

ГОСПЛАН СОВЕТА МИНИСТРОВ АРМЯНСКОЙ ССР
АРМЯНСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ И
ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Ю. А. АГАБАЛЯН

ПРИНЦИПЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ
ОЦЕНКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЕРЕВАН—1970

ГОСПЛАН СОВЕТА МИНИСТРОВ АРМЯНСКОЙ ССР
АРМЯНСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ И
ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ


Ю. А. АГАБАЛЯН

553.3/9

20439
12552

ПРИНЦИПЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ
ОЦЕНКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЕРЕВАН—1970



В настоящей работе приводится краткий литературный обзор существующих методов экономической оценки месторождений полезных ископаемых, вскрываются их основные недостатки и предлагается принципиально новый метод определения бортового и минимального промышленного содержания.

Предлагаемые расчетные формулы определения рассматриваемых параметров кондиций основаны на сравнении двух вариантов. Даются определения бортового и минимального промышленного содержания, обосновываются экономическое и пространственное различия этих показателей.

Вводится понятие минимального среднего содержания по месторождению.

Методика сопровождается примерами определения рассматриваемых параметров.

Работа рассчитана на широкий круг геологов, горняков, экономистов, занимающихся поисками, разведкой и промышленной оценкой месторождений полезных ископаемых.

ВВЕДЕНИЕ

Горная и особенно горнорудная промышленность имеет ряд специфических особенностей, характеризующихся, в первую очередь, тем, что предметом труда являются природные скопления полезных ископаемых—месторождения руд разных металлов.

Последние отличаются друг от друга:

1) величиной месторождения (запасы руды и металла);
2) географо-экономическими условиями (обжитость района месторождения, физико-географические условия, расстояние до транспортной магистрали, водные и энергетические ресурсы и т. д.);

3) горнотехническими условиями разработки (глубина залегания от поверхности, угол падения и мощность рудного тела, крепость и устойчивость руды и вмещающих пород, обводненность месторождения и т. д.);

4) качественной характеристикой руд (содержание полезных компонентов, содержание вредных примесей и т. д.).

Эти факторы предопределяют большие колебания в технико-экономических показателях на различных горнорудных предприятиях. Особенно резко проявляются различия в расчете на конечную продукцию горнорудного предприятия—концентрат, металл.

Это обусловлено тем обстоятельством, что при определении технико-экономических показателей (себестоимость, удельные капиталовложения и др.) на 1 т руды учитываются только факторы первой (величина месторождения), второй (географо-экономические условия) и третьей (горнотехнические условия разработки) групп, а при опреде-

лении показателей в расчете на конечную продукцию учитываются факторы всех четырех групп.

Но не только разные месторождения могут резко отличаться друг от друга. В пределах одного месторождения рудные тела отличаются углами падения, глубиной залегания, мощностью, крепостью, устойчивостью, содержанием полезных компонентов, минералогическим составом и т. д. Даже в пределах одного рудного тела могут встретиться значительные колебания перечисленных природных условий. Так, одно и то же рудное тело может разрабатываться в верхней части дешевым открытым способом разработки, а в нижней—более дорогим, подземным. Как правило, рудные тела, особенно цветных и редких металлов, в разных своих частях резко отличаются друг от друга содержанием полезных компонентов; последнее может оказаться настолько низким, что поставит под сомнение целесообразность разработки и последующей переработки руд отдельного участка рудного тела.

При, казалось бы, „промышленном“ содержании полезных компонентов в рудном теле оно может оказаться настолько маломощным, что опять выдвигается вопрос о целесообразности его освоения.

Факторы, влияющие на технико-экономические показатели горнорудного предприятия, весьма многообразны. Поэтому практически трудно встретить два идентичных месторождения. Это требует индивидуального подхода к каждому месторождению.

Где граница балансовых и забалансовых запасов? Каким путем можно определить эту границу, чтобы, с одной стороны, не забраковать рудные тела или их участки, которые можно было бы с достаточной эффективностью для народного хозяйства разрабатывать, и, с другой стороны, наоборот, не отнести к балансовым запасы, разработка которых может лишь принести ущерб народному хозяйству? Это составляет основной вопрос промышленной оценки месторождений.

Чтобы ответить на вопрос о границе балансовых запасов, необходимо объективно определить значения некоторых минимальных и максимальных ограничений по содержанию

полезных компонентов в руде в отдельных частях рудного тела; по мощности рудного тела или по отдельному его участку; по глубине подсчета этих запасов; по включению в контуры балансовых запасов некоторого объема пустых пород или забалансовых руд; по соотношению в этих контурах балансовых и забалансовых руд (пустых пород), если подсчет ведется статистическим методом и т. д.

Эти показатели называются кондициями на рудоминеральное сырье, которые являются инструментом для подсчета балансовых запасов руды и содержащихся в них полезных компонентов.

Оцениваемое месторождение представляет собой единое неразрывное целое. С изменением отдельного условия или параметра кондиций могут измениться все остальные или некоторые параметры кондиций. Поэтому все параметры кондиций должны определяться в неразрывной связи друг с другом; в противном случае мы получим искаженную картину и оценка может носить субъективный характер.

Учет всех факторов и соединение их в неразрывное целое—задача весьма сложная. Оценка месторождений имеет исключительно важное народнохозяйственное значение. Поэтому в нашей стране оценка рудных месторождений производится на всех стадиях разведочных работ, а также в период эксплуатации месторождений.

Первая технико-экономическая оценка месторождения проводится после завершения поисково—разведочных работ. На этой стадии оценки, когда выявлена общая картина месторождения, в общих чертах бывают охарактеризованы рудные тела (примерные значения протяженности, мощности, глубины залегания и средних содержаний полезных компонентов и т. д.), их качественная и технологическая характеристика, на основе прогнозных запасов составляются „Технико-экономические соображения (ТЭС) о целесообразности проведения на месторождении предварительных разведочных работ“.

Если месторождение представило промышленный интерес (согласно ТЭС), то после завершения предварительной разведки производится вторая стадия оценки: „Технико-экономические расчеты (ТЭР) о целесообразности постановки

детальных разведочных работ на месторождении и проект временных кондиций". На этой стадии оценки при расчете технико-экономических показателей учитываются запасы категории C_2 ; расчетом обосновываются временные кондиции, после утверждения которых Госпланом республики производится оперативный подсчет запасов. Временными кондициями пользуются до окончания детальных разведочных работ на месторождении (или на его отдельной части).

После их завершения составляется „Проект кондиций с технико-экономическим обоснованием“. Утвержденные Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых кондиции являются основанием для подсчета запасов полезного ископаемого.

Таким образом, своевременно проведенная оценка месторождения после завершения поисково-разведочных или предварительных разведочных работ дает ответ на вопрос: стоит ли на месторождении продолжать разведочные работы. Если оказалось, что месторождение не заслуживает промышленного интереса, то прекращаются разведочные работы на нем, что позволяет сэкономить государственные средства и использовать их более эффективно.

Утвержденные ГКЗ СССР запасы полезного ископаемого, подсчитанные на основе утвержденных кондиций, передаются в соответствующую отрасль промышленности для их промышленного освоения.

Оно начинается с проектирования горнорудного предприятия. Проектирование осуществляется в две или три стадии. На каждой стадии проектирования в расчет принимаются утвержденные балансовые запасы по промышленным категориям ($A+B+C_1$). Месторождение эксплуатируется на основании утвержденного проекта.

Таким образом, все стадии предпроектной оценки проектирования и эксплуатации неразрывно связаны между собой; каждая последующая стадия является органическим продолжением предыдущей.

Поэтому, если кондиции не отражают истинной картины месторождения, независимо от того, завышены они или занижены; народному хозяйству наносится ущерб.

В настоящее время основными параметрами кондиции, являются следующие:

- 1) бортовое содержание полезного компонента в руде;
- 2) минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде;
- 3) минимальная мощность рудного тела, включаемого в подсчет запасов;
- 4) максимально-допустимая мощность прослоя пустых пород или некондиционных руд, включаемых в подсчет запасов;
- 5) минимально-допустимый коэффициент рудоносности (если подсчет ведется статистическим методом);
- 6) максимально-допустимый коэффициент вскрыши (при открытом способе разработки) и др.

Прежде чем перейти к рассмотрению предлагаемой а настоящей работе методики определения кондиций на рудоминеральное сырье, рассмотрим известные по литературным источникам различные методы оценки месторождений полезных ископаемых с одновременной характеристикой отдельных параметров кондиций.

В настоящей работе рассматривается методика определения основных параметров кондиций — бортового и минимального промышленного содержания.

Г Л А В А I

КРАТКИЙ ОБЗОР СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

По данным В. В. Померанцева [11] впервые вопрос промышленных условиях был поставлен в золотой промышленности при разработке золотых россыпей. Распределение золота по ширине россыпи обычно представлено кривой с максимумом в середине и сходящими на нет ветвями. Такой характер распределения золота ставил вопрос о границе между промышленным (балансовым) и непромышленным (забалансовым) содержаниями золота. Эта граница устанавливает борт карьера или дражного полигона. Так возникло понятие о бортовом содержании.

„Простота применения бортового содержания к оконтуриванию месторождения послужила основанием для быстрого переноса этого понятия из золотой промышленности в другие отрасли горной промышленности, в том числе и в рудную“ [11].

Затем был поставлен вопрос о целесообразности включения в балансовые запасы отдельных рудных тел или их участков в связи со значительными колебаниями в них содержаний полезных компонентов. Это привело к возникновению нового понятия—минимального промышленного содержания полезного компонента в рудном теле или его части.

До настоящего времени нет единого мнения о необходимости определения как бортового, так и минимального промышленного содержаний.

Часть исследователей считает, что необходимым и достаточным условием для оконтуривания промышленной части месторождения является бортовое содержание. К таким исследователям, в частности, можно отнести Н. В. Володинова [4], который считает вредным применение среднего промышленного содержания, как критерия для выделения промышленных границ запасов.

Другая часть исследователей лишает бортовое содержание самостоятельного экономического значения. Бортвое содержание по мнению этой группы, — вторичный показатель, зависящий от минимального среднего содержания. К этой группе следует отнести В. В. Померанцева [11, 12, 13], А. П. Прокофьева [16] и др.

И, наконец, третьи считают необходимым определение как бортового, так и минимального промышленного содержания, придавая каждому из этих показателей самостоятельный экономический смысл. К этой группе следует отнести Т. А. Гатова [5], Д. М. Руру [17], Г. Г. Гудалина [6] и др. Инструкцией ГКЗ СССР [18] также требуется определение обоих параметров.

Большие разногласия среди исследователей имеются в методике определения этих параметров. По этому признаку следует выделить две основные группы исследователей.

Первая группа исследователей считает, что как бортовое, так и минимальное промышленное содержание должны определяться аналитическим способом. При этом формула определения минимального промышленного содержания учитывает **среднюю** себестоимость добычи и переработки 1 т руды:

$$C_{\min} = \frac{100 \times Z_p}{C_m (1 - K_p) K_n}, \quad (a)$$

где C_{\min} — минимальное промышленное содержание металла в руде, %;

Z_p — себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб;

C_m — цена металла в концентрате, руб;

K_p — разубоживание, в долях единицы;

K_n — коэффициент извлечения металла в концентрат, в долях единицы.

Формула определения бортового содержания учитывает лишь часть этих эксплуатационных затрат:

$$C_{\text{борг}} = \frac{100 (Z_p - x)}{C_m (1 - K_p) K_n}, \quad (в)$$

где $C_{\text{борг}}$ — бортовое содержание металла в руде, %;

x — часть неучитываемых затрат при определении $C_{\text{борг}}$, руб.

По этому поводу Е. П. Прокопьевым [15] предлагается при расчете этой части затрат исключить из себестоимости добычи все расходы по погашению затрат на капитальные выработки, большую часть расходов по погашению горно-подготовительных работ и многие накладные расходы.

К. Л. Пожарицкий [10] считает, что „убогие, критические руды (как увеличивающие срок амортизации или как попутные) должны оправдать только те расходы, которые возникнут при их вовлечении в отработку“.

Н. В. Володомонов [4] рекомендует при определении бортового содержания учитывать полные эксплуатационные затраты, а вместо оптовой цены на металл применять единую бортовую себестоимость.

Ряд исследователей считает необходимым при определении минимального промышленного содержания учитывать не полную себестоимость добычи и обогащения 1 т руды Z_p , а полные приведенные затраты на 1 т руды $Z_{\text{пр}}$.

Анализируя вышеприведенный метод определения минимального промышленного и бортового содержания, следует отметить следующие его недостатки:

1. При определении минимального промышленного содержания учитываются полные эксплуатационные Z_p или приведенные $Z_{\text{пр}}$ затраты на добычу и переработку 1 т руды, которые являются **средней** величиной при принятой годовой производительности предприятия, а следовательно, при фиксированных балансовых запасах, которые, в свою очередь, зависят от бортового и минимального промышленного содержания, т. е. величины Z_p и $Z_{\text{пр}}$ являются переменными.

Это замечание в равной степени относится и к определению бортового содержания, так как в формуле (в) присутствует величина Z_p .

2. Минимальное промышленное содержание—это содержание, как правило, относимое к какой-то части рудного тела; оно не соизмеримо со **средними** экономическими показателями (себестоимость, приведенные затраты и т. д.) по месторождению в целом.

3. В формуле бортового содержания (в) не обосновано значение величины „х“.

4. В формулах (а) и (в) коэффициент извлечения металла в концентрат $K_{\text{и}}$ является функцией содержания металла в руде, т. е. формулы (а) и (в) представляют собой одно уравнение с двумя неизвестными.

Приведенные замечания свидетельствуют о неточности существующего аналитического метода определения бортового и минимального промышленного содержаний. Оценка при этом носит искаженный, субъективный характер.

Вторая группа исследователей считает необходимым применение вариантного метода определения кондиций.

В 1940 г. С. Я. Рачковский [14] в статье „Вопросы определения минимального промышленного содержания золота в руде“, решая вопрос о целесообразности включения бедных руд в отработку, применил метод вариантов.

В 1952 г. Л. В. Крызов [9], в 1954 г. М. И. Агошков и Д. М. Бронников [2], в 1956—1958 гг. Д. М. Рура [17] вскрыли несостоятельность существующего аналитического метода и рекомендовали как единственно возможный—вариантный метод определения кондиций.

Сторонниками этого метода, как правило, исключается возможность определения кондиций при помощи аналитических формул.

Следует отметить, что в подавляющем большинстве работ при помощи вариантного метода определяется лишь бортовое содержание.

Вариантный метод определения кондиций позволяет избежать ошибок, присущих вышеописанному аналитическому методу. Этот метод очень трудоемок. Для сложных месторождений с неравномерным оруденением обычно рекомендуется рассматривать до пяти и даже более вариантов бортового содержания, что связано с подсчетом запасов и технико-экономическими расчетами по такому же количе-

ству вариантов. Если при этом вариантным методом определяется и минимальное промышленное содержание, то количество вариантов удвоится (аналитический же метод, как было показано выше, дает искаженные результаты).

При этом никто из исследователей не описал методики одновременного определения и бортового и минимального промышленного содержания методом вариантов; никем не дается порядок и очередность определения этих параметров по этому методу. Трудность состоит еще и в том, что нужно выбрать для сравнения варианты содержаний, „шаг“ содержаний и т. д.

Этим можно объяснить то обстоятельство, что „Методическими указаниями“ ГКЗ СССР [18] рекомендуется бортовое содержание определять методом вариантов, а минимальное промышленное содержание по аналитической формуле.

Т. А. Гатов [5], не отрицая возможности определения кондиций аналитическим методом, в то же время дает границы применения аналитических расчетов при определении искомым показателей кондиций. На самом деле такой границы не существует, а приводимые Т. А. Гатовым по этому поводу примеры лишь подтверждают неприемлимость аналитического метода.

Кроме рассмотренных двух основных методов определения бортового и минимального промышленного содержания существуют и другие.

Так, В. В. Померанцев [11, 12, 13] и А. П. Прокофьев [16] считают, что минимальное промышленное содержание должно определяться по аналитической формуле вида (а), а бортовое — на основании отыскания такого нижнего предела содержания полезного компонента в пробе, при котором запасы с содержанием выше минимального промышленного уравниваются запасами с более низким содержанием так, что среднее содержание оказывается на уровне минимального промышленного (усреднение с включением заведомо убыточных руд в эксплуатацию).

Такой подход при определении основных параметров кондиций лишает, с одной стороны, бортовое содержание самостоятельного экономического значения, а с другой стороны, ставит под сомнение возможность определения

даже средних затрат на добычу и обогащение 1 т руды, так как затраты зависят от годовой производительности, следовательно, и от запасов руды, а последние зависят от мощности рудного тела, т. е. от бортового содержания. Кроме того, себестоимость добычи 1 т руды и непосредственно зависит от мощности рудного тела. Таким образом, субъективность существующего аналитического метода определения минимального промышленного содержания усугубляется применением абстрактной себестоимости добычи и обогащения 1 т руды.

Нет нужды приводить в настоящей работе различные подходы других исследователей при решении этой исключительно важной народнохозяйственной проблемы, так как они в известной мере или повторяют рассмотренные выше методы, или отдаляются от этого решения.

В заключение этой главы приведем высказывание Т. А. Гатова: „Добиваться необходимого единообразия в столь важном деле, как определение границ используемых промышленностью природных ресурсов, следует не путем компромиссного сближения противоположных точек зрения или директивного объявления одной из них истинной, а на основе единой, научно обоснованной и учитывающей достижения практики теории. Для создания такой теории, по нашему убеждению, созрели все предпосылки“.

ОБОСНОВАНИЕ УРОВНЯ МИНИМАЛЬНОГО
ПРОМЫШЛЕННОГО И БОРТОВОГО
СОДЕРЖАНИЙ МЕТАЛЛОВ В РУДЕ

В предыдущей главе отмечалось, что не все исследователи принимают необходимость определения одновременно двух показателей — лимитов содержаний полезных компонентов в руде — бортового и минимального промышленного.

Д. М. Рура [17] дает следующее определение этих параметров кондиций: „Контурное (бортовое) содержание металла — нижний предел содержания в единичных пробах, при котором последние включаются в подсчеты балансовых запасов. Контурное содержание — граница (внешняя, иногда внутренняя) между балансовыми и забалансовыми запасами или пустой породой“.

„Минимальное промышленное содержание металла в руде — среднее содержание металла, устанавливаемое для некоторого определенного объема руды, обычно для блока, выделяемого при подсчете запасов или при эксплуатации. Среднее содержание металла по месторождению или участку — основной показатель, характеризующий качество руды“.

Т. А. Гатовым [5] даются следующие определения: „Бортовое содержание — это наименьшее содержание полезного компонента в пробах (в отдельных случаях в группах проб или небольших подсчетных блоках), включаемых в контур балансовых запасов. Бортовое содержание контролирует дифференциальную себестоимость металла. Оно используется для построения экономичного контура балансовых запасов“.

„Минимальное промышленное содержание—это наименьшее среднее содержание полезного компонента в определенном объеме руды, обеспечивающее экономическую целесообразность ее промышленного использования. Минимальное промышленное содержание относится к крупному подсчетному блоку (или участку месторождения). Оно контролирует среднюю себестоимость металла, которой характеризуются отдельные блоки и участки месторождения“.

По В. В. Померанцеву [13]:

„Бортовое содержание непосредственно входит в состав фактического пространственного распределения содержаний. Некоторые из числа конкретных проб подлежат определению как бортовые. Словом, бортовое содержание—пространственно—геологическое понятие“.

„Минимальное среднее содержание по природе своего возникновения—понятие технико-экономическое. Оно только косвенно связано с распределением содержаний металла в рудном теле. Оно является инструментом для определения бортового содержания на основе фактического конкретного пространственного распределения содержаний“.

Приведенные высказывания показывают, что и среди исследователей, признающих существование и бортового и минимального промышленного содержаний, нет единого мнения о сущности этих показателей.

Так, Д. М. Рура разграничивает в пространстве бортовое (**контурное**) и минимальное промышленное (для некоторого определенного объема, обычно для блока) содержания. Однако в его определениях отсутствуют их экономические характеристики.

В определении Т. А. Гатова, наоборот, даются экономические характеристики, но в пространстве бортовое и минимальное промышленное содержания не разграничиваются. По его определениям к „небольшому подсчетному блоку“ применимо понятие бортового содержания, а к „крупному подсчетному блоку“—минимальное промышленное содержание. Субъективность таких позиций бесспорна.

В. В. Померанцев, разграничивая эти параметры в пространстве, вполне определенно считает бортовое содержание „пространственно—геологическим понятием“, лишая его

всякого экономического значения, а минимальное промышленное содержание— „инструментом для определения бортового содержания“.

Чем же отличается бортовое содержание от минимального промышленного? Только ли пространственным расположением или также и экономической сущностью?

Принимая за бортовое—контурное содержание, ограничивающее рудное тело по мощности, а за минимальное промышленное—содержание в определенном объеме руды (участке, блоке и т. д.), нетрудно убедиться, что в общем случае при изменении бортового содержания будут меняться запасы руды и металлов, связанные с этим изменением— годовая производительность предприятия по руде, а также **мощность** рудного тела; при изменении же минимального промышленного содержания меняются запасы руды и металлов, а также годовая производительность.

Итак, различие между бортовым и минимальным промышленным содержанием заключается в том, что с изменением первого меняется мощность рудного тела, а с изменением второго—она не меняется. Экономическое значение этого различия будет показано в следующей главе.

Обратимся еще раз к рассмотрению существующего аналитического метода определения минимального промышленного содержания. Формула (а) предусматривает нахождение такого содержания (минимального промышленного), которое обеспечит равенство эксплуатационных затрат на добычу и переработку 1 т руды с ее извлекаемой ценностью, т. е. руда с минимальным промышленным содержанием разрабатывается без прибыли, а следовательно, с нулевой эффективностью капиталовложений. Но, вовлекая в эксплуатацию запасы с минимальным промышленным содержанием, определенным по формуле (а), мы имеем возможность увеличить годовую производительность предприятия (по сравнению с запасами без руд с содержанием C_{\min}), для чего необходимы дополнительные капиталовложения. Последние, выделяемые государством на промстроительство, в том числе и на расширение предприятия, должны окупаться в нормативные отраслевые сроки.

Посмотрим, действительно ли минимальное промыш-

Ленное содержание, определенное по формуле (а), не обеспечивает никакой рентабельности? Вопрос о необходимости определения минимального промышленного содержания, как правило, возникает в том случае, когда отдельные участки (блоки) рудных тел отличаются друг от друга содержаниями полезных компонентов, что характерно для большинства рудных месторождений, особенно цветных и редких металлов.

Рассмотрим случай, когда часть запасов руд месторождения имеет среднее содержание, равное минимальному промышленному, определенному по формуле (а), т. е. разработка этих руд должна быть „безубыточной“ и „бесприбыльной“. Другая часть запасов на месторождении представлена богатыми рудами.

Тогда можно рассмотреть два варианта по разработке месторождения.

Первый вариант—разработке подлежат только богатые руды в количестве Q_j . При этом годовая производительность предприятия по руде— A_j , полная себестоимость добычи и обогащения 1 т руды— Z_j , удельные капитальные вложения на 1 т годовой добычи и переработки руды— K_j , извлекаемая ценность 1 т руды— I''_j , приведенные затраты на добычу и переработку 1 т руды $Z'_{пр} = Z_j + E''_j K_j$ (E''_j —нормативный коэффициент эффективности капиталовложений).

Второй вариант—совместная разработка „богатых“ и „безубыточных“ руд. Запасы „безубыточных“ и „богатых“ руд— Q_1 . Годовая производительность— A_1 , полная себестоимость добычи и обогащения 1 т руды— Z_1 , удельные капиталовложения— K_1 , извлекаемая ценность 1 т руды— I''_1 , приведенные затраты на добычу и переработку 1 т руды $Z'_{пр} = Z_1 + E''_1 K_1$.

Общеизвестно, что увеличение производительности предприятия по руде влечет за собой снижение себестоимости добычи и обогащения 1 т руды за счет снижения условно-постоянных затрат на 1 т руды, а также ввиду возможности использования более производительного оборудования и т. д.

Следовательно, $Z_1 < Z_j$. Снижаются при этом и удельные капиталовложения, т. е. $K_1 < K_j$, и приведенные затраты на 1 т руды— $Z'_{пр} < Z'_j$.

Если бы мы решили отказаться от разработки запасов $Q_1 - Q_j$, то себестоимость добычи и обогащения 1 т руды была бы Z_j , удельные капиталовложения — K_j . Если мы хотим рассмотреть наряду с первым и второй вариант, т. е. целесообразность вовлечения в промышленный оборот „безубыточных“ руд, то и в этом случае себестоимость добычи и обогащения 1 т „богатых“ руд мы должны принять в размере Z_j , а удельные капиталовложения — K_j .

Тогда себестоимость добычи и обогащения „безубыточных“ руд будет:

$$\Delta Z = \frac{Z_1 A_1 - Z_j A_j}{A_1 - A_j} < Z_1 < Z_j. \quad (1)$$

Удельные капиталовложения, приходящиеся на добычу и обогащение „безубыточных“ руд, будут:

$$\Delta K = \frac{A_1 K_1 - A_j K_j}{A_1 - A_j} < K_1 < K_j. \quad (2)$$

Извлекаемая ценность 1 т „безубыточных“ руд:

$$\Delta I_{\text{ц}} = \frac{I_{\text{ц}}' \cdot A_1 - I_{\text{ц}}' \cdot A_j}{A_1 - A_j} < I_{\text{ц}}' < I_{\text{ц}}'. \quad (3)$$

Коэффициент эффективности капиталовложений, относимый к разработке „безубыточных“ руд, будет:

$$E = \frac{\Delta I_{\text{ц}} - \Delta Z}{\Delta K}. \quad (4)$$

По условию известно, что по существующему аналитическому методу извлекаемая ценность руды с минимальным промышленным содержанием равна полной себестоимости добычи и обогащения 1 т руды, т. е. $\Delta I_{\text{ц}} = Z_1$, а из формулы (1) $\Delta Z < Z_1$, следовательно, $\Delta I_{\text{ц}} > \Delta Z$.

Тогда из формулы (4) находим, что $E > 0$, так как числитель $(\Delta I_{\text{ц}} - \Delta Z) > 0$, а знаменатель $\Delta K \neq \infty$.

Таким образом установлено, что разработка „безубыточных“ руд совместно с „богатыми“ фактически обеспечивает рентабельность.

Соответственно приведенные затраты на добычу и обогащение „безубыточных“ руд будут:

$$\Delta Z_{\text{пр}} = \Delta Z + E_{\text{н}\Delta} K. \quad (5)$$

Рассмотрим теперь, при каких условиях разработка „безубыточных“ руд может фактически обеспечить нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений при освоении этих руд.

Для выполнения этого условия необходимо, чтобы $E \geq E_n$; $\Delta I_n = Z_1$ (по условию).

Тогда формула (4) будет иметь следующий вид:

$$\frac{Z_1 - \Delta Z}{\Delta K} \geq E_n. \quad (6)$$

Подставляя значения ΔZ (формула 1) и ΔK (формула 2), получим:

$$\frac{\left(Z_1 - \frac{Z_1 A_1 - Z_j A_j}{A_1 - A_j} \right) (A_1 - A_j)}{A_1 K_1 - A_j K_j} \geq E_n.$$

Откуда:

$$Z_j A_j - Z_1 A_j \geq E_n K_1 A_1 - E_n K_j A_j,$$

$$A_j (Z_j + E_n K_j - Z_1) \geq E_n K_1 A_1,$$

$$\frac{A_1}{A_j} \leq \frac{Z'_{np} - Z_1}{E_n K_1} \quad (7)$$

или

$$\frac{A_1 - A_j}{A_j} \leq \frac{Z'_{np} - Z_1}{E_n K_1} - 1$$

или

$$\frac{A_1 - A_j}{A_j} \leq \frac{Z'_{np} - Z''_{np}}{E_n K_1}$$

или

$$\frac{Z'_{np} - Z''_{np}}{K_1} \cdot \frac{A_j}{A_1 - A_j} \geq E_n \quad (8)$$

Из формулы (8) видно, что, если левая часть $\geq E_n$, то фактический коэффициент эффективности дополнительных капиталовложений $E \geq E_n$.

Фактический коэффициент эффективности дополнительных капиталовложений определяем из формулы (4), под-

ставив значения $\Delta I_{\text{н}}=Z_i$ (по условию), ΔZ (формула 1) и ΔK (формула 2):

$$E = \frac{Z_i - \left(\frac{Z_i A_i - Z_j A_j}{A_i - A_j} \right) (A_i - A_j)}{A_i K_i - A_j K_j}$$

Произведя преобразования, получим:

$$E = \frac{Z_j - Z_i}{K_i \frac{A_i}{A_j} - K_j} \quad (8a)$$

Пример.

На месторождении выделяются „богатые“ руды, позволяющие принять годовую производительность $A_j=100,0$ тыс. т., и „безубыточные“ руды ($\Delta I_{\text{н}}=Z_i$), при разработке которых совместно с „богатыми“ годовую производительность рудника можно увеличить до $A_i=150,0$ тыс. т.

Полученные технико-экономические показатели по вариантам следующие

I вариант

$A_j=100,0$ тыс. т.
 $Z_j=10$ руб.
 $K_j=0,16$ руб.
 $E_{\text{н}}=0,15$
 $Z'_{\text{пр}}=12,4$ руб.

II вариант

$A_i=150,0$ тыс. т.
 $Z_i=8,9$ руб.
 $K_i=14,0$ руб.
 $E_{\text{н}}=0,15$
 $Z'_{\text{пр}}=11$ руб.

По формуле (8):

$$\frac{12,4-11}{14} \cdot \frac{100}{150-100} = 0,2 > 0,15.$$

Действительно, фактический коэффициент эффективности дополнительных капитальных вложений (формула 8a) составит:

$$E = \frac{10-8,9}{14 \cdot \frac{150}{100} - 16} = 0,22.$$

При одном и том же расчетном сроке службы предприятия по обоим вариантам левая часть формулы (8) может быть выражена соотношением запасов:

$$\frac{Q_1 - Q_j}{Q_j} \leq \frac{Z'_{\text{пр}} - Z_1}{E_{\text{н}} K_1} - 1$$

или

$$\frac{Q_1 - Q_j}{Q_j} \leq \frac{Z'_{\text{пр}} - Z''_{\text{пр}}}{E_{\text{н}} K_1} \quad (9)$$

Следует отметить, что в случае, когда с ростом запасов годовая производительность предприятия не меняется ($A_j = A_1$), то затраты на 1 т руды снижаются незначительно за счет исключения из себестоимости добычи 1 т руды затрат по погашению горнокапитальных работ, зданий и сооружений. В этом случае можно пользоваться формулой (9), что легко доказать из следующей зависимости:

$$\Delta Z_{\text{пр}} = \frac{Z''_{\text{пр}} \cdot Q_1 - Z'_{\text{пр}} \cdot Q_j}{Q_1 - Q_j} \quad (10)$$

По условию $\Delta Z_{\text{пр}} = Z_1$. Однако при этом $K_1 = K_j$, и формула упрощается:

$$\frac{Q_1 - Q_j}{Q_j} = \frac{Z_1 - Z_1}{E_{\text{н}} K_j} \quad (11)$$

В формуле (11) значение величины Z_1 выше, чем в формулах (8) и (9), так как снижение Z_1 здесь не связано с ростом A_1 .

Из формулы (4) видно, что разработка приращиваемых к первому варианту руд будет рентабельна при условии $\Delta I_{\text{н}} > \Delta Z$, а при $\Delta I_{\text{н}} = \Delta Z$ рентабельность равна 0, т. е. только в этом случае мы будем иметь так называемые „безубыточные“ руды, и, наконец, при $\Delta I_{\text{н}} < \Delta Z$ разработка этих руд будет убыточна.

Рассмотрим случай, когда $\Delta I_{\text{н}} > \Delta Z$, и определим значение извлекаемой ценности 1 т приращиваемых руд ($\Delta I_{\text{н}}$), при котором эта приращенная руда может разрабатываться с обеспечением нормативного коэффициента эффективности капиталовложений.

Для выполнения этого условия необходимо, чтобы $\Delta I_{\text{ц}} = \Delta Z_{\text{пр}}$.

Приведенные затраты на добычу и переработку 1 т приращенной руды составляют:

$$\Delta Z_{\text{пр}} = \Delta Z + E_{\text{н}} \Delta K = \frac{Z_1 A_1 - Z_j A_j}{A_1 - A_j} + E_{\text{н}} \frac{A_1 K_1 - A_j K_j}{A_1 - A_j} = \frac{Z_{\text{пр}}^* A_1 - Z_{\text{пр}}' A_j}{A_1 - A_j}.$$

После преобразования получим:

$$\Delta Z_{\text{пр}} = Z_{\text{пр}}^* - (Z_{\text{пр}}' - Z_{\text{пр}}^*) \frac{A_j}{A_1 - A_j} \quad (12)$$

Формула (12) дает возможность определить такое значение извлекаемой ценности 1 т приращенной руды ($\Delta I_{\text{ц}} = \Delta Z_{\text{пр}}$), которое обеспечивает возможность разработки этой руды с нормативным коэффициентом эффективности капиталовложений.

Величина $\Delta Z_{\text{пр}} = \Delta I_{\text{ц}}$ и есть денежное выражение минимального промышленного содержания.

Пример. Определить денежное выражение минимального промышленного содержания для условий вышеприведенного примера.

$$\Delta Z_{\text{пр}} = 11,0 - (12,4 - 11,0) \frac{100}{150 - 100} = 8,2 \text{ руб.}$$

Полученное значение $\Delta Z_{\text{пр}} = 8,2$ руб. меньше средней себестоимости добычи и переработки 1 т руды по II варианту (8,9 руб.) и значительно меньше величины средних приведенных затрат на 1 т руды по этому варианту (11,0 руб.)

Этот пример показывает, что при определении минимального промышленного содержания по существующему аналитическому методу на данном месторождении были бы отнесены к забалансовым явно промышленные руды.

При условии „безубыточной“ добычи и обогащения приращиваемой руды, преобразуя формулу (1), получим:

$$\Delta Z = Z_1 - (Z_j - Z_1) \frac{A_j}{A_1 - A_j}; \quad (13)$$

если $A_1 = A_j$ следует пользоваться следующей формулой:

$$\Delta Z = Z_1 - (Z_j - Z_1) \frac{Q_j}{Q_1 - Q_j}, \quad (13a)$$

но в этом случае значение величины Z_1 в формулах (13) и (13a) различно.

В последнем случае, т. е. если некоторый рост запасов во втором варианте не вызывает роста производительности предприятия по руде, можно пользоваться формулой (при $\Delta K = 0$):

$$\Delta Z = Z_j - \frac{G_k}{Q_j}, \quad (14)$$

где G_k — общая сумма капиталовложений на горнокапитальные работы, здания и сооружения, руб.

Пример. Допустим, что для условий вышеприведенных примеров

$$A_1 A = 100,0 \text{ тыс. т; } Q_j = 1,0 \text{ млн. т; } G_k = 1,0 \text{ млн. руб.}$$

Запасы руды по второму варианту $Q_1 = 1,5$ млн. т.

Определим величину ΔZ по формуле (14):

$$\Delta Z = 10 - \frac{1,0}{1,0} = 9,0 \text{ руб.}$$

Тогда средняя себестоимость добычи и переработки 1 т руды по второму варианту будет:

$$Z_1 = \frac{Z_j \cdot Q_j + \Delta Z \cdot (Q_1 - Q_j)}{Q_1} = \frac{10,0 \cdot 1,0 + 9(1,5 - 1,0)}{1,5} = 9,67 \text{ руб.}$$

Определим величину ΔZ по формуле (13a):

$$\Delta Z = 9,67 - (10 - 9,67) \frac{1}{1,5 - 1} = 9,0 \text{ руб.}$$

Как и следовало ожидать, получен один и тот же результат по формулам (13a) и (14).

Формула (12) справедлива и для отыскания денежного выражения бортового содержания, но с другими числовыми значениями входящих в нее величин. Этой формулой можно пользоваться для определения рассматриваемых величин как

при подземной разработке, так и при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Определенные таким образом бортовое и минимальное промышленное содержания полезных компонентов в руде гарантируют возврат дополнительных капиталовложений, необходимых для вовлечения в эксплуатацию приращиваемого объема руды (соответственно с бортовым и минимальным промышленным содержаниями) в нормативные отраслевые сроки.

Прежде чем перейти к определению натуральных значений бортового и минимального промышленного содержания исследуем величину $\Delta Z_{пр}$ (формула 12) и одновременно определим экономическую сущность рассматриваемых показателей кондиций и различие между ними.

ГЛАВА III

АНАЛИЗ СЕБЕСТОИМОСТИ И ПРИВЕДЕННЫХ ЗАТРАТ НА ЕДИНИЦУ ПРИРАЩЕННОЙ РУДЫ

Формула $\Delta Z_{\text{пр}} = Z'_{\text{пр}} - (Z'_{\text{пр}} - Z''_{\text{пр}}) \frac{A_j}{A_i - A_j}$ дает возможность определить приведенные затраты на 1 т приращенной руды при переходе от запасов Q_i к запасам Q_j или соответственно от производительности A_j к производительности A_i ($Q_i > Q_j$; $A_i > A_j$).

Исследуем зависимость величины приведенных затрат на 1 т приращенной руды от выбранных для сравнения вариантов годовой производительности.

Общеизвестно, что существует функциональная зависимость между себестоимостью добычи и обогащения 1 т руды от годовой производительности и удельных капитальных вложений на 1 т годовой добычи и обогащения от годовой производительности.

В своем известном труде «Определение производительности рудника» чл.-корр. АН СССР М. И. Агошков [1] вывел уравнение, связывающее полную себестоимость добычи 1 т руды с годовой производительностью рудника:

$$C = C_1 A + \frac{C_2}{A} + C_3, \quad (15)$$

где C — полная себестоимость добычи 1 т руды (эксплуатационные затраты и амортизация);

C_1 — численный коэффициент, зависящий от степени изменения переменной части амортизации капитальных затрат по мере роста годовой производительности рудника;

C_2 — численный коэффициент, зависящий от степени изменения переменной части эксплуатационных расходов по мере роста годовой производительности рудника (рудничный транспорт, подъем, водоотлив, сжатый воздух, общерудничные и общешахтные расходы);

C_3 — сумма постоянных расходов и амортизации капитальных затрат на 1 т добычи, не зависящих от годовой производительности рудника;

A — годовая производительность рудника.

Уравнение (15) состоит из двух основных частей — эксплуатационных расходов и амортизации:

$$C = e + a,$$

где e — эксплуатационные расходы;

a — амортизация.

Исследуя эксплуатационные расходы по отдельным статьям, М. И. Агошков показывает, что по связи с годовой производительностью все эксплуатационные расходы рудника можно разделить на четыре группы:

1. Расходы, постоянные на 1 т добычи, не зависящие от годовой производительности рудника (расходы по очистной выемке и подготовке, по ремонту подготовительных выработок блока и стволов шахт).

В общей сумме эксплуатационных расходов они составляют в среднем 55÷65%.

$$e_1 = \text{const.}$$

II. Расходы, постоянные во времени, характеризуются тем, что полная их сумма за определенный период времени (год, месяц) не зависит от годовой производительности рудника (расходы по водоотливу и по поддержанию выработок основного горизонта).

От общей суммы эксплуатационных расходов они составляют в среднем 5÷10%.

$$e_2 = \frac{E_2}{A},$$

где E_2 — годовые, не зависящие от A , затраты этой группы.

III. Расходы переменные, характеризующиеся тем, что годовая их сумма с увеличением производительности рудника возрастает, а приходящиеся на 1 т добычи—уменьшаются. В отличие от расходов II группы они на 1 т добычи снижаются не пропорционально, а с некоторым отставанием.

В третью группу входят расходы по откатке, подъему и общерудничные расходы. В полной сумме эксплуатационных расходов они составляют в среднем $30 \div 32\%$.

$$e_3 = q'_{тр} + q'_{об} + \frac{q''_{тр} + q''_{об}}{A},$$

где $q'_{тр}$, $q''_{тр}$, $q'_{об}$ и $q''_{об}$ —численные коэффициенты, не зависящие от A .

IV. Неучитываемые расходы, влиянием которых по их незначительности и ничтожному изменению в зависимости от годовой добычи можно пренебречь. К их числу относятся расходы по вентиляции и освещению (от полных эксплуатационных расходов— $1 \div 2\%$).

Суммируя все группы эксплуатационных расходов и объединяя численные коэффициенты, не зависящие от A , получаем окончательное уравнение эксплуатационных расходов М. И. Агошкова [1]:

$$e = e_1 + q' + \frac{q''}{A}, \quad (16)$$

где $q' = q'_{тр} + q'_{об}$ и $q'' = q''_{тр} + q''_{об}$.

По уравнению (16) легко определить эксплуатационные расходы (Δe), приходящиеся на 1 т приращенной производительности ($A_i - A_j$):

$$\Delta e = \frac{e_i A_i - e_j A_j}{A_i - A_j} = \frac{\left(e_1 + q' + \frac{q''}{A_i} \right) A_i - \left(e_1 + q' + \frac{q''}{A_j} \right) A_j}{A_i - A_j};$$

$$\Delta e = e_1 + q' = \text{const.}$$

Таким образом, эксплуатационные расходы, приходящиеся на 1 т приращенной производительности,—величина постоянная для данного месторождения, не зависящая от вы-

бренных для сравнения вариантов годовой производительности.

Графически уравнение (16) изображается кривой гиперболического вида с большой крутизной в области небольших производительностей и выполаживающейся по мере увеличения производительности (рис. 1).

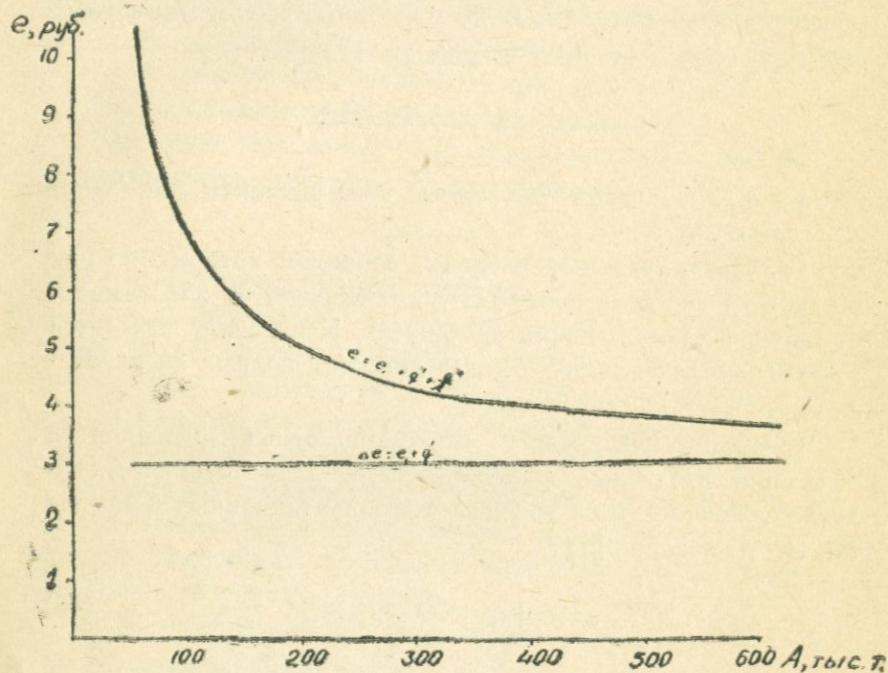


Рис. 1. Зависимость эксплуатационных расходов на 1 т добычи от годовой производительности рудника:

e — полные эксплуатационные расходы на 1 т;

Δe — эксплуатационные расходы, приходящиеся на 1 т приращенной производительности.

Величина $\Delta e = e_1 + q'$ на графике изображена прямой, параллельной оси абсцисс. Из уравнения видно, что пределом эксплуатационных расходов по добыче является величина $\Delta e = e_1 + q'$ (при $A = \infty$, $e = \Delta e$).

М. И. Агошков для определения зависимости величины амортизации капитальных затрат на 1 т руды от годовой производительности рудника подразделяет затраты на две группы, отличающиеся по сроку их погашения.

К первой группе относятся капитальные затраты, полностью погашаемые за срок существования рудника; затраты по горным работам и затраты на технические, хозяйственные и транспортные сооружения.

М. И. Агошков рекомендует пользоваться следующим уравнением, связывающим удельные капиталовложения на 1 т годовой добычи с годовой производительностью рудника:

$$K_r = K'_r + \frac{K''_r}{A}$$

— для горных работ и аналогично

$$K_c = K'_c + \frac{K''_c}{A}$$

— для технических, хозяйственных и транспортных сооружений.

Полные удельные капитальные затраты по первой группе:

$$K_{r.c} = K_r + K_c = (K'_r + K'_c) + \frac{K''_r + K''_c}{A}$$

Обозначая

$$K'_r + K'_c = K'_{r.c} \text{ и } K''_r + K''_c = K''_{r.c},$$

получим:

$$K_{r.c} = K'_{r.c} + \frac{K''_{r.c}}{A} \quad (18)$$

Тогда амортизация капитальных затрат по первой группе составит:

$$a_{r.c} = \frac{K_{r.c} \cdot A}{Q} = \frac{K'_{r.c}}{Q} \cdot A + \frac{K''_{r.c}}{Q} \quad (19)$$

Определим, чему равна амортизация капитальных затрат по горным работам и сооружениям ($\Delta a_{r.c}$), приходящаяся на 1 т приращенной части производительности рудника.

Первоначально определим удельные капитальные затраты на 1 т для приращенной части ($\Delta K_{r.c}$).

Из уравнения (18) удельных капитальных затрат следует, что

$$\Delta K_{r.c} = \frac{\left(K'_{r.c} + \frac{K''_{r.c}}{A_i} \right) A_i - \left(K'_{r.c} + \frac{K''_{r.c}}{A_j} \right) A_j}{A_i - A_j}$$

Откуда

$$\Delta K_{r.c} = K'_{r.c} = \text{const.} \quad (20)$$

Тогда амортизация капитальных затрат по горным работам и сооружениям на 1 т приращенной добычи будет:

$$\Delta a_{r.c} = \frac{K'_{r.c} (A_i - A_j)}{Q_i - Q_j} = \frac{K'_{r.c} (A_i - A_j)}{A_i T_i - A_j T_j},$$

где T_i и T_j — сроки существования рудника по вариантам. Обозначив

$$A_i = m_j A_j; \quad m_j > 1;$$

$$T_i = n_j T_j; \quad n_j > 1;$$

и произведя соответствующие преобразования, получим

$$\Delta a_{r.c} = \frac{K'_{r.c} (m_j - 1)}{T_j (m_j n_j - 1)}. \quad (21)$$

При определении величины $\Delta a_{r.c}$ могут встретиться два случая. Первый случай, частный, когда $T_i = T_j = T = \text{const.}$

Тогда $n_j = 1$ и $\Delta a_{r.c} = \frac{K'_{r.c}}{T} = \text{const.}$

Первый случай имеет место при незначительном изменении годовой производительности рудника, связанном с относительно незначительным изменением запасов между вариантами.

Второй случай, общий, когда $T_i > T_j$.

М. И. Агошков [1] приводит следующие оптимальные сроки существования рудников в зависимости от условий разработки и годовой производительности рудника:

от 3—4 до 10—12 лет при годовой добыче рудника до 100—150 тыс. т;

от 4—5 до 12—15 лет при добыче 150—300 тыс. т;

от 8—10 до 20—25 лет при добыче около 1 млн. т и более.

При этом более благоприятным условиям вскрытия, разработки и т. д. соответствуют меньшие сроки существования, и наоборот.

Рассмотрим в каких пределах изменяется переменная часть формулы (21) для трудных условий.

Переменная часть формулы (21),

$$\frac{m_j - 1}{T_j(m_j p_j - 1)}$$

будет меняться тем больше, чем больший диапазон вариантов годовых производительностей мы будем рассматривать.

Рассмотрим варианты годовых производительностей от 100,0 до 1000,0 тыс. т, и результаты сведем в таблицу 1.

Таблица 1

15	300	3,0	1,5	2,0	1,25								3,33	1,33
		0,057		0,056										
12	150	1,5	1,2			2,0		1,25		6,67	1,7			
		0,062		0,056		0,047								
10	100			1,5	1,2	3,0	1,5	10	2					
		0,062		0,057		0,047								
T	A	100		150		300		1000						
		10		12		15		20						

В каждом квадрате таблицы проставлены следующие значения: в верхнем левом углу $m_j = \frac{A_i}{A_j}$, в правом углу

$$p_j = \frac{T_i}{T_j}, \text{ внизу } \frac{m_j - 1}{T_j(m_j p_j - 1)}$$

Как видно из данных таблицы 1, при последовательном рассмотрении вариантов годовой производительности от 100,0 до 1000,0 тыс. т (1:10) абсолютные величины

$\frac{m_j - 1}{T_j (m_j p_j - 1)}$ колеблются в пределах от 0,062 ($A_i = 150,0$ тыс. т. и $A_j = 100,0$ тыс. т) до 0,047 ($A_i = 1000,0$ тыс. т и $A_j = 100,0$ тыс. т). При этом рассматривается диапазон изменения запасов от 1000,0 тыс. т (100×10) до 20000 тыс. т (1000×20), т. е. $\frac{Q_i}{Q_j} = m_j p_j = 20 : 1$.

Совершенно очевидно, что рассмотрение такой широкой области изменения запасов, связанного с нахождением границы балансовых запасов, лишено практического смысла. Но даже в этом случае $\frac{Q_i}{Q_j} = 20 : 1$ абсолютное расхождение в $\Delta a_{г.с}$ составит:

$$K'_{г.с} (0,062 - 0,047) = 0,015 K'_{г.с}.$$

Это означает, что если для данного месторождения $K'_{г.с} = 10$ руб., то изменение величины $\Delta a_{г.с}$ при переходе от $A = 100,0$ тыс. т до 150,0 тыс. т, а затем до 1000,0 тыс. т составит всего 0,15 руб., что является в пределах точности расчета, и такой величиной можно пренебречь.

При рассмотрении более узких областей годовых производительностей расхождений практически нет.

Величина $K'_{г.с}$ зависит от условий разработки данного месторождения, поэтому для легких условий разность величины $K'_{г.с}$ между вариантами будет еще меньше.

Таким образом, можно сделать вывод, что амортизация капитальных затрат по горным работам (горнокапитальные работы), промышленным зданиям и сооружениям, приходящаяся на 1 т приращенной производительности, есть величина постоянная, не зависящая от рассматриваемых вариантов производительности рудника:

$$\Delta a_{г.с} = \text{const.} \quad (22)$$

Ко второй группе капитальных затрат М. И. Агошков относит затраты, погашаемые за срок фактического износа.

К этой группе относится электромеханическое оборудование.

В этой группе затрат особо выделяются затраты на оборудование, используемое непосредственно на подготовительных и очистных работах.

Число всех работающих объектов этого оборудования и полные затраты на них находятся в прямой зависимости от числа работающих блоков и количества добываемой руды, возрастая в прямой пропорции с ростом добычи. Вследствие этого стоимость амортизации данного оборудования a_1 на 1 т руды—величина постоянная при любой производительности:

$$a_1 = \text{const},$$
$$\Delta a_1 = \text{const}.$$

Ко второй, основной, части затрат этой группы относится электромеханическое оборудование подъема, откатки, энергетического хозяйства рудника, водоотлива, вентиляции и вспомогательных цехов.

М. И. Агошков предлагает следующее уравнение удельных капитальных затрат на 1 т годовой добычи по второй части электромеханического оборудования:

$$K_3 = K'_3 + \frac{K''_3}{A}.$$

Годовая сумма погашения затрат по электромеханическому оборудованию будет:

$$K_r = \frac{K_3 A}{t} = \frac{K'_3 A}{t} + \frac{K''_3}{t},$$

а амортизация на 1 т руды:

$$a_3 = \frac{K_r}{A} = \frac{K'_3}{t} + \frac{K''_3}{tA}.$$

В этом уравнении t —срок службы оборудования не зависит от годовой производительности предприятия.

Следовательно, для данного месторождения $\frac{K'_3}{t}$ и $\frac{K''_3}{t}$ величины постоянные, не зависящие от годовой производительности рудника.

Для добычи 1 т приращенной руды амортизация этой части электромеханического оборудования составит:

$$\Delta a_3 = \frac{\left(\frac{K'_3}{t} + \frac{K''_3}{tA_i} \right) A_i - \left(\frac{K'_3}{t} + \frac{K''_3}{tA_j} \right) A_j}{A_i - A_j}.$$

Откуда

$$\Delta a_3 = \frac{K'_3}{t} = \text{const.}$$

Полная амортизация по второй группе капитальных затрат на 1 т приращенной руды будет:

$$\Delta a_1 + \Delta a_3 = a_1 + \frac{K'_3}{t} = \text{const.}, \quad (23)$$

а вся амортизация на 1 т приращенной руды:

$$\Delta a = \Delta a_{r.c} + \Delta a_1 + \Delta a_3 = \text{const.}$$

Суммируя эксплуатационные расходы и амортизацию на 1 т приращенной добычи, получим полную себестоимость добычи 1 т приращенной руды:

$$\Delta c = \Delta e + \Delta a = c_1 + q' + \Delta a_{r.c} + a_1 + \frac{K'_3}{t}.$$

Выше последовательно было доказано, что

$$\Delta e = e_1 + q' = \text{const};$$

$$\Delta a_{r.c} = K_{r.c} \frac{m_j - 1}{T_j (m_j n_j - 1)} = \text{const};$$

$$\Delta a_1 + \Delta a_3 = a_1 + \frac{K'_3}{t} = \text{const.}$$

Следовательно, $\Delta C = \text{const.}$ (24)

В литературе имеется еще ряд опубликованных материалов, в которых дается зависимость изменения себестоимости добычи 1 т руды подземным способом от годовой производительности рудника.

Г. Г. Гудалиным [6] приводится следующая зависимость:

А, %	100	125	150	175	200
С, %	100	94	89,4	86,9	84,6

Из этих данных нетрудно убедиться, что себестоимость добычи 1 т приращенной руды—величина постоянная.

По данным специалистов ЧССР И. Кожишека, Д. Ружички и Б. Соукупа [8], себестоимость добычи 1 т руды С в зависимости от годовой производительности рудника изменяется согласно уравнению гиперболы:

$$C=C_1+\frac{C_2}{A}$$

Отсюда себестоимость добычи 1 т приращенной руды

$$\Delta C=C_1=\text{const.}$$

По данным одного проектного института, себестоимость добычи 1 т руды С в зависимости от годовой производительности рудника изменяется следующим образом:

А	тыс. т/год	33	50	65	100	165	250	330	500	660	990
С	%	100	80	70	60	52	48	46	43	42	41

Анализ этих данных также показывает, что себестоимость добычи 1 т приращенной руды—величина постоянная; при этом рассматривается диапазон годовых производительностей от 33,0 до 990,0 тыс. т (1 : 30).

К такому же выводу можно прийти и при анализе данных Т. А. Гатова [5] и других материалов.

Отсюда вытекает важный вывод, что полная себестоимость дополнительно добываемой (приращенной) 1 т руды при переходе от производительности A_j к производительности A_i — величина постоянная, не зависящая от выбранных для сравнения вариантов производительности рудника.

М. И. Агошков выделяет три основных случая связи работы рудника и обогатительной фабрики:

1. Изменение годовой добычи и срока существования рудника не влияет на общую производительность, срок суще-

ствования обогатительной фабрики и на стоимость переработки 1 т руды. Этот случай имеет место, когда одна фабрика с фиксированной производительностью обслуживает несколько рудников.

2. Производственная мощность, срок существования обогатительной фабрики и стоимость переработки 1 т руды находятся в прямой зависимости от годовой производительности данного рудника. Этот случай наиболее распространен в практике: обогатительная фабрика строится специально для обслуживания данного рудника.

3. Для переработки руды данного рудника может быть использована существующая обогатительная фабрика, которая ранее снабжалась рудой из других рудников, к данному моменту времени не обеспечивающих полную ее загрузку.

Рассмотрим зависимость изменения себестоимости переработки руд от изменения годовой производительности рудника, связанного с изменением запасов.

При первом случае связи рудника с обогатительной фабрикой себестоимость переработки 1 т руды P не зависит от годовой производительности данного рудника и является величиной постоянной. Следовательно, себестоимость переработки приращенной руды

$$\Delta P = P = \text{const.}$$

Второй случай является наиболее типичным. Для этого случая характерным является снижение себестоимости обогащения 1 т руды при увеличении производительности предприятия.

В 1948 г. в труде «Определение производительности рудника» М. И. Агошков, располагая данными трех опубликованных в литературе источников, вывел уравнение, связывающее эксплуатационные расходы (без амортизации) переработки 1 т руды и суточную производительность обогатительной фабрики A :

$$P = P' + \frac{P''}{\sqrt{A}},$$

где P' и P'' — численные коэффициенты, постоянные для данной обогатительной фабрики при любой

ее производительности (они зависят от состава руды, технологии ее обогащения и местных условий данной обогатительной фабрики).

Эксплуатационные расходы переработки 1 т приращенной руды составят:

$$\Delta P = \frac{\left(P' + \frac{P''}{\sqrt{A_i}}\right) A_i - \left(P' + \frac{P''}{\sqrt{A_j}}\right) A_j}{A_i - A_j},$$

откуда

$$\Delta P = P' + P'' \frac{\sqrt{A_i} - \sqrt{A_j}}{A_i - A_j}. \quad (25)$$

Последнее выражение состоит из двух частей: постоянной части P' и переменной

$$P'' \frac{\sqrt{A_i} - \sqrt{A_j}}{A_i - A_j}.$$

Анализ числовых данных И. Н. Плаксина, А. М. Годэна и Х. Мирса, на основании которых было выведено уравнение

$P = P' + \frac{P''}{\sqrt{A}}$, показывает, что при рассмотрении диапазона

производительностей $\frac{A_i}{A_j} = 4 \div 5$ изменение величины ΔP в этом диапазоне составляет до 10%; это изменение находится в пределах точности расчета.

Практически не приходится рассматривать такой широкой области изменения производительности, связанного с изменением запасов по вариантам.

При рассмотрении более узкого диапазона производительностей изменение величины ΔP будет еще меньше.

Тогда можно считать, что $\Delta P = \text{const}$.

Амортизация капитальных затрат по фабрике определяется по уравнению М. И. Агошкова:

$$a_0 = \frac{K'}{Q} A + \frac{K''}{Q}.$$

Это уравнение аналогично уравнению (21) амортизации капитальных затрат по горнокапитальным работам, зданиям и сооружениям рудника.

Выше было показано, что $\Delta a_{r.c} = \text{const}$; аналогично этому

$$\Delta a_0 = \text{const.} \quad (26)$$

Следовательно, полная себестоимость обогащения 1 т приращенной руды

$$\Delta d = \Delta P + \Delta a_0 = \text{const.}$$

При рассмотрении третьего случая связи рудника с обогащательной фабрикой амортизация капитальных затрат по сооружению фабрики на стоимость переработки руды может не начисляться, так как эти затраты уже полностью погашены или должны быть отнесены на переработку руд действующего рудника.

Тогда себестоимость переработки приращенной руды будет: $\Delta P = \text{const}$.

Специалистами ЧССР И. Кожишеком, Д. Ружичкой и Б. Соукупом [8] установлена следующая зависимость затрат на флотацию от производительности обогащательной фабрики:

$$P = P' + \frac{P''}{A},$$

где P' и P'' — постоянные численные коэффициенты, не зависящие от A .

Следовательно, себестоимость обогащения 1 т приращенной руды составит:

$$\Delta P = P' = \text{const.}$$

Т. А. Гатовым [5] в примерах определения бортовых содержаний приводятся следующие данные:

Пример 1

A	тыс. т/год	10000	10500	11100	1:500
P	руб./т	1,25	1,24	1,23	1,22

Пример 2

A	тыс. т/год	2600	3150	3350	3800
P	руб./т	1,8	1,73	1,71	1,5

В обоих примерах обнаруживается одна и та же закономерность: себестоимость обогащения 1 т приращенной руды— величина постоянная.

Г. Г. Гудалиным [7] приводятся следующие данные:

A	тыс. т/год	10000	15000	20000	25000
P	руб./т	0,77	0,75	0,73	0,70

Анализ этих данных также свидетельствует о практическом постоянстве себестоимости обогащения приращиваемой руды.

По данным одного проектного института, себестоимость обогащения 1 т руды в зависимости от годовой производительности фабрики изменяется следующим образом:

A	тыс. т	100	165	250	330	500
P	%	100	91,6	84,1	80,4	75,6

Эти данные показывают, что при рассмотрении диапазона изменения годовой производительности фабрики от 100,0 до 500,0 тыс. т (т. е. 1:5, что соответствует изменению запасов порядка 1:8) себестоимость обогащения приращенной руды ΔP изменяется до 15%.

На практике приходится рассматривать более узкую область изменения запасов, и можно считать, что разница в ΔP не превышает 10%.

Следует отметить, что себестоимость переработки в полной себестоимости добычи и переработки составляет 25 — 40%.

Следовательно, себестоимость добычи и обогащения 1 т приращенной руды— величина постоянная, практически не зависящая от выбранных для сравнения вариантов производительности горнорудного предприятия.

Удельные капитальные затраты как по руднику, так и по фабрике М. И. Агошков [1] рекомендует определять по уравнению вида:

$$K = K' + \frac{K''}{A}, \quad (27)$$

где K' и K'' — постоянные для (данного месторождения) числовые коэффициенты.

Из последнего уравнения легко определить удельные капитальные затраты на 1 т приращенной руды:

$$\Delta K = K' = \text{const.} \quad (28)$$

Г. Г. Гудалин [6] считает, что при увеличении годовой производительности на 50% капитальные затраты увеличиваются на 24%, при увеличении производительности на 25% затраты увеличиваются на 12% и т. д., следовательно, удельные капитальные затраты на 1 т приращенной руды — величина постоянная.

К такому же выводу приходим и при обработке данных Т. А. Гатова [5], одного проектного института и др.

Таким образом, удельные капитальные вложения на 1 т приращенной руды, а также себестоимость добычи и обогащения 1 т этой руды — величины постоянные, не зависящие от выбранных для сравнения вариантов производительности данного горнорудного предприятия:

$$\Delta Z_{\text{пр}} = \Delta Z + E_{\text{н}} \Delta K = \text{const.} \quad (29)$$

Это позволяет сделать вывод, что минимальное промышленное содержание для данного месторождения величина постоянная по отношению к запасам, а следовательно, и к годовой производительности предприятия, т. е. **минимальное промышленное содержание не является функцией запасов и годовой производительности предприятия.**

Для нахождения денежного выражения минимального промышленного содержания достаточно рассмотреть два варианта годовой производительности предприятия и по формуле (12) определить $\Delta Z_{\text{пр}} = \text{const.}$

Следует отметить, что минимальное промышленное содержание определяется при фиксированной мощности руд-

ных тел. Определить границы рудного тела по мощности можно при помощи бортового содержания. При переменном содержании полезных компонентов вк্রেст простирания мощность промышленной части рудного тела является функцией бортового содержания. Принцип определения последнего отличается от изложенного выше принципа определения минимального промышленного содержания. При снижении бортового содержания увеличивается мощность рудного тела, и в эксплуатацию вовлекаются приращиваемые при этом руды, на добычу и переработку которых требуются дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты. Приведенные затраты на добычу и переработку 1 т приращиваемой руды $\Delta Z_{пр}$ должны покрываться извлекаемой ценностью 1 т этой руды: $\Delta Z_{пр} = \Delta I_{ц}$.

Выше было отмечено, что расходы по очистной выемке и подготовке не зависят от годовой производительности рудника (при фиксированной мощности рудных тел) и являются величиной постоянной. При переменной мощности рудного тела эти расходы являются переменными: большей мощности соответствуют меньшие расходы по очистной выемке и подготовке, и, наоборот.

В литературе имеются опубликованные данные, показывающие зависимость изменения себестоимости добычи 1 т руды подземным способом от изменения мощности рудного тела.

На руднике Бестюбе треста «Каззолото» для системы с магазинированием [3] себестоимость добычи 1 т руды определяется по уравнению:

$$C = 6,21 + \frac{12,87}{m_0},$$

а на руднике Умальта для системы с распорной крепью [3]—по уравнению:

$$C_d = 8,55 + \frac{12,53}{m_0},$$

где m_0 —ширина очистного пространства.

По данным И. Кожешека, Д. Ружички и Б. Соукупа [8],

себестоимость добычи 1 т руды подземным способом определяется по уравнению вида:

$$C_d = C' + \frac{C''}{m_0},$$

где C' и C'' — постоянные числовые коэффициенты для данной системы разработки.

Все эти уравнения одного и того же вида с двумя переменными величинами: себестоимостью добычи C_d и шириной очистного пространства m_0 .

Следует отметить, что эти уравнения справедливы при постоянной годовой производительности рудника, т. е., если с увеличением запасов руды за счет снижения бортового содержания (увеличения мощности рудного тела), годовая производительность A не меняется.

В этом случае нетрудно определить, что себестоимость добычи приращиваемой по мощности руды — величина постоянная:

$$\Delta C_d = C' = \text{const.} \quad (30)$$

При этом постоянными являются все затраты на добычу 1 т руды, зависящие от годовой производительности рудника: расходы по транспорту, подъему, водоотливу, общерудничные расходы, расходы по обогащению и т. д., а переменными — затраты на очистные и подготовительные работы.

Естественно предположить, что и в этом случае росту запасов руды должно соответствовать увеличение годовой производительности предприятия.

В этом случае снижаются затраты на 1 т руды по остальным статьям расходов. Выше было показано, что себестоимость добычи 1 т приращенной годовой производительности — величина постоянная.

Таким образом, при изменении бортового содержания переменными являются мощность рудного тела и годовая производительность предприятия.

Себестоимость добычи 1 т руды при этом меняется как за счет увеличения годовой производительности предприятия, что характерно и для отыскания денежного выражения мини-

мального промышленного содержания, так и за счет увеличения мощности рудного тела, когда меняются также и затраты на 1 т руды по очистным и подготовительным работам.

В этом и состоит основное **экономическое** различие между минимальным промышленным и бортовым содержаниями.

Рассмотрим в каких пределах может меняться денежное выражение бортового содержания.

Денежное выражение бортового содержания достигает своего максимума в случае, если с увеличением мощности рудного тела годовая производительность рудника не меняется.

Минимума денежное выражение бортового содержания достигнет, если с увеличением мощности рудного тела увеличивается и годовая производительность предприятия.

В этом случае, как было отмечено выше, себестоимость снижается как за счет увеличения мощности рудного тела (снижаются расходы на 1 т руды по очистной выемке и подготовке), так и за счет увеличения годовой производительности предприятия (снижаются расходы на 1 т руды по прочим статьям добычи и обогащения).

Разделим полную себестоимость добычи и обогащения на две группы:

I группа — затраты на 1 т руды, зависящие от мощности рудного тела, но не зависящие от годовой производительности предприятия (очистные и подготовительные работы) — $Z_{o.n.}$;

II группа — затраты на 1 т руды, зависящие от годовой производительности предприятия, но не зависящие от мощности рудного тела (прочие затраты) — $Z_{проч.}$

Затраты на 1 т приращенных запасов по I группе — $\Delta Z_{o.n.}$, а по II группе — $\Delta Z_{проч.}$

Сумма этих затрат и $E_n \Delta K$ является минимумом денежного выражения бортового содержания:

$$D_{борт} = \Delta Z_{o.n.} + \Delta Z_{проч.} + E_n \Delta K, \quad (31)$$

где ΔK — удельные капитальные вложения на 1 т приращенной годовой производительности.

Этой величины $D_{\text{борт}}$ можно достичь лишь при одном условии: увеличению запасов руды, связанному с изменением мощности рудного тела, должно соответствовать прямо пропорциональное увеличение годовой производительности предприятия.

Покажем это на следующем числовом примере.

Допустим, что на рассматриваемом месторождении при мощности рудного тела $m_1 = 1\text{ м}$ и $A_1 = 100,0$ тыс. т полная себестоимость добычи и переработки 1 т руды составила 12,0 руб., в том числе затраты по I группе (зависящие от мощности рудного тела) $Z_{\text{о.п.}} = 5$ руб., по II группе (зависящие от годовой производительности предприятия)

$$Z_{\text{проч.}} = 7 \text{ руб.}; K_1 = 15 \text{ руб.}; Q_j = 1000,0 \text{ тыс. т.};$$

$$G_k = 1000,0 \text{ тыс. руб.}$$

Содержание полезных компонентов постепенно убывает к зальбандам рудного тела, т. е. разным содержаниям соответствуют разные мощности рудного тела.

Расчетом установлено, что при $m_2 = 2,0$ $Z_{\text{о.п.}} = 3,5$ руб., а при $A_2 = 200,0$ тыс. т $Z_{\text{проч.}} = 5,0$ руб.; $K_2 = 12,0$ руб.

Зная, что при увеличении мощности рудного тела $\Delta Z_{\text{о.п.}} = \text{const}$ и при увеличении производительности $\Delta Z_{\text{проч.}} = \text{const}$, легко определить $Z_{\text{о.п.}}$ и $Z_{\text{проч.}}$ для любых значений мощности рудного тела и годовой производительности предприятия.

Таблица 2

Мощность рудного тела m , м	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0
Затраты по I группе $Z_{\text{о.п.}}$, руб.	5,0	3,5	3,0	2,75	2,6

Таблица 3

Годовая производительность предприятия A , тыс. т/год	100	150	200	250	300	400	500
Затраты по II группе $Z_{\text{проч.}}$, руб.	7,0	5,66	5,0	4,6	4,33	4,0	3,8

По этим данным составим сводную таблицу значений полной себестоимости добычи и обогащения 1 т руды при разных значениях m и A .

Таблица 4

		Годовая производительность предприятия А, тыс. т						
		100	150	200	250	300	400	500
Мощность рудного тела, м.	1,0	12	10,67	10,0	9,6	9,33	9,0	8,8
	2,0	10,5	9,17	8,5	8,1	7,83	7,5	7,3
	3,0	10,0	8,67	8,00	7,6	7,33	7,0	6,8
	4,0	9,75	8,42	7,75	7,35	7,08	6,75	6,55
	5,0	9,6	8,27	7,60	7,20	6,93	6,60	6,40

Эти значения получены путем сложения $Z_{o.n.}$ и $Z_{проч.}$. Например, при $m=2$ м и $A=250,0$ тыс. т

$$C_{пол.} = Z_{o.n.} + \Delta Z_{проч.} = 3,5 + 4,6 = 8,1 \text{ руб. и т. д.}$$

Допустим, что в рассматриваемом примере при $m_1 = 1,0$ м оптимальная производительность предприятия составила $A_0 = 100,0$ тыс. т/год, то для $m_2 = 2$ м следует рассмотреть диапазон годовых производительностей от 100,0 до 200,0 тыс. т/год $\left(\text{от } A_0 \text{ до } \frac{m_2}{m_1} A_0 \right)$.

В рассматриваемом примере нетрудно убедиться, что полная себестоимость добычи и переработки приращенной руды при этом меняется от максимума 9 руб. (при $A=100,0$ тыс. т/год) до минимума 5 руб. (при $A=200,0$ тыс. т/год).

Из таблицы 2 находим, что затраты на 1 т приращенных запасов по 1 группе $\Delta Z_{o.n.} = 2,0$ руб., а из таблицы 3 определяем $\Delta Z_{проч.} = 3$ руб.

Отсюда минимальная себестоимость добычи и переработки 1 т приращенной руды будет:

$$\Delta Z_{\min} = \Delta Z_{o.n.} + \Delta Z_{проч.} = 2 + 3 = 5 \text{ руб.}$$

Максимальная себестоимость добычи и обогащения 1 т руды будет в том случае, если при увеличении мощности рудного тела от 1 до 2 м годовая производительность остается прежней ($A = 100,0$ тыс. т/год):

$$\Delta Z_{\max} = \Delta Z_{\text{о.п}} + Z_{\text{проч}} - \frac{G_k}{Q_j} = 2 + 7 - 1 = 8 \text{ руб.}$$

Данные таблицы 4 доказывают, что при прямопропорциональном изменении мощностей и годовых производительностей предприятия себестоимость добычи и переработки 1 т приращенной руды—величина постоянная.

В данном примере $\Delta Z_{\min} = 5 \text{ руб.} = \text{const.}$

В рассматриваемом примере удельные капитальные вложения на 1 т годовой добычи при $A_1 = 100,0$ тыс. т составляют $K_1 = 15 \text{ руб.}$, а при $A_2 = 200,0$ тыс. т— $K_2 = 12 \text{ руб.}$

Выше было показано, что удельные капитальные вложения на добычу и переработку 1 т приращенной производительности величина постоянная.

В нашем случае

$$\Delta K = \frac{12 \cdot 200 - 15 \cdot 100}{200 - 100} = 9 \text{ руб.} = \text{const.}$$

Нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений:

$$\Delta E = 0,15$$

Тогда минимум денежного выражения бортового содержания будет:

$$D_{\text{борт}}^{\min} = \Delta Z_{\text{о.п}} + \Delta Z_{\text{проч}} + E_n \Delta K = 2 + 3 + 0,15 \cdot 9 = 6,35 \text{ руб.}$$

Эту величину можно получить и по формуле (12):

$$\begin{aligned} D_{\text{борт}}^{\min} &= \Delta Z_{\text{пр}} = Z_{\text{пр}}^* - (Z_{\text{пр}}^* - Z_{\text{пр}}^*) \frac{A_j}{A_i - A_j} = \\ &= 10,3 - (14,25 - 10,3) \frac{100}{200 - 100} = 6,35 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Если при увеличении мощности рудного тела от 1 до 2 м годовая производительность предприятия по руде осталась постоянной ($A = 100,0$ тыс. т), то удельные капитальные вло-

жения на приращенную руду будут равны нулю, а максимум денежного выражения бортового содержания в этом случае будет:

$$D_{\text{борт}}^{\text{max}} = \Delta Z_{\text{о п}} + Z_{\text{проч}} - \frac{G_k}{Q_j} = 2 + 7 - 1 = 8 \text{ руб.}$$

При промежуточных значениях, например, при $A = 150,0$ тыс. т

$$D_{\text{борт}} = \frac{9,17 \cdot 2 - 12 \cdot 1}{2 - 1} + 1,35 = 7,69 \text{ руб.,}$$

где 9,17 руб.—полная себестоимость добычи и переработки 1 т руды при $m=2m$ и $A=150,0$ тыс. т;
 12,0 руб.—то же при $m=1m$ и $A=100,0$ тыс. т;
 2м и 1 м—мощности рудных тел по вариантам;
 1,35 руб.—произведение удельных капитальных вложений приращенной производительности на нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($9 \times 0,15$).

Таким образом, при выполнении условия $\frac{m_i}{m_j} = \frac{A_i}{A_j}$ бортовое содержание достигает своего минимума.

Это позволяет сделать вывод, что при увеличении запасов, связанных с увеличением мощности рудного тела, необходимо стремиться годовую производительность рудника A увеличивать прямо пропорционально увеличению мощностей m .

Такое решение даст возможность вовлечь в эксплуатацию большее количество руд (благодаря наиболее низкому бортовому содержанию), которые в противном случае будут безвозвратно потеряны. Это позволит также получить наиболее низкую среднюю себестоимость добычи и переработки 1 т руды. Наконец, такое решение о годовой производительности предприятия подтверждается и горными возможностями рудника.

Тогда денежное выражение бортового содержания—величина постоянная:

$$D_{\text{борт}}^{\text{min}} = \text{const.}$$

При $\frac{m_i}{m_j} > \frac{A_i}{A_j}$ денежное выражение бортового содержания $D_{\text{борт}}$ будет выше минимума $D_{\text{борт}}^{\text{min}}$.

Рассмотрим в каких пределах в этом случае будет меняться $D_{\text{борт}}$. Для этого воспользуемся зависимостью оптимальных сроков существования рудников от годовой производительности, приведенной выше (см. таб. 1).

Допустим, что в рассматриваемом примере при $m = 1,0$ м, $A = 100,0$ тыс. т/год и $Z = 12$ руб., срок службы рудника $T = 10$ лет.

Тогда при $m = 1,8$ м, $A = 150,0$ тыс. т и $Z = 9,34$ руб.— $T = 12$ лет, а при $m = 4,5$ м, $A = 300,0$ тыс. т и $Z = 7,0$ руб.— $T = 15$ лет (см. таб. 1).

Определим $D_{\text{борт}}$ для этих вариантов.

При рассмотрении вариантов $m = 1,0$ м и $m = 1,8$ м,

$$D_{\text{борт}} = \frac{9,34 \cdot 1,8 - 12 \cdot 1,0}{1,8 - 1,0} + 1,35 = 7,35 \text{ руб.};$$

при рассмотрении вариантов $m = 1,0$ м и $m = 4,5$ м

$$D_{\text{борт}} = \frac{7,0 \cdot 4,5 - 12 \cdot 1,0}{4,5 - 1,0} + 1,35 = 6,95 \text{ руб.};$$

и при рассмотрении вариантов $m = 1,8$ м и $m = 4,5$ м

$$D_{\text{борт}} = \frac{7,0 \cdot 4,5 - 9,34 \cdot 1,8}{4,5 - 1,8} + 1,35 = 6,79 \text{ руб.}$$

Все эти значения выше $D_{\text{борт}}^{\text{min}} = 6,35$ руб., но друг от друга они отличаются незначительно (до 7,5%).

Следовательно, при рассмотрении диапазона мощностей рудного тела от 1,0 до 4,5 м разница в денежных выражениях бортовых содержаний находится в пределах точности расчета.

Итак, уровень бортового содержания практически не зависит от выбранных для сравнения вариантов годовой производительности предприятия; при прямопропорциональном, или близком к этому, изменению годовой производительности

предприятия $\left(\frac{m_i}{m_j} = \frac{A_i}{A_j}\right)$ бортовое содержание, достигая своего минимума, является величиной постоянной:

$$D_{\text{борт}} = \text{const.}$$

Выше было показано, что денежное выражение минимального промышленного содержания есть сумма полной себестоимости добычи и переработки приращенной производительности и произведения нормативного коэффициента эффективности капитальных вложений на удельные капитальные вложения приращенной производительности:

$$D_{\text{min}} = \Delta Z_{\text{пр}} = \Delta Z + E_n \Delta K = Z_{0.н} + \Delta Z_{\text{проч}} + E_n \Delta K, \quad (32)$$

или по формуле (12)

$$D_{\text{min}} = \Delta Z_{\text{пр}} = Z'_{\text{пр}} - (Z'_{\text{пр}} - Z''_{\text{пр}}) \frac{A_j}{A_i - A_j}$$

и что эта величина не зависит от вариантов годовых производительностей.

Но D_{min} определяется при фиксированной мощности рудного тела и зависит от последней.

В рассматриваемом примере (см. таб. 4):

$$\begin{aligned} \text{при } m=1\text{м} - D_{\text{min}} &= 8,0 + 1,35 = 9,35 \text{ руб.} \\ \text{при } m=2\text{м} - D_{\text{min}} &= 6,5 + 1,35 = 7,85 \text{ руб.} \\ \text{при } m=3\text{м} - D_{\text{min}} &= 6,0 + 1,35 = 7,35 \text{ руб.} \\ \text{при } m=4\text{м} - D_{\text{min}} &= 5,75 + 1,35 = 7,10 \text{ руб.} \\ \text{при } m=5\text{м} - D_{\text{min}} &= 5,6 + 1,35 = 6,95 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Это показывает, что уровень минимального промышленного содержания зависит от мощности рудного тела, т. е. минимальное промышленное содержание — функция мощности рудного тела.

Таким образом, определение бортового содержания на уровне $D_{\text{борт}}^{\text{min}}$ позволяет отнести к балансовым блоки с более низким содержанием полезных компонентов, чем при любом другом значении $D_{\text{борт}}$.

Это еще раз указывает на необходимость соблюдения пропорции:

$$\frac{m_i}{m_j} = \frac{A_i}{A_j}$$

В рассматриваемом примере $D_{\text{борт}}^{\text{min}} = 6,35$ руб.

Допустим, что после определения натурального значения бортового содержания и оконтуривания по нему рудного тела вкрест простирания получили $m = 3$ м. Тогда денежное выражение минимального промышленного содержания при $m = 3$ м определяется следующим образом:

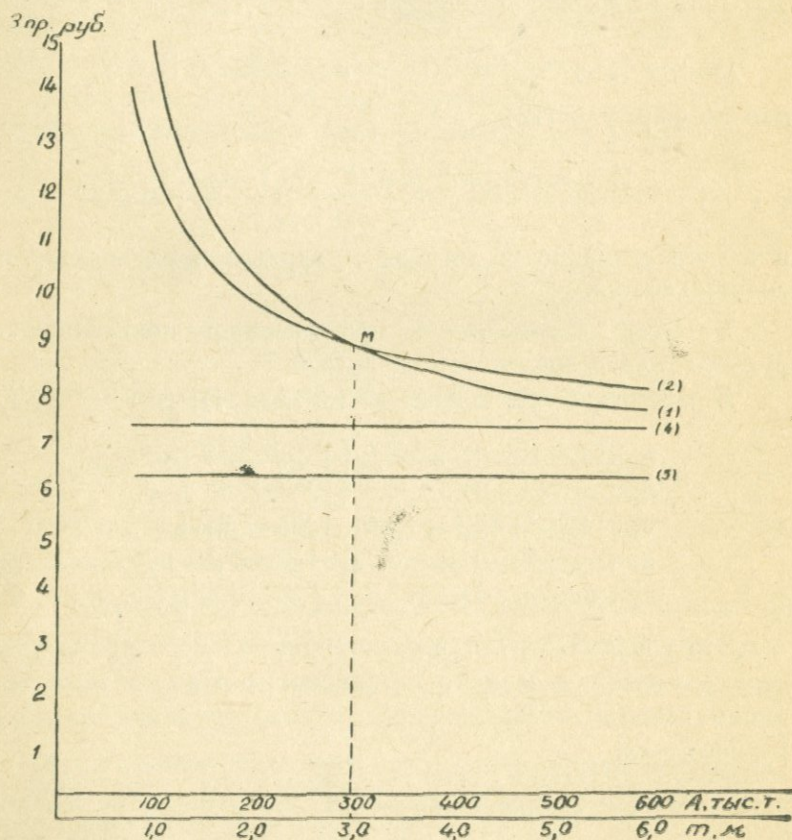


Рис. 2. Зависимость приведенных затрат на 1 т руды от мощности рудного тела m и годовой производительности A .

при мощности рудного тела $m=3\text{ м}$, $Z_{o.n.}=3$ руб. (см. таб. 2), $\Delta Z_{\text{проч.}}=3$ руб. (см. таб. 3), $E_n \Delta K=1,35$ руб. Денежное выражение минимального промышленного содержания есть сумма этих величин:

$$D_{\text{min}} = Z_{o.n.} + \Delta Z_{\text{проч.}} + E_n \Delta K = 3 + 3 + 1,35 = 7,35 \text{ руб.}$$

Величину D_{min} можно определить непосредственно по формуле (12), пользуясь данными таблицы 4 (горизонтальная строка при $m=3\text{ м}$) и значениями удельных капитальных вложений.

Приведенные затраты на добычу и переработку 1 т руды при $m=3\text{ м}$ и $A=100,0$ тыс. т составляют $Z'_{\text{пр}} = 10 + 0,15 \cdot 15 = 12,25$ руб., а при $A=20$ тыс. т — $Z'_{\text{пр}} = 8 + 0,15 \cdot 12 = 9,8$ руб. Тогда по формуле (12) находим:

$$D_{\text{min}} = \Delta Z_{\text{пр}} = 9,8 - (12,25 - 9,8) \frac{100}{200 - 100} = 7,35 \text{ руб.}$$

Если рудные тела или блоки подсчета запасов отличаются по мощности, то разным рудным телам (блокам) будут соответствовать разные значения D_{min} .

Если на разных рудных телах применяются разные системы разработки, то нужно определить для каждой системы значения $Z_{o.n.}$, оставляя постоянными значения $Z_{\text{проч.}}$. По сумме $Z_{o.n.} + Z_{\text{проч.}}$ составляются таблицы, аналогичные таб. 4 для каждой системы разработки.

На рис. 2 рассматриваемый пример изображен графически. Кривая 1 показывает изменение приведенных затрат при прямопропорциональных изменениях годовых производительностей и мощностей рудного тела; кривая 2 — изменение приведенных затрат при $m=3\text{ м}$ и переменных значениях A ; прямая 3 — денежное выражение бортового содержания $D_{\text{сорт}}$; прямая 4 — денежное выражение минимального промышленного содержания. Точка пересечения кривых 1 и 2 показывает, что мощность рудного тела равна 3 м.

Итак, для того чтобы определить денежные выражения бортового $D_{\text{сорт}}$ и минимального промышленного D_{min} содержания, достаточно рассмотреть запасы руды по двум

вариантам мощностей рудных тел и задаться двумя значениями годовых производительностей $\left(\text{при } \frac{m_i}{m_j} = \frac{A_i}{A_j} \right)$.

Затем определяется полная себестоимость добычи и переработки 1 т руды Z по вариантам, с выделением затрат по очистным и подготовительным работам $Z_{o.п}$ для обоих значений m ; затраты по II группе ($Z_{проч} = Z - Z_{o.п}$) определяются для каждого значения A . По обоим вариантам годовых производительностей определяются и удельные капиталовложения.

Зная эти величины, легко определить приведенные затраты для любых мощностей m рудных тел и годовых производительностей предприятия по руде A .

Денежное выражение бортового содержания определяется по формуле (12).

$$D_{\text{борг}} = Z_{\text{пр}}^* - (Z'_{\text{пр}} - Z_{\text{пр}}^*) \frac{A_j}{A_i - A_j}$$

или по формуле (31).

Далее определяется натуральное значение бортового содержания, по которому производится оконтуривание рудного тела. Определяется фактическая мощность рудного тела m и блоков подсчета запасов. Для полученной мощности берутся два значения приведенных затрат, соответствующих разным значениям A , и по формуле (12) определяется денежное выражение минимального промышленного содержания:

$$D_{\text{min}} = Z_{\text{пр}}^* - (Z'_{\text{пр}} - Z_{\text{пр}}^*) \frac{A_j}{A_i - A_j}$$

Эту величину можно получить и по формуле (32).

Вышеприведенным примером проиллюстрирована предлагаемая методика определения $D_{\text{борг}}$ и D_{min} .

После определения натуральных значений бортового и минимального промышленного содержания производится подсчет балансовых запасов руды и металлов по месторождению.

При этом может возникнуть вопрос: если среднее содержание по месторождению окажется равным минимальному промышленному, будет ли месторождение промышленным? В этом случае месторождение не может явиться объектом рентабельной разработки, так как денежное выражение минимального промышленного содержания—это приведенные затраты только на приращенную руду.

Поэтому очевидна необходимость ввода еще одного лимита содержания: минимального среднего содержания по месторождению, денежное выражение которого D_{cp} должно покрываться **средним** значением приведенных затрат по месторождению при определенных значениях m , A , $D_{борт}$ и D_{min} :

$$D_{cp} = Z_{пр},$$

где $Z_{пр}$ — средние приведенные затраты на 1 т руды по выбранному варианту годовой производительности.

Очевидно, что D_{cp} функция запасов и годовой производительности предприятия.

Поэтому, при фиксированных запасах руд эта величина D_{cp} довольно устойчива, но при наращивании запасов в процессе разведочных работ (эксплуатационная разведка) может быть поставлен вопрос о расширении предприятия, и величина D_{cp} будет снижена.

Вышесказанное относится к рудникам с подземным способом разработки.

При открытом способе разработки могут встретиться два основных случая.

Первый случай. Изменение запасов руды, связанное с разными лимитами содержаний полезных компонентов в руде, происходит в одних и тех же контурах карьера, т. е. количество горной массы в контурах карьера и, соответственно, годовая производительность карьера по горной массе—величины постоянные. Отсюда, себестоимость дополнительно добываемой (приращиваемой) от варианта к варианту руды

$$\Delta C_{доп} = 0 = \text{const.}$$

В этом случае денежные выражения бортового и мини-

мального промышленного содержания равны между собой и определяются полными приведенными затратами по обогащению 1 т руды приращиваемой руды (при одинаковых затратах транспортировки 1 т руды до фабрики и 1 т вскрыши до отвалов):

$$D_{\text{борт}} = D_{\text{min}} = \Delta Z_{\text{пр}} = \Delta Z_{\text{пр}}^{\text{об}} = \text{const},$$

где $\Delta Z_{\text{пр}}^{\text{об}}$ — приведенные затраты по обогащению 1 т приращиваемой руды.

Этот случай является наиболее благоприятным из всех возможных при оценке месторождений, так как позволяет эксплуатировать наиболее убогие руды.

Второй случай. С изменением запасов руды меняются и контуры карьера, а следовательно, и годовая производительность карьера по горной массе.

В этом случае необходимо определить показатели, соответствующие разным контурам карьера, и по формуле (12) определить $D_{\text{борт}}$ и D_{min} .

Исходя из изложенного, дадим определения бортового, минимального промышленного и минимального среднего по месторождению содержания.

Бортовое содержание — это такое, ограничивающее рудное тело по мощности, минимальное содержание полезного компонента в пробе (или группе проб), при котором достигается равенство приведенных затрат на добычу и переработку 1 т приращенной по мощности руды с ее извлекаемой ценностью.

Минимальное промышленное содержание — это такое наименьшее среднее содержание полезного компонента в части, ограниченной по мощности бортовым содержанием, запасов руд месторождения, при котором достигается равенство приведенных затрат на добычу и переработку 1 т приращенной вкrest мощности (простираение, падение) руды с ее извлекаемой ценностью.

Минимальное среднее содержание по месторождению — это такое наименьшее среднее содержание полезного компонента в оконтуренных по бортовому и минимальному промышленному содержаниям запасах руд месторождения, при котором достигается равенство средних приведенных затрат на добычу и переработку 1 т руды с ее извлекаемой ценностью.

Г Л А В А I V

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАТУРАЛЬНЫХ ЗНАЧЕНИЙ БОРТОВОГО, МИНИМАЛЬНОГО ПРОМЫШЛЕННОГО И МИНИМАЛЬНОГО СРЕДНЕГО ПО МЕСТОРОЖДЕНИЮ СОДЕРЖАНИЙ

В предыдущих главах было показано, что каждый из трех рассматриваемых параметров кондиций предусматривает нахождение такого содержания полезного компонента в некотором объеме руды, которое обеспечит равенство приведенных затрат на добычу и переработку этой руды с ее извлекаемой ценностью.

Извлекаемая ценность 1 т рядовой руды:

$$I_{\text{ц}} = B \cdot Ц_{\text{к}}, \quad (33)$$

где B — выход концентрата, в долях единицы;

$Ц_{\text{к}}$ — цена концентрата, руб;

$$B = \frac{C_{\text{р}} - C_{\text{х}}}{C_{\text{к}} - C_{\text{х}}}, \quad (34)$$

где $C_{\text{р}}$ — содержание металла в рядовой руде, %;

$C_{\text{х}}$ — содержание металла в хвостах обогащения, %;

$C_{\text{к}}$ — содержание металла в концентрате, %.

Подставляя в формулу (33) значение B (34), получим:

$$I_{\text{ц}} = \frac{C_{\text{р}} - C_{\text{х}}}{C_{\text{к}} - C_{\text{х}}} Ц_{\text{к}}. \quad (35)$$

Решая это уравнение относительно искомого $C_{\text{р}}$, получим:

$$C_{\text{р}} = \frac{I_{\text{ц}} (C_{\text{к}} - C_{\text{х}})}{Ц_{\text{к}}} + C_{\text{х}}. \quad (36)$$

Все значения величин, входящих в правую часть формулы (36) — известны:

содержание металла в концентрате C_k и в хвостах обогащения C_x определены в процессе технологических испытаний;

извлекаемая ценность I_n — это денежное выражение бортового $D_{\text{борг}}$, минимального промышленного D_{min} и минимального среднего по месторождению $D_{\text{ср}}$ содержания, в зависимости от того, какой из параметров определяется;

Цена концентрата — $Ц_k$.

В отношении этой величины следует сказать особо.

В литературе по кондициям часть исследователей считает необходимым использовать оптовые преysкурантные цены. Другая часть считает применение оптовых цен неправомерным, так как в СССР оптовая цена — это отражение средних затрат (в настоящее время — приведенных) в целом по отрасли той или иной промышленности.

При таком ценообразовании всегда будут «рентабельные» и «убыточные» предприятия. Следовательно, если подходить с меркой «оптовая цена на металл», то будет забраковано огромное число действующих горнорудных предприятий, после закрытия которых страна лишится необходимого для народного хозяйства значительного количества металла.

После этого оптовая цена, как средняя величина, будет понижена, а «убыточными» окажутся новые предприятия и т. д.

Поэтому Н. В. Володомоноу [4] считает необходимым, наряду с действующими оптовыми ценами, ввести новый директивный (плановый) показатель — «бортовая (предельно-допустимая) себестоимость продукта». В условиях нового ценообразования этот показатель следует заменить «предельно-допустимыми приведенными затратами».

С другой стороны, государством установлены отраслевые нормативные коэффициенты эффективности капиталозложений E_n , которые определяются, исходя из действующих оптовых цен. Кроме того, использование оптовых цен даст возможность вводить в эксплуатацию новые месторождения, обеспечивающие более высокую рентабельность, чем при использовании «предельно-допустимых».

Вышесказанное свидетельствует о сложности решения этого вопроса, который должен явиться предметом самостоятельного исследования.

Поэтому, ввиду отсутствия «предельно-допустимых» цен, в настоящей работе предусматривается использование существующих оптовых преискурантных цен.

Формула (36) дает возможность определить натуральные значения лимитов содержания в рядовой руде.

Для определения искоемых содержаний в руде в недрах необходимо левую часть формулы (36) выразить через содержание полезного компонента в рудном теле:

$$C_p = C_{p.n} (1 - \gamma), \quad (37)$$

где $C_{p.n}$ — содержание полезного компонента в рудном теле, %
 γ — разубоживание, в долях единицы.

Подставим значение C_p (37) в формулу (36) и определим содержание полезного компонента в рудном теле:

$$C_{p.n} = \frac{I_n (C_k - C_x)}{C_k (1 - \gamma)} + \frac{C_x}{1 - \gamma}. \quad (38)$$

Подставляя в формулу (38) вместо $I_n - D_{\text{борг}}$, D_{min} и $D_{\text{ср}}$, получим соответственно натуральные значения бортового, минимального промышленного и минимального среднего по месторождению содержаний:

а) бортовое содержание полезного компонента в руде:

$$C_{\text{борг}} = \frac{D_{\text{борг}} (C_k - C_x)}{C_k (1 - \gamma)} + \frac{C_x}{1 - \gamma}; \quad (39)$$

б) минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде:

$$C_{\text{min}} = \frac{D_{\text{min}} (C_k - C_x)}{C_k (1 - \gamma)} + \frac{C_x}{1 - \gamma}; \quad (40)$$

в) минимальное среднее по месторождению содержание полезного компонента в руде:

$$C_{\text{ср}} = \frac{D_{\text{ср}} (C_k - C_x)}{C_k (1 - \gamma)} + \frac{C_x}{1 - \gamma}. \quad (41)$$

Пример. Определить натуральные значения $C_{\text{борт}}$, $C_{\text{мин}}$ и $C_{\text{ср}}$ для условий рассматриваемого примера (см. главу III).

Допустим при этом, что $g=0,1$; $C_k=20,0\%$; $C_x=0,1\%$; $\Pi_k=98$ руб.

Из предыдущих расчетов известно, что $D_{\text{борт}}=6,35$ руб..

Тогда:

$$C_{\text{борт}} = \frac{6,35(20-0,1)}{98(1-0,1)} + \frac{0,1}{1-0,1} = 1,54\%.$$

Оконтуренные по бортовому содержанию блоки подсчета запасов имеют мощность 2 и 3 м.

При $m=2\text{м}$ — $D_{\text{мин}}=7,85$ руб;

при $m=3\text{м}$ — $D_{\text{мин}}=7,35$ руб.

Соответственно при $m=2\text{м}$:

$$C_{\text{мин}} = \frac{7,85(20-0,1)}{98(1-0,1)} + \frac{0,1}{1-0,1} = 1,88\%;$$

при $m=3\text{м}$:

$$C_{\text{мин}} = \frac{7,35(20-0,1)}{98(1-0,1)} + \frac{0,1}{1-0,1} = 1,76\%.$$

Фактическое среднее содержание полезного компонента в некоторых блоках оказалось ниже $C_{\text{мин}}$. Запасы этих блоков отнесены к забалансовым. Оставшиеся запасы руды (при $m=2,6\text{ м}$) позволяют оптимальную годовую производительность предприятия принять

$$A_0 = 150,0 \text{ тыс. т.}$$

При $m=2,6\text{ м}$ затраты по I группе составляют $Z_{0,n}=3,15$ руб. (см. таб. 2); при $A=150,0$ тыс. т затраты по II группе составляют $Z_{\text{проч}}=5,66$ руб. (см. таб. 3).

Удельные капиталовложения на 1 т годовой производительности определяются из системы уравнений:

$$15 = K_1 + \frac{K_2}{100},$$

$$12 = K_1 + \frac{K_2}{200},$$

где 15 — удельные капиталовложения при $A=100,0$ тыс. т;

12—удельные капиталовложения при $A=200,0$ тыс. т (см. главу III).

Откуда

$$K=9+\frac{600}{A};$$

при $A=150,0$ тыс. т— $K=13$ руб.

Тогда

$$D_{\text{ср}}=Z_{\text{о.п}}+Z_{\text{проч}}+E_n K=3,15+5,66+0,15 \cdot 13=10,76 \text{ руб.}$$

Следовательно, минимальное среднее по месторождению содержание составит:

$$C_{\text{ср}}=\frac{10,76(20-0,1)}{98(1-0,1)}+\frac{0,1}{1-0,1}=2,53\%.$$

В Ы В О Д Ы

Изложенное в настоящей работе позволяет сделать следующие основные выводы:

1. В настоящее время наиболее распространенными методами экономической оценки месторождений полезных ископаемых являются аналитический и вариантный.

2. Существующий аналитический метод определения бортового и минимального промышленного содержания следует признать непригодным. Оценка при этом методе носит искаженный характер.

3. Вариантный метод определения кондиций весьма трудоемок и сложен, но позволяет в принципе объективно оценить месторождение. Однако этим методом, как правило, определяется только бортовое содержание. Вариантного метода одновременного определения и бортового, и минимального промышленного содержания не существует.

4. Исследования эксплуатационных расходов и удельных капитальных затрат позволяют установить, что полные приведенные затраты на добычу и переработку 1 т приращенной производительности (при соответствующем росте запасов) — величина постоянная по отношению к годовой производительности предприятия.

5. Являются постоянными и приведенные затраты на 1 т руды, приращенной по мощности рудного тела.

6. Наименьших затрат на 1 т приращенной руды по мощности рудного тела можно достичь при условии прямопропорционального изменения годовых производительностей предприятия и мощностей рудного тела.

7. Определенные при этом приведенные затраты на 1 т приращенной руды по мощности рудного тела—есть денежное выражение бортового содержания. Последнее не зависит от запасов и годовой производительности предприятия. Денежное выражение бортового содержания складывается из затрат на очистные и подготовительные работы, **приходящихся на 1 т руды, приращенной по мощности рудного тела**, затрат на прочие операции добычи и переработки 1 т приращенной годовой производительности и производства удельных капиталовложений приращенной годовой производительности на нормативный коэффициент эффективности капиталовложений. При помощи бортового содержания определяется мощность промышленной части рудного тела.

8. Приведенные затраты на добычу и переработку 1 т приращенной годовой производительности есть денежное выражение минимального промышленного содержания. Последнее не зависит от величины запасов и годовой производительности горнорудного предприятия, но зависит от мощности рудного тела. Денежное выражение минимального промышленного содержания складывается из **полных затрат на очистные и подготовительные работы при фиксированной мощности рудного тела**, затрат на прочие операции добычи и переработки 1 т приращенной годовой производительности и производства удельных капиталовложений приращенной годовой производительности на нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

9. Нижним пределом минимального промышленного содержания является бортовое содержание.

Практически эти величины совпадают при больших мощностях рудного тела, особенно в случаях, когда эксплуатационные блоки располагаются вкрест простирания рудного тела (подземные работы), а при открытом способе разрабо-

ки месторождений—если при изменении лимитов содержания не происходит изменений контуров карьера.

10. При оконтуренных запасах по бортовому и минимальному промышленному содержаниям и определенной оптимальной годовой производительности предприятия средние приведенные затраты на добычу и переработку 1 т руды являются денежным выражением минимального среднего по месторождению содержания.

Эта величина зависит от величины оконтуренных запасов руды и соответствующей этим запасам годовой производительности предприятия.

Нижним пределом минимального среднего по месторождению содержания является минимальное промышленное содержание.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И. — Определение производительности рудника. Металлургиздат, 1948.
2. Агошков М. И., Бронников Д. М. — К методике определения минимального промышленного содержания металла в руде. В кн.: Труды ИГД АН СССР, т. I, 1954.
3. Агошков М. И., Чудаков В. В., Панфилов Е. И., Симаков В. А. — Нормирование трудовых затрат в зависимости от ширины очистного пространства при разработке тонких жил. Доклад на совещании по вопросам изыскания эффективных способов разработки жильных месторождений в г. Иркутске. ИГД им. А. А. Скочинского, 1963.
4. Володомонов Н. В. — Горная рента и принципы оценки месторождений. Металлургиздат, 1959.
5. Гатов Т. А. — Обоснование минимального содержания цветных металлов в руде. «Недра», 1967.
6. Гудалин Г. Г. — Предпроектная экономическая оценка рудных месторождений. «Недра», 1967.
7. Гудалин Г. Г. — Опыт геолого-экономической оценки меднорудных месторождений СССР. «Методы геолого-экономической оценки месторождений твердых полезных ископаемых». Сборник материалов СЭВ, отдел геологии, 1967.
8. Кожиншек И., Ружичка Д., Соукуп Б. — Геолого-экономическая оценка месторождений олова ЧССР. «Методы геолого-экономической оценки месторождений твердых полезных ископаемых». Сборник материалов СЭВ, отдел геологии, 1967.

9. **Крыжов Л. В.** — Определение браковочных границ балансовых запасов. «Горный журнал», 1952, № 7.
10. **Пожарицкий К. Л.** — Основные положения при определении минимума промышленного содержания металлов в руде. «Горный журнал», 1947, № 9.
11. **Померанцев В. В.** — Промышленные условия для подсчета запасов месторождений цветных металлов. НТО цветной металлургии, 1957.
12. **Померанцев В. В.** — Элементы предварительной промышленной оценки рудных месторождений цветных металлов. Углетехиздат, 1957.
13. **Померанцев В. В.** — Оценка рудных месторождений цветных и черных металлов. Госгортехиздат, 1961.
14. **Рачковский С. Я.** — Вопросы определения минимального промышленного содержания золота в руде. «Золотая промышленность», 1940, № 1.
15. **Прокопьев Е. П.** — Методы установления минимального промышленного содержания в руде при разработке монометаллических месторождений. В сб.: «Геология и горное дело», Металлургиздат, 1947.
16. **Прокопьев А. П.** — Практические методы подсчета запасов рудных месторождений. Госгеолтехиздат, 1953.
17. **Пура Д. М.** — Промышленная оценка рудных месторождений. Изд. ЦИИНЦветмет, 1958.
18. Инструкция о содержании и порядке представления на утверждение ГКЗ СССР проектов кондиций, необходимых для подсчета запасов полезных ископаемых. Методические указания ГКЗ СССР, 1965.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	3
Глава I. Краткий обзор существующих методов оценки месторождений полезных ископаемых	8
Глава II. Обоснование уровня минимального промышленного и бортового содержания металлов в руде	14
Глава III. Анализ себестоимости и приведенных затрат на единицу приращенной руды	25
Глава IV. Определение натуральных значений бортового, минимального промышленного и минимального среднего по месторождению содержания	55
Выводы	59
Литература	61

Ю. А. АГАБАЛЯН

Принципы промышленной оценки рудных месторождений.

Редактор В. Ехшатын
Тех. редактор А. Манукян
Корректор К. Григорян

ВФ 03834

Заказ 591

Тираж 1000

Сдано в производство 25/XII 1969 г.
Подписано к печати 6/IV 1970 г.
Бумага № 1 60×90 $\frac{1}{16}$ печ. 4 лист.
Цена 25 коп.

Типография № 7 Главного управления полиграфической
промышленности Государственного комитета Совета Министров
Арм. ССР по печати, Ереван, ул. Теряна, 127.

ЦЕНА 25 КОП.

12552