приведенной прибыли, данный критерий при выборе оптимального решения может быть реализован только следующим образом.

На величину прибыли (см. формулу 1) основное влияние оказывает значение текущего коэффициента вскрыши (считая, что себестоимость по основным производственным процессам остается величиной постоянной для всех сравниваемых вариантов), а также содержание металла в добываемой руде и извлечение при обогащении (так как конечной продукцией для всех вариантов являются концентраты определенных марок с установленной оптовой ценой). Поэтому максимум прибыли обеспечивается за счет минимизации текущих объемов вскрыши и максимизации содержания металла в извлеченной руде. Максимум содержания металла обеспечивается за счет стабилизации качества руды, приводящей к росту извлечения и следовательно к увеличению выхода концентрата

та, то есть к росту извлекаемой ценности.

В связи с изложенным, оптимальный вариант развития горных работ в сложноструктурном карьерном поле, соответствующий максимуму приведенной прибыли, может быть найден в два этапа. На первом этапе выделяется область углубки карьера с минимальными текущими удельными объемами горной массы, что будет соответствовать минимуму удельных эксплуатационных затрат при одинаковом расстоянии транспортирования горной массы по вариантам. Это одновременно обеспечивает перенесение основных объемов горных работ на более поздний период. Технологическим критерием поиска оптимальной траектории углубки карьера нами принимается минимальный текущий коэффициент горной массы, предложенный Б.П. Юматовым, Ж.В. Буниным и В.И. Папичевым:

$$K_{г.м.} = \frac{Q}{M} = \frac{P_t + V_t}{P_t \bar{C}_t} = \frac{1 + K_{ТВ}}{g \bar{C}_t} \longrightarrow \min, \quad (2)$$

где Q – объем извлекаемой горной массы, м³; M – количество получаемого металла, т; P_t – объем добываемой руды в конкретный год, м³; V_t – объем удаляемых вскрышных пород, м³; \bar{C}_t – среднее содержание металла в 1 т добываемой руды, доли единицы; $K_{ТВ}$ – текущий коэффициент вскрыши, м³/м³.

Учитывая, что полученное на первом этапе решение имеет сравнительно широкую область оптимальных значений (по данным академика М. И. Агошкова допустимые отклонения составляют 10-20 % от найденного экстремального значения), то далее (на втором этапе) предлагается рассматривать несколько вариантов развития горных работ на горизонтах карьера, лежащих в области оптимальных значений функции $Q =$

$f(M)$. Поскольку сравниваемые варианты будут различаться уже по количеству конечной продукции и времени ее получения, определение оптимального варианта будет производиться по критерию максимума дисконтированной прибыли.

Исследованиями ведущих ученых страны в области открытой разработки месторождений обоснована экономическая целесообразность выделения этапов эксплуатации карьеров, что позволяет при проектировании наиболее рационально распределить по времени капитальные вложения и снизить текущие эксплуатационные затраты. При этом установлено, что от этапа к этапу текущий коэффициент вскрыши и производственная мощность карьера должны наращиваться в соответствии с горногеологическими и горнотехническими условиями эксплуатации и динамикой пересмотра кондиций, а внутри этапа сохраняться постоянными. В связи с чем оптимизация развития горных работ в карьере должна производиться в соответствии с установленными параметрами этапов, то есть только в пределах каждого этапного контура. Как показали проведенные нами исследования изменчивости распределения полезных компонентов в сложноструктурном карьерном поле, при обосновании направления и порядка развития открытых горных работ необходимо анализировать не только количественные параметры режима, но и изменение качества руды в потоках по годам эксплуатационного этапа.

Наличие на сложноструктурных месторождениях относительно крупных зон с переменной концентрацией металла обуславливает длиннопериодные колебания качества руды в потоках при любом из возможных направлений развития горных работ в карьере: а) от цен-

тральной части к граничным контурам; б) от висячего бока рудного тела; в) от лежащего бока рудного тела г) от торцевой части залежи.

Безусловно, что каждое из возможных направлений развития горных работ будет характеризоваться различной интенсивностью (периодом и амплитудой) колебаний содержания металла в рудопотоках, а, кроме того, объемами вскрышных и добычных работ, и в ряде случаев (в условиях разработки крутопадающих пластолинзообразных залежей) различными потерями и разубоживанием. Поэтому при выборе оптимального варианта развития необходим комплексный анализ режима горных работ.

Следовательно, при обосновании оптимального варианта развития горных работ в карьере должны решаться две взаимосвязанные задачи. 1. Установление возможных вариантов развития, обеспечивающих минимальные текущие объемы горнотранспортных работ и, исключая сверхнормативные потери полезного компонента. 2. Комплексный анализ режима горных работ и выбор окончательного варианта развития, обеспечивающего стабилизацию качества добываемой руды и, как следствие, увеличение извлечения полезных компонентов при обогащении, что в целом приводит к достижению максимума приведенной прибыли.

Исследованиями профессоров, д.т.н. А.И. Арсентьева, и д.т.н. С.С. Резниченко, установлено, что для условий открытой разработки месторождений высокоценных руд цветных металлов при любых геометрических параметров залежей наибольшую прибыль обеспечивает углубка по их центральной части. В работах докторов технических наук Ж.В. Бунина, В.И. Папичева и кандидата технических наук М.С. Градусова и др. ис-

следователей обоснована целесообразность котлованного способа подготовки рудных горизонтов для месторождений штокверкового типа. Основываясь на результатах, полученных ранее другими авторами, а также, учитывая необходимость учета влияния степени стабильности содержания в рудопотоках на величину приведенной прибыли (для условий открытой разработки месторождений со сложным распределением полезных компонентов) нами предлагается следующая методическая последовательность решения проблемы оптимизации развития горных работ в карьере.

На основе исследования характера изменчивости распределения полезных компонентов в карьерном поле устанавливаются рациональные направления перемещения экскаваторных заходок, соответствующее минимальному значению коэффициента вариации (W), представляющему собой отношение среднеквадратических отклонений к среднему значению содержания, д. ед. Система разработки принимается в соответствии с установленным направлением перемещения заходок, морфологией рудной залежи и особенностями условий их залегания. Параметры системы разработки и системы вскрытия принимаются на основе специальных расчетов, по известным методикам В.В. Ржевского, А.И. Арсентьева, Б.П. Юматова.

Разработка крупных месторождений руд с запасами порядка сотни млн. т. ведется несколько десятилетий. За это время накапливаются значительные объемы специальных отвалов забалансовых (на период первичной оценки) руд.

Для медномолибденовых и полиметаллических руд и золотосодержащих руд сульфидно-кварцевой формации такие отвалы, как и хвостохранилища

содержат значительные (как минимум тысячи тонн) количества сульфидных минералов железа и цветных металлов с дисперсными, в т. ч. изоморфными включениями благородных металлов и рассеянных элементов. Причем под действием экзогенных факторов (осадков, тионовых бактерий и т. д.) происходит гипергенное разрушение сульфидных и сульфосолевых минералов и миграция из них этих элементов. В результате происходит не только загрязнение окружающей среды, но и потеря промышленных компонентов. В связи с этим необходимо при выборе оптимального варианта развития горных работ на основе технологического показателя учитывать не только текущее абсолютное или относительное (удельное) количество извлекаемого металла, но и тот металл (металл с приведением по ценности), который можно извлечь из техногенных образований. Такой подход позволит исключить выбор варианта отработки месторождения, при котором в первые годы эксплуатации извлекаются преимущественно богатые руды, что ведет в итоге к повышенным невосполнимым потерям металлов из техногенных образований.

Принимая во внимание вышеизложенное нами предлагается использовать в качестве критерия – величину извлекаемого металла ($M_{пр}$) – показатель оценки эффективности вариантов развития горных работ в карьере, максимальная величина которого будет определять оптимальный вариант. Данный критерий является составным и выражается следующей формулой

$$M_{np} = \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^M h S \bar{c}_{ij} \times$$

$$\times \left[K_p K_n K_o \frac{\Pi_{ij}}{3(1+q_s n Z_q)} + (1 - K_n K_p) K_{mnt} \times \right.$$

$$\left. \times TK_{\Pi} \frac{\Pi_{ij}}{3'} + (1 - K_p K_n K_o) K'_{mnt} TK_{\Pi} \frac{\Pi_{ij}}{3''} \right] \rightarrow$$

$$\rightarrow \max \quad (3)$$

где ij – соответственно индекс рудного блока и вида ценного компонента, извлекаемого из руд; N и M – соответственно количество индексируемых рудных блоков и видов ценного компонента; h, S – высота уступа, м и площадь рудного блока, м²; \bar{c}_{ij} – содержание j -го компонента в i -м блоке (% или г/т); K_p, K_n, K_o – соответственно коэффициенты рудоносности, извлечения из недр и извлечения при обогащении, д. ед.; Π_{ij} – цена реализации (прогнозная) j -го компонента в t -м году, руб.; $3, 3', 3''$ –

сквозные затраты на получение конечного продукта при извлечении соответственно из балансовой, забалансовой руды (спецотвалов), хвостов первичного обогащения, руб.; K_{mnt}, K'_{mnt} – коэффициенты миграционных потерь из отвалов и хвостохранилищ в t -том году, д. ед.; T – период оценки, лет; K_{Π}, K'_{Π} – соответственно коэффициенты извлечения металлов при вторичной переработки традиционными или геотехнологическими методами из отвалов и хвостохранилищ, д. ед.; q_s – градиент прироста площади вскрыши при увеличении глубины карьера для конкретного блока, д. ед.; n – число вскрышных уступов над i -м рудным блоком; Z_q – доля затрат на добычу в общей структуре затрат на получение конечной продукции, д. ед.

ПИАБ

Коротко об авторах

Зыков Н.В. – кандидат технических наук, директор Забайкальского горного колледжа, г. Чита,
Секисов А.Г. – доктор технических наук, директор Читинского филиала ИГД СО РАН,
Климов С.С. –

Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 14 симпозиума «Неделя горняка-2008».
 Рецензент д-р техн. наук, проф. *В.С. Коваленко.*

