

УДК 622.272

**Д.Р. Каплунов, В.А. Юков**

## **К ОЦЕНКЕ ИНТЕНСИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ\***

*На примере небольшого медно-колчеданного месторождения Урала рассмотрены варианты его отработки с разной интенсивностью и качеством добываемой руды подземным рудником в увязке с обогатительной фабрикой.*

*Ключевые слова: интенсивность, качество, подземный рудник, производительность рудника и обогатительной фабрики.*

**П**рактическое применение при подземной разработке рудных месторождений получили две количественные характеристики интенсивности эксплуатации, пригодные для крутопадающих и наклонных или весьма мощных пологих (требующих этапной разработки) рудных месторождений: годовое понижение горизонта выемки и коэффициент эксплуатации. Они характеризуют общий темп (степень интенсивности) развития горных работ при освоении рудного месторождения.

Годовое понижение горизонта выемки представляет собой выраженное в метрах в год (м/год) среднее опускание условного горизонта очистной выемки по вертикали, подсчитанное для всей рудной площади эксплуатируемого месторождения (или горизонтальной площади соответствующего рудного тела). Оно может быть интерпретировано как скорость среднего опускания очистной выемки по вертикали, иначе — как интенсивность эксплуатации месторождения (ИЭМ) [1].

Величина ИЭМ представляет собой интегральный количественный

показатель, учитывающий как элементы залегания месторождения, так и применяемые технологические методы его разработки. Используется также как объективный прогнозный показатель оценки горнотехнических возможностей рудных месторождений. Однако этот показатель не учитывает содержание металлов в балансовых запасах, средняя величина которого требуемая в проектируемом периоде, существенно влияет на возможную интенсивность эксплуатации месторождения.

Расчёт максимально возможной годовой добычи руды по горнотехническим условиям обычно выполняется по формуле («Нормы технологического проектирования ...»), исходя из величины понижения горных работ для круто- и наклонных залежей.

$$A_r = \frac{VK_1K_2K_3K_4S_rK_p}{K_p} \quad (1)$$

где  $V$  — среднее понижение горизонта выемки, м/год;  $K_1$  — коэффициент, учитывающий угол падения залежи,  $K_1=1-1,2$ ;  $K_2$  — коэффициент, учитывающий площадь рудного тела  $K_2=0,6$ ;  $K_3$  — коэффициент, учи-

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 1205-374-5а.

Таблица 1

**Возможные показатели работы рудника**

Горизонт (Вариант)	Годовое понижение, м/год	Рудная площадь, тыс. м <sup>2</sup>	Производительность рудника, тыс. т/год	Капитальные затраты, млн. долл.	Эксплуатационные расходы, долл/т
1	30	3800	350	27,0	29,2
2	28	4900	400	28,3	27,9
3	24	7500	500	30,5	25,6
4	22	8000	550	31,5	25,0
5	19	11300	650	33,4	23,7

Таблица 2

**Возможные показатели работы горно-обогатительного предприятия**

Вариант	Годовая производительность, тыс. т/год	Капитальные затраты, млн. долл.			Эксплуатационные расходы, долл./т			Металл при содержании условной меди, тыс. т		
		рудника	фабрики	общие	рудника	фабрики	общие	3,0 %	3,3 %	2,7 %
1	350	27,0	12,3	39,3	29,2	13,7	42,9	10,5	11,5	9,45
2	400	28,3	13,7	42,0	27,9	13,2	41,1	12,0	13,0	10,5
3	500	30,5	16,0	46,5	25,6	12,4	38,0	15,0	16,5	13,5
4	550	31,5	17,3	48,8	25,0	12,1	37,1	16,5	18,1	14,8
5	650	33,4	19,6	59,0	23,7	11,5	35,2	19,5	21,4	17,55

тывающий систему разработки.  $K_3=0,85$ ;  $K_4$  — коэффициент, учитывающий количество этажей в одно-временной разработке,  $K_4=1,0-1,5$ ;  $S$  — средняя рудная площадь этажа, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $K_n$  — коэффициент, учитывающий потери руды,  $K_n=0,95$ ;  $K_p$  — коэффициент, учитывающий разубоживание руды,  $K_p=0,95$ .

В расчётах  $K_1=1,1$ , а  $K_4=1,2$ , хотя в системах с закладкой при современных технических средствах и способах организации производства в одновременной разработке может находиться 1,5 этажа.

Для того, чтобы связать выражение (1) с качеством извлекаемых запасов следует учитывать изменение

производительности рудника по руде (металлу) при разной интенсивности разработки месторождения. Это, в свою очередь, требует рассмотрения вопросов капитального строительства, связанных с разной производственной мощностью предприятия по руде (металлу). Ниже приводится такая оценка применительно к медно-колчеданным месторождениям Урала.

Капитальные затраты на строительство рудника определены по степенным стоимостным моделям [2]. Модели предназначены для оценки месторождения с известными запасами, качеством и глубиной и предназначены для быстрой стоимостной оценки, где неприемлемы специфические проектные методы. Результаты расчётов приведены в табл. 1

Капитальные затраты определены из предположения, что на базе средней рудной площади горизонта (варианты) строится рудник, с производительностью, определённой формулой (1).

При указанных в табл. 1 вариантах производительности рудника выдача рудной массы с большим или меньшим содержанием не сказывается на показателях собственно горных работ, а следовательно интенсивности эксплуатации месторождения. Однако оценка работы рудника по металлу влечёт за собой разную интенсивность выемки в зависимости от содержания его (металла) по вариантам.

Среднее содержание меди по рассматриваемому месторождению 2,8 %, цинка 0,13 % или условной меди примерно 3 %. Критерием сравнения интенсивности эксплуатации месторождения по вариантам принимается равное количество металла, добываемое рудником. Показатели работы горно-обогатительного предприятия при изменении среднего содержания металла в балансовых запасах приведены в табл. 2 и представлены на рис.

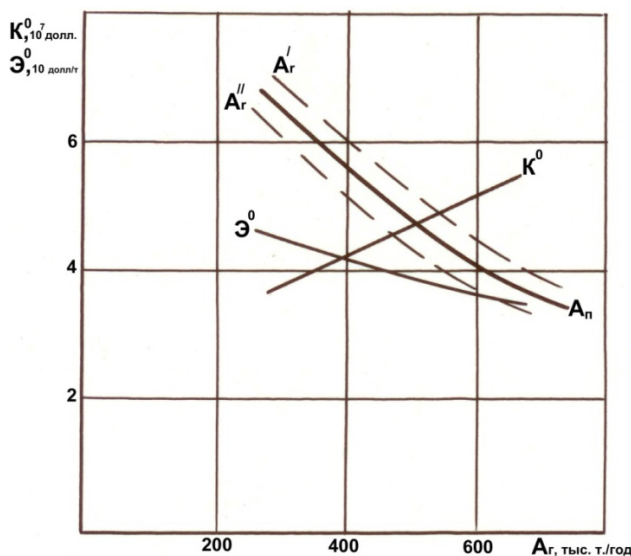
Капитальные затраты на возведение обогатительной фабрики и эксплуатационные расходы на обогащение определены по степенной функции (так же как и для рудника) для наиболее приемлемой в рассматриваемых условиях медно-колчеданного месторождения схемы обогащения.

Если при проектировании в первоначальном варианте с  $A_r=550$  тыс. т/год и среднем содержании условной меди 3,0 % удастся повысить среднее содержание в добываемой рудной массе до 3,3 %, то равное количество металла (16,5 тыс. т) добывается при меньшей производитель-

ности рудника в  $A_r = 500$  тыс. т. Это означает, что общие капитальные вложения на строительство рудника и фабрики снизятся с 48,8 до 46,5 млн долл., эксплуатационные расходы фабрики несколько увеличатся, а общие эксплуатационные расходы сократятся на 0,9 долл./т. В то же время это влечёт за собой возрастание интенсивности, т.е. необходимый металл может быть получен при более высоком темпе развития горных работ (годовом понижении).

Если по сравнению с намечаемым вариантом с  $A_r = 350$  тыс. т при содержании 3,0 % среднее содержание в добытой рудной массе снизится до 2,7 %, то вместо 10,5 будет добыто 9,45 тыс.т условной меди. Чтобы получить то же количество металла (10,5 тыс. т), вместо 350 придётся добывать 400 тыс. т/год, то есть строить рудник и фабрику большей производительности. Общие капитальные вложения возрастают с 39,3 до 42 млн долл., эксплуатационные расходы на фабрике уменьшатся на 0,5 долл./т при снижении общих эксплуатационных расходов предприятия большей производительной мощности на 1,8 долл./т. Однако при этом интенсивность разработки снижается.

Связь с природными факторами может быть установлена через годовую производительность рудника. Обратимся к названным примерам. Так, при повышении среднего содержания возможна меньшая мощность рудника — 500 тыс. т/год при возрастании годового понижения на 2 м/год и сокращении эксплуатационной площади горизонта на  $500 \text{ м}^2$  (см. табл. 1). Снижение среднего содержания требует большей мощности рудника (400 тыс. т/год), что повлечёт за собой уменьшение годового пони-



**Изменение годовой производительности предприятия  $A_n$  при колебании среднего содержания в добываемой руде:  $K^0$  - общие капитальные затраты на строительство предприятия (рудник + фабрика), млн. долл.;  $\mathcal{E}^0$  - общие эксплуатационные расходы предприятия, долл./т; — — -  $A_n^I$  и  $A_n^{II}$  - пределы изменения производственной мощности предприятия при 10 % колебании среднего содержания.**

жения (в данном случае тоже на 2 м/год) при увеличении эксплуатационной площади горизонта.

При перспективной оценке возможны изменения ситуации. В случае повышения среднего содержания металла снижение производительности рудника достигается выдачей в меньшем объеме руды большего количества металла и наоборот. В процессе эксплуатации месторождения только две из всех составляющих формулу (1) величин могут подвергаться корректировке:  $S$  и  $V$ . Рудная площадь этажа  $S$  позволяет осуществить корректировку только в сторону снижения  $A_r$ , за счёт неполного её ( $S$ ) использования. Увеличить рудную площадь этажа не представляется возможным. Более гибкая состав-

ляющая  $V$  — среднее понижение горизонта выемки допускает двустороннюю корректировку: как в сторону увеличения, так и в сторону снижения  $A_r$  за счёт изменения интенсивности отработки. Тогда представляется оправданным введение в первоначальную формулу коэффициента  $k$ , учитывающего изменение среднего балансового содержания металла по отношению к первоначальному расчётному (или стандартному), связав его с величиной годового понижения  $V$ . Формула примет вид:

$$A_r = \frac{kVK_1K_2K_3K_4S\gamma K_n}{K_p} \quad (2)$$

где  $k$  — поправочный коэффициент, учитывающий изменение среднего балансового содержания в запасах. Остальные обозначения те же.

Таким образом, при изменении среднего содержания металла в запасах должна меняться интенсивность отработки месторождения. Это обстоятельство следует учитывать в случаях, где сравниваются варианты: при технико-экономической оценке, при проектировании; при изменении содержания на месторождении с глубиной, при приросте запасов, при пересчёте запасов и т.д. Повидимому, определение коэффициента  $k$  должно быть основано на сопоставлении капитальных затрат на реализацию базового и рассматриваемого вариантов. В первом приближении, исходя из приведённого материала,

поправочный коэффициент  $k$  может составить: при повышении среднего содержания — величину, снижающую производительность рудника в равной пропорции; при снижении среднего содержания — величину, увеличивающую производительность рудника на величину несколько большую, чем снижение содержания.

В дальнейшем, по мере накопления данных, значение  $k$  станет более обоснованным, что позволит не только определять необходимую интенсивность эксплуатации месторождения в случае изменения содержания в балансовых запасах, но и обосновывать технологические, технические и организационные мероприятия, обеспечивающие требуемую интенсивность.

---

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каплунов Д.Р. Развитие производственной мощности подземных рудников при техническом перевооружении. — М.: Наука, 1989, 263 с.

2. Юков В.А. Предварительная оценка вариантов комбинированной разработки месторождения. Маркшейдерский вестник, 2005. — № 3. — С. 65—68. **ГИДБ**

---

#### КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Каплунов Давид Родионович — чл-корр. РАН, заведующий отделом,

Юков Владимир Александрович — кандидат технических наук, старший научный сотрудник, Институт проблем комплексного освоения недр РАН.



---

#### РУКОПИСИ,

ДЕПониРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ «ГОРНАЯ КНИГА»

**АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВСКРЫТИЯ, ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ЗАЛЕГАЮЩИХ В ВИДЕ БРАХИСИНКЛИНАЛЕЙ**

(№ 934/01-13 от 01.11.12, 16 с.)

Мельник Владимир Васильевич — доктор технических наук, заведующий кафедрой,

Хуцишвили Гурам Алексеевич — аспирант,

Лунев Сергей Александрович — аспирант,

Московский государственный горный университет, ud@msmu.ru

**THE ANALYSIS OF THE TECHNOLOGICAL SCHEMES OF OPENING, PREPARATION AND DEVELOPMENT OF STOCKS OF COAL LAYERS ARE DEPOSITED IN THE FORM OF BRACHISINCLINALES**

Melnik Vladimir Vasilievich, Khutsishvili Alexander Alekseevich,

Lunev Sergey Alexandrovich