© Д.Р. Каплунов, В.А. Юков, 2007

УДК 622.272

Д.Р. Каплунов, В.А. Юков

*ФОРМИРОВАНИЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ДЛЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ**

Сегодня рентабельна добыча ряда металлов путём химического растворения их соединений на месте залегания без извлечения на поверхность. Помимо урана выщелачивают медные руды при сквозном извлечении меди в 77-78 %. Хорошие результаты получены при выщелачивании золота, обнадёживающие – для мышьяка, молибдена, вольфрама. Физико-химический способ применяют для доработки запасов, списанных в потери, некондиционных и забалансовых руд; промышленной отработки месторождений, залегающих на небольших глубинах, а также находящихся в труднодоступных мессах. Отечественный опыт выщелачивания меди ограничивается опытно-промышленными участками по доработке части потерянных руд Дегтярского и Блявинского месторождений.

Имеющийся опыт применения физико-технических и физико-химичес-ких способов позволяет перейти к изучению их применения совместно с обычными горными работами. Рассматривается участок обширного месторождения сульфидных медных руд. Он представлен двумя рудными телами: Основное и Дополнительное. Запасы Основного рудного тела составляют 20 млн т. Его отрабатывает рудник с годовой производительностью 1 млн т. Сопоставляются две горнотехнические системы. Первая, где применима система горизонтальных слоёв с закладкой; вторая, где возможна система подэтажного обрушения. Иначе, самая дорогая и самая дешёвая системы разработки. Руда богатая, среднее геологическое содержание 3 % меди, вмещающие породы содержат 0,7 % меди. При первой системе разработки потери и разубоживание одинаковы и равны 5 %; во второй – потери 8 %, разубоживание 15 %. Извлекаемые запасы в первом случае 20 млн т руды с содержанием 2,9 %, во втором – 21,64 млн.т с содержанием 2,65 % меди.

Капитальные и эксплуатационные затраты определены по (ранее откорректированным) формулам: для системы горизонтальных слоёв

$К_р=1.250.000(x)^{0,436}$ и

$Э_р=279(x)^{-0,335}$,

где x – суточная производительность рудника, т, и составляют: на строительство рудника 45,5 млн дол. и себестоимость добычи 19 дол/т; для системы подэтажного обрушения $К_р=115.000(x)^{0,737}$ и $Э_р=76,9(x)^{-0,265}$ и составляют: на строительство рудника 40 млн.т и себестоимость добычи 9 дол/т.

Извлечение при обогащении сульфидных руд колеблется в пределах

*При поддержке гранта РФФР № 06-05-64541.

$К_и$=0,92-0,94. Естественно, что руды с высоким содержанием обогащаются лучше. Поэтому для системы горизонтальных слоёв $К_и$=0,93, для подэтажного обрушения – 0,92. Затраты на строительство обогатительной фабрики рассчитываются по формулам:
$К_р=50.000(x)^{0,718}$ и $Э_р=84,2(x)^{-0,267}$, где x-суточная производительность рудника т, и составляют: КПВ 16,1 млн дол. а себестоимость обогащения 9,2 дол/т.

Затраты на металлургическую переработку подобного типа руд составляют 380 дол/т меди (металла) [1], что составляет 11,2 и 10,07 дол/т по вариантам. Содержание меди в концентрате равно 19-19,5 %. На завод поступает от 458 до 493,5 т концентрата, примерно 500 т/сут. Затраты на строительство завода определяются в 10,8 млн дол. [1].

Тогда общие капвложения в проект составляют 72,4 млн дол. в первом варианте и 68,9 – во втором, а общие эксплуатационные затраты соответственно 39,2 дол/т и 29,2 дол/т. Цена меди по данным ЛБМ в 2005 г составила 4500 дол/т. Все показатели сведены в табл. 1 в подразделе «Основное рудное тело».

Дополнительное рудное тело вмещает запасы в 2 млн т со средним содержанием меди 1 %. Предполагаемый способ отработки – подземное выщелачивание. Технические и экономические показатели приняты на основе обобщения отработки полиметаллических руд за рубежом и урановых руд внутри страны. В первом варианте, где применяется система горизонтальных слоёв, массив более нарушен трещинами и более проницаем, поэтому извлечение в раствор составляет 85 %, во втором – 80 %. Коэффициент извлечения в процессе цементации одинаков – 0,95, на металлургическом переделе тоже и равен 0,97. Тогда, общее извлечение в первом варианте составит 0,78 и 0,74 – во втором.

При определении расходов на перевод в растворы следует руководствоваться тезисом «способ ПВ позволяет снизить себестоимость продукции на 10 % по сравнению с системой горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой и на 15 % по сравнению с системой подэтажных штре-ков» [2]. В первом варианте это 17,1, во втором – 7,7 дол/т. Расходы на металлургический передел остаются практически на прежнем уровне – 10 дол/т руды. Общие эксплуатационные расходы по вариантам составят 30,6 и 31,2 дол/т.

При определении капзатрат учтены следующие соображения. При способе ПВ затраты на строительство в 2-4 раза ниже, чем при традиционной подземной разработке. С учётом масштаба производства (разница на порядок), они составят 2,3 млн дол. Для создания установки подземного выщелачивания необходимы затраты на проведение горных выработок, на бурение и оборудование скважин, на обвязку коммуникациями, на водоотливные средства и т.д. Участок ПВ должен включать отделения сорбции и десорбции, экстракции и реэкстракции, трубопроводы для технологических растворов и в сокращённом варианте хвостопроводы и хвостохранилище. С учётом масштаба производства затраты составят 0,76-0,9, т.е. примерно 1 млн дол. Общие капзатраты в проект ПВ составят 3,3 млн.долл. Все показатели представлены в табл. 2.1 в подразделе Дополнительное рудное тело.

Месторождение вскрыто и подготовлено, т.е. находится в стадии про-

Таблица 1

Исходные данные для оценки реализуемости вариантов

Показатели	Един. измерен.	Варианты	
		1	2
Основное рудное тело			
Геологические запасы,(X_1)	млн т	20	20
Среднее содержание меди в запасах,(X_2)	%	3	3
Среднее содержание меди во вмещающих породах	%	0,7	0,7
Применяемая система разработки		Горизонтальные слои	Подэтажное обрушение
Извлечение при добыче	%	95	92
Разубоживание	%	5	15
Извлекаемые запасы	млн т	20	21,6
Содержание меди в извлекаемых запасах	%	2,9	2,65
Эксплуатационные расходы при добыче	дол/т	19	9
Капвложения в рудник	млн дол.	45,5	40,0
Извлечение при обогащении	%	93	92
Извлечение при металлургическом переделе	%	96	96
Общее извлечение,(X_3)	%	85	81
Расходы на обогащение	дол/т	9,2	9,2
Расходы на металлургический передел	дол/т	11,0	11,0
Общие эксплуатационные расходы,(X_4)	дол/т	39,2	29,2
Капвложения в ОФ	млн дол.	16,1	16,1
Капвложения в металлургический завод	млн дол.	10,8	10,8
Общие капвложения в проект	млн дол.	72,4	66,9
Цена меди,(X_5)	дол/т	4500	4500
Дополнительное рудное тело			
Геологические запасы,(X_1)	млн т	2,0	2,0
Среднее содержание меди, (X_2)	%	1,0	1,0
Среднее содержание меди во вмещающих породах	%	0,4	0,4
Система разработки		ПВ	ПВ
Извлечение в раствор, варианты:	%	85 95	80 90
Извлечение на цементации	%	95	95
Извлечение при металлургическом переделе	%	97	97
Общее извлечение, (X_3)	%	78	74
Расходы на перевод в раствор	дол/т	17,1	7,7
Расходы на цементацию	дол/т	3,5	3,5
Расходы на металлургический передел	дол/т	10,0	10,0
Общие эксплуатационные расходы, (X_4)	дол/т	30,6	21,2
Капвложения в ПВ	млн дол.	2,3	2,3
Капвложения в металлургический завод	млн дол.	1,0	1,0
Общие капвложения в проект	млн дол.	3,3	3,3
Цена меди, (X_5)	дол/т	4500	4500

мышленного освоения, поэтому переход на отработку Дополнительного рудного тела подземным выщелачиванием не потребует заметных затрат времени и средств.

Ранее оправданной считалась разработка месторождений с содержанием меди 0,4-0,5 %. Предварительные проработки показали, что подземное выщелачивание медных руд успешно при со-

держании более 0,2%, а в отдельных случаях и ниже, вплоть до 0,1 %.

Случайная переменная, описывающая общую прибыль для **Основного** рудного тела на начало проекта до выплаты налогов имеет вид: $F=\overline{X}_1\,\overline{X}_2(\overline{X}_3\,\overline{X}_5-\overline{X}_4)$.

При разложении в ряды Тейлора вокруг средней величины случайного переменного $x_к$ приобретает вид:

$$\Pi_i=\overline{X}_1\,\overline{X}_2(\overline{X}_3\,\overline{X}_5-\overline{X}_4)-0{,}3(\overline{X}_3\,\overline{X}_5-\overline{X}_4)\sqrt{Var_{(X_1)}Var_{(X_2)}}+0{,}1\overline{X}_1\overline{X}_5\sqrt{Var_{(X_2)}Var_{(X_3)}}$$

Функция отклонения общей прибыли запишется как:

$$Var_{(\Pi)}=\left[\overline{X}_2\left(\overline{X}_3\overline{X}_5-\overline{X}_4\right)\right]^2 Var_{X_1}+\left[\overline{X}_1\left(\overline{X}_3\overline{X}_5-\overline{X}_4\right)\right]^2 Var_{X_2}+\left(\overline{X}_1\overline{X}_2\overline{X}_5\right)^2 Var_{X_3}+\left(-\overline{X}_1\overline{X}_2\right)^2 Var_{X_4}+\left(\overline{X}_1\overline{X}_2\overline{X}_3\right)^2 Var_{X_5}-0{,}6\left[\overline{X}_2\left(\overline{X}_3\overline{X}_5-\overline{X}_4\right)\right]\times\left[\overline{X}_1\left(\overline{X}_3\overline{X}_5-\overline{X}_4\right)\right]\sqrt{Var_{X_1}Var_{X_2}}+0{,}2\left[\overline{X}_1\left(\overline{X}_3\overline{X}_5-\overline{X}_4\right)\right]\left(\overline{X}_1\overline{X}_2\overline{X}_3\right)\sqrt{Var_{X_2}Var_{X_3}}$$

Стандартное отклонение прибыли равно корню квадратному из величины колебания: Станд. откл.$=\sqrt{Var_{(\Pi)}}$. Результаты расчётов сведены в табл. 2.

В графическом виде результаты представлены на рис., где штрихпунктирная линия r_m отражает границу безубыточности, r^1_1 и r^{11}_2 вероятность успеха соответственно системы горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой и системы подэтажного обрушения. Обе кривые расположены выше границы безубыточности. Это служит свидетельством успешной реализации обоих проектов.

В работе [3] на примере трёх уральских месторождений: Комсомольского, Камаганского и Тарньерского со средним содержанием меди 1,57; 2,06 и 1,61 % соответственно показано, что инвестиции не оправданы при их отработке существующей геотехнологией – камерно-целиковая система разработки с применением твердеющей закладки и использованием самоходного оборудования – даже при комплексном извлечении содержащихся в руде цинка, золота и серебра.

Определение возможности и эффективности отработки **Дополнительного** рудного тела подземным выщелачиванием выполнено тем же методом – учётом условий неопределённости проекта. Подготовка блока к выщелачиванию ведётся горными работами – создаётся пространственная система выработок. С другой стороны, выдерживается однотипность методического подхода – использован один и тот же метод. Для оценки взяты технические и экономические показатели, полученные для Дополнительного рудного тела, табл. 2 и выше приведённые формулы для Π_i и $Var_{(п)}$.

Рассматривали два варианта подземного выщелачивания: 1-й в условиях применения горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой, 2-й – системы подэтажного обрушения. Для изучения возможностей ПВ среднее содержание меди в расчётах последовательно понижали с 1,0 до 0,1 % при сохранении остальных технических и экономических показателей. Результаты сведены в табл. 3, где условия, при которых проект убыточен, выделены курсивом, а также на рис. Все кривые $\mathbf{r_1}$ характеризуют возможность успеха проекта и обозначены так: сплошные линии для варианта 1, пунктирные – для варианта 2, промаркированы 0,1; 0,2; 0,3 и т.д., что указы-

Таблица 2

Расчётные показатели вариантов отработки

Показатели	Условия применения варианта	
	Система горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой	**Система подэтажного обрушения**
Основное рудное тело		
Инвестиции, млн. долл.	72,4	66,9
Прибыль (до уплаты налогов), млн. долл.	2.307,48	2.205,48
Стандартное отклонение прибыли, млн. долл.	467,35	467,38
Минимальное соотношение прибыль/ инвестиции – граница безубыточности r_m при **i** в %: 5	1,60	1,60
10	2,34	2,34
15	3,19	3,19
20	4,11	4,11
25	5,05	5,05
Вероятное соотношение прибыль/инвестиции проекта r_i при **i** в % : 5	17,54	13,75
10	19,54	18,40
15	22,94	21,88
20	25,36	24,42
25	26,50	26,31
Реализуемость проекта	реализуем в диапазоне **i**=5-25%	реализуем в диапазоне **i**=5-25%

вает содержание меди в процентах. Видно, что вариант 2 при содержании меди 0,1 % убыточен во всём диапазоне **i** от 5 до 25 % - расположен ниже r_m границы безубыточности. В то же время и при том же содержании вариант 1 убыточен только при **i** >17%. В физическом смысле это отражает лучшую проницаемость материала и как следствие более высокое извлечение металла. Если считать, что норма дисконта **i** отражает приемлемую для инвестора норму дохода на капитал, то вариант 1 при содержании меди 0,1 % не может обеспечить доходность свыше 17 % и в этом смысле нереализуем.

При содержании меди 0,2 % кривая r_1 (сплошная) для 1-го варианта расположена выше r_m, иначе для него соотношение между прибылью и инвестициями выше минимального – безубыточного и проект реализуем во всём рассматриваемом диапазоне **i.** Вариант 2 реализуем на участке, где пунктирная линия выше r_m ,только при **i**<16 %.

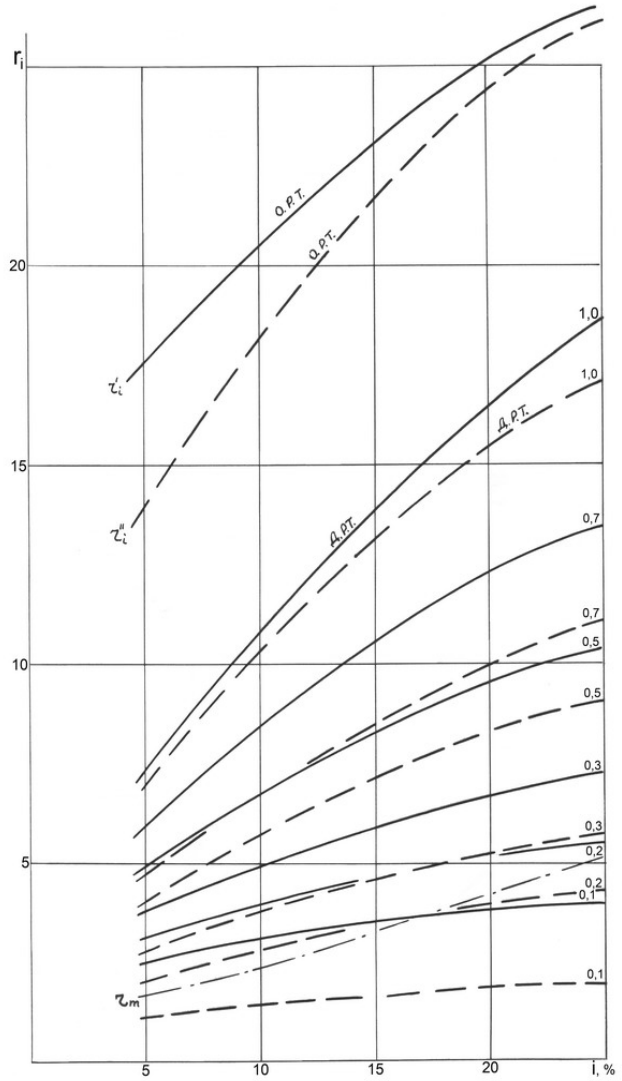
При содержании меди 0,3 % и выше оба варианта эффективны.

Предпроектная проработка (по сути количественная оценка экспертных мнений и метода аналогий) свидетельствует, что направление выбрано правильно: определены наиболее конкурентоспособные инвестиционные решения. Это является основой для детальной проектной проработки по определению наилучшего варианта

Таблица 3

Расчётные показатели вариантов подземного выщелачивания

Показатели	**Вариант 1 (условия применения системы горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой)**						**Вариант 2 (условия применения системы подэтажного обруше-ния)**					
Дополнительное рудное тело												
Среднее содержание меди, %	1,0	0,7	0,5	0,3	0,2	0,1	1,0	0,7	0,5	0,3	0,2	0,1
Инвестиции, млн дол.	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3	3,3
Прибыль (до уплаты налогов), млн дол.	77,51	56,63	42,71	28.79	21,84	14,88	73,92	52,62	38,48	24,07	16,69	8,4
Стандартное отклонение прибыли, млн дол.	25,57	17,58	12,54	7,52	5,01	2,50	24,89	17,11	12,21	7,32	4,88	2,44
Минимальное соотношение прибыль/инвестиции r_m- граница безубыточности:	i=5% r_m=1,6; i=10% r_m=2,34; i=15% r_m=3,19; i=20% r_m=4,41; i=25% r_m=5,05											
Вероятное соотношение прибыль/инвестиции при i равном: 5%	7,25	5,87	4,92	3,76	3,17	2,59	6,96	4,72	3,96	2,75	2,15	2,23
10%	10,84	8,47	6,83	4,99	4,04	3,11	10,36	6,86	5,71	3,76	2,86	1,45
15%	13,81	10,57	8,34	5,94	4,73	3,49	13,20	8,62	7,08	4,59	3,46	1,66
20%	16,15	12,19	9,51	6,66	5.22	3,77	15,42	10,00	8,19	5,24	3,94	1,86
25%	17,96	13,45	10,40	7,20	5,61	3,97	17,15	11,08	9,05	5,75	4,32	1,99



Реализуемость комбинированной геотехнологии: подземная разработка в сочетании с выщелачиванием медных руд: i – норма дисконта, %; r_i – возможность успеха проекта; — · — ·— r_m – граница безубыточности; О.Р.Т. – Основное рудное тело; r^1_1 – возможность успеха системы горизонтальных слоёв с твердеющей закладкой; r^{11}_1 – возможность успеха системы подэтажного обрушения; Д.Р.Т. – Дополнительное рудное тело; — возможность успеха подземного выщелачивания в условиях варианта 1; - - - возможность успеха подземного выщелачивания в условиях варианта 2; 0,1-1,0 – среднее содержание меди, %.

и уточнению величины необходимых капитальных затрат и текущих эксплуатационных расходов. Последнее позволяет провести детальный анализ комбинированной геотехнологии по денежному потоку на основе технического проекта.

В процессе строительства, и не только подземного рудника, зачастую случается перерасход по смете, т.е. реальные капвложения превышают первоначально запланированные. Обычно банки идут на предоставление дополнительного кредита, не превышающего 15 % изначальных инвестиций. Рассмотрим, как влияет отклонение капвложений на результаты реализации именно в пограничных условиях: при содержании 0,1 % меди для варианта 1 и 0,2 % - для варианта 2. Превышение капвложений сужает эффективную область, сдвигает её влево по шкале *x* в сторону меньших величин **i.** Для первого варианта (при 0,1 % Cu) точка пересечения с r_m смещается с 17 % до 13,3 %, а для 2-го варианта (при 0,2 % Cu) – с 16 до 13,7 %. Можно считать, что 15 % перерасход инвестиций на 3-4% уменьшает эффективный диапазон **i.** В данном случае уже нельзя уверенно говорить о реализации нового проекта, а

только об успешном расширении старого.

Таким образом на основе предварительной проработки (детальная информация недоступна на ранних стадиях проектирования) сформирована горно-техническая система отработки сульфидного месторождения сочетанием традиционных горных работ для отработки основного рудного тела и подземного выщелачивания для отработки дополнительного рудного тела.

Предпроектная проработка показала, что применение подземного выщелачивания медных руд позволяет рассчитывать на снижение содержания металла для рентабельной отработки примерно вдвое, а в благоприятных условиях в 2,5 раза.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Ашихмин А.А., Галбаатар Г., Дмитриев А.А., Ясько Т.А.* Экономика, организация и управление горными предприятиями цветной металлургии. М.: Изд-во МГГУ, 2004, 46с.(с.40).
2. *Овсейчук В.А., Тюпин В.Н.* Оптимизация гранулометрического состава руды при подземном и кучном выщелачивании. Горн. журн. 2002, № 9, с.24-27.
3. *Волков Ю.В., Соколов И.В.* Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург, УрО РАН, 2006, 232с. с ил. ГИАБ

Коротко об авторах

Каплунов Давид Родионович – чл.-корр. РАН, зав. отделом,
Юков В.А. – ст. научный сотрудник, кандидат технических наук,

Институт комплексного освоения недр РАН.

Статья представлена Институтом комплексного освоения недр РАН.

Д И С С Е Р Т А Ц И И

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	Название работы	Специальность	Ученая степень
МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ			
ГЛИНКИНА Эльвира Сергеевна	Обоснование целесообразности привлечения инвестиций в охрану окружающей среды при использовании городского подземного пространства	08.00.05	к.э.н.