© П.Б. Авдеев, 2006

УДК 622.342.1

П.Б. Авдеев

ПОВТОРНАЯ ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА ТАСЕЕВСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Семинар № 16

Одно из крупнейших в мире Тасеевское золоторудное месторождение в Читинской области находится в центральной части Балейской депрессии, выполненной нижнемеловыми отложениями. Осадочные породы, вмещающие рудные тела месторождения представлены крупногалечными конгломератами, плотно сцементированными глинисто-карбонатным цементом, песчаниками. Мощность наносов составляет 10-15 м, мощность оруденения вмещающих пород достигает 40 м и в среднем составляет 10-15 м. Рудная зона включает в себя крупнейшую жилу месторождения и серию апофиз жил и прожилков в ее висячем боку. Верхняя граница рудной зоны залегает от поверхности на глубине 40–120 м и имеет длину по простиранию 480 м, рудные тела перекрыты четвертичными многолетнемерзлыми отложениями мощностью от 5–6 до 35 м.

При подземной разработке Первой рудной зоны (начало в 1949 г., к 1980 г. отработаны запасы горизонтов 86, 126, 166, 216 м) имелись значительные потери руды, не отрабатывались отдельные междуэтажные целики. Закладка выработанного пространства производилась только в местах подземных сооружений. В результате подземной отработки произошли деформации горного массива - на поверхности образовались провалы, объемы их изменялись от 600 м^3 до 12000 м^3. В пределах проектного контура Тасеевского карьера выделено три зоны сдвижения - плавных сдвижений, трещин и обрушений.

Для изучения процесса сдвижения была оборудована наблюдательная станция из восьми профильных линий. Выявлено, что зоны интенсивного сдвижения земной поверхности концентрируются на площадях, где установлены наибольшие оседания с наибольшими наклонами земной поверхности. На этих площадях сосредоточены все образовавшиеся провалы и воронки. Оседание земной поверхности возрастает в направлении продвижения очистной выемки и сопровождается внезапными провалами и воронками. Устойчивость горного массива зависит от интенсивности и ориентации трещиноватости. На месторождении выявлено 9 систем трещин с азимутами простирания от 22^0 до 322^0 и углами падения от 42^0 до 85^0, расстояние между трещинами, заполненных каолином колеблется от 0,35 до 0,60 м.

Сдвижение горного массива происходит в форме отрыва и внезапного обрушения пород в выработанное пространство, что представляет наибольшую опасность для горных работ при повторной открытой разработке месторождения. Все провалы возникали в теплое время года, что обусловлено глубоким промерзанием горных пород – 3-5 м и увеличением несущей способности мерзлого горного массива. По времени образования и пространственному расположению выделено два типа провалов: провалы первоначальной приповерхностной разработки жилы с крутым падением; провалы от разработки глубинной части рудного тела с более пологим залеганием, представляющие наибольшую опасность. Они характеризуются незначи-

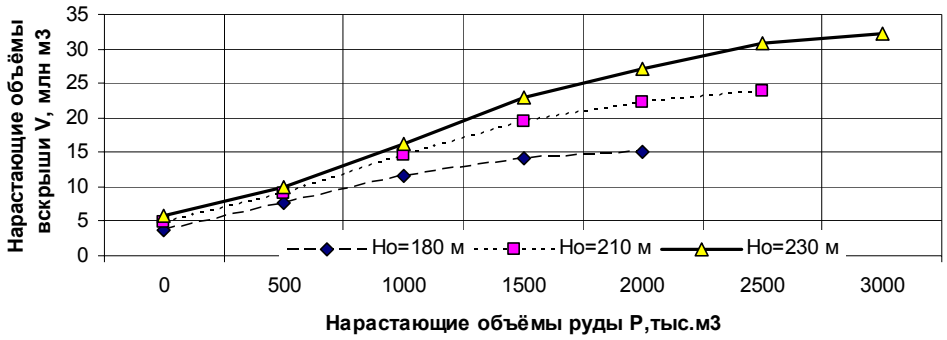

Рис. 1. Зависимости нарастающих объёмов вскрыши от нарастающих объёмов руды $V = f(P)$ и глубины карьера H_o

тельными первоначальными геометрическими размерами в плане (15-20 м), большой глубиной (25-30 м) и крутыми углами воронкообразования (85-90^0).

Наиболее полное представление о величине смещения запасов руды, а также их распределении в горном массиве можно получить физическим моделированием процесса сдвижения на эквивалентных материалах по методике проф. В.В. Куликова [1]. При моделировании установлено, что в результате обрушения горного массива 65–70 % запасов руды для повторной открытой разработки на гор. 86 м переместились на нижележащие горизонты, 52–55 % запасов горизонта 126 м переместилось на горизонт 166 м. Запасы гор. 126 м пополнились за счет руды с гор. 86 м. Моделированием установлены потери руды при отработке горизонтов 216, 266, 316 м - около 25 %. Образование провалов на поверхности, геометрические размеры их в масштабе и расположение в плане полностью соответствовало натурным наблюдениям.

Установлено, что около 54 % общего количества руды в проектных контурах карьера находится в зоне обрушения подземного рудника. Глубина процесса сдвижения горного массива не превышает 160–180 м.

Определение границ карьеров является фундаментальной задачей открытой разработки месторождений. В методологии определения границ карьера разработан ряд расчетных принципов, среди которых критерий максимальной приведенной (дисконтированной) прибыли с учетом рыночной цены на металл, содержания металла, показателей извлечения балансовых запасов является предпочтительным для условий рыночной экономики. Конечная глубина карьера базисного варианта определена по методике проф. Б.П.Юматова и для расчетного граничного коэффициента вскрыши $K_г$ = 18,5 м^3/м^3 составила H_o = 180 м. Исходя из принципа выделения для открытых горных работ максимально возможных запасов полезного ископаемого, нами исследовано несколько вариантов разработки месторождения до глубины H_o = 230 м. Для определения усредненных эксплуатационных коэффициентов вскрыши и параметров этапов построены графики $V = f(P)$ (рис. 1), на которых выделяются этапы с постоянными усредненными коэффициентами вскрыши. Исследования показали, что годовые эксплуатационные расходы $C_г$ по

этапам и вариантам существенно различаются – от 1,3 до 3,8 раз.

Суммарная извлекаемая ценность, приведенная к началу строительства, в общем случае определяется по формуле

$$\sum Ц_n = \frac{Ц_1}{(1+E_{нп})t_{стр}+1} + \frac{Ц_1}{(1+E_{нп})t_{стр}+2} + \ldots +$$

$$+\frac{Ц_2}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+1} + +\frac{Ц_2}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+1} +$$

$$+\frac{Ц_2}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+2} + \ldots + \frac{Ц_2}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2} +$$

$$+\frac{Ц_3}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+1} + \frac{Ц_3}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+2} + \ldots +$$

$$+\frac{Ц_3}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+t_3} + \frac{Ц_i}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+t_3+1} +$$

$$+\frac{Ц_i}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+t_3+2} + \ldots + \frac{Ц_i}{(1+E_{нп})t_{стр}+t_1+t_2+\ldots+t_i} \quad (1)$$

где $Ц_1$; $Ц_2$; $Ц_3$; $Ц_i$ – годовая извлекаемая ценность в первый, второй, третий, *i*- ый этапы эксплуатации карьера, млн р.; $t_{стр}$ – период строительства карьера, лет; t_1; t_2; t_3;…; t_i – этапы строительства карьера, лет; $E_{нп}$ – норматив для приведения разновременных затрат(норма дисконта).

Приведенная удельная прибыль $П_{уд.п}$ (руб/м^3) определена из выражения

$$П_{уд.п} = \frac{\sum Ц_n}{\sum Б} - \frac{\sum C_n + E_н \cdot \sum K_г}{\sum Б}, \quad (2)$$

где $\sum Б$ - суммарные погашенные запасы месторождения, млн м^3.

Оптимальная глубина разработки месторождения соответствует максимуму удельной приведенной прибыли (с учетом реализации недополученного компенсационного продукта).

Суммарные, приведенные к началу реконструкции, компенсационные капитальные затраты $\sum K_n$ (р.) определены по формуле

$$\sum K_n = K_1 + \frac{K_2 K_{ск}}{1+E_{нп}} + \ldots + \frac{K_{t_p} K_{ск}^{t_p-1}}{(1+E_{нп})t_p - 1}, \quad (3)$$

где K_1, K_2, K_{tp} – капитальные затраты, производимые в начале каждого года реконструкции, р.; $K_{ск}$ – показатель технического прогресса.

Удельная приведенная прибыль $П_{пуд.к.}$ (р/м^3) за счет реализации недополученного компенсационного продукта определена по формуле

$$П_{пуд.к.} = \frac{\sum Ц}{Q}\left(\frac{\sum C_n}{Q} + E_н \frac{\sum K_n}{Q}\right), \quad (4)$$

где Q – компенсационный объем руды, млн м^3; $E_н$ – норма дисконтирования.

Наибольшее значение удельной приведенной прибыли $П_{удп.}$ получено при глубине разработки 210 м. Основные параметры карьера приняты для проектирования и практически реализованы при отработке Первой рудной зоны Тасеевского месторождения. Новейшие исследования зависимости чистого дисконтированного дохода (ЧДД) показали, что оптимальная глубина карьера находится в диапазоне 200–230 м (рис. 2, в ценах 2004 г.).

Выявлен рациональный вариант вскрытия - комбинированное вскрытие внешней въездной траншеей с оптимальной глубиной погружения 33 м, при высоте уступа 10 м принята глубина траншеи 30 м.

Обоснование эффективной технологии открытой повторной разработки месторождения в зоне действия подземного рудника является одной из сложнейших задач горной науки и производства и предопределяется двумя основными условиями – экономической целесообразностью и безопасностью горных работ. При ведении горных работ по традиционной технологии – транспортная система разработки, буровзрывная подготовка пород и руды к выемке карьерными механическими лопатами безопасные условия ведения горных работ обеспечиваются реализацией специ-

Рис. 2. Зависимости инвестиций, эксплуатационных затрат и ЧДД от предельной глубины карьера

альных методик по определению параметров системы разработки и мероприятий, включая определение пустот, прогноз и выявление опасных зон, выбор способа погашения пустот [2].

Нами рассмотрена повторная открытая разработка Первой рудной зоны с применением транспортной системы разработки, а также нетрадиционной технологии с применением экскаваторов-драглайнов по предложенным техническим решениям [3, 4]. Экскавация наносов производится по бестранспортнаой системе разработки. Нижележащие горизонты отрабатываются с применением транспортной системы, механических лопат и авто-самосвалов.

Выявленные параметры мульды сдвижения рудной зоны позволили определить объем горной массы в зоне провалов (около 10 млн м^3). Мульда сдвижения разделена на две зоны: 1 – зона плавных оседаний и зона трещин; 2 – зона провалов. Разработка 1-ой зоны (46 % запасов) не вызывает особых затруднений. Извлечение руды из 2-ой зоны с применением традиционной технологии невозможно без применения специальных мероприятий в связи с опасностью провалов людей и оборудования. Технологические схемы при равном уровне безопасности отличаются затратами и показателями извлечения полезного ископаемого из недр - применение традиционной технологической схемы позволяет извлечь запасы руды только в зоне 1, при этом около 54 % запасов будет потеряно в зоне 2, а технологическая схема с применением экскаватора-драглайна позволяет извлечь запасы обеих зон до рациональной глубины $H_р$ = 210 м.

В качестве экономического критерия сравнения принята максимальная удельная приведенная прибыль. Суммарные приведенные эксплуатационные затраты определяются по формуле

$$\sum C_{n_1} = \frac{C_{г_1}}{(1+E_{нп})t_{стр.}+1} + \frac{C_{г_1}K_{сэ}}{(1+E_{нп})t_{стр.}+2} + \ldots + \frac{C_{г_1}K_{сэ}^{t_1-1}}{(1+E_{нп})t_{стр.}+t_1} \quad (5)$$

где $C_г$ – годовые эксплуатационные затраты на разработку зоны; $K_{сэ}$ – показатель технического прогресса; $E_{нп}$ = 0,08 – норматив для приведения разновременных за-

трат (норма дисконта); $t_{стр.}$ – период строительства карьера, лет; t_1 – период разработки зоны.

Годовые эксплуатационные затраты на добычу руды из не опасной зоны определены по формуле

$$C_{г_1} = \left(C_o + K_э C_в\right) A_{ог} \frac{K_{но}}{l_{ро}}, \qquad (6)$$

где C_o – себестоимость добычи руды при повторной открытой разработке, р/м^3; $K_э$ – усредненный эксплуатационный коэффициент вскрыши, м^3/м^3; $C_в$ – себестоимость 1 м^3 вскрыши, р.; $A_{ог}$ – годовая производительность карьера по руде, млн м^3; $K_{но}$ – коэффициент извлечения запасов из недр;$l_{ро}$ – коэффициент разубоживания.

Суммарные приведенные капитальные затраты определены по формуле

$$\sum K_{стр.} = K_1 + \frac{K_2 K_{ск}}{\left(1+E_{нп}\right)} + \ldots$$

$$\ldots + \frac{K_{стр.} K_{ск}^{t_{стр.}-1}}{\left(1+E_{нп}\right)t_{стр.} - 1}, \qquad (7)$$

где K_1; K_2;... $K_{t_{стр.}}$ - капиталовложения, производимые в начале каждого года строительства.

Суммарные приведенные эксплуатационные затраты на разработку 2-ой зоны определены по формуле

$$\sum C_{г_2} = \frac{C_{г_2}}{\left(1+E_{нп}\right)} + \frac{C_{г_2}}{\left(1+E_{нп}\right)^2} + \ldots + \frac{C_{г_2}}{\left(1+E_{нп}\right)^{t_2}} \qquad (8)$$

где t_2 – время отработки запасов руды в зоне, лет; $C_{г_2}$ - годовые эксплуатационные затраты на разработку 2-ой зоны. Годовые эксплуатационные затраты представляют сумму двух видов затрат - затраты на добычу руды из 2-ой зоны $C_{доб}$ и дополнительные затраты на обеспечение безопасных условий работ $C_{б.у.}$: $C_{г_2} = C_{доб.} + C_{б.у.}$. Аналогично определены приведенные суммарные капитальные затраты с учетом годовой добычи руды из зоны 2.

Извлекаемая ценность годовой продукции по технологической схеме 1 определяется из выражения

$$Ц_1 = A_{OI} ИЦС\gamma, \qquad (9)$$

где A_{OI} – годовая добыча руды из 1-ой зоны, млн м^3; $И$ – общий коэффициент извлечения при добыче и переработке; $Ц$ – цена металла, р/г; C – среднее содержание металла в руде, г/т; γ - плотность руды, т/м^3.

Суммарная приведенная ценность разработки месторождения по 1-ой технологической схеме определяется по формуле

$$\sum Ц_{пр_1} = \left[\frac{Ц_1}{\left(1+E_{нк}\right)t_{стр.}+1} + \right.$$

$$\left. + \frac{Ц_1}{\left(1+E_{нк}\right)t_{стр.}+2} + \frac{Ц_1}{\left(1+E_{нк}\right)t_{стр.}+t_o}\right], \qquad (10)$$

где t_o – время отработки запасов руды.

По 1-ому варианту удельная приведенная прибыль (р/м^3)

$$П_{пр.уд._1} = \frac{\sum Ц_{пр_1}}{Б_1} - \frac{\sum З_{пр}}{Б_1}, \qquad (11)$$

где $Б_1$ – балансовые запасы, извлекаемые за период отработки месторождения по 1-й технологической схеме, млн м^3.

Ценность получаемой за год продукции по второй технологической схеме $Ц_г$ определяется с учетом увеличения годовой добычи до A_{OII}, а удельная приведенная прибыль - с учетом увеличения балансовых запасов $Б_2$.

Удельная приведенная прибыль (р/м^3) за счет реализации недополученного компенсационного продукта определяется по формуле

Рис. 3. Сравнительная эффективность открытой повторной разработки месторождения

$$П_{п.уд.к.} = \frac{\sum Ц_к}{Б_2 - Б_1} - \frac{\sum З_{пр.к.}}{Б_2 - Б_1}. \qquad (12)$$

Технология повторной разработки с использованием драглайна по основным технико-экономическим показателям предпочтительнее традиционной технологии (рис. 3).

Нами предложена безопасная технология с выемкой вскрышных пород драглайном, который производит вскрышу наносов и переэкскавацию их по бестранспортной схеме за пределы границ карьера, а затем экскавирует горную массу в безопасную зону для погрузки экскаватором типа ЭКГ. Отбойку скальных пород осуществляют буровзрывными работами, предпочтительнее с применением наклонных или горизонтальных скважин [4].

Исследованиями рациональных схем ведения вскрышных работ экскаваторами-драглайнами ЭШ-5.45, ЭШ-10.70, ЭШ-15.90 установлено, что транспортно-бестранспортная система разработки с применением экскаватора ЭШ-10.70 является наиболее эффективной и безопасной по сравнению с разработкой месторождения карьерными экскаваторами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Куликов В.В.* Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М.: Недра, 1972, с.327.

2. *Технология* разработки золоторудных месторождений / В.П. Неганов, В.И. Коваленко, Б.М. Зайцев и др.; Под ред. В.П. Неганова. - М.: Недра, 1995. - 336 с.

3. А.С.620603 СССР, МКИ Е 21 С 41/02. Способ повторной разработки крутопадающих рудных залежей / В.А.Козлов, Л.Н.Потапов, Ю.Н.Попов, Ю.Д. Нечаев, А.В. Рашкин; Читинск.политех.ин-т.-2459860/22-03; заявл. 01.02.77; опубл.25.08.78, Бюл. № 31. - 4 с.

4. А.С.620603 СССР, МКИ Е 21 С 41/02. Способ повторной разработки крутопадающих рудных залежей / Ю.Д. Нечаев, В.А. Козлов, А.В. Рашкин, П.Б. Авдеев, Ю.Н. Попов, Ю.Ф. Гузеев; Читинск.политех.ин-т, Забайкальское производственное объединение «Забайкалзолот». - 2789950/22-03; заявл. 04.07.79; опубл. 23.04.81, Бюл. № 15. - 4 с.

Коротко об авторах

Авдеев П.Б. – доцент, кандидат технических наук, директор Горного института Читинского государственного университета.