



Ю. А. Агабян
док. техн. наук, проф.
Государственного инженерного
университета Армении
aghabalyan@mail.ru

Оптимизация решений

при обосновании лимитов содержания полезных компонентов и выборе систем подземной разработки

В статье излагаются недостатки используемых подходов к технико-экономическому обоснованию параметров кондиций бортового и минимального промышленного содержания полезных компонентов в руде и предлагается методология решения поставленной задачи.

In the article lacks of used approaches to technical and economy substantiation of cut off and minimum industry ore's conditions are stated. The methodology of the decision of a task in view is offered.

Ключевые слова: месторождения полезных ископаемых, обоснование кондиций, системы подземной разработки.
Keywords: deposits of minerals, a substantiation of standards, systems of underground mining.

При технико-экономическом обосновании параметров кондиций и проектировании подземных рудников наибольшее влияние на количество и качество подсчитываемых запасов полезных ископаемых и экономику горно-обогатительного производства оказывают степень обоснованности важнейших параметров кондиций – бортового и минимального промышленного содержания полезных компонентов в руде и выбор систем разработки.

Взаимосвязанность и взаимообусловленность решений этих важнейших задач не вызывают сомнений, что подробно освещено автором настоящей статьи в целом ряде публикаций [1-5 и др.]. Однако в практике технико-экономического обоснования параметров кондиций и, более того, в инструкциях и методических рекомендациях советского и настоящего периодов [6, 7] это обстоятельство практически не учитывается.

Поэтому ниже излагаются основные недостатки используемых методов и предлагаемая методология решения поставленных задач.

Во всех инструкциях и методических указаниях бортовое содержание рекомендовалось определять методом вариантов, а минимальное промышленное – по формуле (обозначения величин и текстовые их формулировки приведены по первоисточникам):

$$C_{min} = \frac{3}{ЦИР} 100, \quad (1)$$

где C_{min} – минимальное промышленное содержание полезного компонента, % (если оно определяется в г/т или г/м³, множитель 100 из числа исключается);

3 – полные эксплуатационные затраты на добычу и переработку 1 т руды;

Ц – оптовая цена товарной продукции, получаемой при переработке руд, номенклатура которой обоснована в ТЭО кондиций;

И – сквозное извлечение полезного компонента в товарную продукцию из минерального сырья (доли единицы);

Р – коэффициент, учитывающий разубоживание при добыче, значение которого обосновано в горнотехнической части ТЭО кондиций (доли единицы).

Методы обоснования лимитов содержаний в настоящее время [6, 7] дополнены рекомендациями по их определению на основе дисконтирования затрат, доходов и прибыли. Неприемлемость использования метода дисконтирования при оптимизации параметров кондиций и разработки месторождений показана в работах [4, 8-10] и особенно детально

в [5], в которой приведены существенные негативные последствия этого подхода при определении лимитов содержаний, годовой производительности рудника и выборе систем разработки. Но это совершенно другая тема. Поэтому здесь рассматриваются основные недостатки используемых в практике методов при нулевой норме дисконтирования.

Хорошо известно, что при подземной разработке месторождений с учетом наличия различных морфологических типов и мощностей рудных тел, а также физико-механических свойств руды и вмещающих пород технически применимыми для каждого типа могут оказаться несколько систем разработки, отличающиеся друг от друга себестоимостью добычи, разубоживанием и потерями руд, следовательно, извлечениями полезных компонентов в концентраты, ожидаемой извлекаемой ценностью руды. Тогда очевидны те чисто технические трудности, возникающие при определении бортового содержания весьма трудоемким методом вариантов, с учетом отмеченных особенностей рудных тел и их частей. Поэтому не случайно в нормативных документах по определению бортового содержания отмечается лишь, что оно относится к крайней пробе (группе проб), расположенных вкрест простирания рудного тела. В практических же работах по оценке конкретных месторождений единое бортовое содержание, как правило, распространяется на все рудные тела.

Перейдем к рассмотрению формулы (1).

Величина 3 представляет собой полную себестоимость добычи и обогащения 1 т руды, которая является функцией запасов и годовой производительности предприятия: с ростом последних себестоимость снижается, причем тем интенсивнее, чем меньше размеры запасов и годовой производительности предприятия. Поскольку полная себестоимость отражает экономику всех запасов месторождения, а минимальное промышленное – запасов подсчетного или эксплуатационного блока, то очевидно, что при определении искомого лимита содержания затраты на 1 т руды будут ниже средних по оцениваемому объекту. Дело в том, что в ряде случаев происходит последовательное сокращение запасов, годовой производительности, а в связи с ростом себестоимости добычи и обогащения последовательно повышается минимальное промышленное содержание. В этом отношении пример, приводимый Т. А. Гатовым [10], является хорошей иллюстрацией недопустимости использования полной себестоимости при определении рассматриваемого лимита содержания.

Разубоживание руд предопределяется системой разработки, а для рудных тел небольшой

мощности и величиной последней в каждом подсчетном (эксплуатационном) блоке. В связи с отмеченными обстоятельствами использование некоторой средней величины разубоживания, которое «обосновано в горно-технической части ТЭО кондиций», не может служить основой для определения искомого лимита содержания по отдельным блокам.

Извлечение полезного компонента в концентрат зависит от содержания этого компонента в руде, то есть при определении величины C_{min} , от нее же. Поэтому использование величины извлечения, соответствующего среднему содержанию полезного компонента в целом по месторождению, неправомерно.

Изложенное позволяет константировать, что все величины правой части формулы (1) являются необоснованными.

Ниже приводится разработанная автором методология оптимизации лимитов содержаний полезных компонентов в руде с одновременным выбором систем подземной разработки, нашедшая полное отражение в «Инструкции» [11] и «Методических указаниях» [12].

Основополагающим является решение всех задач промышленной оценки месторождений и проектирования горно-перерабатывающих производств на основе единого критерия оптимальности – целевой функции:

$$(I_{ц} - Z)Q_э \rightarrow \max, \quad (1)$$

где $I_{ц}$ – извлекаемая ценность 1 т руды, дол/т; Z – себестоимость добычи и переработки 1 т руды, дол/т;

$Q_э$ – эксплуатационные запасы руды месторождения, тыс. т.

Величину $I_{ц}$ можно определить по следующей формуле:

$$I_{ц} = \gamma C_{к}, \quad (2)$$

где γ – выход концентрата, доли ед.;

$C_{к}$ – цена 1 т концентрата, дол/т.

Выход концентрата, в свою очередь, определяется по формуле:

$$\gamma = \frac{\alpha K_{к} - \theta}{\beta - \theta}, \quad (3)$$

где α , β и θ – содержания полезного компонента в балансовых запасах руды, концентрате и хвостах обогащения, соответственно, % (г/т);

$K_{к}$ – коэффициент изменения качества руды при добыче.

В работе [5] дано обоснование вида зависимости θ от α :

$$\theta = a\alpha_0 + b, \quad (4)$$

где a и b – постоянные численные коэффициенты для того или иного типа руд месторождения; α_0 – содержание полезного компонента в обогащаемой руде ($a\alpha_0 = \alpha K_{к}$).

Коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат (в долях ед.) определяется формулой:

$$\varepsilon = \frac{\gamma\beta}{\alpha}, \quad (5)$$

Уравнение вида (4) проверено на результатах обогатимости разного типа руд, а коэффициенты a и b определяются корреляционным анализом результатов обогащения. В качестве наглядного примера приведем параметры обогащения руд Абовянского железорудного месторождения РА (табл. 1) по результатам технологических испытаний и расчетов по формулам (3) – (5). Первоначально определено уравнение зависимости θ от α : $\theta = 0,18\alpha_0 + 3,5$.

Данные таблицы свидетельствуют о высокой сходимости полученных расчетных показателей с экспериментальными.

Академиком М. И. Агошковым [14] на основе глубокого анализа себестоимости добычи и обогащения 1 т руды «З» десятков ГОКов установлена следующая ее зависимость от годовой производительности комбината А (тыс. т/год) и эксплуатационных запасов руды $Q_э$ (тыс. т):

$$Z = z' + \frac{Z''}{A} + \frac{k'_{гк} A + K''_{гк}}{Q_э}, \quad (6)$$

где z' – пропорциональная часть эксплуатационных расходов, дол/т;

Z'' – постоянная часть годовых эксплуатационных затрат, тыс. дол/год;

$k'_{гк}$ – пропорциональная часть удельных капитальных вложений в ГКР и строительно-монтажные работы комбината, дол-год/т;

$K''_{гк}$ – постоянная часть общих капиталовложений в ГКР и строительно-монтажные работы комбината, тыс. дол.

Значения величин $k'_{гк}$ и $K''_{гк}$ легко определить на основе решения системы уравнений с двумя неизвестными для двух вариантов годовой производительности комбината. В величину $K''_{гк}$ полностью входят пионерные затраты – сумма вложений в строительство железных и автомобильных дорог, линии электропередачи, газопроводы, водопроводы, а также значительная часть вложений в горно-капитальные работы.

В эксплуатационные затраты (сумма первых двух слагаемых) включена и амортизация вложений в оборудование. При этом в величину z' полностью входят затраты по системе разработки (подготовительно-нарезные и очистные работы), в Z'' – по водоотливу и поддержанию выработок основного горизонта. Затраты по всем остальным процессам

Технологические параметры обогащения руд

Таблица 1

По технологическим испытаниям					По формулам (3) – (5)		
Содержание Fe в руде, а, %	Содержание Fe в концентрате, b, %	Выход концентрата, g ₁ , %	Извлечение Fe в концентрат, e ₁ , %	Содержание Fe в хвостах, θ ₁ , %	g ₂ , %	e ₂ , %	θ ₂ , %
8,79	67,8	6,01	46,32	5,02	5,91	45,60	5,08
16,0	67,8	14,85	62,93	6,97	15,66	66,37	6,38
18,9	67,7	19,34	69,27	7,20	19,73	70,69	6,90
23,3	66,5	27,18	77,56	7,18	26,54	75,74	7,69
28,0	66,5	33,68	80,00	8,44	33,57	79,74	8,54
32,3	67,4	39,76	82,97	9,13	39,57	82,58	9,31
33,9	69	40,16	81,73	10,35	40,91	83,26	9,60
44,5	68,5	57,78	88,95	11,65	57,89	89,11	11,51
54,9	67,5	77,18	94,89	12,28	76,72	94,32	13,38
56,6	67,2	80,32	95,36	13,34	80,19	95,21	13,69

добычи и обогащения 1 т руды с ростом годовой производительности снижаются по гиперболической зависимости.

Перейдем к определению минимального промышленного содержания α_{min}. Для этого первую производную целевой функции по Q_э приравняем к нулю:

$$(I_{ц} Q_{э})' = (3 Q_{э})' \tag{7}$$

С использованием формул (2 – 4) и (6) в результате получим следующее уравнение (при α = α_{min}):

$$\frac{\alpha_{\min} K_{к} (1 - a) - b}{(\beta - a \alpha_{\min} K_{к} - b) C_{к}} = 3' + \frac{3''}{A} \tag{8}$$

Правая часть уравнения представляет собой учитываемые затраты при определении α_{min}; в них не учитываются погашение затрат на ГКР, амортизацию зданий и сооружений комбината. Поэтому эта величина может именоваться денежным (стоимостным) выражением минимального промышленного содержания. Обозначим ее через D_{min} и решим уравнение (8):

$$\alpha_{\min} = \frac{D_{\min} (\beta - b) + b C_{к}}{[D_{\min} a + (1 - a) C_{к}] K_{к}} \tag{9}$$

Мощности рудных тел при небольших их значениях могут оказать существенное влияние на D_{min} и K_к, причем и с применением одной и той же системы. При подземной разработке мощности подразделяются на следующие группы (по академику М. И. Агошкову): 1) весьма тонкие – до 0,6-0,8 м; 2) тонкие – от 0,6-0,8 до 2 м; 3) средней мощности – от 2-х до 5 м; 4) мощные – от 5 до 20 м; 5) весьма мощные – более 20 м. При оценке рудных тел 4-й

и, особенно, 5-й групп, изменение мощности рудного тела, очевидно, не может оказать заметного влияния на себестоимость добычи и разубоживание руды. Очень большое влияние на расчетные значения D_{min}, K_к и α_{min} имеют место при изменении мощностей в первых двух группах, а в группе 3-й – заметное. Поэтому без учета этого обстоятельства корректное обоснование значения α_{min} при оценке маломощных рудных тел неосуществимо.

Зависимость себестоимости добычи руды Z_с по системе разработки (подготовительно-нарезные и очистные работы) от ширины очистного пространства m₀ имеет следующий вид:

$$Z_{с} = 3'_{с} + \frac{3''_{с}}{m_{0}} \tag{10}$$

где 3'_с и 3''_с – численные величины для данной системы разработки;

m₀ – ширина очистного пространства, м.

В величину 3''_с полностью входят затраты по подготовительно-нарезным работам и часть затрат по очистной выемке руды (с учетом роста производительности труда и сокращения расхода материалов при увеличении ширины очистного пространства), а в 3'_с – большая часть затрат на очистную выемку. Величины 3'_с и 3''_с для каждой из сравниваемых систем определяются решением двух уравнений себестоимости добычи Z_с при двух значениях m₀.

Разубоживание руд при отработке маломощных рудных тел связано, как правило, с неизбежной отбойкой боковых пород толщиной mп, которая составляет порядка 0,2 – 0,3 м.

Следовательно, коэффициент изменения качества руды при добыче составит:

$$K_k = \frac{m}{m + m_n}, \quad (11)$$

где m – мощность рудного тела, м.

Следует отметить, что затраты по системе разработки Z_c практически не зависят от годовой производительности A , то есть ее значение является составной частью величин Z' в формуле (10). Тогда величину D_{min} можно представить в следующем виде:

$$D_{min} = Z_c + Z'_{проч.} + \frac{Z''}{A}, \quad (12)$$

где $Z'_{проч.}$ – прочие пропорциональные затраты на добычу и обогащение 1 т руды.

Очевидно, что прочие полные затраты на добычу и обогащение 1 т руды составляют

$$Z_{проч.} = Z'_{проч.} + \frac{Z''}{A}, \text{ а } D_{min} = Z_c + Z_{проч.}$$

При этом для маломощных рудных тел значения Z_c определяются отдельно для каждой системы разработки по формуле (10), а K_k – по формуле (11).

Нетрудно убедиться, что формула (9) (с учетом формул 10–12 – при оценке блоков малой мощности) лишена отмеченных выше недостатков, так как она позволяет:

- учитывать не полную себестоимость, а затраты, приходящиеся на приростные запасы руды, то есть на блоки с содержанием α_{min} ;
- определять минимальное промышленное содержание дифференцированно для частей рудных тел, причем при использовании отобранных для сравнения систем разработки;
- учитывать в расчетах величины искомого параметра дифференцированные значения D_{min} и K_k , в зависимости от систем разработки и мощностей рудных тел;
- использовать в расчетах технологические показатели обогащения для руд с искомым минимальным промышленным содержанием.

При оценке месторождений комплексных (полиметаллических) руд определяются лимиты содержаний условного (основного) компонента и коэффициенты приведения ($K_{пр}$) к нему остальных компонентов. Чтобы избежать отмеченных недоразумений с использованием значений средних извлечений полезных компонентов в соответствующие концентраты, можно рекомендовать величину $K_{пр}$ определять по соотношению минимальных промышленных содержаний условного ($\alpha_{min y}$) и попутных ($\alpha_{min n}$): $K_{пр} = \alpha_{min y} / \alpha_{min n}$.

С учетом изложенного, в **табл. 2** приведены результаты оценки полиметаллическо-

го месторождения, представленного весьма тонкими и тонкими рудными телами.

Данные таблицы наглядно свидетельствуют о том, что при оценке весьма тонких и тонких рудных тел значения D_{min} , K_k и α_{min} в значительной степени зависят от мощности рудного тела, причем тем больше, чем меньше величины m . Поэтому, если использовать какие-то усредненные показатели D_{min} и K_k (например, $\alpha_{min} = 2,54\%$ при $m = 0,8$ м), то к балансовым запасам необоснованно были бы отнесены блоки с содержаниями условного металла 2,54% при $m \leq 0,7$ м, а к забалансовым, также необоснованно, блоки при $m \geq 0,9$ м. Следует также отметить, что при мощности рудного тела до 0,7 м оптимальной является система разработки с поэтажно-целевой выемкой (значения K_k определены с учетом проведения поэтажных штреков через каждые 7 м), а при $m > 0,7$ м – с отбойкой руды из восстающих. В качестве условного компонента принят свинец, обеспечивающий наиболее высокую извлекаемую ценность в 1 т руды.

Полные затраты, причем приведенные, могут быть использованы при определении «минимального среднего содержания по месторождению», рекомендованного в работе [2].

В нормативных документах [11 – 1] в пределах приемлемых сроков окупаемости капиталовложений (5 – 7 лет) в целевой функции (1) вместо себестоимости (З) предусмотрено использовать приведенные затраты ($Z_{пр}$).

Методология обоснования бортового содержания полезного компонента в руде в принципе не может отличаться от приведенной выше. Достаточно в формулу (9) вместо D_{min} подставить денежное (стоимостное) выражение бортового содержания D_0 и уточнить значение K_k .

Как было показано выше, в величине D_{min} полностью учитываются затраты по системе разработки. Поскольку бортовым содержанием фиксируется мощность рудного тела в контурах балансовых запасов при затухающем оруденении рудных тел, то очевидно,

Таблица 2

Наименование показателей	Значения показателей										
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3
m , м	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3
D_{min} , дол	35,4	34,3	33,2	32,2	30,6	29,4	27,9	27,0	26,2	25,4	24,7
K_k	0,42	0,51	0,58	0,65	0,69	0,80	0,82	0,83	0,85	0,86	0,87
$\alpha_{min y}$, %	5,79	4,63	3,92	3,44	3,06	2,54	2,36	2,25	2,15	2,06	1,98
$\alpha_{min (Zn)}$, %	6,47	5,17	4,38	3,84	3,42	2,84	2,64	2,52	2,41	2,31	2,22
$K_{пр (Zn)}$	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
$\alpha_{min (Cu)}$, %	1,88	1,50	1,27	1,12	1,00	0,83	0,77	0,74	0,71	0,68	0,65
$K_{пр (Cu)}$	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,1	3,0	3,0	3,0

Таблица 3

№ п/п, i	Мощность рудного тела (м), м	Содержание металла в 3-х м жиле ($\alpha_{ж}$), %	Содержание металла в прирезке ($\alpha_{п}$), %	Среднее содержание по сечению ($\alpha_{с}$), %	Коэффициент изменения качества по сечению, $K_{кс}$	Коэффициент изменения качества в прирезке, $K_{кп}$
1	3	3	0	3		
2	5	3	1,50	2,40	0,80	1,00
3	8	3	1,20	1,95	0,81	1,00
4	9	3	0,67	1,81	0,93	1,00
5	12	3	0,50	1,48	0,82	1,00
6	14	3	0,20	1,30	0,88	1,00
7	20	3	0,10	0,94	0,72	1,00

что независимо от прирезаемых по мощности запасов должны быть пройдены подготовительные и нарезные выработки. Что касается очистных работ, то с увеличением мощности рудного тела, благодаря росту производительности труда и сокращению удельного расхода материалов, затраты по очистной выемке снижаются. Поэтому в величине D_6 затраты по системе составляют Z'_c (10). Следовательно:

$$D_6 = Z'_c + Z'_{проч.} + \frac{Z''}{A}, \quad (13)$$

Сравнение выражений (12) и (13) позволяет установить:

$$D_6 = D_{min} - \frac{Z''_c}{m_0}, \quad (14)$$

В работе [14] показано, что при определении бортового содержания α_6 коэффициент изменения качества руды при добыче $K_k = 1$. Вполне четко, как было показано выше, проявляется зависимость α_{min} от K_k , а также большая зависимость последнего от системы разработки и мощности рудного тела. Что касается бортового содержания, то с его помощью устанавливаются контуры балансовых запасов, а при повариантном оконтуривании имеет место последовательный прирост запасов между смежными вариантами по мере снижения α_6 . Поэтому физическое значение «разубоживание контура» (прироста) запасов» непонятен. Тем не менее, определим коэффициент изменения качества руды при обосновании бортового содержания. Определение искомого показателя сопроводим расчетами на условном примере (табл. 3).

Пусть оцениваемое рудное тело представлено зоной прожилково-вкрапленного оруденения и стержневой жилой внутри нее. Мощность жилы $m = 3$ м, а содержание металла $\alpha_{ж} = 3\%$ (1-ая строка, $i = 1$). Задаваясь различными последовательно убывающими значениями бортовых содержаний, повариантно (строки $i = 2, 3...n$) проводятся контуры, определяются мощности (m) рудных тел и содержания ($\alpha_{п}$)

металлов в прирезаемых между смежными вариантами контурах. Затем рассчитываются средние содержания ($\alpha_{с}$) металла по сечениям:

$$\alpha_{сi} = \frac{\alpha_{пi}(m_i - m_{(i-1)}) + \alpha m_{(i-1)}}{m_i}, \quad (15)$$

Коэффициенты изменения качества руды ($K_{кci}$) по каждому сечению определим соотношением средних содержаний в смежных сечениях:

$$K_{кci} = \frac{\alpha_{сi}}{\alpha_{с(i-1)}}, \quad (16)$$

Наконец, определим значение $K_{кпi}$ в каждой смежной прирезке:

$$K_{кпi} = \frac{\alpha_{сi} m_i - \alpha_{с(i-1)} m_{(i-1)}}{\alpha_{пi} (m_i - m_{(i-1)})}, \quad (17)$$

Произведя несложные преобразования в формуле (17), легко убедиться, что $K_{кпi} = 1$.

Это, естественно, подтверждается и расчетами величин $K_{кпi}$, приведенных в табл. 3. При этом отметим, что приведенные в таблице расчетные значения $K_{кci}$ представляют собой коэффициенты изменения качества руды при определении минимального промышленного содержания. Нетрудно убедиться, что эта величина в значительной степени зависит от содержания металла в прирезке и мощности последней.

Таким образом, формула определения бортового содержания имеет следующий вид:

$$\alpha_6 = \frac{D_6(\beta - b) + b\alpha_{кк}}{D_6 a + (1 - a)\alpha_{кк}}, \quad (18)$$

Лимиты содержаний α_{min} и α_6 следует определять для всех сравниваемых систем разработки, которые весьма существенно могут отличаться друг от друга не только значениями D_6 , D_{min} и K_k , но и коэффициентами извлечения руды из недр $K_{пi}$, которые практически

не учитываются в формулах (9) и (18). Поэтому без обоснованного выбора оптимальной системы невозможно оптимизировать и лимиты содержаний.

Выбор оптимальной системы осуществим на основе целевой функции (1), подставив вместо Q_0 ее значение:

$Q_{0j} = \frac{Q_0 K_{nj}}{K_{nj}}$. В работе [5] показано, что после соответствующих преобразований целевая функция (1) может быть представлена в следующем наиболее общем виде (для j -ых сравниваемых систем):

$$(\alpha_j - \alpha_{\min j}) Q_{0j} K_{nj} \rightarrow \max, \quad (19)$$

где Q_{0j} – балансовые запасы руды при использовании j -ой системы.

Целевую функцию (19) следует использовать в тех случаях, когда от того или иного значения α заметно изменяются величины Q_{0j} и α_j . В противном случае целевая функция упрощается:

$$(\alpha - \alpha_{\min j}) K_{nj} \rightarrow \max, \quad (20)$$

С использованием последней целевой функции можно определить такое «критическое» содержание $\alpha_{кр}$ [5] полезного компонента в руде для любых двух сравниваемых систем, при котором они равноэффективны. Величину $\alpha_{кр}$ определим из следующего уравнения:

$$(\alpha_{кр} - \alpha_{\min 1}) K_{n1} = (\alpha_{кр} - \alpha_{\min 2}) K_{n2}, \quad (21)$$

$$\alpha_{кр} = \frac{\alpha_{\min 1} K_{n1} - \alpha_{\min 2}}{K_{n1} - K_{n2}}, \quad (22)$$

Продемонстрируем существование метода на следующем условном примере.

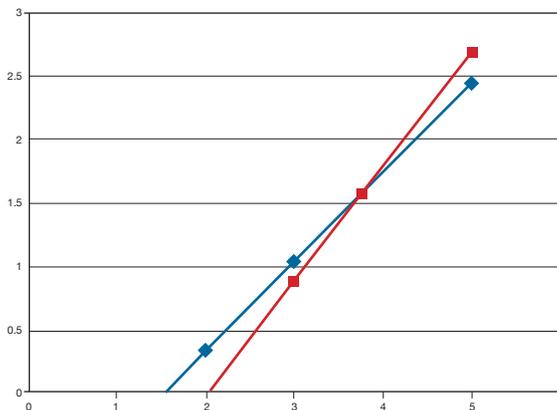


Рис. 1. Графическое изображение областей применения сравниваемых систем «1» и «2»

Допустим, что на каком-то месторождении сравнению подверглись две системы разработки «1» и «2» и определены по ним следующие показатели:

$$\alpha_{\min 1} = 1,5 \%, K_{n1} = 0,7; \alpha_{\min 2} = 2,0 \%, K_{n2} = 0,9.$$

Определим по формуле (22) значение $\alpha_{кр} = 3,75\%$ (г/т).

Графическое изображение установления областей применения сравниваемых систем показано на **рис. 1**.

Как видно из рисунка максимум целевой функции при содержании полезного компонента в руде до 3,75% обеспечивается системой 1-й, а при более высоких содержаниях – 2-й. Это подтверждает известную истину: «богатые» руды экономически недопустимо обрабатывать дешевыми системами разработки, а «бедные» – дорогостоящими; одновременно с этим в каждом конкретном случае определением величины $\alpha_{кр}$ устанавливается граница между рудами различной ценности. (10)

Литература

- Агабян Ю. А. Принципы промышленной оценки рудных месторождений. Ереван. Армининти. 1970, 63 с.
- Агабян Ю. А. Обоснование лимитов содержаний и некоторые вопросы разработки месторождений. Ереван. Изд. «Айастан». 1975, 200 с.
- Агабян Ю. А. Выбор системы подземной разработки с обоснованием оптимальных лимитов содержаний // Горный журнал. 1988, № 8, С. 21 – 26.
- Агабян Ю. А. Фактор времени и определение оптимальных параметров месторождений и рудников. Ереван. Изд. «Айастан». 1990, 79 с.
- Агабян Ю. А. Теория и практика оптимального освоения недр. М.: Недра, 1994, 176 с.
- Методические рекомендации по составу и правилам оформления представляемых на государственную экспертизу материалов по технико-экономическим обоснованиям кондиций для подсчета запасов месторождений полезных ископаемых. М., ФГУ ГКЗ, 2007, С. 43.
- Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). М.: ФГУ ГКЗ, 2007, С. 49.
- Агабян Ю. А. Неприемлемый принцип оценки месторождений полезных ископаемых. Народное хозяйство Армении. Ереван, 1978, № 2, С. 51 – 60.
- Агабян Ю. А. Метод дисконтирования и рациональное использование минерального сырья. Советская геология, М., 1980, № 6, С. 14 – 19.
- Агабян Ю. А. Методика учета фактора времени при эксплуатации месторождений полезных ископаемых. Народное хозяйство Армении. Ереван, 1985, № 6, С. 33 – 41.
- Гатов Т. А. Техничко-экономическое обоснование уровня минимального содержания цветных металлов в руде. М., Недра, 1967, 155 с.
- Инструкция о содержании, оформлении и порядке представления на государственную экспертизу материалов промышленной оценки месторождений твердых полезных ископаемых. Ереван, Вестник ведомственных нормативных актов РА 2001, № 12 (75), С. 83 – 99.
- Методические указания по промышленной оценке месторождений твердых полезных ископаемых. Ереван, ГКЗ РА, 2004, 18 с.
- Агошков М. И. Определение годовой производительности рудника. М., Metallurgizdat, 1948, 271 с.
- Агабян Ю. А. К определению показателей качества руды при оценке рудных тел с нечеткими контактами. М., Горный журнал, 2001, № 7.