

УДК 622.275:622.234.42

В.А. Лапин, С.С. Неугомонов

СПОСОБ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Предложена технологическая схема разработки запасов сульфидных руд подземным выщелачиванием металла из руд.

Ключевые слова: месторождения, отбойка руды, скважинные заряды, буровзрывные работы, рудное тело.

Семинар № 17

V.A. Lapin, S.S. Neutomonov
**THE TECHNIQUE OF DEPOSIT
MINING IN THE COMPLEX
GEOLOGICAL CONDITIONS**

The technological technique for sulphide ore mining by underground metal leaching form ore is proposed.

Key words: deposits, ore breaking, blasthole charge, drilling and blasting operations, ore body.

По мере отработки многих крупных месторождений Южного Урала (Гайское, Сибайское, Учалинский ГОК, Молодёжное месторождение и др.) остаются участки рудных тел, а также отдельные рудные тела, произвести выемку которых, в силу различного рода причин, применяющимися на рудниках традиционными способами оказывается нецелесообразно, а порой и невозможно.

Особое внимание нужно уделить тому, что большинство участков запасов, оставляемых в недрах, в результате подработки находится в состоянии сильной нарушенности, что затрудняет их отработку.

Для обеспечения минерально-сырьевой базы действующих горнодобывающих предприятий с развитой инфраструктурой была предложена технология предварительной геохи-

мической подготовки руд к промышленной добыче подземным способом, предусматривающая качественное преобразование и пространственное перераспределение полезных компонентов в недрах земли для повышения экономической эффективности и экологичности горного производства.

Для проведения геохимической подготовки залежей медно-колчеданных руд к промышленной разработке предложено разделять все запасы на участки скважинного выщелачивания полезных компонентов (донорские тела), к которым относятся неблагоприятные для промышленной добычи рудные тела, и участки фильтрационного осаждения (акцепторные тела), имеющие благоприятные условия разработки, расположенные вблизи горных выработок, не содержащие вредных примесей.

Предложенная технологическая схема разработки запасов сульфидных руд позволяет путем изменения режима подачи растворителя последовательно выщелачивать цинк и медь из донорских рудных тел для перевода полезных компонентов в раствор с последующим осаждением их на акцепторных рудных залежах, где в результате метасоматической реакции замещения железа образуются вто-

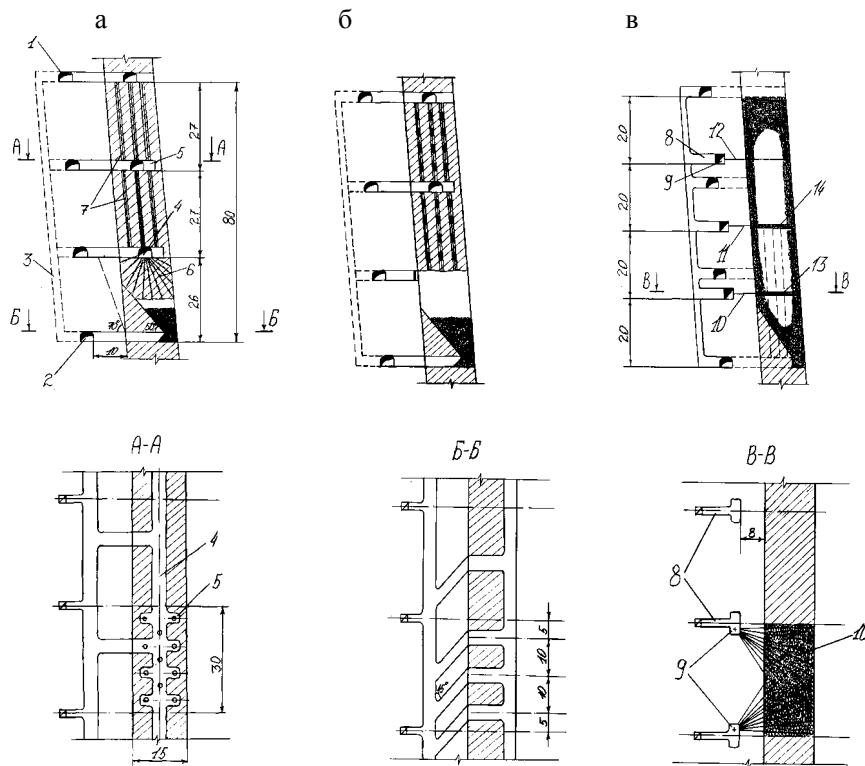


Схема отработки камеры по стадиям работ: а - образование компенсационного пространства; б - отбойка основных запасов; в - выщелачивание полезного компонента

ричные цинк- и медьсодержащих минералы. В процессе вторичного минералообразования происходит обогащение рудного тела на месте его залегания с повышением содержания металлов.

Способ разработки запасов сульфидных руд подземным выщелачиванием металла из руд осуществляется следующим образом (рисунок).

Рудное тело подготавливают полевыми этажными штреками 1 и 2, которые сбиваются восстающими 3, пройденными по границе будущих камер.

На расстоянии 27, 27, 26 м друг от друга проходят рудные буровые подэтажные штреки 4 и буровые заходки 5, из которых бурят нисходящие скважины 6 и 7. Заряжая и взрывая скважины 6 и выпуская отбитую

руду через образованную в днище камеры траншею, образуют компенсационное пространство.

Затем посекционно заряжая и взрывая скважины 7, магазинируют руду, подготавливая для выщелачивания.

После магазинирования камеры до начала орошения ее условно разбивают на секции высотой не более 20 м. Такая высота является наиболее оптимальной по условию эффективного выщелачивания руд. В местах разбивки камеры на секции из восстающего З проходят буровые заходки 8 и камеры 9.

Из буровых камер бурят веера горизонтальных скважин 10, 11 и 12, которые обсаживают трубами, имеющими отверстия в горизонтальной плоскости. По трубам веера 10 пода-

ется выщелачивающий раствор в нижнюю секцию, который собирают в днище камеры. После окончания выщелачивания нижней секции в скважины веера 10 закачивают под давлением твердеющую гидроизоляционную смесь, в результате схватывания которой нижняя выщелоченная секция камеры перекрывается гидроизоляционной перемычкой 13. Далее бурят восходящие скважины с одновременной обсадкой полимерными трубами через выщелоченную руду нижней секции и водонепроницаемую перемычку 13, создавая тем самым дренажные скважины для следующей по высоте секции камеры. После чего по вееру скважин 11 подают выщелачивающий раствор в нижележащую секцию камеры, собирая продуктивные растворы на дренажные скважины. По окончании выщелачивания этой секции камеры в веер скважин 11 закачивают под давлением твердеющую гидроизоляционную смесь, в результате схватывания которой выщелоченную секцию камеры перекрывают гидроизоляционной перемычкой 14. Далее дренажные скважины разбуривают через выщелоченную руду и гидроизоляционную перемычку 14 до контакта с верхней секцией камеры, далее процесс повторяется до выщелачивания последней секции камеры.

Таким образом осуществляется выщелачивание всего объема руды, замагазинированной в камере.

Особенностью является новый способ отбойки руды вертикальными или наклонными скважинами, заряженными не по всей длине, а концентрированными зарядами [3].

Рудный массив отбивается при этом секционно в отступающем порядке на нижнюю подсечку, образуемую после подготовки горизонта выпуска, способ, называемый сокращенно VCR (по начальным буквам,

обозначающим вертикально-шаровой отступающий). Применение секционной отбойки по методу «VCR» позволяет повысить интенсивность дробления руды, снизить затраты на ее разработку и повысить производительность труда.

Для расчета параметров БВР по данному способу во внимание принималось то, что динамическое нагружение породы осуществляется в процессе расширения продуктов детонации ВВ от начального объема, соответствующего объему зарядной полости, до некоторого конечного объема, размер которого определяется энергетическими характеристиками ВВ и физико-механическими свойствами породы. По мере расширения продуктов детонации порода, окружающая заряд, вовлекается в объемное напряженное состояние, которое приводит к увеличению ее внутренней энергии (энергонасыщению) до некоторой критической величины, после достижения которой происходит реализация этой энергии в форме разрушения.[4].

О доле переданной в породу энергии можно судить по доле η начальной энергии, оставшейся в продуктах детонации на момент полного расширения котловой полости.

$$\eta = \frac{\gamma_0 - 1}{k - 1} \times \frac{373}{\gamma_{BB}} \times \left(\frac{\sigma_p}{P_0} \right)^{\frac{(k-1)}{k}}, \quad (1)$$

где γ_0 —показатель адиабаты, равный:

$$\gamma_0 = \sqrt{1 + (k^2 - 1) \times \left(\frac{\gamma_{BB}}{373} \right)^{1.2}}, \quad (2)$$

$k=1,4$ - минимальное значение показателя адиабаты; γ_{BB} – плотность заряжания ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$; σ_p – предел прочности пород на разрыв, $\text{кг}/\text{м}^2$ ($\sigma_p=2800000 \text{ кг}/\text{м}^2$); P_0 – начальное

давление продуктов детонации, равное, кг/м²:

$$P_0 = (\gamma_0 - 1) \times \gamma_{BB} \times U_{y\partial}, \quad (3)$$

Ууд - удельная энергия ВВ, кгм/кг (для аммонита №6 ЖВ Ууд = 1030*427 кгм/кг, для $\gamma_{BB} = 850 \div 1200$ кг/ м³).

Следовательно, используя полученное значение η , можно сделать вывод о доле начальной энергии взрыва, переданной породе на этапе ее динамического нагружения (взрывного энергонасыщения):

$$\chi = 1 - \eta, \quad (4)$$

Разрушение породы может быть реализовано только в том случае, когда степень ее взрывного энергонасыщения E_v превысит энергоемкость A_p хрупкого разрушения породы.

Степень взрывного энергонасыщения определяем по выражению

$$E_v = \chi \times E_0 \times \frac{Q}{\gamma_n} \times \left(\frac{Q}{\gamma_n} + V_n \right)^{-2}, \quad (5)$$

где χ - доля начальной энергии взрыва; E_0 - начальная энергия продуктов детонации, кгм, равна

$$E_0 = P_0 \times \frac{V_0}{k-1}, \quad (6)$$

Q - масса ВВ, кг; γ_p - объемный вес пород, кг/ м³; V_p - объем породы, ограниченный рассматриваемым расстоянием от заряда, м³; V_0 - начальный объем продуктов детонации, м³.

Учитывая, что в горнотехнической практике для оценки прочностных свойств пород широко используется такой технологический показатель, как коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова (f), для упрощения расчетов был выполнен анализ зависимости энергоемкости A_p от коэффициента крепости f . В результате получена следующая формула:

$$A_p = 25740 \times \frac{f}{\gamma_n}, \quad (7)$$

Исходя из условия критичности нагружения ($E_v = A_p$), можно получить расчетную зависимость для такого технологического показателя, как удельный расход ВВ на дробление породы (кг/ м³):

$$q_{op} = \left[\sqrt{\frac{(1-\eta) \times U_{y\partial}}{\gamma_n \times A_p}} - \frac{1}{\gamma_n} \right]^{-1}, \quad (8)$$

Пренебрегая малостью величины $1/\gamma_p$, получаем:

$$q_{op} = \sqrt{\frac{\gamma_n \times A_p}{(1-\eta) \times U_{y\partial}}}, \quad (9)$$

Вторым технологическим показателем, принятым для характеристики сопротивляемости породного массива взрывному разрушению, является удельный расход ВВ на рыхление (кг/м³), который можно представить следующим образом:

$$q_p = (1-\eta) \times q_{op}, \quad (10)$$

Для условий безнегабаритной отбойки [3], ЛНС должна составлять:

$$W = \sqrt{\frac{\pi d^2 \gamma_{ee} e^2}{4 - (0.8 - q_k) \sqrt{f/15} \left(2.8 / \gamma_p \right) \times \sqrt{400/d_k} \sqrt{d^2/150 \gamma_p m}}}, \quad (11)$$

где d - диаметр заряда, м (принимаем 0,105 м); e - коэффициент относительной работоспособности ВВ ($e = 0.89$); q_k - расход ВВ на вторичное дробление, кг/т (при выходе негабарита 7÷10 % $q_k = 0.1$ кг/т); γ_p - объемный вес руды, т/м³ ($\gamma_p = 4,2$ т/м³); d_k - размер кондиционного куска, м; m - коэффициент сближения скважин (далее в расчетах принимаем $m = 1$).

Из предположения, что при взрыве образуется конусообразная

Таблица 1
Основные параметры скважинных зарядов

Параметры	Параллельно-сближенные скважины	Веера скважин
Диаметр скважины, мм		
Число скважин в комплекте	8	-
Расстояние между скважинами в комплекте, м	0,5	-
П.Н.С., м	7	2,3
Длина заряда, м	1,8	1
Масса заряда секции в скважине, кг	15,6	8,5

Таблица 2
Технико-экономические показатели

Показатель	Единица измерения	Значение
Удельный объем ПНР	$\text{м}^3/1000 \text{ т}$	40,3
Производительность рабочего на ПНР	$\text{м}^3/\text{смен}$	9,2
Себестоимость 1 м^3 ГПР	Руб	521
Удельный объем бурения скважин, в том числе: - веерных скважин - параллельно-сближенных	$\text{м}/1000 \text{ т}$	44,8 75,8 46,6
Себестоимость отбойки руды, в том числе: - веерных скважин - параллельно-сближенных	руб/1000 т	71296 139472 75911,4

воронка взрыва, объем которой условно принимаем за W^3 , т.е. $\mathbf{V}_\text{П} = W^3$. Также будем считать что начальный объем продуктов детонации (6) $V_0 = Q/\gamma_{\text{BB}}$. Из условия $E_v = A_p$ по выражению (5) и (11) получены диаграммы зависимостей линии наименьшего сопротивления (W) от массы заряда (Q) и размера отбитого куска руды при различной плотности заряжания ВВ (γ_{BB}).

В результате выполненных расчетов параметры скважинных зарядов следующие (табл. 1).

Технико-экономические показатели приведены в табл. 2

Метод «VCR» имеет следующие преимущества: отсутствует необходимость в проходке восстающих, достигает лучшего дробления по сравнению с обычной отбойкой длинными зарядами, характерна более высокая безопасность труда в результате выполнения работ по бурению и заряжанию сверху без доступа людей в очистное пространство, исключаются неудобные производственные процессы, например заряжание восходящих скважин, обеспечивается более низкий уровень разубоживания руды, что объясняется повышением точности отбойки, обеспечивается более низкое сейсмическое воздействие на подземные и поверхностные сооружения вследствие более низкой массы заряда на скважину.

Названные преимущества позволяют применять метод отбойки «VCR» при извлечении блоков или целиков, выемка которых не считалась рентабельной при других способах.

Способ отбойки «VCR» перспективен при отработке рудных тел выдержанной мощности небольших по запасам, расположенных недалеко от поверхности, а также в сложных горногеологических условиях неустойчивых или нарушенных руд. Способ можно использовать при подземном строительстве.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Именитов В.Р. Процессы подземной разработки месторождений полезных ископаемых – М.: Недра, 1979.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. Учебник для техникумов. Изд. 2-е перераб. и доп. – М.: Недра, 1980.
3. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. – М.: Недра, 1988.
4. Абрамчук В.П. и др. Совершенствование буровзрывных работ при проходке большепролетных подземных сооружений. Апатиты, изд. Кольского научного центра РАН, 1998. ГИАБ

Коротко об авторах –

Лапин В.А., Неугомонов С.С. – Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, mgtu@mgtu.ru



ПРЕПРИНТ

ОТДЕЛЬНЫЙ ВЫПУСК ГОРНОГО ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКОГО БЮЛЛЕТЕНЯ

Ястребинский М.А., Эрнандез Гуальтерос И.Э.

Инновации в оценке стоимости бизнеса компаний: Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня. — 2009. — № 3. — 42 с. — М.: Издательство «Горная книга», 2009.

Изложены теоретические разработки и практические рекомендации по использованию инноваций и интеллектуального капитала в горной промышленности. На основе современных экономических доктрин определены основные направления по развитию деловой активности ОАО «Раменский ГОК».

Раскрыто содержание стоимостной концепции компаний, рассмотрены алгоритмы оценки стоимости бизнеса компаний, запасов месторождения полезных ископаемых и экономической добавленной стоимости. Уделено внимание ключевым факторам, которые влияют на величину денежного потока и стоимость компаний.

Приведены конкретные примеры движения денежных средств компании в трех сферах ее деятельности (текущей, инвестиционной и финансовой) с формированием раздельных денежных потоков (сальдо).

УДК 658.15