

УДК 622.274

В.В. Готов

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ ГРУППЫ ЖИЛ

Дан анализ существующих методик определения глубины открытых горных работ применительно к жильным месторождениям, показаны их недостатки. Предлагаемая методика определения рациональной глубины открытых горных работ основана на повариантном методе максимизации совокупного чистого дисконтированного дохода при комбинации открытого и подземного способов разработки. Методика внедрена в проекты на разработку Барун-Шивейнского вольфрамового месторождения и золоторудного месторождения Сурьяная Горка.

Ключевые слова: жильные месторождения, чистый дисконтированный доход, глубина открытых горных работ.

Семинар № 18

V.V. Glotov

MOTIVATION OF THE RATIONAL DEPTH OF OPENCAST MINING WITH MULTIFUNCTION DEVELOPMENT OF THE GROUPS OF THE VEIN DEPOSITS

The article considers the analysis of existing methods of the determination of the depth of opencast mining with reference to vein deposits and it is shown their defect. The methods of the determination of the rational depth of opencast mining based on variant method of the net discount income's maximizations at combinations opencast and underground mining. The methods is introduced in projects on development Barun-Shiveinskoe deposit of tungsten and gold-ore deposit Surimyanaya Gorka.

Key words: lode deposits, net present value, depth of open-pit mining.

Многие жильные месторождения на ограниченной территории залегают вблизи от дневной поверхности, в связи с чем, возможна разработка верхней части месторождения открытым способом, а оставшейся нижней части подземным. Применение комбинированного способа повысит эффективность разработки месторож-

дения, поскольку до определенной глубины открытый способ может оказаться более рациональным в сравнении с подземным.

Определение границы перехода с открытых горных работ на подземные сводится к решению локальной задачи учитывающей горногеологические особенности условий залегания жильных месторождений.

Вопросам проектирования границ открытых горных работ посвящены работы академиков В.В. Ржевского, К.Н. Трубещкого, член-корр. РАН В.Л. Яковлева, профессоров А.И. Арсентьева, Д.М. Казикаева, В.С. Коваленко, И.Н. Савича, Г.В. Секисова, Б.П. Юматова, М.Х. Пешковой и многих других видных отечественных ученых.

К условиям жильных месторождений наиболее часто применялась широко известная формула [1]

$$K_{gp} = \frac{C_n - C_o}{C_s}, \quad (1)$$

где K_{gp} – граничный коэффициент вскрыши; C_n – себестоимость добычи единицы полезного ископаемого подземным способом, р/м³; C_o – себестои-

мость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на производство вскрышных работ, p/m^3 ; C_B – себестоимость извлечения и перемещения единицы вскрышных пород, p/m^3 .

В последующем эта формула уточнялась с учетом дополнительных технологических факторов (попутная добыча полезного ископаемого из вскрышных пород, ценность руды, затраты на обогащение и т.д.). Однако, внесенные коррективы не учитывали дисконтирование затрат, т.е. оставался без внимания фактор времени.

Заслуживает внимание метод, предложенный в работе [2], в основу которого положено понятие об экономически целесообразном коэффициенте вскрыши K_3 для небольших залежей ценных руд

$$K_3 = \frac{C_{д.д.} - C_{д.}}{C_{г.}}, \quad (2)$$

где $C_{д.д.}$ – допустимая себестоимость добычи 1 м^3 руды открытым способом, p ; $C_{д.}$ – расчетная (плановая) себестоимость добычи 1 м^3 руды без учета затрат на выемку вскрышных пород, p ; C_B – расчетная (плановая) себестоимость 1 м^3 вскрышных пород, p .

Величина $C_{д.д.}$ определяется из выражения

$$C_{д.д.} = \frac{Ц}{1 + P} - (C_o + C_{mp} + C_m), \quad (3)$$

где $Ц$ – извлекаемая ценность полезных компонентов из 1 т руды, p ; C_o , $C_{тр}$, C_m – издержки производства соответственно на переработку, транспортирование и металлургический передел, p ; P – нормативный уровень рентабельности.

Окончательная формула для определения рациональной глубины открытых горных H работ выглядит следующим образом (м)

$$H = - \frac{3tg\alpha_i[(ctg\gamma + ctg\beta)L + \frac{b}{c}]}{4} + \quad (4)$$

$$+ \sqrt{\frac{[(ctg\gamma + ctg\beta)L + \frac{b}{c}]3tg\alpha_i}{4} - 3tg\alpha_i[(M - m)L - k_3 mL]}$$

где M – ширина полотна карьера, м; L – длина рудного тела в контуре карьера, м; α – углы откоса бортов въездной траншеи; γ , β – углы откоса бортов карьера, град; i – уклон въездной траншеи; b – ширина полотна въездной траншеи, м; m – горизонтальная мощность рудного тела, м.

Рассмотренные методы определения рациональной глубины открытых горных работ не отражают ряд весьма важных обстоятельств:

1. Не учитывается достоверность подсчета запасов и среднего содержания полезного компонента в руде.

2. В критериях оценки показаны только эксплуатационные расходы, без капитальных вложений, амортизации, нет движения реальных денежных потоков.

3. Понятие «нормативный уровень рентабельности» не вписывается в условия современной рыночной экономики.

4. Отсутствует дисконтирование затрат.

Таким образом, рассчитанные по данным методикам показатели не учитывают ряд весьма существенных факторов и не могут отражать истинные результаты решения поставленной задачи, кроме этого, в показателях нет взаимосвязи с решением вопроса о дальнейшей разработке месторождения подземным способом.

Предлагаемая методика основана на повариантном методе максимизации совокупного чистого дисконтированного дохода ($ЧДД$) при комбинации открытого и подземного способов разработки

$$ЧДД(h_o) + ЧДД_n \rightarrow \max, \quad (5)$$

где $ЧДД(h_o)$ – чистый дисконтированный доход от разработки месторожде-

ния открытым способом до глубины h_o , р; $ЧДД_n$ – чистый дисконтированный доход от разработки нижележащих запасов подземным способом, р.

При этом возможны следующие варианты.

Если $ЧДД(h_o)$ по всем сравниваемым вариантам имеет отрицательное значение, это означает – разработка месторождения возможна подземным способом. При отрицательном значении $ЧДД_n$ месторождение целесообразно разрабатывать только открытым способом до глубины h_o с положительным значением $ЧДД(h_o)$.

Не исключаются и другие сочетания, например если в одном из вариантов $ЧДД_n$ имеет отрицательное значение, то его следует исключить из расчета, приняв его нулевое значение.

Чистый дисконтированный доход от разработки жильного месторождения открытым способом до глубины h_o с учетом риска определится из выражения

$$\begin{aligned} ЧДД(h_o) = & \sum_{t=0}^{T_{ho}} \frac{1}{(1+E+r_p+r_c)^t} \\ & [0,01A_{pt}C_{Mt}\varepsilon\Pi + AM_1 + AM_2 + AM_3] - \\ & A_{pt}(C_{доб} + C_{пер} + C_{адм} + C_{тр.р} \cdot I_{тр.т}) - \\ & - V_{bt}(C_b + C_{тр.б} \cdot I_{тр.т}) - H_t] - \sum_{t=0}^{T_c} \frac{K_{стр.к.}}{(1+E)^t} \end{aligned} \quad (6)$$

Чистый дисконтированный доход от разработки месторождения подземным способом определится по формуле

$$\begin{aligned} ЧДД_n = & \sum_{t=0}^{T_n} \left[\frac{1}{(1+E+r_p+r_c)^t} \right. \\ & \left. - \frac{1}{(1+E)^t} (\Pi_t + AM_1 + AM_2 + AM_3 - Z_t - H_t) \right] - \\ & - \sum_{t=0}^{T_n} \left[\frac{1}{(1+E)^t} (K_{pt} + K_{п.}) \right], \end{aligned} \quad (7)$$

где A_{pt} – годовой объем добычи руды в t – *ый* год эксплуатации карьера (шахты), т/год; $C_{M.t}$ – среднее содержание полезного компонента в руде, добываемой в t – *ом* году, %; ε – коэффициент извлечения полезного компонента при обогащении руды, дол.ед.; r_p и r_c – соответственно относительный риск не-

подтверждения запасов и среднего содержания полезного компонента; L – цена единицы производимой продукции (р/г; р/т); L_t – извлекаемая ценность производимой продукции, (р/г; р/т); AM_1, AM_2, AM_3 – амортизационные отчисления соответственно на специализированные основные производственные фонды, срок использования которых определяется сроком разработки месторождения открытым способом, на основные производственные фонды, срок эксплуатации которых не связан со сроком извлечения запасов открытым способом и автосамосвалы, эксплуатируемые в карьере, р; $C_{доб}, C_{пер}, C_{адм}$ – соответственно эксплуатационные затраты на добычу руды открытым способом, переработку руды и административные расходы, р/т; $C_{тр.р.}$ и $C_{тр.в.}$ – соответственно затраты на транспортирование 1 т руды и 1 м³ вскрыши на 1 км, р/т·км, р/м³·км; Z_t – суммарные эксплуатационные расходы на производство продукции при подземном способе добычи руды, р/т, р/г; $I_{т.р.п.т.}$ и $I_{т.р.в.т.}$ – расстояние транспортирования соответственно руды и вскрыши в t – *ом* году эксплуатации карьера, км; $V_{в.т.}$ – объем вскрышных пород, вынимаемых в t – *ом* году, м³/год; C_b – эксплуатационные затраты на 1 м³ вскрыши, р/м³; H_t – суммарные налоги, выплачиваемые в t – *ом* году, р; $K_{стр.к.}$ – капитальные затраты на строительство карьера, р; K_{pt} – капитальные затраты на строительство подземного рудника в t –*ом* году, р; E – норма дисконта; T_{ho} – срок эксплуатации карьера по варианту, соответствующему глубине h_o , лет; T_c – срок строительства карьера, лет; $T_{ш}$ – срок строительства подземного рудника, лет.

На рисунке представлен примерный график движения суммарного чистого дисконтированного дохода при комбинированной разработке жильного месторождения. Методика внедрена в проект на разработку Барун-Шивейнского вольфрамового месторождения.

Таблица 1

Основные технико-экономические показатели по вариантам комбинированной разработки месторождения Барун-Шивея.

№ вариантов	Глубина открытых горных работ, м	Эксплозапасы руды в границах карьера, тыс.т	Коэффициент вскрыши, м ³ /т	Срок эксплуатации открытыми горными работами, лет	Суммарный ЧДД при открытой разработке, тыс. р.	Суммарный ЧДД при подземной разработке, тыс.р.	ЧДД при комбинированной разработке тыс. р.
1	15	38,22	2,69	1	8408,77	268359,1	276767,87
2	55	239,6	4,24	6	-64711,8	-126022,9	-190734,7
3	80	383,4	10,87	9	-655919,7	-244343,8	-900263,5

Таблица 2

Основные параметры карьеров участка «Сурьяная Горка» Итакинского рудного узла

№ карьеров	Количество уступов в карьере	Глубина карьера, м		Эксплозапасы руды в границах карьера, тыс.т	Коэффициент вскрыши, м ³ /т	Срок эксплуатации карьера, лет
		нагорная	ниже уровня долины			
Карьер №1	13	90	40	108,3	10,7	2,0
Карьер №2	14	130	10	511,6	10,0	4,0
Карьер №3	8	10	65	212,9	8,2	2,0
Карьер №4	6	-	60	61	5,8	2,0

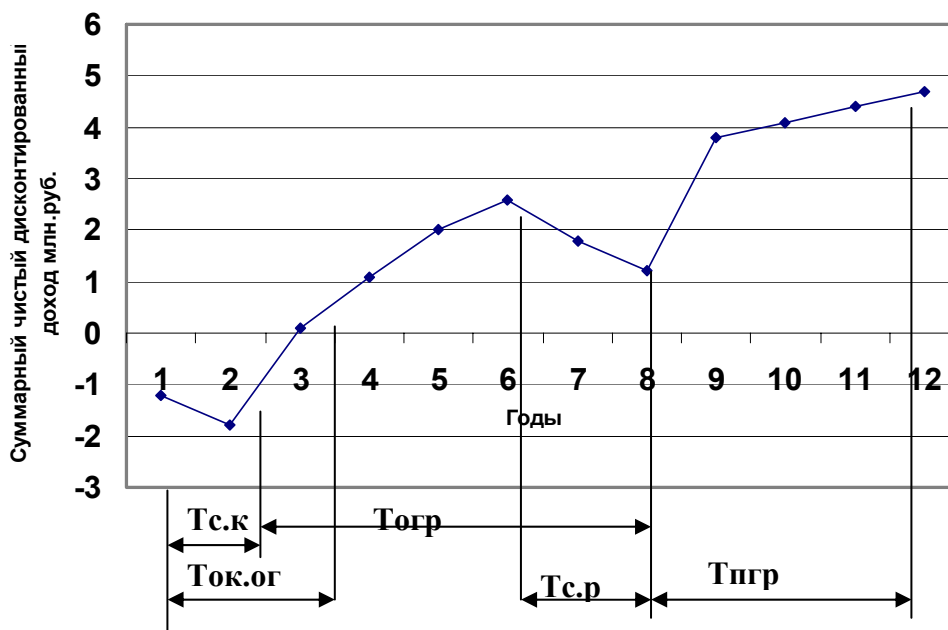


Рис.1. График изменения суммарного дисконтированного дохода при комбинированной разработке жильного месторождения: Тс.к-срок строительства карьера; Тогр-срок разработки карьера; Ток.огр.-срок окупаемости затрат на открытые горные работы; Тс.р-срок строительства подземного рудника; Тпгр-срок разработки месторождения подземным способом

В проекте рассматривались три варианта разработки месторождения открытым способом, соответственно до глубины 15, 55 и 80 м, при высоте уступа 5м, с последующей доработкой оставшихся запасов подземным способом. Результаты расчетов показали эффективность применения первого варианта, предусматривающего одновременно

начало строительства карьера с производительной мощностью 50 тыс. т/год и подземного рудника с аналогичной производительностью (табл. 1). Методика, также внедрена в проект на разработку группы жильных золоторудных месторождений Итакинского рудного узла участка «Сурьяная Горка». Параметры карьеров приведены в табл. 2.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Трубетской, К.Н. Справочник. Открытые горные работы / М.Г. Потапов., К.Е. Винницкий - М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.
2. Масленников, Ф.Ф., Логоев Ю.В.

Определение максимальной глубины открытой разработки и подсчета запасов небольших залежей ценных руд // Горный журнал - 1983, №5.- С. 20-21.

Коротко об авторе

Глогов В.В. – заведующий кафедрой экономики горного производства и геологоразведки Читинского государственного университета, канд. техн. наук, доцент, valglo@yandex.ru.