

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН
ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ ИСЛАМА КАРИМОВА
ФАКУЛЬТЕТ ИНЖЕНЕРНОЙ ГЕОЛОГИИ И ГОРНОГО ДЕЛА**

Кафедра «ГУ и ПМ»

на правах рукописи

**АБСИБИРОВ АСЛИДДИН ГАДАИНИЁЗ ЎГЛИ
«ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ИХ
СНИЖЕНИЮ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА ЗАРМИТАН»**

Диссертация

на соискание академической степени магистра

**Специальность: 5А311601 - «Разработка месторождений полезных
ископаемых (подземным способом)»**

**Работа рассмотрена
и допускается к защите**

Научный руководитель:

Зав. кафедрой:

**Канд.техн.наук,доцент
Акбаров Т.Г**

Доц: Махмудов Д.Р.

«___» _____ 2017 г.

Ташкент – 2017

Содержания:

Введение.....

I. Вопросы рационального использования недр

1.1 Потери и разубоживание руды при подземной разработкеместорождения полезных ископаемых

1.2 Методы учета потерь и разубоживания руды.....

1.3 Экономический ущерб от потерь и разубоживания руды.....

II. Горно-геологические и горно-технические условия разработки Зармитанского месторождения

2.1 Горно-геологические и горно-технические условия разработки Зармитанского месторождения.....

2.2 Анализ потерь и разубоживания руды при существующих системах разработки

III. Совершенствование мероприятий по снижению потерь и разубоживания

3.1 Предлагаемый метод учета потерь и разубоживания руды....

3.2 Мероприятия по снижению потерь и разубоживанию руды на Зармитанском руднике.....

IV. Заключение.....

V. список литературы.....

ВВЕДЕНИЕ

Переход на рыночные условия хозяйствования predetermined резкий рост влияния показателей извлечения полезного ископаемого при добыче на экономические результаты деятельности горнодобывающих предприятий.

Основополагающим научно-практическим решением в области рационального использования минеральных ресурсов является введение Типовых методических указаний по определению, учету, нормированию и экономической оценке последствий потерь полезных ископаемых. Это создало возможность технико-экономической оптимизации полноты использования запасов при добыче, установления научно-обоснованных нормативов, выявления эффективных средств снижения потерь и разубоживания руды.

Нормирование и планирование потерь и разубоживания руды – одна из сложнейших задач проблемы рационального и эффективного использования запасов месторождений. Нормативы устанавливаются на правильное, культурное, паспортное исполнение системы разработки в целом и в деталях, с учетом строгого и точного соблюдения всех требований правил безопасности, действующих технических и технологических инструкций, а также принятых к внедрению рекомендаций научно-исследовательских организаций.

Нормативы призваны обеспечить максимальную экономическую выгоду от эксплуатации месторождений, более полное и глубокое использование имеющихся ресурсов, строгое ограничение как потерь руды, так и ее разубоживания, особенно пустыми породами и бетонной закладкой.

Длинная цепь потерь и сопутствующего им разубоживания зависят от многочисленных факторов: горно-геологических, экономических и

организационных. Горно-геологические и основные экономические факторы (действие экономических законов и конъюнктура рынка) неуправляемы, следовательно, их необходимо тщательно изучать и возможно полнее учитывать для правильного выбора горной технологии и организации работ.

В результате многолетних исследований, проведенных авторами на ряде рудников, был создан единый методический подход к решению проблемы нормирования и планирования потерь и разубоживания полезных ископаемых при подземном способе эксплуатации месторождений и разработана методика технико-экономического нормирования. Согласно этой методике нормативы устанавливаются не для месторождения в целом, а для конкретных систем разработки с учетом горнотехнических условий, ценности сырья, затрат на его добычу, транспортирование и переработку.

Особую сложность при нормировании показателей извлечения из недр представляют месторождения совместно залегающих руд разных природных и технологических типов. Вместе с тем во всех действующих нормативных документах по нормированию показателей извлечения руды из недр рассматриваются только случаи отработки залежей, имеющих на своих контактах вмещающие породы или руды с некондиционным содержанием полезных компонентов. Поэтому нормирование потерь и разубоживания при разработке месторождений, представленных сближенными залежами руд разных типов, необходимо проводить на основе предлагаемой дифференциальной экономической оценки технологических свойств природных разностей руд.

Актуальность работы до настоящего времени проектные организации и горные предприятия при выборе систем разработки не уделяли должного внимания экономическим последствиям потерь и разубоживания. При проектировании предприятий потери и разубоживание обычно принимаются по статистическим

данным и нередко по единым нормативам потерь, составленным для всех систем разработки, применяемым в горнорудной промышленности включенным в «Нормы технологического проектирования и технологических показателей»

Целью работы является: повышение эффективности и снижение потерь и разубоживание на месторождение Чармитан

Основные задачи исследований:

– ознакомление горно-геологическом и горно-техническому условиям Зарметанского месторождения.

- Ознакомление применяемыми системами разработки и изучение причин потерь и разубоживание.

- разработка мероприятий по снижению потерь и разубоживание исходя из условий золота рудного месторождения Зарметан.

Методы исследований анализ литературных источников, опыта разработки норм потерь и разубоживания в рудниках других

Научная новизна работы мероприятия по снижению потерь и разубоживанию руды на Зармитанском руднике.

Практическая значимость работы состоит в разработке: рекомендаций по оптимизации потерь и разубоживания руды для некоторых месторождения золотарудных "Чармитан"; методики экономической оценки систем разработки рудных месторождений, учитывающее влияние количественных и качественных потерь полезных ископаемых.

I. Вопросы рационального использования недр

1.1 Потери и разубоживание руды при подземной разработке месторождений полезных ископаемых

В практике эксплуатации месторождений подъемным и открытым способами допустимые потери и разубоживание устанавливаются по применяемым системам и *технологии разработки* и целом для горнодобывающего предприятия без учета специфики отработки отдельных выемочных блоков (участков). При этом уровень потерь и разубоживания на стадии как эксплуатации месторождений, так и проектирования предприятий принимается в большинстве случаев ориентировочно — по статистическим данным.

В течение последних лет в горной науке и производстве для определения нормативных потерь и разубоживания полезных ископаемых при добыче применялись и применяются более десяти различных методов нормирования. В основу большинства из них положены технические приемы определения нормативов — по размерам целиков, характерным для применяемых систем разработки, по статистическим данным о величине потерь и разубоживания, образуемых в результате применения той или иной технологической схемы разработки и т. п.

До настоящего времени проектные организации и горные предприятия при выборе систем разработки не уделяли должного внимания экономическим последствиям потерь и разубоживания. При проектировании предприятий потери и разубоживание обычно принимаются по статистическим данным и нередко по единым нормативам потерь, составленным для всех систем разработки, применяемым в горнорудной промышленности включенным в «Нормы технологического проектирования и технологических показателей». Такая постановка вопроса значительно упрощает работу проектных организаций и в то же время снимает с них ответственность за обоснование проектных потерь. В результате существующие проектные и плановые потери, указываемые в официальной отчетности,

в большинстве случаев не могут служить надежными показателями полноты отработки.

При нормировании потерь по статистическим данным, установленные нормы, как правило, не отражают действительного положения об извлечении запасов из недр, чаще всего нормирование носит формальный характер.

Вопросами нормирования потерь полезных ископаемых при разработке месторождений занимался в основном Всесоюзный научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ). Этим институтом и его филиалами, а также предприятиями разработаны и утверждены временные нормативы потерь.

Указанные нормативы потерь разработаны на основании анализа и обобщения фактических материалов, накопленных комбинатами, отдельными шахтами в процессе эксплуатации месторождений, также на основе результатов наблюдений за проявлением горного давления в подготовительных выработках на границах с очистными работами.

Нормативы содержат:

- 1) конструктивные схемы систем разработок, наиболее распространенных в данном районе;
- 2) описание условий, при которых целесообразно применение той или иной системы разработки (или ее разновидности);
- 3) таблицы параметров системы разработки, наиболее распространенной в данных горно-геологических условиях;
- 4) таблицы возможного минимума и максимума потерь при данной системе разработки;
- 5) таблицы нормативов потерь по площади и мощности месторождения, общие для всех систем разработки.

Все таблицы составлены таким образом, чтобы для большинства случаев применения типовых систем разработки значения нормативов потерь определялись непосредственно по таблицам или несложным

интерполированием по смежным значениям нормативов для основных параметров типовой системы разработки.

Такой способ нормирования в какой-то степени допустим для угольных месторождений, так как они представлены пластами, имеющими, как правило, несложное геометрическое строение, сходные элементы залегания и горнотехническую характеристику в условиях одного и того же бассейна. Однако, несмотря на это, для установления нормативного уровня эксплуатационных потерь использование одних статистических данных недостаточно. Как бы ни были представительны статистические данные, нормативный уровень потерь и разубоживания в каждом конкретном случае должны быть экономически обоснованы.

Нормирование потерь и разубоживания руды при разработке железорудных месторождений проводится не на каждом горнодобывающем предприятии. Часто планирование потерь и разубоживания базируется на статистических показателях работы рудника за прошлые годы.

В Криворожском железорудном бассейне применяются устаревшие нормативы потерь и разубоживания. по методике, разработанной С. Е. Никулиным.

Основным недостатком практики нормирования в Криворожском бассейне является то, что нормативы составлялись для системы разработки в целом по бассейну для усредненных горно-геологических условий.

Уральским филиалом ВНИМИ разработаны нормативы потерь и разубоживания для рудников Нижне-Тагильской группы железорудных месторождений. В основу нормирования положены наблюдения и исследования, проведенные институтом на рудниках Нижне-Тагильского металлургического комбината. Размеры потерь и разубоживания руды, связанные с выпуском ее из блока, установлены с учетом результатов лабораторных наблюдений на моделях, а также экспериментальных работ в опытных блоках.

Составленные нормативы не содержат конечных значений, отражающих целесообразные размеры потерь и разубоживания для конкретных условий (участков) Нижне-Тагильских железорудных месторождений. Предполагается, что нормы в каждом отдельном случае должны быть получены на основе рекомендаций и ориентировочных значений, приводимых в таблицах.

Для систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород даны предельные значения целесообразных величин количественных и качественных потерь.

При нормировании Уральским филиалом ВНИМИ были рассмотрены следующие виды потерь:

- 1) связанные со сложной конфигурацией рудных тел и тектоническими нарушениями;
- 2) от неполноты выпуска руды из блоков;
- 3) вызванные отклонением буровзрывных скважин от заданного направления.

Для определения указанных видов потерь даны формулы, примеры расчета, а также целесообразное соотношение размеров потерь и разубоживания в зависимости от содержания железа в руде. Приведены рекомендации по экономическому обоснованию решений об отработке (или оставлении невынутыми) выклинивающихся частей рудных тел.

Эти нормативы в какой-то степени способствовали более упорядоченной отработке запасов. Формулы, приведенные в указанных нормативах, давали возможность с достаточной точностью определять количество теряемой руды.

В работе приведены примеры определения оптимальных соотношений потерь и разубоживания для конкретных условий отработки блоков, однако в ней отсутствуют необходимые методические указания, какими формулами в каких случаях необходима пользоваться при определении этих соотношений.

Для составления нормативов потерь на предприятиях цветной металлургии Республика Казахстан применяется «Методика составления нормативов потерь и разубоживания при системах разработки месторождений подземным способом, применяемых на рудниках Республика Казахстан». На основании этой методики составляются нормативы потерь при системах разработки с магазинированием руды, подэтажного принудительного обрушения и камерно-столбовых в условиях рудников Западного, Миргалымсайского и Джекказганского.

К достоинству методики можно отнести то, что в ней изложена сущность статистического, конструктивного и расчетного методов нормирования потерь, определены условия их применения и приведен анализ зависимости величины потерь от изменения параметров системы разработки в конкретных условиях отдельных рудников. Кроме того, в ней исследованы зависимости количественных и качественных потерь от горнотехнических условий разработки месторождений и определены показатели извлечения рудных целиков при различных системах разработки и способах выемки целиков. При составлении методики был использован огромный фактический материал, накопленный на рудниках Казахстана за много лет.

В период составления методики к нормативам потерь не предъявлялись требования экономического характера, поэтому вопросы экономического обоснования нормативов в этой методике не нашли отражения. •

Следует отметить ошибочность толкования сущности и задач нормирования потерь и разубоживания некоторыми исследователями, которые нормирование часто смешивают с определением и учетом этих показателей, что обусловило односторонний подход к решению вопросов нормирования. Например, Г. В. Секисов ре-

комендует устанавливать нормативы потерь рудной массы и фактические потери ее по отдельным рудным телам и камерам после ее отработки. А. Е. Ергалиев представляет нормативные потери и разубоживание как «усредненные данные, полученные путем обработки многочисленных статистических материалов по применению сравниваемых вариантов систем разработки на других месторождениях». Он также допускает ошибку, утверждая, что нормативные потери и разубоживание руды могут быть получены и прямым методом учета.

Исследованиями последних лет доказана неправильность подобного подхода к нормированию полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр. Установлено, что нормирование не метод, а процесс, состоящий из технического и экономического обоснования рационального уровня извлечения балансовых запасов.

Большое влияние на допустимую величину потерь, а соответственно и на технологию разработки, оказывает ценность полезного ископаемого. При высокой его ценности для сокращения количественных потерь допустимо увеличение качественных потерь и применение дорогостоящих методов выемки. Напротив, при низкой ценности полезного ископаемого необходимо стремиться к применению дешевых методов выемки, допуская в отдельных случаях повышенные потери полезного ископаемого.

Таким образом, допустимый уровень потерь и разубоживания на разных месторождениях оказывается различным из-за большого многообразия горно-геологических и горнотехнических условий их эксплуатации, различной ценности добываемого полезного ископаемого, а также специфических особенностей его переработки. Граница технически и экономически целесообразного уменьшения потерь полезного ископаемого при добыче за счет увеличения разу-

боживания или наоборот, снижения разубоживания за счет увеличения потерь, в каждом конкретном случае должна определяться на основании технико-экономических расчетов.

Исследования показали, что установление оптимального уровня полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр возможно на основании технико-экономической оценки вариантов разработки с различным уровнем потерь и разубоживания. Показатели потерь, или полноты извлечения полезного ископаемого из недр, соответствующие рациональному варианту разработки, являются нормативными.

Детальное изучение теории и практики нормирования показателей полноты и качества извлечения позволяет сделать вывод, что при добыче полезных ископаемых нормировать следует потери при разубоживании, зависящие лишь от условий эксплуатации, т. е. те, которые образуются в результате применения той или иной технологии разработки. Это потери в разного рода целиках, потолочинах, днищах, закладке выработанного пространства, от невыпуска руды, несовершенства технологии и организации отдельных добычных процессов. Установление же оптимального, экономически целесообразного уровня потерь и разубоживания, т. е. нормирование этих показателей, неразрывно связано с выбором системы или технологии разработки, ее основных параметров и организацией ведения добычных работ.

В самом деле, нельзя изменить ни одного параметра системы разработки — увеличить или уменьшить размер рудного целика, заменить рудный целик специальным креплением, изменить с целью снижения эксплуатационных потерь принятую технологию разработки или выпуска руды без того, чтобы не появилась новая разновидность системы или технологии разработки, в какой-то мере отличающаяся от ранее принятой. Изменение системы или технологии разработки (полное или частичное) влечет за собой изменение величины или

соотношения потерь и разубоживания. И наоборот, любое изменение уровня потерь может быть осуществлено за счет изменения системы разработки, ее параметров или принятой технологии и организации добычных работ. Следовательно, вопросы установления нормативный потерь и разубоживания и выбора варианта системы или технологии разработки неразрывно связаны между собой и не могут рассматриваться в отрыве друг от друга.

В практике эксплуатации месторождений полезных ископаем допустимая величина потерь и разубоживания в большинстве случаев определяется для системы разработки или технологии добычных работ в целом по руднику (карьеру, шахте, разрезу) исходя из установившегося их уровня за определенный промежуток времени по усредненным, часто недостоверным сведениям о фактических потерях. Однако даже полностью соответствующие средним горно-геологическим условиям эксплуатируемого месторождения и применяемой системе (технологии) разработки нормативы потерь и разубоживания не могут эффективно применяться в течение сколько-нибудь продолжительного периода времени. Это обусловлено следующими причинами: во-первых, по мере развития техники, технологии и организации горных работ постоянно изменяются технико-экономические показатели работы горно-металлургического комплекса предприятий; во-вторых, из-за сложности геологического строения месторождений в течение сравнительно короткого периода времени могут иметь место существенные изменения элементов залегания разрабатываемых залежей, числа сортов полезного ископаемого и содержания в нем полезных компонентов и т. п. Поэтому составляемые единые нормативы потерь и разубоживания для всех видов полезных ископаемых не могут учесть все многообразие горно-геологических и горнотехнических условий, способов, систем и технологии разработки, а также различную ценность полезного

ископаемого. Практика разработки месторождений показала, что для одной и той же системы разработки, применяемой в идентичных условиях, но при различной ценности полезного ископаемого, целесообразный уровень извлечения его из недр не одинаков.

Таким образом, проблема нормирования заключается в решении вопроса установления показателей экономически оправданных потерь и разубоживания полезных ископаемых при их добыче и переработке. Она относится к одной из важнейших экономических задач, которая возникает на различных стадиях освоения месторождений, а именно: при выборе системы разработки, установлении кондиций и технологических условий на добываемое полезное ископаемое, а также в процессе производственной деятельности предприятий и организаций, осуществляющих полную или частичную эксплуатацию месторождений. Нормирование в современном понятии — это процесс, состоящий из трех этапов:

I этап — выбор технически возможных вариантов (системы, технологии) разработки рассматриваемого блока (участка) ^п горнотехническим условиям и требованиям правил безопасного

II этап — определение для этих вариантов величины потерь и разубоживания в других технико-экономических показателей, необходимых для установления нормативов;

III этап — установление нормативных показателей путем экономической оценки последствий потерь и разубоживания по сравниваемым вариантам.

Известно, что потери — это часть балансовых запасов полезного ископаемого, которая при разработке месторождения остается в недрах неизвлеченной. Они подразделяются на общешахтные и эксплуатационные.

Общешахтные потери устанавливаются и экономически обосновываются на стадии проектирования строительства или реконструкции горнодобывающих предприятий.

Эксплуатационные потери образуются в процессе выемки из недр полезного ископаемого и зависят от применяемой системы или технологии разработки. Поэтому установление их целесообразного уровня неразрывно связано с определением рационального варианта разработки блока (участка) месторождения.

В самом деле, в результате изменения любого параметра системы и технологии разработки (увеличения или уменьшения размеров целиков, высоты этажа или уступа), замены целиков из полезного ископаемого искусственными целиками, изменения размеров и расположения выпускных выработок и экскаваторных заходов, применения валовой или селективной выемки для всего блока (участка) или его части появляются новые варианты разработки. Они отличаются размерами потерь, разубоживания изатратами на добычу 1 т полезного ископаемого.

Следовательно, нормированию должны подлежать только эксплуатационные потери и только та их часть, которая при подземных горных работах зависит от системы разработки, а при открытых — от технологии разработки параметров, а также от организации ведения горных работ контактных зонах залежи.

Размеры потерь и разубоживания так же, как и применяем система или технология разработки, в значительной степени зависят от конфигурации и пространственного положения разрабатываемой залежи и от ценности полезного ископаемого. Вследствие непостоянства этих факторов как по простиранию, так и по падению залежей нельзя устанавливать нормативные потери сразу и этаж или уступ. Поэтому на основе геологических планов и разрезов необходимо разбивать месторождения на блоки (участки). Это облегчает выбор системы или технологии разработки и выполнение расчетов по определению потерь и разубоживания по вариантам, отобранным для технико-экономического сравнения

Таким образом, нормативы потерь и разубоживания полезного ископаемого должны рассчитываться для, каждого выемочного (эксплуатационного) блока или участка.

Величины потерь и разубоживания в сравниваемых вариантах разработки могут изменяться по следующим причинам:

изменение контура совместно отбываемых полезных ископаемых вмещающих пород;

использование различных способов изоляции закладки от проникновения в нее отбитого полезного ископаемого;

применение искусственных целиков взамен различных целиков из полезного ископаемого;

в зависимости от количества выпущенной обрушенной руды;

применение валового или селективного способов выемки полезного ископаемого;

из-за различного браковочного содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, выдаваемом из блока(участка);

применение различного рода мероприятий по предотвращению проникновения вмещающих пород и их смешивания с полезным ископаемым (укрепление пород всячего бока залежи, приём перекрытий и т. д.);

изменение параметров отдельных конструктивных элементов (размеров целиков и камер при камерно-столбовых системах разработки, размеров днища и его выпускных выработок при системах с обрушением руды и налегающих пород, а также при камерных системах с открытым очистным пространством или с магазинированием руды и др.).

Величины потерь полезного ископаемого и примешиваемых пород по сравниваемым вариантам разработки могут определяться:

а) различными графоаналитическими, расчетными методами, хорошо зарекомендовавшими себя на практике;

б) конструктивным методом, основанным на непосредственном замере теряемой части полезного ископаемого и совместно с ним вынимаемых пород на геолого-маркшейдерских планах и разрезах исходя из пространственного положения залежи и предусмотренной нарезки этажей, уступов, заходок и других элементов системы разработки и ее параметров;

в) статистическим методом, если потери и разубоживание невозможно определить указанными выше методами.

Значения потерь полезного ископаемого и примешивания разубоживающих пород в целом по блоку (участку) обычно выражают в процентах, но для удобства дальнейших расчетов целесообразнее выражать эти показатели в долях единицы, т. е. рассчитывать их коэффициенты.

Коэффициент потерь определяется по формуле

$$П = \frac{п_1 + п_2 + \dots + п_n}{Б} \text{ доли единицы;}$$

коэффициент примешивания пород рассчитывается по формуле

$$В = \frac{В_1 + В_2 + \dots + В_n}{Б} \text{ доли единицы,}$$

где $п_1, п_2, \dots, п_n$ — количество теряемых запасов по видам потерь, т; $В_1, В_2, \dots, В_n$ — количество примешиваемых пород по месту образования разубоживания, т; $Б$ — количество погашаемых балансовых запасов блока (участка), уточненное по данным эксплуатационной разведки, т.

Используя эти коэффициенты, можно определить количество товарного полезного ископаемого $Д$ и содержание в нем полезного компонента a по сравниваемым вариантам разработки:

$$Д = Б(1 - П) + В, \text{ т;}$$

$$D = \frac{B(1-P)}{1-P}, T$$

$$a = \chi = \frac{Bc(1-P)}{D}, \%$$

Если содержание полезного компонента в предполагаемых видах потерь отличается от его среднего содержания в погашаемых запасах блока (участка), то

$$P = \frac{P_1 C_1 + P_2 C_2 + \dots + P_n C_n}{Bc}, \text{ доли единицы,}$$

где C_1, C_2, \dots, C_n — содержание полезного компонента по видам потерь, %; c — среднее содержание полезного компонента в погашаемых балансовых запасах блока (участка), %. При учете содержания полезного компонента в разубоживающих породах

$$a = \frac{B(c - c_p P + bB)}{D} \%,$$

а если содержание его в теряемом полезном ископаемом (c_p) не равно среднему содержанию полезного компонента в погашаемых балансовых запасах, то

$$a = \frac{B(c - c_p P + bB)}{D} \%,$$

где c_p и b — содержание полезного компонента соответственно в теряемом полезном ископаемом и в разубоживающих породах, %.

Показатели полноты и качества извлечения полезных ископаемых, используемые при установлении рационального варианта разработки, могут быть определены из следующих расчетных формул:

коэффициент изменения качества

$$K_k = \frac{a}{c} \text{ доли единицы;}$$

коэффициент извлечения запасов из недр

$$K_n = \frac{Da}{Bc}, \text{ доли единицы,}$$

если $b=0$, то $K_n=1-P$.

После определения исходных данных по сравниваемым вариантам разработки необходимо установить рациональный вариант, показатели которого будут нормативными.

Большой научный интерес представляют исследования по экономическому обоснованию последствий потерь и разубоживания, проведенные Сектором физико-технических горных проблем ИФЗ им. О. Ю. Шмидта АН . В этой работе за критерий экономической оценки было рекомендовано принимать максимальную прибыль, получаемую от разработки блока (участка) и отнесенную к 1 т его погашаемых балансовых запасов.

Уместно отметить, что для обеспечения потребностей народного хозяйства в сырье горнодобывающие предприятия вынуждены разрабатывать месторождения с худшими природными условиями, чем на большей части разрабатываемых месторождений. Расчеты показали, что извлечение полезного ископаемого на подобных месторождениях обходится дороже, чем если бы мы извлекали часть нормативных потерь на месторождениях с лучшими природными условиями.

Кроме того, о практике не исключен случай, когда прибыль, отнесенная к 1 т балансовых запасов, не может служить критерием для экономической оценки выбираемой системы или технологии разработки. В случае определяющую роль играют не экономические, а социальные факторы, имеющие место, например, при разработке дефицитного сырья. При решении подобной задачи учитывается и первую очередь потребность народного хозяйства в данном сырье, и предпочтение отдается иногда убыточной системе (технологии) разработки, по обеспечивающей большую полноту и влечения балансовых запасов.

С учетом изложенного более совершенным критерием оценки последствий потерь следует считать дифференциальную горную ренту, определенную по замыкающим затратам отрасли. Таким образом, за критерий оценки экономической эффективности сравниваемых вариантов разработки (системы, технологии) блока или участка необходимо принимать дифференциальную горную ренту R или максимальную прибыль Pr (минимальные убытки) народного хозяйства, отнесенную к 1 т погашаемых балансовых запасов :

$$R = C_{\bar{o}} K_n g \varepsilon - C'_{\bar{o}} K_n, \$;$$

$$Pr = C_u - C_{\bar{o}} = C_{\bar{o}} K_n \varepsilon - C_{\bar{o}}, \$,$$

где $C_{\bar{o}}$ — валовая ценность, заключенная в 1 т балансовых запасов, \$; ε — коэффициент извлечения полезного компонента при переработке добытого полезного ископаемого, доли единицы; $C'_{\bar{o}}$ — сумма приведенных затрат на разведку, добычу, транспортирование и переработку 1 т полезного ископаемого, отнесенных к 1 т погашаемых балансовых запасов, \$; C_u — ценность конечной продукции, извлекаемая из 1 т погашаемых балансовых запасов, \$; $C_{\bar{o}}$ — сумма общих затрат и нормативной прибыли по стадиям разведки, добычи, транспортирования и переработки, отнесенных к 1 т погашаемых балансовых запасов, \$.

Валовая ценность 1 т балансовых запасов определяется по прейскуранту государственных оптовых цен C_0 на конечную продукцию. Для руд цветных и редких металлов, которые проходят стадию обогащения, можно использовать государственные оптовые цены на 1 т металла в концентрате:

для однокомпонентного полезного ископаемого

$$C_{\bar{o}} = 0,01 c C_0, \$,$$

для многокомпонентного полезного ископаемого

$$C_6 = \sum_{i=1}^n 0.01 c_i C_{oi}, \$,$$

где n — число полезных компонентов; c_i — содержание i -го полезного компонента с ценой C_{oi} , доли единицы.

Для месторождений стройматериалов и других нерудных полезных ископаемых

$$C_6 = C_o, \$.$$

Для горнодобывающих предприятий, располагающих замыкающими затратами Z , в которых вместо оптовых цен C_o используются замыкающие затраты. В этом случае рациональный вариант разработки и нормативные показатели определяются на основе дифференциальном горной ренты.

Нормативные потери и разубоживание P_n рассчитываются по показателям коэффициентов потерь и примешивания пород рационального варианта разработки, который принимается по максимальному значению P_r или R . Следовательно,

$$P_n = P' 100\%;$$

$$P_n = \frac{B' B}{D} 100, \% \text{ — , \%} \text{ или } P_n = \frac{B'}{K_{доб}} 100, \%$$

где P' и B' — соответственно коэффициенты потерь и примешивания пород рационального варианта разработки, доли единицы.

Величина разубоживания в зависимости от характера разрабатываемого полезного ископаемого может рассчитываться:

а) по содержанию полезных компонентов

$$P = \frac{c-a}{c} 100, \%, \text{ засарение}$$

$$P = \frac{c-a}{c-b} 100, \%; \text{ разубоживание}$$

б) по валовой ценности полезного ископаемого (для многокомпонентных руд, стройматериалов)

$$P = \frac{C_6 - C_T}{C_6} 100, \%$$

где C_T — валовая ценность 1 т товарного полезного ископаемого, \$.

Из сказанного следует, что нормативный уровень потерь и разубоживания устанавливается на основании данных геологической и эксплуатационной разведки, параметров применяемых на предприятии вариантов системы (технологии) разработки, извлекаемой ценности на стадии как добычи, так и переработки полезного ископаемого, фактических затрат предприятия на его добычу, транспортирование и переработку. Расчеты не сложны и вполне выполнимы в условиях горнодобывающего предприятия.

Если для выемки эксплуатационного блока (участка), по которому устанавливаются нормативы, предполагается возможность применения большого числа технологических вариантов отработки, Рациональный (нормативный) вариант может быть определен с использованием электронно-вычислительных машин.

1.2 Методы учета потерь и разубоживания руды

При разработке месторождения часть промышленных запасов руды, обычно небольшая, теряется и остается в недрах. Потери в размере 2—3% от промышленных запасов неизбежны почти при любых способах разработки. В большинстве случаев они составляют 10—15%, а иногда достигают до 40—50% и более.

Потери отрицательно влияют на экономику разработки месторождения, приводят к сокращению срока существования рудника и безвозвратной утрате природных богатств страны.

Классифицировать потери можно по различным признакам.

Иногда бывает важно знать отдельно потери запасов вскрытых, подготовленных, готовых к выемке и потери отбитой руды. Таким разделением потерь по стадиям разработки упрощается подсчет экономического ущерба, поскольку различны затраты на руду, понесенные на разных стадиях.

Принято делить потери по вызывающим их причинам на пять групп:

По геологическим и гидрогеологическим причинам — потери, вызываемые различного рода геологическими нарушениями рудных тел, сложностью контуров рудного тела, потери в связи с невозможностью выемки сильно обводненных участков с оставлением целиков для предохранения от прорыва вод и пливунов.

Потери в охранных целиках, оставляемых под горнокапитальными выработками, зданиями, сооружениями, водоемами и т. п. с целью предохранить их от разрушения под воздействием выемки полезного

ископаемого; в целиках между смежными шахтными полями; в целиках, предохраняющих от прорыва газов и воды из пожарных или затопленных участков.

Потери вследствие неправильного ведения горных работ могут происходить из-за нарушений рациональной очередности и планомерности выемки блоков, этажей, отдельных рудных тел, междуэтажных и междуканнерных целиков, вследствие местных обрушений участков руды, подземн пожаров, неверного оконтуривания рудных тел и т. п.

Потери, зависящие от применяемых систем работки, происходят по разнообразным причинам, подробно рассматриваемым ниже. Потери руды при транспортировании – в подземных откаточных выработках в результате просыпания руды при погрузке вагонеток, при их движении, а также на поверхности при погрузке, в штабелях при хранении и т.д.

Выделение некоторых групп потерь по этой классификации недостаточно обосновано и приводит к ряду неясностей. Так, например, потери «по геологическим причинам», а также потери вследствие нарушений правильности ведения горных работ связаны также с применяемыми системами разработки, поэтому выделить их и учитывать самостоятельно очень трудно. Потерями их можно считать лишь условно. Наконец, принципы учета и определения величины потерь разных гр/пп существенно отличаются.

Поэтому, а также имея в виду задачи изучаемого курса, мы будем пользоваться классификацией эксплуатационных потерь, связанных в основном с системой разработки.

Эксплуатационные потери можно разделить на четыре группы:

1) Потери от неполноты выемки по контуру рудного тела —

в неровностях лежачего и висячего боков (в почве и кровле), в ответвлениях и геологических нарушениях рудного тела.

2) Потери в целиках (междуэтажных, междукамерных и др.), оставленных или отработанных' не полностью.

3) Потери от неполноты извлечения отбитой руды, в которые включаются:

а) потери в недоступных местах выработанного пространства

б) потери рудной мелочи в закладке

в) потери невыпущенной из блока отбитой руды вследствие смешивания ее с пустой породой;

г) потери руды вследствие смешивания с пустой породой при проходке подготовительных выработок. Эти потери наблюдаются только при разработки очень тонких жил, когда вместе с жильной массой приходится отбивать много пустой породы, за счет чего рудная масса обедняется до некондиционного содержания.

Выделяемые иногда как самостоятельные потери рудной мелочи и пыли в рудоспусках и на стенках выработанного пространства следует относить к группы 3(а). Потери руды при транспортировании, если они происходят в очистном пространстве, также могут быть отнесены к группе 3 (а,б или в). Что касается потерь руды при транспортировании по откаточным выработкам, то они очень невелики (обычно не более 0.5%)• кроме того, их можно устранить путем зачистки штрека перед его ликвидацией. ^

Экономический ущерб предприятию и государству, вызываемый потерями руды при добыче, складывается из нескольких частей. К ним относятся: непроизводительные затраты на разведку потерянной при добыче руды; рост амортизации капитальных затрат на 1т руды, вложенных в строительство и оборудование горного предприятия, так как эти затраты приходится относить на уменьшенный (за счет потерь) запас руды; рост по этой же причине погашения затрат, вложенных в подготовительные работы и затрат,

понесенных на добычу части потерянной руды; уменьшение суммы чистого дохода и снижение рентабельности предприятия.

Для высокоценных руд обычно самой крупной составной частью экономического ущерба является снижение суммы чистого дохода и рентабельности. Также значительную долю составляют в этом случае непроизводительные затраты на разведку потерянной руды. Для руд средней и малой ценности обычно основную долю в экономическом ущербе занимает 3-я и 4-я части, особенно если руда теряется более всего в добытом виде (например, при системах разработки с массовым обрушением). Ущерб по 2-й части (рост амортизации) на месторождениях с крупными запасами относительно невелик, но он может оказаться заметным на месторождениях с небольшими запасами и ограниченным сроком существования рудника.

Кроме непосредственного экономического ущерба, потери руды приводят к сокращению срока существования рудника или к снижению его производительности. При разработке самовозгорающихся полезных ископаемых, потери их, особенно в раздробленном состоянии и в присутствии леса, могут вызвать рудничные пожары.

Применение способов разработки с повышенными потерями руды обычно оправдывается тем, что эти способы обеспечивают легкую и дешевую добычу.

Величина нормальных или допустимых потерь зависит, прежде всего от ценности добываемой руды: чем она ценнее, тем меньше должны быть потери. Говорить о том, какую величину потерь вообще при подземной разработке рудных месторождений следует считать нормальной или высокой, нельзя. Потери до 3-5% неизбежны почти при любой системе разработки и их можно считать допустимыми (нормальными) даже для руд высокой ценности. Потеря в пределах от 5 до 10% присущи многим системам подземной разработки. Условно можно считать нормальными потерь: для руд высокой ценности до 3-5%, для руд средней

ценности до 10-12% и для руд малоценных до 15-20%. Однако в практике от этих цифр бывают и отклонения, на которых мы остановимся в главе XXII.

При разработке металлических руд следует различать коэффициент потерь руды, именуемый иногда истинным коэффициентом потерь, и коэффициент потерь металла, именуемый видимым коэффициентом потерь.

Коэффициент потерь руды (σ_p) есть отношение количества потерянной при добыче руды (T_n) к промышленным ее запасам (T):

$$\sigma_p = \frac{T_n}{T}$$

Но количество потерянной руды (T_n) равно разности между промышленными (T) и извлеченными (T_i) запасами

$$T_n = T - T_i$$

поэтому коэффициент потерь руды σ_p можно выразить

$$\sigma_p = \frac{T - T_i}{T} = 1 - \frac{T_i}{T}$$

где $\frac{T_i}{T}$ — коэффициент извлечения руды.

Коэффициент потерь металла σ_m может быть не равен коэффициенту потерь руды σ_p , если к извлеченной промышленной руде с содержанием металла p в процессе добычи некоторое количество T_n породы с содержанием металла g .

В этом случае будет потеряно металла с промышленной рудой $T_n \cdot p$ и получено дополнительно с породой (непромышленной рудой) $T_n \cdot g$.

Фактические потери металла в процессе добычи будут равны

$$T_n \cdot p - T_n \cdot g$$

Тогда коэффициент потерь σ_m из общего его количества, заключенного в подлежащей выемке промышленной руды ($T \cdot p$), составит

$$\sigma_m = \frac{T_n \cdot p - T_n \cdot g}{T \cdot p} = \frac{T_n}{T} - \frac{T_n \cdot g}{T \cdot p}$$

Заменяя согласно формуле (1) $\frac{T_n}{T}$ через σ_p , получим зависимость между коэффициентом потерь руды и коэффициентом потерь металла

$$\sigma_M = \sigma_p \frac{T_n}{T} * \frac{r}{p}$$

В частном случае, когда к промышленной руде примешивается в процессе добычи только пустая порода, т. е. когда $r = 0$, коэффициентом потерь руды σ_p и металла σ_M будут равными между собой

$$\sigma_M = \sigma_p$$

Напротив, чем выше содержание металла r в примешиваемой породе, тем больше отличаются между собой по величине коэффициенты потерь руды и металла.

Коэффициенты потерь руды и металла могут оказаться неравными даже и в том случае, если примешанная порода не содержит металла. Это может быть вызвано тем, что теряемая руда, например богатая рудная мелочь и пыль, имеют более высокое содержание, чем промышленная руда.

Для выявления источников и причин потерь с целью изыскания средств для их снижения ведется учет потерь в процессе разработки.

Существуют два основных метода учета.

Косвенный метод учета, при котором общие потери посчитываются по разности между промышленными и фактическими извлеченными запасами:

$$T_n = T - T_n; \sigma_p = 1 - \frac{T_n}{T}$$

$$T_M = T * p - (T_n * p - T_n * r); \sigma_M = \frac{T_n}{T} - \frac{T_n}{T} * \frac{r}{p}$$

Прямой метод учета, при котором потери устанавливаются непосредственным их определением по составляющим источникам, а общие потери подсчитываются сумма:

$$T_n = T_{n1} + T_{n2} + T_{n3} + \dots$$

$$T_M = T_{n1} * p_1 + T_{n2} * p_2 + T_{n3} * p_3 + \dots$$

В этом случае

$$\sigma_p = \frac{T_n}{T_n - T_n}$$

$$\sigma_M = \frac{T_M}{T_M + T_n * q}$$

где T_m - количество извлеченного металла в добытой руде;

q —среднее содержание металла добытой руде;

Первый метод – косвенного определения величины потерь- во многих случаях оказывается очень неточным. Возможные относительные ошибки в таком определении величины потерь T_p и T_m могут оказаться близкими к величине искомым коэффициентов потерь σ_p и σ_m , а иногда и больше последних. Понятно, что учет потерь при этом теряет практический смысл.

Прямой метод определения величины потерь по составляющим их источникам дает, как правило, намного меньшее накопление погрешностей. Кроме того, позволяя знать размер потерь по каждому источнику, прямой метод способствует выявлению действенных средств борьбы с потерями.

Однако этим методом не всегда можно воспользоваться потому, что некоторые виды потерь трудно или совсем нельзя непосредственно замерить. Так, например, непосредственному измерению не поддается величина потерь руды отбитой, но не выпущенной вследствие перемешивания ее с породой. Нельзя узнать и содержание в этой руде металла. Между тем при некоторых системах разработки именно потерь невыпущенной руды составляют основной источник потерь.

В практике нередко пользуются комбинированными методами: часть потерь, которые нельзя замерить, определяют прямым методом, остальное – косвенным.

Для определения коэффициента потерь руды σ_p и коэффициента потерь металла σ_m по косвенному методу можно пользоваться одной и той же расчетной формулой

$$\sigma\% = \left(1 - \frac{T_p}{T} * \frac{q-r}{p-r}\right) 100,$$

где T_p — количество добытой рудной массы, равное в ранее принятых обозначениях $T_m + T_n$;

T — промышленный запас руды;

q , p , z — соответственно содержание металла в добытой рудной массе, промышленной руде и в примешанной к ней породе.

При определении по формуле коэффициента потерь руды Op величину g нужно принимать по данным опробования примешанных пород. Если же величину z принять равной нулю, то формула выражает величину коэффициента потерь металла.

В процессе добычи промышленной руды к ней часто примешивается некоторое количество породы. В результате этого содержание полезных компонентов в добытой руде по сравнению с содержанием в промышленной руде месторождения снижается, происходит разубоживание руды.

Кроме основной причины- примешивания к промышленной руде породы – снижение содержания в добытой руде полезных компонентов может происходить вследствие того, что теряемая часть руды – мелочь и пыль – имеет более высокое содержание. Это явление наблюдается, когда рудные минералы отличаются от рудной породы большей хрупкостью, легко выкрашиваются и измельчаются при отбойке и перемещении.

Иногда снижение содержания металла в руде происходит вследствие выщелачивания части металла из отбитой руды водой или слабыми кислотными растворами.

Разубоживание так же, как и потери руды, вызывают экономический ущерб, который складывается из:

Непроизводительных затрат на подземный и поверхности транспорт примешанной породы, на сортировку рудной массы и на переработку породы на обогатительной фабрике или заводе;

Дополнительных потерь металла, которые обычно возникают при сортировке и переработке разубоженной руды;

Снижения производственной мощности перерабатывающих руду фабрик или заводов по выпуску конечной продукции а иногда также ухудшения качества этой продукции.

Подсчеты, выполненные на многих рудниках, показывают, что в полной себестоимости концентрата или металла затраты за счет избыточного разубоживания составляют до 20-30% а в отдельных случаях достигают 40%. Наиболее значителен ущерб от разубоживания при разработке тонких жил. На жильных месторождениях ни одно мероприятие как в процессе переработки руды не может дать такого технико-экономического эффекта, как снижение разубоживания.

Мероприятия по снижению потерь и разубоживания будут рассматриваться по мере изучения систем разработки.

Разубоживание принято выражать:

1) как отношение количества примешанной породы $\Gamma_{\text{н}}$ к общему количеству полученной при добыче рудной массы $\Gamma_{\text{р}}$

$$R = \frac{\Gamma_{\text{н}}}{\Gamma_{\text{р}}}$$

Или в процентах

$$R = \frac{\Gamma_{\text{н}}}{\Gamma_{\text{р}}} * 100\%$$

Будем его называть разубоживание по руде ;

2) как отношение снижения содержания металла в добытой рудной массе ($p-q$) к содержанию металла в промышленной руде p

$$R = \frac{p-q}{p} * 100\%$$

Будем называть его разубоживание по содержанию.

Легко убедиться, что значения $R_{\text{р}}$ и $R_{\text{м}}$ будут равны между собой, если примешанная порода является пустой, т.е. не содержит металла.

Учет потерь и разубоживания руды на рудниках ведется гео-лого-маркшейдерской службой по специальным методикам. Разубоживание, так же как и потери, определяют путем непосредственных замеров количества отбитой руды и примешанной к ней породы или как снижение содержания металла в добытой рудной массе. Первый метод более точен, но его можно использовать

только в том случае, когда в выработанном пространстве УЛПРТзамерить количество отбитой руды и породы. В частности при разработке месторождений небольшой мощности данный метод следует считать основным. При разработке системами с обрушением мощных месторождений чаще пользуются вторым методом

Для того чтобы осуществлять эффективные мероприятия по борьбе с потерями и разубоживанием, необходимо вести учет их величины по отдельным блокам с выводом ежемесячных итогов. Такой метод учета дает возможность знать размер потерь и разубоживания для разных систем разработки и разных горногеологических условий, а также использовать средства материального поощрения горнорабочих и инженерно-технического персонала за снижение потерь и разубоживания.

Как это следует из ранее приведенных формул, для расчета потерь и разубоживания необходимо иметь следующие основные показатели (по блоку, этажу или рудному телу):

- 6) запас руды, подлежащий выемке T ;
 - 7) количество фактически добытой руды (рудной массы) G_r , равное в ранее принятых обозначениях $T_u + T_n$; #
 - 8) содержание металла в рудном массиве p ;
 - 9) содержание металла в разубоживающих руду породах g ;
 - 10) содержание металла в добытой руде q ;
 - 11) отдельно количество отбитой промышленной руды и породы; количество породы, примешанной к руде и оставленной в выработанном пространстве (в частности, при забойной сортировке); содержание в промышленной руде металла, количество выданной рудной массы и содержание в ней металла; потери промышленной руды отдельно по всем источникам, приведенным выше в классификации эксплуатационных потерь.
- Показатели 1, 2, 3, 4 и 5 необходимо иметь в виду при косвенном методе определения потерь и разубоживания. Получение этих показателей по каждому блоку связано, обычно сочень большой затратой труда на

многочисленные замеры, взвешивания, отбор проб, производство анализов и т. п.

Как было указано выше, вследствие возможности накопления погрешностей в определении величины этих показателей, результаты подсчетов потерь и разубоживания по формулам могут содержать очень большие ошибки. Учет потерь и разубоживания в таком случае не достигает той цели, ради которой он ведется.

Получение показателей для прямого метода учета, приведенных в п. 6, обычно требует меньшей затраты труда, а результаты подсчета величины потерь и разубоживания прямым методом не содержат таких крупных ошибок, какие возможны при косвенном методе учета. Поэтому во всех случаях, когда это позволяет применяемая система разработки, следует пользоваться прямым методом учета. Приемы определения расчетных показателей, а также табличные формы и организация учета детально рассматриваются в курсе маркшейдерского дела. Мероприятия по снижению величины потерь и разубоживания можно понять лишь в процессе изучения конкретных систем разработки. Методы подсчета экономического ущерба, вызываемого потерями и разубоживанием руды при добыче, будут приведены в главе XXII.

1.3 Экономический ущерб от потерь и разубоживания руды

Величину экономического ущерба от разубоживания необходимо определять на 1 t извлеченной промышленной руды с тем чтобы можно было суммировать этот ущерб с установленной описанным выше методом стоимостью добычи 1 t промышленной руды.

Обозначим количество пустой породы, примешиваемой на 1 t извлеченной промышленной руды, через x .

Из предыдущего известно, что на $(1 - r_m)$ тонн промышленной руды приходится r_m тонн пустой породы. Отсюда количество пустой породы x , примешиваемой на 1 t извлеченной промышленной руды, будет

$$x = \frac{r_m}{1 - r_m}.$$

Поставляя в формулу значение

$$r_m = \frac{p - q}{p}$$

можно выразить x через величины содержания металла в промышленной руде p и в товарной руде q

$$x = \frac{p - q}{q}$$

Легко убедиться, что формулы и дают один и тот же результат.

Для этого воспользуемся данными предыдущего примера ($p = 3\%$; $q = 2,04\%$; $r_m = 0,32\%$).

По формуле

$$x = \frac{r_m}{1-r_m} = \frac{0,32}{1-0,32} = 0,4706$$

По формуле

$$x = \frac{p-q}{q} = \frac{3-2,04}{2,04} = 0,4706$$

Результаты получились одинаковые, что подтверждает правильность формул. Для двух сравниваемых систем разработки с разным коэффициентом разубоживания (r_{1m} для первой системы и r_{2m} для второй системы) и соответственно с разным содержанием металла в добытой товарной руде q_1 и q_2 можно, определить разницу в количестве пустой породы, примешанной к $1m$ промышленной руды при сравниваемых системах разработки $x_{изб} = x_2 - x_1$ (если коэффициент разубоживания при второй системе r_{2m} больше, чем при первой системе r_{1m}).

Это количество пустой породы, которое назовем избыточным, будет определять превышение экономического ущерба от разубоживания на $1m$ промышленной руды при второй системе по сравнению с первой системой.

$x_{изб}$ можно выразить как через коэффициенты разубоживания r_{1m} и r_{2m} , так и через содержания металла в добытой товарной руде q_1 и q_2 .

Согласно формулы избыточное количество пустой породы на $1m$ промышленной руды

$$x_{изб} = x_2 - x_1 = \frac{r_{2m}}{1-r_{2m}} - \frac{r_{1m}}{1-r_{1m}}$$

или после преобразований

$$x_{изб} = \frac{r_{2m} - r_{1m}}{(1 - r_{2m})(1 - r_{1m})}$$

Согласно формулы избыточное количество пустой породы на $1m$ промышленной руды

$$x_{изб} = x_2 - x_1 = \frac{p-q_2}{q_2} - \frac{p-q_1}{q_1}$$

Или после преобразований

$$x_{изб} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1}.$$

Пример. Определим избыточное количество пустой породы по формулам, пользуясь расчетными данными для первой системы из предыдущего примера ($p = 3\%$; $= 2,04\%$; $r_{1M} = 0,32$) и следующими показателями для второй системы: $r_{2M} = 0,48$; $q_2 = 1,56$.

Избыточное количество пустой породы $x_{изб}$ на 1 т промышленной руды при второй системе по формуле

$$x_{изб} = \frac{r_{2M} - r_{1M}}{(1 - r_{2M})(1 - r_{1M})} = \frac{0,48 - 0,32}{(1 - 0,48)(1 - 0,32)} = \frac{0,16}{0,3536} = 0,4525$$

По формуле

$$x_{изб} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1} = \frac{3}{1,56} - \frac{3}{2,04} = 1,9261 - 1,4706 = 0,4525.$$

Как и следовало ожидать, результаты вычислений по обеим формулам совпали.

Установив избыточное количество пустой породы на 1 г промышленной руды для одной из сравниваемых систем разработки по отношению к другой, мы можем теперь перейти к определению величины экономического ущерба на 1 т промышленной руды, связанного с повышенным разубоживанием.

Обозначим его u_p

$$u_p = x_{изб} (c_d - c_{тов} + c_{пер})$$

где c_d — полная себестоимость добычи 1 т товарной руды по шахте (руднику) франко-поверхность для системы с большим разубоживанием; $c_{тов}$ — себестоимость добычи 1 т товарной руды по системе; $c_{пер}$ — себестоимость переработки 1 г товарной руды до получения конечного продукта (концентрата или металла), включая расходы по поверхностному транспорту от шахты до места переработки.

$x_{изб} (c_d - c_{тов})$ — выражает избыточные затраты по шахте, отнесенные на пустую породу в количестве $x_{изб}$ на 1 т промышленной руды. Из полной себестоимости добычи 1 т товарной руды по шахте c_d вычтена себестоимость добычи 1 т товарной руды по системе $c_{тов}$, так как последняя входит в отдельно подсчитываемую стоимость добычи 1 т промышленной

руды по системе $c_{пр}$. Так как дальше экономический ущерб от разубоживания u_p будет суммироваться со стоимостью 1 т промышленной руды Сщ, не исключив из полной стоимости добычи c_d величину $c_{гов}$, МЫ учли бы ее дважды.

Если выбор системы разработки производится на работающем руднике, то величина c_d известна. Если же выбор осуществляется в стадии проектирования рудника, когда величина c_d еще не известна, то для расчетов ее можно принимать от 1,4 $c_{тов}$ до 2,6 $c_{тов}$, или в среднем 2 $c_{тов}$.

Наименьший коэффициент 1,4 следует принимать, когда в полной стоимости добычи расходы на подготовку и очистную выемку наиболее значительны, т. е. когда применяют дорогостоящую систему, а остальные расходы на 1 т относительно невелики, в частности при больших размерах добычи рудника. Наибольший коэффициент 2,6 нужно принимать в противоположных условиях.

Аналогично предыдущему, если выбор системы разработки производится на работающем предприятии, то величина $c_{пер}$ известна. Для проектируемого рудника величину $c_{пер}$ можно принимать по данным других предприятий, аналогичных по условиям, а для приближенных расчетов пользуются следующей зависимостью $c_{пер}$, равной от 0,4 c_d до 1,2 c_d .

Величина коэффициента в пределах 0,4—1,2 зависит главным образом от сложности технологии переработки руды. При наиболее простой и дешевой технологии переработки, например, гравитационном обогащении оловянных руд, мокром магнитном обогащении железных руд без предварительного обжига, извлечении золота амальгамацией, указанный коэффициент, как правило, не превышает 0,4—0,5. При сложных и дорогих способах переработки (например, комбинированной переработке гравитационными, электромагнитными методами и флотацией) он может достигать максимальных значений (1,0—1,2).

Следует иметь в виду, что если до переработки на обогатительной фабрике руда подвергается сортировке, то стоимость сортировки 1 т товарной руды

нужно добавить к стоимости обогащения, но одновременно ввести в расчет коэффициент, учитывающий уменьшение количества перерабатываемой товарной руды на 1 т промышленной руды.

В приведенном расчете не отражены изменение величины потерь полезных компонентов в процессе переработки в зависимости от разубоживания руды и связанный с этим экономический ущерб. Это будет удобнее сделать и легче понять при рассмотрении экономического ущерба от потерь.

Ниже приведен расчет по определению экономического ущерба от разубоживания руды.

Пример. Для расчета используем показатели рассмотренного ранее примера.

Сравниваются две системы разработки жильного месторождения:

- 1) система разработки с магазинированием руды и распорной или штанговой крепью, устанавливаемой в магазине для предотвращения отслаивания боковых пород при выпуске руды и для уменьшения ее разубоживания;
- 2) система разработки с магазинированием руды, но без распорной или штанговой крепи, а поэтому с более высоким разубоживанием.

Общие показатели для расчета: содержание металла в промышленной руде $p = 3\%$, содержание металла во вмещающих породах, разубоживающих руду $\beta = 0,6\%$.

Показатели по сравниваемым системам. Стоимость добычи 1 т товарной руды (франко-люк): по первой системе $c_{1m} = 4,5 \text{ \$/m}$; по второй системе $c_{2т} = 3 \text{ \$/m}$.

Содержание металла в товарной руде и соответствующий ему коэффициент разубоживания по содержанию металла: по первой системе $q_1 = 2,04\%$; $r_{1m} = 0,32$; по второй системе $q_2 = 1,56\%$; $r_m = 0,48$.

Определим стоимость добычи 1 т промышленной руды (франко-люк) по формуле :

для первой системы

$$c_{1п.р} = 4,5 \frac{3}{2,04} = 6,61 \text{ \$/т}$$

для второй системы

$$c_{2п,р} = 3 \frac{3}{1,56} = 5,76 \$/т$$

Определим избыточное количество пустой породы на 1 т промышленной руды $x_{изб}$ при второй системе по сравнению с первой по формуле

$$x_{изб} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1} = \frac{3}{1,56} - \frac{3}{2,04} = 0,4525 \text{ т пустой породы/т промышленной руды.}$$

Определим экономический ущерб на 1 т промышленной руды, связанный с повышенным разубоживанием при второй системе по формуле

$$и_p = x_{изб} (c_d - c_{тов} + c_{пер}) \quad \$/т \text{ промышленной руды,}$$

где

$$x_{изб} = 0,4525 \text{ т пустой породы/т промышленной руды,}$$

c_d — полная стоимость добычи 1 т товарной руды франко-поверхность для второй системы; примем ее согласно ранее сказанному равной $c_d = 1,8c_{2тов} = 1,8 \cdot 3 = 5,4 \text{ \$/m}$;

$c_{пер}$ — стоимость обогащения 1 т товарной руды примем равной $0,6c_d = 0,6 \cdot 5,4 = 3,24 \text{ \$/m}$.

Подставляя приведенные выше значения в формулу, получим

$$и_p = 0,4525 (5,4 - 3 + 3,24) = 0,45 \cdot 5,64 = 2,55 \text{ \$/m}$$

Поскольку более высокое разубоживание имеет вторая система, экономический ущерб от разубоживания на 1 т промышленной руды нужно прибавить к стоимости добычи по второй системе.

Тогда с учетом экономического ущерба от разубоживания стоимость 1 т промышленной руды при второй системе будет $c_{2п,р} + и_p = 5,76 + 2,55 = 8,31 \text{ \$}$, т. е. на $8,31 - 6,61 = 1,70 \text{ \$}$ больше, чем при первой системе.

Экономический ущерб от разубоживания для второй системы (2,55 \$) оказался значительно превосходящим экономию на стоимости добычи 1 т промышленной руды ($6,61 - 5,76 = 0,85 \text{ \$}$). Поэтому первая система с креплением магазина, несмотря на превосходящую стоимость добычи 1 т товарной руды (4,5 \$/м. против 3 \$/м), в конечном итоге экономически явно более эффективна, чем вторая система.

Если, кроме того, учесть ущерб от повышенных потерь металла при переработке более разубоженной руды и факт снижения производственной мощности предприятия по конечной продукции — концентрату, то экономические преимущества первой системы будут еще более значительны.

Экономический ущерб, вызываемый потерями руды при добыче, складывается: из непроизводительных затрат на разведку потерянной при добыче руды; роста величины погашения (амортизации) капитальных затрат, вложенных в горное предприятие; непроизводительных затрат на подготовку и отбойку потерянной руды; уменьшение дохода, который можно было бы получить от потерянной руды. Кроме того, потери приводят к сокращению срока существования рудника или (реже) снижению его годовой производственной мощности.

Определим экономический ущерб от потерь руды при добыче так же, как при определении ущерба от разубоживания. Установим его как разность величин ущерба для сравниваемых систем разработки, отнесенную на 1 m извлеченной промышленной руды.

Примем следующие обозначения:

k_1 — коэффициент извлечения промышленной руды при добыче для первой системы;

k_2 — то же, для второй системы. Если $k_1 > k_2$ то разность между ними $k_n = k_1 - k_2$ можно назвать *коэффициентом избыточных потерь* второй системы;

z — геологический запас промышленной руды месторождения (или его части, для которой выбирается система разработки);

d_n — экономический ущерб от безвозвратной потери 1 m промышленной руды;

D_n — суммарный экономический ущерб от избыточных потерь при второй системе

$$D_n = z k_n d_n \quad \$.$$

Экономический ущерб от избыточных потерь руды при второй системе, отнесенный на 1 m извлеченных промышленных запасов руды, составит

$$I_{\text{п}} = \frac{D_{\text{и}}}{Z_2} = \frac{D_{\text{и}}}{zk_2} \$ / m \text{ промышленной руды.}$$

$$I_{\text{п}} = \frac{zk_{\text{п}} d_{\text{п}}}{zk_2} = d_{\text{п}} \frac{k_1 - k_2}{k_2}$$

Или

$$I_{\text{п}} = d_{\text{п}} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right), \$ / m \text{ промышленной руды.}$$

Из формулы (73) видно, что для определения экономического- ущерба от избыточных потерь на 1 m извлеченной промышленной руды необходимо знать величину $d_{\text{п}}$ -экономический ущерб от потери 1 m промышленной руды. Экономический ущерб от потери 1 m промышленной руды, как мы уже отмечали, складывается из нескольких частей и его можно представить следующим выражением:

$$d_{\text{п}} = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{п.о}} + d_{\text{пр}}, \$ / m \text{ промышленной руды,}$$

где $d_{\text{раз}}$ — величина затрат, вложенных в разведку 1 m промышленной руды;
 $d_{\text{ам}}$ — амортизация капитальных затрат, вложенных в рудник на 1 m промышленной руды, величина которой зависит от промышленных запасов месторождения;
 $d_{\text{п.о}}$ — затраты на подготовку или на подготовку и отбойку 1 m промышленной руды; $d_{\text{пр}}$ — прибыль, получаемая предприятием (государством) в результате реализации продукции, извлеченной из 1 m промышленной руды.

Влияние величины потерь на стоимость подготовки и очистной выемки 1 t извлеченной промышленной руды полностью отражается в стоимости 1 t добытой товарной руды $c_{\text{тов}}$, а через нее и в стоимости 1 m извлеченной промышленной руды. Вторично- включать эти затраты при определении экономического ущерба от потерь было бы поэтому не верно. Исходя из этих соображений слагаемое $d_{\text{п.о}}$ в формуле исключаем.

Потеря 1 m промышленной руды лишает предприятие (государство) возможности получить прибыль $d_{\text{пр}}$ от реализации извлекаемой из этой руды продукции. Как мы убедимся далее,, ущерб от недополучения прибыли вследствие потерь богатой руды может оказаться весьма значительным. В

некоторых случаях он намного превышает сумму всех остальных слагаемых формулы. Наоборот, когда руда имеет сравнительно невысокую ценность и реализация ее дает небольшую прибыль, запасы же месторождения велики и обеспечивают длительный срок существования рудника, то ущерб от возможного недополучения прибыли можно не принимать во внимание.

Заменим в этой формуле D_n через $zk_n d_u$, тогда

Таким образом, экономический ущерб от потери 1 т промышл. ленной руды для принятых нами условий можно представить выражением

$$d_n = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{пр}}, \text{ \$/т промышленной руды.}$$

Рассмотрим отдельно каждое из слагаемых формулы

Для определения $d_{\text{раз}}$, т. е. величины затрат, вложенных государством в разведку 1 т промышленной руды, воспользуемся понятием о средней государственной стоимости разведки 1 т (1 кг) данного металла. Обозначим ее $d_{p \cdot m}$

В государственной отпускной цене различных металлов $d_{p \cdot m}$ составляет определенную долю, в среднем от 3 до 15 %, $d_{p \cdot m} = (0,03 \text{ — } 0,15) d_m$, где d_m — государственная отпускная цена 1 т (1 кг) металла.

В расчетах можно принимать указанную долю от государственной отпускной цены равной¹: 3—5% — для большинства неметаллических руд, а также для железных руд; 5—10% — для руд марганца, хрома, титана; 8—12% — для руд цветных и благородных металлов; 12—15% — для руд редких и рассеянных элементов.

Затраты на разведку 1 т промышленной руды можно поэтому выразить через государственную отпускную цену 1 т (1 кг) металла d_m и содержание металла в 1 т рассматриваемой промышленной руды p

$$d_{\text{раз}} = 0,01 p d_{p \cdot m},$$

где $0,01 p$ — весовое количество металла (т, кг), заключенного в 1 т промышленной руды.

В формуле учтены все затраты государственных средств /на разведку весовой единицы данного металла, а также содержание металла в руде

рассматриваемого месторождения (или его части). Чем больше затраты на выявление в недрах 1 г (1 кг) металла и чем выше его содержание в теряемой руде, тем пропорционально больше экономический ущерб от потерь, так как тем больше затрат должно вложить государство на пополнение потерянных запасов в 1 т руды разведанного металла.

Пример. Определить экономический ущерб за счет непроизводительных затрат на разведку потерянной при добыче руды,

Пусть содержание металла (меди) в промышленной руде $p = 3\%$; коэффициент извлечения промышленной руды при добыче для первой системы $k_1 = 0,96$ и для второй $k_2 = 0,88$.

Примем государственную отпускную цену 1 т меди $d_M = 800$ \$. и долю в ней затрат на разведку 10%.

Тогда затраты на разведку 1 т меди

$$d_{p.m} = 0,1 \cdot d_M = 0,1 \cdot 800 = 80 \text{ \$}.$$

¹ Приведенные цифры являются условными и приближенными, так как специального учета доли этих затрат не ведется. Верхний предел рекомендуется принимать для руд с пониженным коэффициентом извлечения металла при переработке, а нижний - с высоким коэффициентом извлечения.

Затраты на разведку 1 т промышленной руды с содержанием меди $p = 3\%$ по формуле

$$d_{раз} = 0,01 p d_{p.m} = 0,01 \cdot 3 \cdot 80 = 2,4 \text{ \$}.$$

Экономический ущерб от непроизводительных затрат на разведку 1 т извлеченной промышленной руды вследствие избыточных потерь $k_1 = 0,96$ — $0,88 = 0,08$ по формуле составит

$$И_{п.раз} = d_{раз} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right),$$

или

$$И_{п.раз} = 2,4 \left(\frac{0,96}{0,88} - 1 \right) = 2,4 \cdot 0,09 = 0,216 \text{ \$/т}$$

Определение в формуле амортизации капитальных затрат на 1 т промышленной руды. В полной себестоимости добычи 1 т руды амортизация

составляет около 15%. Амортизацию оборудования, используемого на подготовительных и очистных работах, в нашем случае учитывать не нужно ввиду того, что она входит в стоимость 1 *m* руды по системе. Поэтому долю амортизации в себестоимости следует считать равной 8—10%.

Из этих 8—10% около половины не зависит от количества извлеченной руды, вследствие чего учитываемую часть амортизационных отчислений на 1 *m* запасов промышленной руды d_{AM} можно принять равной в среднем 5% полной себестоимости добычи, т. е.

$$d_{ам} = 0,05 c_d, \text{ \$/m промышленной руды.}$$

Из ранее рассмотренных примеров примем $c_d = 5,76 \text{ \$./}; k_1 = 0,96; k_2 = 0,88$.

Тогда

$$d_{ам} = 0,05 \cdot 5,76 = 0,288 \text{ \$/m промышленной руды.}$$

Экономический ущерб на 1 *m* извлеченной промышленной руды от роста амортизации вследствие избыточных потерь при добыче

$$И_{п.раз} = d_{раз} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right),$$

$$И_{п.ам} = 2,88 \left(\frac{0,96}{0,88} - 1 \right) = 0,288 \cdot 0,09 = 0,026 \text{ \$/m промышленной руды.}$$

Выполненные расчеты для различных горногеологических условий показывают, что:

1) экономический ущерб от роста амортизации, как правило, в несколько раз меньше ущерба, связанного с непроизводительными затратами на разведку; в рассматриваемом выше примере он меньше в четыре раза;

2) в то время как ущерб от непроизводительных затрат на разведку прямо пропорционален содержанию металла в руде, ущерб, связанный с ростом амортизации, от содержания металла в руде не зависит;

3) при разнице коэффициентов извлечения руды для сравниваемых систем не свыше 4—5% ущерб от роста амортизации

становится настолько незначительным, что им можно в расчетах пренебречь, особенно для месторождений с ценной рудой и при крупном масштабе рудника.

Определение экономического ущерба, связанного с недополучением прибыли на потерянную руду $d_{л.р.}$. Вопрос о величине экономического ущерба, возникающего вследствие недополучения прибыли от потерянной руды, в отечественной литературе освещен слабо, хотя во многих случаях этот ущерб, как мы убедимся, может быть очень значительным и влияние его на выбор системы разработки может оказаться иногда решающим.

Ввиду сложности решения этого вопроса в общем виде обратимся сначала к наиболее простому случаю, когда ущерб от недополучения прибыли на потерянную руду особенно велик, очевиден и его нетрудно подсчитать.

Допустим, что нужно сравнить две системы разработки для наиболее богатого участка месторождения, в котором содержание металла p_6 значительно превосходит среднее содержание металла p_c основной части этого месторождения. При этом запасы участка богатой руды ограничены и при намеченных размерах ее добычи будут извлечены за сравнительно короткое время» между тем как общие запасы месторождения обеспечивают его длительную разработку.

Обозначим прибыль, получаемую государственным предприятием, которое добывает руды данного месторождения и извлекает из них полезные компоненты (рудник, обогатительная фабрика, металлургический завод), с 1 т промышленной руды через b_6 — при содержании металла p_6 , т. е. при очень богатой руде, и b_c — при содержании металла p_c в остальной части месторождения.

Разница в получаемой прибыли с 1 т очень богатой руды и с 1 г руды остальной части месторождения $b_{п.}$

$b_{п.} = b_6 - b_c$ — \$/т промышленной руды

выражает экономический ущерб от, недополучения прибыли на 1 т потерянной богатой руды с содержанием p_6 . Это легко понять, имея, в виду, что в рассматриваемом нами случае запасы очень богатой руды ограничены и по мере ее отработки придется увеличивать добычу руды со средним содержанием металла p_c -

Недополучение прибыли может происходить во времени различно:

- 1) если с ростом потерь происходит соответствующее снижение: величины годовой добычи¹ богатой руды, то недополучение прибыли начнется сразу же, с первого года отработки богатых руд, и будет продолжаться до тех пор, пока не закончится их отработка;
- 2) если рост потерь не сопровождается снижением величины годовой добычи богатой руды, то уменьшение получаемой прибыли начнется с того момента, когда запасы богатой руды иссякнут или уменьшатся настолько, что добыча их начнет сокращаться, а затем совсем прекратится.

Первый случай встречается в практике значительно реже второго.

Если обозначить полный срок отработки богатых руд через t лет, то в первом случае предприятие будет недополучать прибыль на потерянную руду, начиная с первого года, в течение всего срока ее отработки t лет. Во втором случае можно считать, что недополучение всей суммы прибыли произойдет сразу, (одновременно) по прошествии t лет.

Разумеется, что для предприятия и государства такая разница во времени недополучения прибыли безразлична. Первый случай будет тем более неблагоприятен по сравнению со вторым, чем продолжительнее срок отработки запасов богатых руд. При очень коротких сроках отработки запасов участка богатых руд (например, до 3—5 лет) разница между ними будет незначительна.

Прибыль, получаемую с 1 m промышленной руды, можно записать в виде следующего общего выражения:

$$b = 0,01 p i d_M - (C_{\text{доб}} + C_{\text{пер}}) \$/m \text{ промышленной руды,}$$

где $0,01 p$ — количество металла в 1 г промышленной руды;

i — коэффициент извлечения металла из промышленной руды в процессе переработки (обогащения и металлургического передела);

$0,01 p i$ — количество металла, извлекаемого из 1 г промышленной руды;

d_M — государственная отпускная цена за весовую единицу металла;

$C_{\text{доб}}$ — полная себестоимость добычи 1 т промышленной руды, состоящая, в свою очередь, из двух слагаемых $c_{\text{пр}}$ и c_n :

$C_{\text{пр}}$ — себестоимость добычи 1 т промышленной руды франко-люк (т. е. по системе);

C_n — прочие (кроме системы разработки) расходы на добычу 1 т промышленной руды по руднику (транс-порт, водоотлив, вентиляция и другие производственные процессы, общешахтные и общерудничные; расходы);

$C_{\text{пер}}$ — стоимость переработки 1 т промышленной руды* (обогащение, металлургический передел до получения металла).

Для очень богатой руды выражение можно записать так

$$b_b = 0,01 p_b i d_m - (C_{\text{пр.б}} + c_n + c_{\text{пер}})$$

Соответственно b_c для 1 т руды остальной части месторождения

$$b_c = 0,01 p_c i d_m - (C_{\text{пр.б}} + c_n + c_{\text{пер}})$$

Коэффициент извлечения i из богатых и средних руд для упрощения расчетов принимаем условно один и тот же. Такое допущение существенно не изменяет результатов расчета, хотя в действительности коэффициент i для богатой руды обычно несколько выше.

Прочие расходы c_n на добычу 1 т промышленной руды, а также расходы на ее переработку $c_{\text{пер}}$ можно принять независимыми от содержания в ней металла и, следовательно, одинаковыми на 1 т богатой и средней руды.

Тогда, согласно формуле, разница в размере получаемой прибыли с 1 т богатой и средней руды составит

$$b_n = [0,01 p_b i d_m - (c_{\text{пр.б}} + c_n + c_{\text{пер}})] - [0,01 p_c i d_m - (c_{\text{пр.с}} + c_n + c_{\text{пер}})],$$

или после упрощения

$$b_n = 0,01 i d_m (p_b - p_c) - (c_{\text{пр.б}} - c_{\text{пр.с}}), \text{ \$/т промышленной руды.}$$

Пример. Пусть содержание в богатой руде меди $p_b=6\%$, среднее содержание в остальной части месторождений $p_c=2\%$; коэффициент извлечения металла из руды при переработке $i=0,75$; государственная отпускная цена 1 т меди $d_m=800$ \\$; стоимость добычи 1 т богатой руды франколюк по системе $c_{\text{пр.б}}=9$

\$, то же, - 1 т руды остальной части месторождения $c_{пр.с}=6,61$ \$. (из предыдущего примера). Тогда

$$b_{п} = 0,01 * 0,75 * 800 (6 - 2) - (9 - 6,61),$$

или

$$b_{п} = 24 - 2,39 = 21,61 \$.,$$

где 24 — превышение извлекаемой ценности из богатой руды с содержанием 6% по сравнению с рудой со средним содержанием 2%; 2,39—удорожание добычи 1 т богатой руды по сравнению со средней.

Таким образом, в результате потери 1 т богатой промышленной руды предприятие (государство) несет экономический ущерб от недополучения прибыли в размере 21,61 \$. По сравнению с ранее подсчитанным экономическим ущербом от непроизводительных затрат на разведку и от роста амортизации капитальных затрат ущерб от недополучения прибыли в данном случае (применительно к богатой руде) во много раз больше.

Напомним, что в рассмотренном ранее примере экономический ущерб на разведку 1 т потерянной руды с содержанием металла 3% был равен 2,4 \$В пересчете на содержание металла 6% он составит 4,8 \$., что почти пять раз меньше ущерба от недополучения прибыли. Ущерб же от роста амортизации 0,288 \$. почти в 80 раз меньше ущерба от недополученной прибыли

В связи с этим для богатых руд экономический ущерб от недополучения прибыли, как правило, является решающим фактором в выборе системы разработки, особенно если для сравниваемых систем разработки величина потерь руды отличается существенно.

Вернемся к вопросу о том, когда произойдет недополучение прибыли и как это должно влиять на результаты расчетов.

Как уже было установлено, в первом случае ежегодное недополучение определенной суммы прибыли будет проявляться с первого года добычи богатой руды и продолжаться равномерно до окончания ее отработки. В этом

случае влияние фактора времени недополучения прибыли учитывать не нужно.

Несколько отличаются условия для второго случая, когда недополучение всей суммы прибыли происходит не равномерно по мере отработки богатой руды, а сразу (одновременно), когда заканчивается отработка рассматриваемого участка богатой руды. В этом случае следовало бы учесть фактор времени, ибо недополучение той же суммы прибыли в будущем, только через *t* лет, для предприятия и государства является меньшим ущербом, чем недополучение, начиная с первого года разработки, равномерно до ее окончания. Здесь имеется аналогия с общепринятым сейчас подходом к сравнению вариантов технических решений с разными сроками капитальных вложений. Капитальные затраты более поздних лет принято приводить к текущему моменту путем деления их на коэффициент, учитывающий средний эффект, который может быть получен в данной отрасли при условии производительного использования капитальных вложений. Этот коэффициент определяется по формуле сложных процентов

$$k_{\text{пр}} = (1 + E)^t$$

где E — отраслевой коэффициент эффективности, равный 0,1—0,2;

t — период времени, на который откладываются капиталовложения при данном варианте относительно другого сравниваемого варианта.

Однако если продолжительность отработки рассматриваемого участка богатых руд не превышает 4—5 лет, то, как показывают расчеты, можно не пересчитывать размер недополученной прибыли с поправкой на фактор времени, т. е. можно принимать $b_{\text{п}}$ как при первом варианте, так и при втором варианте, равным 21,61 \$. на 1 *t*. Следовательно, в формуле для определения суммарного экономического ущерба от потери 1 *t* промышленной руды значение $d_{\text{пр}}$, отвечает величине $b_{\text{п}}$ и равно 21,61 \$.

Рассмотрев частный случай определения экономического ущерба от недополучения прибыли для богатых руд, мы можем теперь обратиться к общему случаю потерь руды с любым содержанием металла, превышающим

минимальное промышленное содержание, установленное для данного месторождения. Поскольку последнее соответствует бесприбыльной разработке, тонедополученную прибыль в результате потери 1 т промышленной руды с содержанием p можно определить аналогично формуле, пользуясь приведенными при ее выводе соображениями. Вместо p_6 в формуле следует принять p — содержание для рассматриваемой части месторождения (иногда это может быть среднее содержание для всего месторождения), вместо p_c — минимальное промышленное содержание p_m . Вычитаемое $c_{пр. б} - c_{пр. с}$ переписывается в виде

$$c_{пр} - c_m$$

где $c_{пр}$ — стоимость добычи франко-люк 1 т промышленной руды с содержанием p по системе с более высокой стоимостью добычи;

c_m — стоимость добычи 1 т руды с минимальным промышленным содержанием по второй системе.

Таким образом, экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 т потерянной промышленной руды можно представить и общем виде следующей формулой (без учета фактора времени):

$$d_{пр} = b_{п} = 0,01 p d_m (p - p_m) - (c_{пр} - c_m), \text{ \$}.$$

В большинстве случаев рост потерь руды не сопровождается снижением величины годовой добычи рудника (шахты), так как 'размер добычи почти всегда-можно увеличить на 5—10%; (т. е, в пределах разницы потерь при разных системах) за счет интенсификации очистной выемки блоков или за счет ввода в эксплуатацию дополнительных блоков.. Поэтому уменьшение' добычи руды с содержанием p начнется лишь с того момента, когда станут иссякать ее запасы, т. е. к моменту отработки этой руды.

Для того чтобы привести недополученную прибыль $d_{пр}$ к текущему моменту, необходимо в знаменатель формулы ввести коэффициент приведения $k_{пр}$, определяемый формулой . Если принять в расчетах минимальную величину коэффициента эффективности $E = 0,1$, то $k_{пр}$ будет равен $1,1^t$.

Отсюда экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 *m* потерянной промышленной руды с учетом фактора времени можно выразить

$$d_{\text{пр}} = \frac{1}{1.1^t} \cdot [0.01 d_M (p - p_M) - (c_{\text{пр}} - c_M)], \$.,$$

где *t* — время, на которое рудник обеспечен запасами руды со средним содержанием *p*.

Для того чтобы убедиться в том, насколько значительно влияет время обеспеченности рудника запасами на величину экономического ущерба от недополучения прибыли, ниже подсчитаны значения множителя $\frac{1}{1.1^t}$ для значений *t* от 5 до 30 лет:

Обеспеченность рудника запасами руды *t*, лет . . . 5 10 16 20 25 30

Величина множителя $\frac{1}{1.1^t}$. . . 0,620, 390, 240, 150, 090, 06.

При обеспеченности рудника запасами руды с данным содержанием на 25 лет экономический ущерб на 1 г потерянной руды снижается в 10 раз, а при обеспеченности на 30 лет происходит снижение ущерба, почти в 20 раз. Если принять в расчетах не минимальную величину *E* (0,1), а среднюю (0,15), то это снижение окажется еще более значительным.

Произведенные расчеты для руд разной ценности и при разных сроках обеспеченности запасами позволяют не учитывать экономический ущерб от недополучения прибыли за счет потерь рядовой руды на месторождениях с относительно невысоким содержанием металла, если обеспеченность запасами руды превышает 25—30 лет.

Пример. Рассчитаем экономический ущерб от недополучения прибыли при сравнении двух систем разработки: 1) для богатой руды с небольшим сроком обеспеченности — 3—5 лет, 2) для рядовой руды при обеспеченности запасами на 25 лет.

В первом случае оставим ранее принятые показатели расчета: $p_6 = 6\%$; $p_c = 2\%$; $i = 0,75$; $d_M = 800 \$.$; $c_{\text{пр } 6} = 9 \$.$; $c_{\text{пр } c} = 6,61 \$.$; величина b_n или $d_{\text{пр}}$ по формуле равна 21,61 $$/m$; коэффициенты извлечения руды при сравниваемых системах $k_1 = 0,96$ и $k_2 = 0,88$.

Экономический ущерб от недополучения прибыли вследствие избыточных потерь руды при второй системе по сравнению с первой согласно формуле составит

$$И_{\text{пр}} = d_{\text{пр}} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right) = 21.61 \left(\frac{0.96}{0.88} - 1 \right) = 21.61 * 0.09 = 1.94 \$.$$

Во втором случае (для рядовой руды) примем $r=2$; $p_m=1\%$; $i=0,75$; $d_M=800$ \$.; $c_{\text{пр}}=6,61$ \$.; $c_m=5$ \$.; обеспеченность запасами рядовых руд 25 лет; $k_1=0,88$ и $k_2=0,80$.

По формуле экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 т потерянной промышленной руды с учетом фактора времени составляет

$$d_{\text{пр}} = \frac{1}{1,1^{25}} [0.01 * 0.75 * 800(2 - 1) - (6.61 - 5)]$$

или

$$d_{\text{пр}} = \frac{1}{10.75} (6 - 1.61) = \frac{4.39}{10.75} = 0.40 \$.$$

По сравнению с ранее установленным ущербом от потери 1 т руды с содержанием металла 6% ущерб от потери 1 т рядовой руды с содержанием 2% получился в 50 раз меньше. Он оказался близким по величине ущербу от роста амортизации капитальных затрат (0,288 \$.). Влиянием его на выбор системы разработки поэтому можно пренебречь.

В самом деле, ущерб от недополучения прибыли вследствие потерь руды при второй системе разработки, по сравнению с первой^ по формуле больше

$$И_{\text{пр}} = d_{\text{пр}} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right) = 0,40 \left(\frac{0.88}{0.80} - 1 \right) = 0,40 * 0,1 = 0,04 \$$$

что составляет около 0,5% стоимости добычи 1 т промышленной руды т. е. не выходит за пределы допустимой неточности технико-экономических расчетов, где основные расчетные показатели являются примерными, а сам метод расчета содержит ряд допущений.

Для определения экономического ущерба, связанного с потерями руды и металла при различных системах разработки, необходимо иметь в виду также

возможную разницу в величине потерь металла в процессе переработки руды с неодинаковым разубоживанием.

Общеизвестно, что коэффициент извлечения металла из руды в концентрат часто бывает тем ниже, чем сильнее разубожена руда при добыче. Иногда одновременно с этим ухудшается и качество получаемого концентрата, что приводит к некоторому снижению извлечения металла из концентрата.

Снижение коэффициента извлечения при переработке разубоженных руд объясняется рядом причин, в том числе иным составом, строением, крупностью и физико-химическими свойствами рудных минералов, примешанных к добытой промышленной руде вместе с вмещающими породами. Напомним, что в расчетах мы учитывали полезные компоненты, добавленные с вмещающими породами, между тем извлечение их при переработке руды иногда связано со значительно большими потерями, чем извлечение полезных компонентов, заключенных в промышленной руде (например, примешивание к руде, представленной неокисленными железистыми кварцитами), вмещающих пород в виде окисленных кварцитов.

Если коэффициент извлечения полезных компонентов; при переработке руды с содержанием q_1 , добытой системой I, обозначить через i_1 , а при переработке руды с содержанием q_2 , добытой системой II, через i_2 , то избыточные потери полезных компонентов при переработке 1 т промышленной руды составят

$$M_{из} = 0,01p (i_1 - i_2),$$

или, обозначая $i_1 - i_2$ через $i_{из}$

$$M_{из} = 0,01p i_{из}, m \text{ (кг)}.$$

В денежном выражении ущерб от избыточных потерь при переработке 1 т промышленной руды может быть представлен формулой .

$$И_{из} = M_{из} d_{из} = 0,01p i_{из} d_m$$

Покажем на примере, насколько значителен этот экономический ущерб.

Примем содержание металла в промышленной руде $p = 4\%$, содержания металла в товарной руде для первой системы разработки $q_1 = 3,5\%$ и для второй системы $q_2 = 2,8\%$.

Пусть соответствующие коэффициенты извлечения металла при переработке руды равны: $i_1 = 0,85$ и $i_2 = 0,82$; отпускная цена 1 т металла 800 \$. Тогда по формуле экономический ущерб от избыточных потерь металла при переработке руды, добытой второй системой, на 1 т извлеченной промышленной руды составит

$$и_{из} = 0,01 \cdot 4 \cdot 0,03 \cdot 800 = 0,96 \text{ \$/т.}$$

Как видим, величина этого ущерба выражается значительной цифрой. Добавление ее к подсчитанному экономическому ущербу от избыточных потерь руды при второй системе разработки может существенно повлиять на окончательный выбор системы.

Краткие выводы Сравнение экономической эффективности систем разработки рудных месторождений представляет собой чрезвычайно важную вместе с этим очень сложную технико-экономическую задачу.

В качестве основного критерия для сравнения экономической эффективности систем предлагается использовать себестоимость добычи 1 т промышленной руды с учетом экономического ущерба связанного с разной величиной потерь и разубоживания для сравниваемых систем. В этот ущерб входит в качестве одной из его составных частей разница в затратах на переработку 1 т промышленной руды (а следовательно, и на весовую единицу металла или концентрата), добытой сравниваемыми системами разработки. Таким образом, предлагаемый метод сравнения основывается на выявлении разницы в затратах не на добычу руды, а на конечную продукцию горного предприятия и одновременно позволяет учесть ущерб от непроизводительных затрат государственных средств на разведку потерянной руды и от недополучения прибыли на потерянную руду.

Используемые в расчетах показатели могут быть определены с достаточной степенью точности при выборе системы в стадии проектирования горного предприятия, а при выборе системы разработки на действующем горном предприятии они известны вполне точно. Для месторождений с рудой от низкой до средней ценности важнейшими показателями экономической эффективности системы являются себестоимость добычи товарной руды и ущерб от разубоживания руды при добыче. Экономический ущерб от побзатерь руды в этом случае не велик. При разработке малоценных руд им можно вообще пренебречь. Напротив, для руд высокой ценности размер экономического ущерба от потерь в процессе добычи может приобрести решаю- щее значение. Поэтому в очень богатых рудах следует отдавать предпочтение системам с высоким коэффициентом извлечения ру. ды из недр, хотя бы стоимость добычи руды при этом была заметно более высокой.

Разница в стоимости конечной продукции для сравниваемых систем разработки, выявляемая при изложенном методе сравнения систем, позволяет легко определить разницу в размереШолу- чаемой (или ожидаемой) прибыли и относительную рентабельность сравниваемых систем.

II. Горно-геологические и горно-технические условия разработки Зармитанского месторождения

2.1 Горно-геологические и горно-технические условия разработки Зармитанского месторождения. Чармитанское рудное поле размещается в южном крыле Северо-Нуратинского антиклинория. Оно является составной частью Зарафшано-Туркенстанской структурно-формационной зоны Южно-Тяньшаньского герцинского складчатого пояса. Территория рудного поля характеризуется общей геологической ситуацией, однотипными геологическими дислокациями на месторождениях, а также единым формационным типом известных рудных проявлений и месторождений. Это кварцевые сульфидные жилы и прожилково-жильные зоны. Границами рудного поля являются: на западе Манджерумский, на востоке Восточный разломы. С юга оно ограничено мощной Караулхана – Чармитанской зоной разломов, а с севера границей его служит интрузивный нормальный контакт с вмещающими ороговикованными терригенными породами.

Площадь рудного поля составляет 324 км². Рудопроявления и месторождения района приурочены к узлам пересечения Джизман-Пангатского и Зирабулак-Кошрабадского скрытым конседиментационным разломам фундамента северо-восточного простирания с субширотными наиболее крупными разломами Тяньшаньской системы Караулхана – Чармитанским, Минбулакским, Михаямским, Ульпатаанским. В пределах Чармитанского рудного поля основной рудоконтролирующей структурой является Караулхана – Чармитанская зона (Тяньшаньской системы) разломов, которая осложняет южный контакт Кошрабадского интрузива. На узлах пересечения Зирабулак – Кошрабадского скрытого конседиментационного разлома и его системе с Караулхана-Чармитанским субширотным долгоживущим разломом сосредоточены основные золоторудные месторождения Чармитан, Гужумсай, участок «Промежуточный», а к западу от них, на пересечении Джизман-Пангатского конседиментационного разлома фиксируются рудопроявления Караулхана, Уразал, Карасай, Каракузы. Рудные тела месторождений Чармитан, Гужумсай и участка «Промежуточный» контролируются сериями сопряженных сколовых трещин глубокого заложения, опирающихся с севера Караулхана – Чармитанскую многошовную зону разломов. При этом на Чармитанском месторождении рудоконтролирующими структурами являются трещины запад-северо-западного простирания, а на Гужумсайском и участке «Промежуточный» – восток-северо-восточного и субширотного простирания. Рудовмещающими на рассматриваемых месторождениях являются верхнепалеозойские гранитоиды Кошрабадского интрузива и метаморфизованные осадочные породы нижнего силура. Последние получили весьма ограниченное развитие вдоль южной границы на Гужумсайском месторождении и более широкое на площади месторождения Чармитан и представлены отложениями джазбулакской свиты нижнего силура. Свита сложена сланцами, алевролитами, песчаниками, туфами, отдельными линзами известняков. Породы претерпели региональный метаморфизм. Более древние породы

расположены за пределами площади месторождений. Протяженность рудной зоны, подвергнутой разведке и поисковой оценке, с запада на восток около 8 км при ширине 2 км. Подавляющая часть промышленных рудных тел размещена в граносиенитах основной второй фазы образования Кошрабадского интрузива. Выявлено на рудной зоне около 150 рудных жил крутого ($70-80^\circ$) северо-западного и северного падения. Рудные тела в основном маломощные, от 0,5 до 2 м лишь в редких случаях достигают мощности 4-6 м. Ниже приводится характеристика только месторождения Чармитан. Золоторудное месторождение Чармитан является составной частью одноименного рудного поля и самым крупным по разведанным запасам.

В геологическом строении месторождения участвуют две группы пород: метаморфизированные осадочные породы нижнего силура джазбулакской ($S_1 \ln_3^2 - W_1 dz$) и караташской ($S_1 \ln - \ln_2 kr$) свит и прорывающие их гранитоиды Кошрабадского интрузива ($C_3 - P_1$), черт. П-267356, П-267357-267365. Отложения караташской свиты представлены песчаниками, сланцами, алевролитами, часто с ритмичным переслаиванием. Характерной особенностью является наличие многочисленных прослоев углеродистых сланцев. Нижняя часть свиты сложена углисто-серицитоглинистыми и кварцево-слюдистыми сланцами с редкими прослоями полимиктовых песчаников. Выше сланцев залегают ритмично переслаивающиеся песчаники и сланцы. Общая мощность свиты 390-400 м. Отложения джазбулакской свиты обнажаются в полосе южного и восточного контактов Кошрабадского интрузива и представлены песчаниками, кварцево-слюдистыми сланцами, гравелитами и туфопесчаниками. Характерной отличительной особенностью свиты является присутствие субогласных межпластовых тел габбродиабазов, микрогаббро, диабазовых порфиритов. Общее простирание свиты субширотное, с интенсивной изоклинальной складчатостью. Мощность свиты 320 м. Породы свиты являются рудовмещающими. Интрузивный массив сложен

граносиенитами, габбросиенитами, которые связаны постепенными переходами с гранодиоритами и гранитами, распространенными большей частью по периферии массива или в форме апофиз в слоистых толщах. Широко распространены дайки, по составу отвечающие граносиенитам, диорит-сиенитам, лампрофирам, аляскитовым и аплитовидным гранитам. Из числа интрузивных пород месторождения к собственно рудовмещающим относятся сиениты, граносиениты и в незначительной мере разобщенные дайки гранитоидов запад - северо -западного и субширотного простирания, которые пространственно контролируют границы кварцево-жильного поля месторождения. В зоне экзоконтакта регионально метаморфизованные осадочные породы подвержены термальному метаморфизму и превращены в роговики, узловатые и пятнистые сланцы. Мощность зоны контактового метаморфизма достигает два километра. В строении и структуре месторождения особая роль принадлежит разрывным нарушениям, контролирующим размещение золотого оруденения. Разрывные структуры представлены несколькими основными системами. Наиболее крупной и важной является Караулхана-Чармитанская зона разломов в южной части месторождения, общая мощность которой достигает сотни метров при падении близком к вертикальному. Зона имеет субширотное простирание в западной части и ВЮВ в восточной части месторождения. Это наиболее древняя (доинтрузивная) и долгоживущая система разрывов, по которой в разные периоды происходили разнонаправленные перемещения блоков пород. Следующими по значению системами разрывов являются разломы северо-восточного и восток -северо-восточного простирания. К ним относятся – Центральный, Оперяющий, Промежуточный, Каратепинский разломы с субвертикальным падением. Рудолокализирующими являются разрывы запад-северо-западного простирания с крутым северным падением. Время заложения их последайковое и одновременное, а взаимная ориентировка и морфология соответствуют сопряженной системе сколовых нарушений. Из прочих разрывных структур на месторождении фиксируются

субмеридиональные нарушения с вертикальным падением (Контактовый, Ксенолитовый и др.) и пологие разломы с азимутом падения 50-60°. Всего на месторождении разведано и изучено 57 рудных тел. Промышленные рудные тела месторождения по морфологии делятся на четыре типа:

1-й жильный тип, он преобладает в количественном отношении, к нему относятся рудные тела 1, 1а, 1б, 17, 11 и др;

2-й - линейные минерализованные зоны (рудные тела 7, 27, 11, 13, 13а);

3-й - линейные штокверки (рудные тела 10, 10а);

4-й - структурные залежи сульфидных руд (на восточном фланге рудные тела 15, 25, 26).

На месторождении преобладают два морфологических типа рудных тел – это жильный и линейные минерализованные зоны. Рудные тела первого морфотипа представляют собой кварцевые жилы выполнения с безрудыми или слабооруденелыми зальбандами. Кварцевая составляющая содержит 60-80% запасов золота. На участках простого строения рудных тел это обычно одиночная стержневая кварцевая жила мощностью от 0,1 до 1,5 м. На участках сложного строения это ряд сближенных субпараллельных кварцевых прожилков, либо жила с системой оперяющих или субпараллельных прожилков сульфидов и кварца. Протяженность рудных тел данного типа колеблется от первых десятков до 1000-1200 м, мощность от долей метра до 5-8 м. Преобладают мощности 1-3 м. На глубину отдельные рудные тела прослежены скважинами до 800-1000 м. Линейно-минерализованные прожилково-вкрапленные зоны второго морфологического типа представляют собой системы кварц-сульфидных, сульфидных (коротких и до 10 м) прожилков в метасоматических измененных процессом березитизации породах. Основная часть этих рудных тел представлена серией из 2-4 сближенных, относительно выдержанных

прожилков мощностью от 1 до 5 см (каждый). Между ведущими прожилками и в зальбандах минерализованных зон обычно развита тонкопрожилковая и вкрапленная сульфидная минерализация. Кварц присутствует в виде маломощных невыдержанных жил, линз, гнезд. Мощность рудных тел от метра до 6-8м, изредка в разрывах до 15 м. К линейным штокверкам отнесены рудные тела 10 и 10^а, приуроченные к участку пересечения Промежуточным разломом северной ветви Караулхана - Чармитанской зоны разломов. На восточном фланге месторождения в рудных телах 15, 25, 27 развит еще один морфотип. Здесь процесс отложения и замещения сульфидами продуктов предшествующих стадий рудообразования местами был столь интенсивен, что целые участки рудных тел (размером до десятков метров) представлены сульфидными рудами, образуя плитообразные залежи. Руды этого типа названы золото-серебрянными по значительному преобладанию содержания серебра (40-80 г/т) и сульфидов и являются упорными при технологической переработке. Чармитанское месторождение является типичным гидротермальным жильным месторождением золото-сульфидно-кварцевой формации средних глубин образования. С запада на восток промышленное оруденение прослежено на протяжении около 4 км в полосе шириной 400 м. По вертикали скважинами установлено промышленное оруденение на глубине 1100-1200 м. Большинство рудных тел имеет западно-северо-западное (до субширотного) простирание в пределах 90-110° и крутое (70-80°) северное падение. Лишь отдельные небольшие рудные тела (восточная часть структуры рудного тела 7, а также р.т. 6^а, 10^а) имеют восточно-северо-восточное простирание, обусловленное особенностями становления и развития рудовмещающих трещин. Углы падения основных рудных тел также довольно стабильны, 70-75°С и только в небольших интервалах становятся более крутыми (до 85°) и пологими (до 60°). Мощность рудных тел изменяется от десятых долей метра до 6-8м для жильного типа и до 15 м для минерализованных зон. Преобладают мощности от 0,7 до 2 м. Средняя мощность рудных тел в запасах до горизонта + 240 м около 1,9 м. Контакты

кварцевых жил с вмещающими породами всегда четкие, обычно ровные и прямолинейные, типичные для жил выполнения. Контакты же рудных тел с вмещающими породами устанавливаются только по результатам опробования, границами гидротермально-измененных пород они не контролируются. По совокупности геологических условий залегания и пространственного размещения рудные тела объединены в системы рудных тел. **Система рудных тел 2 (2^а), 6-8** прослежена на расстояние свыше 1200 м. Примерно по середине система разобрана Центральным разломом с амплитудой смещения (в плане) до 700 м. В западном направлении развитие жильной системы ограничено мощной зоной дорудных разломов северо-восточного простирания. Система представлена сдвоенной, сближенной структурой рудных тел 2-6 и 2^а-8, из них более ранней является первая, в околожильном пространстве которой фиксируется маломощная оторочка полешпатовых изменений по граносиенитам. **Западная часть рудного тела 2^а** отличается более мощной кварцевой составляющей и широким развитием пирит-арсенопиритовой стадии минерализации. **Рудное тело 2** на западе ограничено дорудной дайкой северо-западного простирания, на востоке приближается к центральному разлому, вертикальный размах промышленного оруденения растет (до 170 м) с приближением к разлому, форма тела плитообразная. **Рудное тело 8** наиболее протяженное и выдержанное в данной системе, характеризуется также и наибольшим (до 300 м) вертикальным размахом промышленного оруденения. На западе приближается к Центральному разлому. В восточном направлении распространение промышленного оруденения ограничивается второстепенными дорудными субмеридиональными структурами (Ксенолитовый разлом на гор.+ 904 м, Контактный разлом на гор. +840 м) или постепенным выклиниванием кварцевой составляющей (на глубину), форма тела плитообразная. **Рудное тело 6** приурочено к более ранней и проницаемой структуре. Поэтому промышленное оруденение фиксируется не повсеместно, а в отдельных небольших участках или оперяющих жилах

(рудное тело 6^а). Колебания мощности (от долей метров до нескольких метров) и содержаний золота (от первых г/т до многих десятков и до сотни г/т) хотя и значительны, но в целом относительно равномерно распределяются в границах промышленной части рудных тел; резкое падение параметров оруденения фиксируются лишь по периферии промышленного контура. Всплески мощности до 4-6 м приходятся на локальные участки приращения оперяющих или развития субпараллельных прожилков кварца. Все руды без исключения, относятся к простому технологическому типу. Система рудных тел 1-1^а-17-11 (11^а) -13 (13^а,13^б) -7 (7^а-7^с) -23(23^а,23^б) – 27 -15 (15^а, 15^б, 25, 25^а) составляет основу месторождения. Ей принадлежит свыше 90 % разведанных и перспективных запасов. Суммарная протяженность ее с запада на восток составляет около 4 км, а на глубину до 1100 м. Мощность отдельных жильных систем не превышает нескольких десятков метров. Границей системы на западе является Центральный разлом, на восточном фланге естественное выклинивание рудного тела 15. Систему пересекают три крупных разлома- Каратепинский, Промежуточный и Оперяющий. Центральную часть системы образуют рудные тела 11-13-7, относимые на верхних, средних и частично нижних горизонтах к типу линейных минерализованных зон. Рудное тела 1 – одно из основных на месторождении. Наибольшую протяженность имеет на горизонте 720 м (около 1300м), (черт. П-267369, П-257370), от Центрального разлома на западе до слияния с рудным телом 11 вблизи Оперяющего разлома на востоке. Характеризуется, в основном, убогосульфидными рудами.. Кроме западного фланга, где после слияния его с рудным телом 1^а (район разведочных линий 54-55) приобретает малосульфидный состав (наложение пирит-арсенопиритовой стадии минерализации). От горизонта 600 м и ниже в небольших количествах фиксируется и золото-полусульфидная стадия (до 5-10% всех сульфидов). В центральной части рудного тела на горизонте +600 м и ниже установлен значительный безрудный промежуток. В западной части разделяется на две крутых ветви с западным и южным склонением, к

которым приурочены небольшие по размерам и неправильные по форме участки повышенных мощностей рудного тела и участки повышенных содержаний золота. Подавляющая часть руд характеризуется высокими золото-серебрянными отношениями (5:1). **Рудное тело 1^а** одно из рядовых, является оперяющим рудного тела 1 со стороны лежачего бока последнего, располагается от него на расстоянии 15-25 м. Наибольшую протяженность имеет на горизонте 840 м, около 600 м, на глубину прослежено до 700 м. Характеризуется неравномерностью параметров оруденения. Средняя горизонтальная мощность рудной залежи 1,61 м. **Рудное тело 17** является слепой оперяющей рудного тела 1^а со стороны лежачего бока, располагается субпараллельно ему на удалении 10-20 м. Установлено на горизонте 720 м между разведочными линиями 55-56. Наибольшая протяженность его около 500 м фиксируется на горизонте 600 м; на глубину промышленное оруденение прослеживается свыше 400 м. Рудное тело 17 характеризуется высокими и довольно устойчивыми параметрами оруденения. Отличительной особенностью рудного тела является увеличение сульфидности руд с запада на восток с максимальной концентрацией в лежачем боку Контактного разлома, который и служит условной границей двух типов руд: пирит-арсенопиритовой и золото-полусульфидной стадий минерализации. **Рудное тело 11** одно из крупных рудных тел месторождения. Восточной границей его является Промежуточный разлом, на западе - естественное выклинивание, при переходе структуры в интрузив. Протяженность тела 450-550 м, на глубину прослежено до 650-750 м. Морфология и внутреннее строение рудного тела 11 в экзоконтакте сложное, оно распадается на мелкие, переходящие друг в друга и выклинивающиеся маломощные тела. Мощность рудного тела с глубиной в экзоконтактовой части тела уменьшается. **Рудное тело 13 (13^а, 13^б)** является смещенной по Оперяющему разлому частью рудного тела 11 и значительно приподнято над ним. Геологическими границами служат Оперяющий разлом на западе и Промежуточный на востоке. В верхней части система рудных тел

13 слагает минерализованную зону, с глубиной параметры оруденения снижаются, тело приобретает типичный жильный облик, возрастают содержания минералов золото-полусульфидной стадии. **Рудное тело 7 (7^a, 7^b, 7^b, 23, 23^a, 27)** располагается в центральной части месторождения, между Промежуточным (на западе) и Каратепинским (на востоке) разломами. Для данной группы рудных тел характерно почти субширотное простирание. Верхние горизонты основных рудных тел 7, 27 (черт. П-267367) по морфологии принадлежат типу линейных минерализованных зон, характеризуются относительно большими мощностями и рядовыми содержаниями золота. С глубиной и на флангах зоны превращаются в нормальные жильные тела с рядовой (1-3 м) мощностью и высокими содержаниями золота. Морфологию рудных тел существенно осложняет послерудная тектоника, разобщая блоки подсчета запасов на расстояние до нескольких десятков метров. Из числа секущих выделяются две системы разрывов, северо-восточного простирания с крутым падением на северо-запад и северо-западного простирания с углами падения 30-50° на северо-восток. Широко развита и система разрывов субпараллельных залеганию рудных тел.

Рудное тело 7^r расположено в 35-40 м южнее рудного тела 7, западной границей является Промежуточный разлом, восточной – один из безымянных второстепенных разломов, широко представленных на этом участке. Представляет собой жильное тело сложного строения, в отдельных интервалах, соответствующее по морфологии маломощной минерализованной зоне. На горизонте +600 м рудное тело пересекается разломом с небольшим смещением (черт. П-267385). **Рудное тело 23^b** – небольшое жильное тело, установлено на горизонте +600 м на восточном фланге структуры рудного тела 7. Границами тела служат тектонические разрывы, руды содержат сульфидов 6-8%. **Рудное тело 20** – маломощное слепое жильное тело, располагается в 80 м севернее центральной части рудного тела 7. Границами его служат тектонические разломы. На горизонте

+720 м руды относятся к III стадии минерализации, а на горизонте +600 м к I и II стадиям (см. гл.2, 4). Рудное тело 15 (15^a, 15^b, 15^b, 25, 25^a) – самое восточное и самое протяженное жильное рудное тело месторождения. На горизонте +720 м (черт. П-267369, П-267370) оно прослежено на 1600 м. Морфология тела осложнена неотектоникой. На горизонтах горных работ помимо секущих нарушений, смещающих тело на десятки метров, проявлен тектонический разрыв. Значительно реже неотектоника выражена интенсивной трещиноватостью. Тектонический разрыв не только искажает внутреннее строение рудного тела и параметры оруденения, но приводит к появлению значительных по размерам тектонических окон, до сотен метров по простиранию.

Между разведочными линиями 101-105 наблюдается столообразный, наиболее продуктивный, интервал. Положение его объясняется седловидным (по простиранию) изгибом рудного тела с более лучшими структурными условиями рудоотложения. С этим изгибом связано местоположение близрасположенного рудного тела 25. Ниже горизонта +600 м рудный столб прерывается 100 метровым безрудным промежутком, затем проявляется на более глубоких горизонтах. Наиболее богатое оруденение прослежено в районе Каратепинского разлома, на западной границе рудного тела 15. К востоку от разведочной линии 101 повышается содержание серебра и заметно меняется минеральный состав. За разведочной линией 120 видимые факторы оруденения затухают. Рудное тело на верхних горизонтах срезается мощным согласным разрывом. Происходит выклинивание рудного тела в восточном направлении, при крутом восточном склонении оруденения. **Рудное тело 25 (25^a)** является небольшим сателлитом рудного тела 15, залегающим субпараллельно в 20-30 м севернее, между разведочными линиями 97-105, на участке локального изгиба (по простиранию) структуры рудного тела 15. Представлено упорными рудами. На восточном фланге тела фиксируются интервалы с повышенной сульфидностью (до 30-40%). Проявления пострудной тектоники, как в плоскости рудного тела, так и

косесекущей, наиболее интенсивны в его центральной и западной частях. **Рудные тела 31 и 32** установлены на горизонте +600 м (черт. П-262385) непосредственно в зоне влияния Каратепинского разлома, близ западной границы рудного тела 15. Наличие этих тел не просто подтверждает рудораспределяющую роль разлома, но и свидетельствует о промышленной золотоносности отдельных его участков. По морфологии рудные тела соответствуют минерализованным зонам. Сульфидность от 10 до 12 %, до 50 % сульфиды частично окислены. Руды соответствуют переходному классу. Система рудных тел **3-5 (12) -14 (14^a, 14^b), 30** - прослежена с запада на восток на протяжении 400 м. Примерно посередине система разобрана Оперяющим разломом с амплитудой смещения (в плане) около 200 м. Продолжение системы в восточном направлении (за Промежуточным разломом) представляет собой нечетко выраженную жильную систему в зоне интенсивной послерудной тектоники. Рудные образования образуют мелкие разобраные тела. Стержнем данной системы является **рудное тело 14**, которое, расщепляясь на верхних горизонтах на рудные тела 14 и 14^a, образовало и рудные тела 3 и 5, их смещенные части. **Рудное тело 3** на верхних горизонтах представлено, главным образом, маломощной убогосульфидной жилой с высоким содержанием золота (золото-висмут-теллуридная стадия), с глубиной контур промышленного оруденения склоняется в сторону сопряжения рудного тела с Оперяющим разломом. На горизонтах 840 и 720 м в рудах широко представлена пирит-арсенопиритовая минерализация, а начиная с горизонта +720 м (восточный фланг) и глубже в заметных количествах фиксируется золото-полисульфидная стадия минерализации. Мощности рудного тела варьируют слабо, в среднем от 1 до 3 м. Исключение составляет небольшой участок в эндоконтактовой части тела на горизонте +720 м (черт. П-267369), район разведочной линии 66, где кварцевая жила расщепляясь имеет до 5 и более метров. **Рудное тело 5** представлено относительно мощной до 1,5 м кварцевой жилой с резко преобладающим развитием пирит-арсенопиритовой стадии минерализации,

что и сказывается невысокими содержаниями золота. На глубине 250 м рудное тело выклинивается. **Рудное тело 12** с поверхности затронуто древними отработками. На горизонте +840 м представлено жильным телом, с развитием золото-полисульфидной стадии минерализацией в центральной части. На глубине около 100 м рудное тело выклинивается. **Рудные тела 14 (14^a, 14^b)**, располагаясь между двумя крупными секущими разломами, имеет глубину распространения оруденения значительно превышающую его протяженность. Слившейся частью с рудными телами 3 и 5 оно заметно превосходит их по мощности; при этом мощность самой кварцевой жилы иногда составляет несколько метров. Повышенные содержания золота приурочены к небольшим, относительно изометричным участкам рудного тела, тяготеющим к Пограничному разлому. Повышенные содержания серебра приходится, главным образом, на экзоконтактовую часть рудного тела, ниже горизонта +840 м. Это согласуется с минералогическими особенностями. Если на горизонте +840 м преобладают I и II стадии минерализации, то на горизонте +720 м и ниже фиксируется золото-полисульфидная стадия (10-30 % всех сульфидов): руды относятся к переходному технологическому типу. **Рудное тело 30** расположено в 60 м севернее по отношению к восточному флангу рудного тела 3 на гор. + 600 м (черт. П-262385). Это жильное тело слепого залегания с элементами сложного строения в центральной части (субпараллельные прожилки). Характерно интенсивное развитие пирит-арсенопиритовой минерализации, главным образом, пирита, что служит обычно признаком небольших масштабов и невысоких параметров оруденения. Рудное тело 29 самое типичное жильное тело с четкой осевой, маломощной и высокопродуктивной жилой кварца. Данное тело не входит ни в одну из основных систем рудных тел, занимая позицию посередине между рудными телами 3 и 11. Эта позиция не случайно, так как на верхних горизонтах в 150-200 м западнее, ранее было отмечено рудное тело 9. **Система рудного тела 26 (26^a, 26^b, 26^в, 26^г)** по протяженности составляет 1300-1400 м, по падению 800-850м.

Наиболее изучена на горизонтах +660 и +600м (черт. П-262385). Западная и восточная части существенно отличается по морфологическим и минералогическим особенностям. На западе это типичные малосульфидные жильные тела с высокими содержаниями золота и серебра, с угнетенным проявлением пирит-арсенопиритовой минерализации. На востоке рудное тело 26 представлено кварцевой брекчией или массивными сульфидами II и III стадии минерализации. Руды восточной части характеризуются невысокой контрастностью оруденения, максимальной упорностью технологических свойств. Практически повсеместно в плоскости рудного тела 26 развита послерудная тектоника, возрастающая в восточном направлении. В том же направлении происходит затухание оруденения; рудовмещающая структура превращается в неотектонический шов. Смена облика руд и характера оруденения происходит на участке между разведочными линиями 102-105 и связана с проявлением секущих крутопадающих разрывов СВ простирания. На горизонте +660 м отчетливо прослежено выклинивание флангов рудных тел и их левокулисное залегание в структуре (26, 26^а, 26^б). Меняются к западу и условия залегания рудных тел. Появляются многочисленные секущие разрывы СВ и СЗ простирания с амплитудами смещения до 10 и более метров, затрудняя увязку рудных тел. Неотектоника в плоскости рудных тел 26^а, 26^б, 26^г проявлена незначительно. По совокупности геологических условий залегания и пространственного размещения, размеров рудных тел и сплошности промышленного оруденения в них, величины параметров оруденения и их изменчивости и других описанных выше Чармитанское месторождение в целом соответствует III группе сложности по классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Процесс минерализации на месторождении проходил, в основном, в спокойной тектонической обстановке при повторяющихся в каждую стадию внутрирудных подвижках, что обусловило образование однообразных текстур и структур руд. Характеры двух типов первичных текстур:

1- текстуры, образованные при выполнении пустот;

2- текстуры метасоматического замещения.

Среди текстур первого типа по степени распространенности выделяются массивная, прожилковая, полосчатая, брекчиевая. Ко второму типу относятся реликтовая текстура метасоматического замещения и прожилково-вкрапленная. Основным ценным компонентом руд является золото, представленное в самородной форме электрума. Попутным компонентом является серебро, средние содержания которого немногим превышает содержания золота. Руды месторождения обычно малосульфидные (3-7%). В рудных телах жильного типа фиксируются протяженные участки убогосульфидных руд (до 2%). В рудных телах типа минерализованных зон содержание сульфидов 5-10%, местами до 15%, наконец в золото-серебряных рудах (р.т.25, 25^а, 26, 15^а восточная половина р.т. 15 и 17) общее содержание сульфидов превышает 15%, местами достигает 20-25%. В целом по месторождению сульфидность руд возрастает с запада по восток и в значительно меньшей мере, сверху вниз. Технологические свойства руд определяются не общим количеством сульфидов, а их видовым составом и относительным количеством минералов поздней золото-сульфидно-полиметаллической стадии.

В генетическом плане руды месторождения образованы в три стадии минералообразования:

I стадия – золото-висмут-теллуридная;

II стадия – пирит-арсенопиритовая;

III стадия – золото-сульфидно-полиметаллическая.

Продукты золото-висмут-теллуридной стадии составляют основную ценность месторождения и распространены во всех рудных телах на всех разведанных глубинах. Основным концентратом минералов данной стадии является жильный гидротермальный кварц. Макроскопически это убого-

сульфидные руды (сульфидов до 1%) с точечными включениями пирита и арсенопирита, нередко с мелким высокопробным видимым золотом. Руды содержат в основном золото свободное высокой пробы и значительное по содержанию, высокое золото-серебряное отношение (10:1). Но самостоятельное развитие убого-сульфидных руд ограниченное, слагают только участки протяженностью в несколько десятков метров. Убого-сульфидные руды в общей массе составляют 15-20%. Малосульфидные (сульфидов 3-7%) составляют основную массу руд. В целом они названы золотосодержащими. Изучение вещественного минерального состава и технологических свойств золотосодержащих руд проведено на представительном количестве проб, характеризующих руды на различных горизонтах. Золото в убого-сульфидных и малосульфидных рудах находится в свободном состоянии от 50 до 90 %; пробность его -700-800; попутным компонентом является серебро. Основными минералами этих руд являются полевые шпаты (65%), кварц (26%), гипергенные минералы (0,6%), сульфиды (4-5%), углеродистое вещество (0,5%). Из сульфидов присутствуют арсенопирит, пирит, галенит, сфалерит, сульфантимониды, шеелит и другие. Пирит – арсенопиритовая стадия имеет наиболее широкое распространение на месторождении. Сульфиды данной стадии составляют 80-90% суммы всех сульфидов месторождения, хотя собственных промышленно - ценных компонентов не содержит. Золото в продуктах данной стадии относится к унаследованному от предыдущей стадии. Основным минералом концентратом золота является арсенопирит. Тесно ассоциирует с арсенопиритом шеелит, кальцит и сфалерит. Сфалерит (железистый) ассоциирует со всеми минералами, а пирит фиксирует обычно корневые и фланговые части рудных тел. Собственный жильный кварц данной стадии слабозолотоносен, а чаще безруден. Присутствие продуктов данной стадии придает прежде убого-сульфидным рудам повышенную сульфидность (до 10%, в среднем 3-7%), но не изменяет хороших технологических свойств руд, поскольку в процессе дробления золото

высвобождается достаточно полно. Наибольшее развитие пирит-арсенопиритовая стадия имеет в восточной половине месторождения, в основном, от границы с контактом Кошрабадского интрузива, также в рудном теле 10 на юге месторождения. Золото-сульфидно-полиметаллическая стадия отличается чрезвычайно пестрым набором минералов. Главным рудным минералом является арсенопирит. Из других минералов присутствует пирит, электрум, золото, серебро, кюстерит, бертьерит, пираргирит, прустит, чёссит, джемсонит, фрейбергит, галенит, антимонит, андронит и др. (боее 20).

Руды этой стадии названы золото-серебрянными, упорными; отличительными особенностями их вещественного состава являются:

а) повышенная сульфидность; содержание сульфидов варьирует от 5 до 38% (в среднем 12-18%) против 3-7% в золотосодержащих рудах;

б) относительно высокое содержание железа, мышьяка, серы; повышенное содержание свинца, сурьмы;

в) заметное или резкое преобладание серебра над золотом; серебро из попутного компонента становится вторым основным компонентом.

В золото-серебрянных рудах количество свободного золота значительно меньше (14% вместо 42,9%); несколько больше находится в сростках (55,4% против 49,3%). Увеличивается количество золота тесно ассоциированного с сульфидами в среднем 17,4%. Самородное золото ассоциирует, в основном, с арсенопиритом, реже встречается в кварце и пирите, в сростаниях с сульфо-антимонитами, сфалеритом, галенитом. Размеры золотинок колеблются от нескольких микрон до 0,1-0,25 мм, преобладают тысячные, сотые доли мм. Золото разнопробное от электрума до почти чистого и колеблется от 400 до 990. Из минералов серебра распространенными являются серебрянно-свинцовые сульфоантимониты и фрейбергит, менее распространенными - самородное

золото, простые сульфиды (акантит, штрмейерит), теллурид (чессит) кераргирит, электрум.

Руды золото-сульфидно-полиметаллической стадии относятся к категории «упорных». Максимальное развитие III стадия минерализации получила на востоке месторождения и составляет от 40-50 % и более всех сульфидов. Такие умеренно-сульфидные руды составляют подавляющую часть собственно золото-серебрянных руд. Характерной особенностью минералов серебра является тесные взаимные прорастания и чрезвычайно тонкие размеры. Высокими содержаниями серебра обладают сульфоантимониты свинца, сфалерит.

Из попутных компонентов в золото-серебрянных рудах интерес представляют сера сульфидная и свинец. Химический состав руд приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав руд

Элементы, компоненты	Золотосодержащие руды		Золото-серебрянные руды	
	колебания	среднее	колебания	среднее
Si O ₂	62,3-94,76	69,33	44,2-71,02	59,05
Al ₂ O ₃	0,3-16,57	11,26	8,3-11,50	9,62
Fe ₂ O ₃	1,3-8,52	4,90		
TiO ₂	0,03-1,92	0,73	0,37-0,58	0,45
Ca O	0,78-3,56	2,16	0,13-3,00	1,92
Mg O	0,12-2,34	1,14	0,47-1,41	0,93
Ba O	0,06-0,88	0,25		
Na ₂ O	0,10-4,55	3,00	0,25-1,83	1,00
K ₂ O	0,03-4,72	2,50	2,00-4,94	3,08
Cr ₂ O ₃	0,012-0,03	0,015		
W O ₃	0,01-0,021	0,021		

Fe общ.			5,28-12,42	7,66
Fe сульф.			3,16-6,60	4,32
Fe окис.			0,10-2,35	0,86
S общ.	0,1-2,25	0,81	3,42-4,80	4,06
Asобщ.	0,02-1,08	0,57	2,10-7,60	4,17
Sb	0,01-0,019	0,014	0,14-0,35	0,22
Pb	0,003-0,16	0,04	0,32-1,34	0,56
Zn	0,017-0,05	0,03	0,05-0,60	0,27
Bi	0,003	0,003		
Cu		0,02	0,05-0,16	0,06
C общ.		0,30		1,63
C орг.				0,68
W O ₃		0,22		0,07
Au, г/т	2,8-25,4	10,4	5,9-31,8	13,1
Ag, г/т	1,0-10,0	4,3	29,8-150,0	115,0

В целом по содержанию золота руды месторождения относятся к рядовым. Как указывалось выше рудные тела представлены в основном маломощными кварцевыми жилами и линейными минерализованными зонами. Рудовмещающими породами служат кварцево-сланцевые сланцы, роговики, граносиениты и сиениты. Разрывные нарушения представлены двумя группами: продольно-параллельными к складчатым структурам и диагональными. Анализ структурно-технических условий и сейсмичности района позволяет считать, что технические сжимающие и растягивающие напряжения в породах ориентированы перпендикулярно структурам, т.е. в северо-восточном направлении. Определяющую роль в устойчивости пород в горных выработках играет трещиноватость пород. По результатам изучения трещиноватости пород на месторождении выделены 5 систем трещин, приведенные в таблице 2.

Таблица 2 – Характеристика трещин

Номер системы	Азимут падения, град.	Угол падения, град.	Классификация трещин по углу падения
I	СВ 20	4	пологие
II	ЮВ 108	57	крутые
III	СЗ 274	70	очень крутые
IV	ЮЗ 10	80	очень крутые
V	СВ 20	77	очень крутые

По генезису эти трещины в основном тектонические. По результатам наблюдений в геологоразведочных выработках сильно трещиноватые породы (следовательно, неустойчивые) встречаются на участках разломов. Таких участков от общих, пересекаемых выработками, встречается 10-15 %. Неустойчивыми трещиноватыми породами сложены участки залегания рудных тел 10, 10^а, 7, 27, 15, 26. Изменение физико-механических свойств горных пород с глубиной происходит следующим образом: прочность, коэффициент крепости по Протодяконову, удельный вес, объемная масса, коэффициент абразивности, температура увеличиваются; пористость, водопоглощение с глубиной уменьшаются. Усредненные показатели физико-механических свойств горных пород приведены в таблице 3. Объемная масса золотосодержащих руд колеблется в пределах 2,6-2,7 т/м³, золото-серебрянных руд основных разностей 3,1 т/м³, переходных разностей - 2,8 т/м³, коэффициент разрыхления руд 1,5-1,7, пород 1,5. Температура пород с глубиной постепенно увеличивается: на глубине до 300 м она не превышает 25°, на глубине 300-500 колеблется от 25 до 30°C. Месторождение относится к разряду силикозоопасных. Содержание свободного кремнезема в рудах превышает 10 %, достигая 60-80 %. Оползни, лавинная опасность, карсты на площади месторождения отсутствуют. Согласно существующим

классификациям по инженерно-геологическим условиям отработки месторождение Чармитан относится к средней категории сложности.

В методическом отношении месторождение прошло через все классические стадии изучения, начиная с поисковых, поисково-оценочных работ, детальной разведки верхних горизонтов и заканчивая поисково-оценочными работами на глубоких горизонтах. Указанные стадии на месторождении были выполнены значительные объемы геологоразведочных, сопутствующих и специализированных (гидрогеологических, инженерно-геологических, геофизических, геохимических, технологических и др.), научно-исследовательских работ. Верхние горизонты месторождения разведывались в четыре этапа, каждый из которых заканчивался предоставлением запасов на утверждение в ГКЗ СССР (1973, 1976, 1985, 1990 гг.). В первый этап было пройдено два верхних горизонта выработок: на отметке 902 м (880 м), 20-40 м от поверхности и 840 м. Ниже этой отметки рудные тела были разбурены скважинами на 80-100 м. На этом этапе выяснилось, что большинство рудных тел (да и пород) устойчивы и выдержаны по простиранию и падению. Поэтому на втором этапе разведки горизонт горных работ был заложен в качестве опорного на отметке 720 м, т.е. на 120 м ниже предыдущего. Выше и ниже этого горизонта разведка была осуществлена колонковыми скважинами по сети 40x40 м. На третьем этапе новый горизонт горных работ был заложен также через 120 м, на отметке 600 м, с разведкой запасов промышленных категорий скважинами уже на глубину 180-240 м от горизонта.

2.2 Анализ потерь и разубоживания руды при существующих системах разработки

Система разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина

Система разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина предусматривается для отработки рудных тел со средней мощностью до 1,5 м при устойчивых рудах и устойчивых и среднеустойчивых вмещающих породах. Для подготовки блоков к очистной выемке проходится комплекс подготовительно-нарезных выработок: блоковый восстающий, полевой доставочный штрек с заездами и подсечной штрек (при донной подготовке днища очистного блока). При применении подсечки на уровне откаточного горизонта достигается высокая производительность труда на погрузке, создаются благоприятные условия для вторичного дробления руды, обеспечивается безопасность работ и равномерный выпуск руды из магазина.

Основной способ подготовки рудных тел – полевой, доставочный штрек проходится на расстоянии 7-8 м от рудного тела. По рудному телу проходится штрек подсечки, на почву которого перепускается руда из очистных работ. Способ проходки горных выработок – буровзрывной. При проведении горизонтальных выработок бурение шпуров производится ручными перфораторами ПП-63В2 на пневмоподдержках, вертикальные выработки проходятся обычным способом с бурением шпуров телескопными перфораторами ПТ-45.

После завершения подготовительно-нарезных работ производится мелкошпуровая отбойка руды из магазина. Толщина отбиваемого слоя 2-2,2 м. Шпуры бурятся, в основном, телескопными перфораторами ПТ-48. Отбитая руда в количестве 30-33% выпускается из блока для создания открытого очистного пространства между кровлей и замагазинированной рудой высотой 1,8-2,2 м для передвижения людей, проветривания блока оборки кровли и обуривания отбиваемого слоя. После отбойки и заполнения магазина на всю высоту производится полный выпуск замагазинированной руды и погашение целиков. Наблюдение за выпуском руды производится из сбоек блокового восстающего с очистным пространством. Погрузка и доставка руды до погрузочного пункта на Центральном участке

производится погрузочно-доставочными машинами грузоподъемностью 3-4 т. На Восточном участке отбитая руда грузится погрузочными машинами ППН-1с в вагонетки ВГ-1,2, откатка её до погрузочного пункта производится электровозами 7КР.

Технико-экономические показатели по системе разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина приводятся в таблице.

Таблица 3 - Технико-экономические показатели системы разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
1. Мощность рудного тела	м	менее 1,5 ($m_p=1,2$)
2. Угол падения рудного тела	градус	70-80
3. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова:		
Руды		10-12
вмещающих пород		8-13
4. Устойчивость руды и вмещающих пород		Устойчивые и средней устойчивости
5. Плотность: руды	т/м ³	2,65-2,70
вмещающих пород	т/м ³	2,65
6. Высота блока (этажа)	м	60
7. Длина блока	м	40-60 ($L_{расч}=50$)
8. Размеры целиков: потолочных	м	3
междукамерных	м	8
9. Коэффициент извлечения:		
камерных запасов	%	0,97-0,98

Целиков	%	0,5
---------	---	-----

Окончание таблицы 3

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
10. Прихват пустых пород со стороны лежачего и висячего блоков	м	0,15
11. Удельный расход ВВ на отбойку	кг/м ³	1,8
12. Удельный расход бурения	п.м./м ³	1,7-1,8
13. Средняя производительность блока	т/мес	2000-2200
14. Расчётная численность забойных рабочих	чел/сутки	7
15. Объём подготовительно-нарезных работ на 1000 т добытой	м ³ /100 т	95-115
16. Производительность забойного рабочего	м ³ /см	4,3-4,7
17. Потери руды	%	8,5
18. Разубоживание руды	%	29,5

Система разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды

Система разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды предусматривается для отработки рудных тел мощностью более 1,5 м в устойчивых и среднеустойчивых рудах и вмещающих породах.

При подготовке блоков к очистной выемке проходится комплекс подготовительно-нарезных выработок: блоковый восстающий (один или два), полевой доставочный штрек с заездами, подсечной штрек и подэтажные штреки. При выдержанности средней мощности более 2^x метров протяжённостью более 180 м проходятся наклонные съезды на подэтажи. Один наклонный съезд на подэтажи проходится на 3-5 очистных блоков.

Проходка подготовительно-нарезных выработок производится буровзрывным способом. Горизонтальные выработки на Центральном участке проходятся с использованием самоходного оборудования. Бурение шпуров производится буровыми установками Boomer104-1238, доставка горной массы – погрузочно-доставочными машинами ST-2D. На Восточном участке бурение шпуров производится ручными перфораторами ПП63В2, погрузки горной массы в вагонетки – погрузочной машиной ППН-1с, откатка – электровозами 7КР. Восстающие выработки проходятся с применением проходческих комплексов КПВ-4А или обычным способом.

Подэтажные штреки при средней мощности рудных тел менее 2 м проходятся с применением переносного оборудования (ПП63В2 17ЛС-2СМ), при мощности рудных тел более 2 м – самоходного оборудования (Boomer104-1238, ST-2D). Очистные работы в блоке начинают с образования отрезной щели на границе камеры с междукламерным целиком. Отбойку руды в камере производят вертикальными слоями путём взрывания одного-двух комплектов веерных скважин, пробуриваемых из подэтажных штреков. Операции на очистных работах механизуются следующим оборудованием:

- бурение скважин – буровыми установками Boomer104-1238 (при $m_{ср} > 2$ м); БУ-80НБ-02, SimbaJunior (при $m_{ср} < 2,0$ м);

- доставка горной массы до наклонных съездов – погрузочно-доставочными машинами ST-710, ST-2D (на Центральном участке); электровозами 7КР в вагонетках ВГ-1,2;

- зарядка скважин – зарядной машиной «Ульба400м», ручными зарядчиками «Курама-7», Вахш-5;

Технико-экономические показатели по системе разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды приводятся в таблице 4.

Таблица 4 - Технико-экономические показатели системы разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды

Наименование показателя	Ед.	Значение
-------------------------	-----	----------

	изм	показателя
1. Мощность рудного тела	м	более 1,5 ($m_p=2,5$)
2. Угол падения рудного тела	градус	70-80
3. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова:		
Руды		10-12
вмещающих пород		8-13
4. Устойчивость руды и вмещающих пород		Устойчивые и средней устойчивости
5. Плотность: руды	т/м ³	2,65-2,70
вмещающих пород	т/м ³	2,65
6. Высота блока (этажа)	м	60
7. Длина блока	м	40-60 ($L_p=50$ м)
8. Размеры целиков: потолочных	м	4,0
междукамерных	м	8
9. Коэффициент извлечения:		
камерных запасов	%	97-98
Целиков	%	50
10. Прихват пустых пород со стороны лежачего и висячего блоков	м	по 0,2

Окончание таблицы 4

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
11. Удельный расход ВВ на отбойку	кг/м ³	1,2-1,3

12. Выход руды с одного погонного метра скважины диаметром 55 мм	м ³	1,2-1,3
13. Средняя производительность блока	т/мес	6000÷7000
14. Расчётная численность забойных рабочих	чел/с утки	12
15. Объём подготовительно-нарезных работ на 1000 т добытой руды	м ³ /10 00 т	115-140
16. Производительность забойного рабочего	м ³ /см	7,5÷8,7
17. Потери руды	%	10,5
18. Разубоживание руды	%	24

Система разработки с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными слоями из восстающих оснащённых комплексами

ПВ-1000-2 или КПВ-4А

Данная система разработки рекомендована НИО института O`zGEOTEHLITI для отработки рудных тел мощностью более 1,5 м с выдержанным залеганием и мощностью.

Блок длиной 40-60 м и высотой 60 м ограничивается блоковыми восстающими, которые проходят с помощью проходческих комплексов с монорельсовым перемещением ПВ-1000-2 или КПВ-4А, дополнительно проходятся буровые восстающие, ходки и специальные камеры-гаражи для комплексов с монорельсовым оборудованием. Буровые восстающие (один или два) делят блок по простиранию на 2-3 панели. Проходческие комплексы используются для бурения с полков горизонтальных скважин станком БУ-80-02 в обе стороны диаметром 52 мм, их заряжения и монтажа взрывной сети. В зависимости от вынимаемой мощности в каждом ряду бурятся от трёх до пяти скважин. Для сохранения восстающего по обе стороны от него оставляются целики толщиной 2,0-3,0 м путём недозаряжения скважин на 3,0-4,0 м от устья; эти целики погашаются после выемки камерных запасов.

Для сохранения устьев скважин производится их обсадка полиэтиленовыми или металлическими т\$ами длиной 1-1,5 м. По окончании бурения буровой станок и распорная колонка укладываются на полку, и производится зарядание и монтаж взрывной сети. Скважины заряжаются эмульсионным взрывчатым веществом типа Nobelit-216Z или гранулированным ВВ для подземных работ. После монтажа взрывной сети рабочие спускаются в камеру-гараж. Из безопасного места скважинные заряды взрываются электрическим способом. При рекомендуемой полевой подготовке отбитая руда из очистных панелей выпускается на почву погрузочных заездов, где её грузят ковшовыми ПДМ и доставляют к погрузочному пункту наклонного транспортного съезда №1-3 (на Центральном участке) или она грузится погрузочными машинами ППН-1с в вагонетки и электровозами доставляется к погрузочному пункту наклонного транспортного съезда №2-3 (на Восточном участке). После окончания выпуска руды из камеры погашается междуканальный целик массовым взрыванием оставшихся скважин в целике. Зарядание скважины, монтаж взрывной сети и демонтаж секций монорельса производится в нисходящем порядке с комплекса ПВ-1000-2 или КПВ-4А. Выемку запасов целика потолочины и запасов, расположенных над ней рекомендуется производить следующим образом: перед перемещением комплекса ПВ-1000-2 или КПВ-4А в очередную панель с его полка обуривают её горизонтальными скважинами. Со штрека, проходящего по потолочине телескопными перфораторами обуривают целики, находящиеся над потолочиной. Затем одновременным взрыванием скважинных и шпуровых зарядов погашают потолочину и запасы блока находящиеся над потолочиной. Выпуск руды ведут под обрушенными породами. Технико-экономические показатели системы разработки с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными слоями из восстающего, оснащённого комплексом ПВ-1000-2 или КПВ-4А приводятся в таблице .

Таблица 5 - Технико-экономические показатели по системе разработки с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными слоями из

восстающего, оснащённого комплексом ПВ-1000-2 или КПВ-4А

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
1. Мощность рудного тела	м	более 1,5
2. Средняя вынимаемая мощность	м	2,0
3. Угол падения рудного тела	градус	60-75
4. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова:		
Руды		10-12
вмещающих пород		8-13
5. Устойчивость руды и вмещающих пород		Устойчивые и среднеустойчивые

Окончание таблицы 5

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
6. Плотность: руды	т/м ³	2,65-2,70
вмещающих пород	т/м ³	2,65
7. Высота блока (этажа)	м	60
8. Длина блока	м	40-60
9. Длина панели	м	17-20 (расч. 20 м)
10. Размеры целиков: потолочных	м	4
междукамерных	м	8-9
надштрековых	м	6-7
11. Толщина отбиваемого слоя	м	1,5
12 Средняя глубина скважин	м	8,5
13. Схема бурения скважин		конверт
14. Расстояние между скважинами в ряду	м	1,0
15. Количество скважин, взрывааемых за 1 приём	шт.	3

16. Объём бурения за цикл	м	25,5
в т. ч. активная часть (без учёта целика)	м	18,0
17. Диаметр скважины	мм	52
18. Тип ВВ		Nobelit-216Z
19. Вместимость 1 м скважины при плотности заряжания 1100 кг/м ³	кг	2,25
20. Расход ВВ на цикл взрыва	кг	27
21. Объём рудной массы за цикл взрыва	м ³	18
22. Выход рудной массы с 1 м скважины	м ³	1,0
23. Удельный расход ВВ на 1 м ³ рудной массы	кг	1,5
24. Средняя производительность блока	т/мес	3600-3900
25. Расчётная численность забойных рабочих в сутки	чел/сутки	7
26. Производительность забойного рабочего	м ³ /см	7,75
27. Объём подготовительно-нарезных работ на 1000 т добытой руды	м ³ /100 т	95-100
28. Потери руды	%	7,5-8,5
29. Разубоживание руды	%	18,0-20,0

Потери и разубоживание руды

Эксплуатационные потери руды в процессе добычи полезного ископаемого делятся на 2 группы:

1-я группа – потери в массиве;

2-я группа – потери в отбитом состоянии.

Структура нормируемых эксплуатационных потерь руды при принятых системах разработки следующая:

- потери и разубоживание руды при выемки камерных запасов;

- потери и разубоживание руды при проведении подготовительно-нарезных работ;

- потери и разубоживание руды при погашении целиков;
- потери руды при погрузке, транспортировании, складировании руды (~0,5%).

Коэффициент извлечения руды при выемке камерных запасов составляет 0,97-0,98, при проведении подготовительно-нарезных работ по рудному телу – 1,0, при погашении целиков – 0,5. Потери руды при погрузке, транспортировании и складировании 0,5 %.

Камерные запасы при системе разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды 80%, погашаемые подготовительно-нарезными работами – 14,5%, целиками – 5,5%, при системе с подэтажной отбойкой скважинными зарядами соответственно составляют – 65, 25 и 10%

Общие потери руды по руднику составляют ~ 10%, в т. ч. при системе с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой – 8,5%, при системе с подэтажной отбойкой скважинными зарядами – 10,5%.

Структура разубоживания руды следующая:

- разубоживание руды в результате прирезки вмещающих пород по мощности рудного тела;
- разубоживание руды из-за отслаивания вмещающих пород висячего и лежащего боков (вторичное разубоживание).
- разубоживание из-за сложности контакта руды и вмещающих пород в зоне неопределённости и за счёт смещения по тектоническим нарушениям.

Разубоживание руды в результате прирезки вмещающих пород по мощности рудного тела определяется по формуле

$$P = [(m_0 - m_p) \div m_0] \cdot 100\%$$

где m_0 - оптимальная ширина очистного пространства, м;

m_p - мощность рудного тела, м.

Оптимальная прирезка вмещающих пород при системе с магазинированием руды составляет 0,3-0,4 м (по 0,15-0,20 м со стороны висячего и лежащего боков) при системе с подэтажной отбойкой руды скважинными зарядами – 0,4-0,5 м.

Разубоживание руды в результате отслаивания пород всячего бока (вторичное разубоживание) составляет от 5 см до 14 см всячего бока

$$P = \frac{0.05 \div 0.14}{m_p} \cdot 100\%$$

Разубоживание руды в результате прирезки вмещающих пород в зонах контактной неопределённости и на участках смещения рудных тел по тектоническим нарушениям.

$$P = [t \div (3 + m_{cp})] \cdot 100\%$$

где t - ширина зоны контактной неопределённости, $t=0,2$ м;

m_{cp} - средняя мощность рудного тела, м.

Расчётное разубоживание руды по руднику составляет ~ 25%, в том числе при отработке рудных тел системой разработки с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой 29,5%, системой с подэтажной отбойкой руды скважинными зарядами 23,5%. Основные показатели подготовительно-нарезных и очистных работ на расчётный год. (таблица).

Таблица 6 - Основные показатели подготовительно-нарезных работ на расчётный год

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
1. Годовой объём подготовительно-нарезных работ (с учётом эксплуатационной разведки)	тыс./м ³	102,0
2. Выход руды из 1 м ³ горной массы	т/м ³	1,6
3. Годовая добыча из подготовительно-нарезных работ	тыс. т	163,2
4. Объём подготовительно-нарезных работ на 1000 т добычи руды	м ³ /1000 т	120,0
5. Численность забойных рабочих (явочная)	чел/сутки	92
6. Производительность забойного рабочего, всего	м ³ /см	3,65
в т. ч. при проходке вертикальных выработок	м ³ /см	2,2

при проходке горизонтальных выработок	м ³ /см	4,3
7. Расход основных материалов на 1 м ³ горной массы:	т/м ³	2,65
Лесоматериалов	м ³	0,28
ВВ	кг	2,8

Окончание таблицы 6

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
буровой стали	кг	0,22
коронки перфораторные	шт	0,042

Таблица 6 - Основные показатели очистных работ на расчётный год

Наименование показателя	Ед. изм	Значение показателя
1. Годовой объём очистных работ	тыс./м ³	259,2
2. Выход руды из очистных работ	т/м ³	2,65
3. Годовая добыча из очистных работ	тыс. т	686,8
4. Среднемесячная производительность блока при отработке рудных тел:		
- системой разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина	т/мес	2000-2200
- системой разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды	т/мес	6000-7000
- система разработки с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными слоями из восстающих, оснащённых комплексами ПВ-1000-2 или КПВ-4А	т/мес	3600-3900

5. Количество блоков в одновременной работе, всего		16
в т. ч. отрабатываемых:		
- системой разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды из магазина		10
- системой разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды		5
- система разработки с магазинированием и отбойкой руды горизонтальными слоями из восстающих, оснащённых комплексами ПВ-1000-2 или КПВ-4А		1
6. Численность забойных рабочих (явочная)	чел/сутки	128
7. Производительность труда забойного рабочего на очистных работах	м ³ /см	6,65
8. Расход основных материалов на 1 м ³ горной массы:	т/м ³	2,65
Лесоматериалов	м ³	0,003
ВВ	кг	1,5
буровой стали	кг	0,16
штанги буровые	шт	0,0038
коронки перфораторные	шт	0,025
коронки пневмоударные	шт	0,0053
9. Потери руды	%	10,0
10. Разубоживание руды	%	25,0

III. Совершенствование мероприятий по снижению потерь и разубоживания

3.1 Предлагаемый метод учета потерь и разубоживания руды

Предлагаемая методика устанавливает принципиальные требования к определению, нормированию, учету, экономической оценке потерь и разубоживания в технологической цепи процессов добычи руды.

Нормирование потерь и разубоживания руды заключается в обосновании их технически возможного и экономически целесообразного уровня для принятой на рудниках технологии добычи и переработки руды. Нормативные показатели потерь и разубоживания должны соответствовать оптимальному их уровню, при котором обеспечиваются наиболее экономически-выгодные условия эксплуатации месторождения.

За конечный продукт добычи золотосодержащих руд приняты золото или получаемые в результате переработки руды концентраты, отвечающие требованиям отраслевых стандартов и технических условий.

Определение, учет, экономическая оценка и нормирование потерь и разубоживания золотосодержащих рудпридобыче обеспечивают:

контроль полноты извлечения золота из недр, сохранения временно неиспользуемых запасов и отходов переработки;

Укрепление сырьевой базы предприятия за счет экономически обоснованного вовлечения в разработку забалансовых запасов иотходов переработки;

оценку состояния рационального извлечения золота из балансовых запасов и мероприятий по его повышению на основе совершенствования технологии добычи и переработки, золотосодержащих руд, современных методов организации и управления производством;

оценку проектов строительства и реконструкции рудника, технологий и систем разработки, других технических решений;

предотвращение или снижение до минимума ущерба от потерь золота и разубоживания добытой руды; повышение полноты извлечения золота из недр.

Определение и учет потерь ведутся по руде и по золоту. При многокомпонентных рудах извлечение и потери должны учитываться по всем полезным компонентам, имеющим промышленное значение.

Определение нормативов и учет потерь и разубоживания осуществляется по комфетным местам и источникам их образования с выявлением причин и факторов, определяющих их размеры, и должны отражать состояние потерянной руды, стадию производственного процесса.

Расчет нормативов потерь и разубоживания производится:

при весьма сложных, резко меняющихся горно-геологических условиях:

по каждой выемочной единице (блоку, камере);

-при сравнительно благоприятных горно-геологических условиях в ряде выемочных единиц:

по группе выемочных единице близкими горно-геологическими условиями;

Под выемочной единицей понимается минимальный участок рудного тела, отработка которого осуществляется, одной системой разработки и технологической схемой выемки(блок, камера и т. д.), в пределах которого с достаточной достоверностью определены запасы и возможен первичный учет извлечения руды и золота. Границей контуров выемочной единицы является контур балансовых запасов, установленный геологической службой рудника. В случае неподтверждения балансовых запасов они должны быть скорректированы геологической службой рудника на конец отработки выемочной единицы и списаны как неподтвердившиеся.

Определение нормативных, плановых и отчетных показателей эксплуатационных потерь, разубоживания руды по выемочным единицам и руднику производится с учетом следующих исходных данных:

погашаемые или подготовленные к добыче запасы балансовых руд и металла; добыча товарной руды, металла по системам разработок, их вариантам и доли в общей добычи;

экономические критерии и нормативы оптимального соотношения размеров потерь и разубоживания по сортам добываемой руды.

Основные балансовые взаимосвязи планируемой и отчетной добычи руды металла с запасами, нормативами потерь и разубоживания руды:

количество добытой руды:

содержание золота (Аи)

$$a = c - 0,01 \cdot P^N \cdot (c - b)$$

В приложении 2 приведены основные ключевые термины, понятия и условные обозначения в расчетных формулах, используемые в методике.

Эксплуатационная группировка рудных тел по сложности рудных контуров:

Зармитанская золоторудная зона включает три месторождения: Чармитан.

Гужумсай и Промежуточное (Урталик). Запасы месторождения находятся на

балансе НГМК. Месторождение Чармитан отрабатывается открытым и

подземным способами уже более 20 лет, месторождение Гужумсай

подземным способом с 2011 года. Разведаны, подсчитаны запасы и

намечается комбинированная открыто-подземная отработка рядом

расположенного месторождения Промежуточное (Урталик). Рудные тела на

этих месторождениях аналогичны и оцениваются как весьма изменчивые с

разнообразными условиями и параметрами залегания. Часто встречаются

сближенные рудные тела, апофизы и многочисленные тектонические

разрывные нарушения при крайне неравномерном распределении золота (Аи)

и серебра (Ад).

По морфологическим признакам рудные тела на рудниках Зармитанской золоторудной зоны представлены 4 типами:

1. Жильные (основной тип); 2. Линейные минерализованные зоны;

3. Линейные штокверки; 4. Структурные залежи сульфидных руд.

Жильные рудные тела, минерализованные зоны и штокверки имеют крутое

падение (60-90), мощность жил по падению и простиранию от 0,5-0,8м до

3,0м, иногда до 6-9м. часто встречаются сближенные участки жил,

тектонические

нарушения, пережимы и ответвления. Контакты кварцевых жил с

вмещающими породами в основном четкие, прямолинейные.

Линейные размеры рудных тел, минерализованных зон и структурных залежей по горизонтам и падению колеблются от первых десятков метров до 1000- 1200м при мощности отдельных минерализованных зон до 15-18м.

Рудные тела на месторождениях разведаны комбинированно: канавами и шурфами по поверхности, подземными выработками и скважинами при различной плотности сети опробования по стадиям развития работ на рудниках.

Порядок проведения геолого-эксплуатационного обслуживания горных работ, ведение геологической документации, опробования и оконтуривания рудных тел, подсчета подготовленных к выемке и погашаемых запасов балансовых руд, а также учета добычи, составления отчетности и др. вопросы геологического обеспечения и учета, регламентированы в утвержденной «Инструкции по геологическому обеспечению рудника «Зармитан».

Применяемая опережающая и сопровождающая сеть эксплуатационной разведки при подземной отработке рудных тел:

горизонтальные рассечки из восстающих через 10м до полного пересечения рудных тел с углубкой во вмещающие породы не менее чем на 1 м;

при полевой подготовке блоков заездами (ортами) или скреперными штреками через 10 м по простиранию или используются ниши под выпускные дучки;

при очистных работах с мелкошпуровой отбойкой - рассечки по сетке 10х10 м в боковые породы для вскрытия рудных тел на полную мощность и доразведки смещенных их частей, апофиз;

при системе разработки подэтажными штреками с отбойкой скважинами - рассечки проходятся из подэтажных штреков через 10 м по простиранию.

Бороздовое подземное опробование производится по забоям и 2 стенкам подготовительных и нарезных выработок при сечении борозды 5х10 см и длине до 1 м. По простиранию и восстанию забои горных выработок, очистные ленты в кровле опробуются через 3-5 м.

Границы, контура рудных тел и отдельных участков литологические неконтрастны, визуально не выделяются и определяются только по результатам опробования, частично визуально опытными геологами по косвенным признакам в забое.

Подсчет запасов балансовых руд, металла по рудным телам, блокам, подэтажам и уступам производится методом геологических блоков через площадь вертикальной проекции рудного тела (S_p , м), на среднюю горизонтальную рудную мощность (T_p , м) и плотность руды (γ_p , т/м³).

Комплект обязательных графических и учетных документов в паспортах блоков:

планы опробования верхнего и нижнего горизонтов М:200;

разрезы по восстающим с данными опробования М:200;

проекция блока на вертикальную плоскость М:200;

планы опробования и оконтуривания руды очистных лент М:200;

совмещенный план верхнего и нижнего горизонтов М:200;

таблицы ежемесячного, годового и итогового подсчета запасов, учета добычи и определения фактических эксплуатационных потерь, разубоживания руды, акт на погашение блока, выемочного участка.

Инженерно-геологические показатели и условия разработки месторождения:

коэффициент крепости пород - 16-18;

объемный вес (плотность руды, породы) - 2,65 т/м³, рудник Зармитан;

устойчивость горных пород - устойчивые, среднеустойчивые и неустойчивые;

разрывные тектонические нарушения - продольно-параллельные к складчатым структурам и диагональные;

трещиноватость горных пород - 5 систем трещин;

сейсмичность района - 7-8 баллов;

климат района - резко-континентальный с продолжительным знойным и сухим летом, короткой обычно влажной зимой;

обводненность пород - слабоводообильные;

-способ вскрытия месторождений - штольнями, вертикальными и наклонными транспортными стволами и квершлагами через 60м.

Геологоразведочные кондиции для подсчета запасов

бортовое содержание Аи в пробе для золотосодержащих руд - 1,5 г/т для золотосеребряных (упорных) руд.

минимальная мощность рудных тел - 0,8 м;

максимальная мощность прослоев некондиционной руды породы, включаемых в контур подсчета запасов - 3,0 м;

минимально-промышленное содержание условного Аи в подсчетном блоке - 5,2 г/т для оконтуривания по простиранию и падению - 4,0 г/т;

коэффициент перевода содержания Ад в условное Аи - 0,27.

Применяемые проектные системы подземной разработки:

с магазинированием руды и шпуровой отбойкой при мощности рудных тел до 3-х метров;

подэтажные штреки со скважинной отбойкой при мощности рудных тел от 3,0 до 8,0 м.

В связи с приобретением буровых установок SimbaJunior диапазон применения системы разработки подэтажных штреков, расширился за счет разработки рудных тел в интервалах мощностей до 3,0м.

Типовые параметры эксплуатационных блоков: длина по простиранию — 40-60 м; высота блока до 60 м; ширина - по мощности рудного тела с общей прирезкой разубоживающей породы - 0,4-1,0 м; ширина междукамерных целиков — до 8,0-9,0 м; толщина потолочины 3,0-4,0 м.

Данные системы разработки ограничено доступны для производства замеров, опробования и ведения геологической документации. Основные потери руды, металла образуются после окончания выпуска руды из блоков и возможно регулирование выпуска рудной массы по установленным значениям граничного (браковочного) содержания Аи или разубоживания в последней дозе выпуска руды.

Эксплуатационная геологическая сложность рудных тел для их отработки оценивается следующими показателями сложности рудных контуров по выемочным единицам:

увеличения длины висячего и лежачего бока на планах или разрезах опробования

усложнения оруденения внутри рудными породными прослойками на планах опробования

3) доля длины периметра рудных контуров в 1 м² оконтуренной рудной площади

$$K_{\text{ср}}^S = \frac{L_p}{S_p} \cdot \frac{m}{m^2 (m^{-1})}$$

где: $L_p^{B(L)}$, L_p - длина висячего (лежачего) бока и периметр рудного тела в пределах площади выемочной единицы, м;

$L_{\text{пр. (п.п)}}$ - протяженность рудного тела по простиранию или падению в пределах площади выемочной единицы, м;

$L_{\text{п}}^{\text{BK}}$ - длина породных включений в рудной площади выемочной единицы, м;

S_p - рудная площадь на планах опробования выемочной единицы, оконтуренная периметром « L_p », м².

В зависимости от принятого размера граничного (браковочного) содержания A_i в выпускаемой из блоков рудной массе, возможны следующие режимы управления выпуском отбитой руды:

полный балансовый (проектный, основной) - до 1,5-2,0 г/т;

частичный (локально-временный) - до 2,5-3,0 г/т;

неуправляемый по горно-геологическим условиям (неустойчивые породы, обводненность, крупные разломы, выход на поверхность и др.).'

Применение частичного и неуправляемого режима выпуска руды из блоков допускается с письменного разрешения главного инженера РУ и при годовом планировании добычи после согласования с ГИ «Саноатгеоконттехназарат».

Основные параметры рудных тел и систем разработки, определяющие нормативные и отчетные показатели потерь руды, металла и разубоживания руды при добыче;

горизонтальная мощность рудного тела, угол его падения;

протяженность по простиранию;

протяженность по падению;

сложность рудных контуров висячего и лежачего бока, оруденения на планах опробования и разрезах;

сорт отрабатываемой руды по содержанию Au;

высота магазина — камер, подэтажей;

режим управления выпуском рудной массы из блоков;

содержание Au в разубоживающей породе.

По совокупности геологических условий залегания и пространственного размещения, размеров рудных тел и сплошности промышленного оруденения в них, величины параметров оруденения и их изменчивости Зармитанская золоторудная зона, в целом соответствует III группе сложности по классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых.

Показателями, характеризующими освоение балансовых запасов, являются: потери и разубоживание руды при добыче, коэффициент извлечения золота из погашаемых балансовых запасов, коэффициент изменения качества руды при добыче.

Потери руды (П) выражаются абсолютными показателями в тоннах и относительными показателями к погашенным балансовым запасам в долях единицы (коэффициент потерь руды) или в процентах.

Потери золота (Пм) выражаются абсолютными показателями в килограммах и относительными показателями к количеству золота в погашенных балансовых запасах в долях единицы (коэффициент потерь золота) или в процентах.

Разубоживание руды (Р) при добыче характеризуется абсолютным показателем-количеством примешиваемых при добыче пород (разубоживающей массы) в тоннах и относительными показателями к количеству добытой руды в долях единицы (коэффициент разубоживания) или в процентах.

Коэффициент извлечения золота K_i из погашаемых балансовых запасов определяется по формуле:

$$K_i = \frac{D \cdot a}{B \cdot c}$$

где, D - товарная (добытая) руда, т;

B - балансовые запасы руды в выемочной единице, т; c - содержание металла в погашенных балансовых запасах, г/т; a - содержание металла в добытом полонском ископаемом, г/т.

Учет сопутствующих компонентов в комплексных рудах осуществляется переводными коэффициентами K_{jk} основному компоненту-золоту. При отсутствии нормативов погашения затрат на геологоразведочные работы коэффициент K_j определяется по формуле:

$$K_j = \frac{K_{kj} \cdot I_{0j} \cdot C_j}{K_k \cdot I_{0k} \cdot C_k}$$

где K_{kj} , K_k - коэффициенты изменения качества при добыче соответственно по j -ему сопутствующему компоненту и по золоту, доли ад,

I_{0j} , I_{0k} - коэффициенты извлечения соответственно j -го сопутствующего компонента и золота при обогащении, доли ед ;

C_j , C_k - цена единицы соответственно j -госопутствующего компонента и золота в конечной продукции, р;

Содержание условного золота в комплексных рудах C_u определяется по формуле:

$$C_u = C + \sum_{j=1}^n k_j \cdot c_j$$

где n количество сопутствующих компонентов в комплексных рудах, ед.

c - содержание золота в балансовых запасах, г/т;

c_j - содержание сопутствующего компонента в балансовых запасах, г/т

$$K_k = \frac{a}{c}$$

Определение потерь и разубоживания при добыче осуществляется основными методами: прямым, косвенным и комбинированным.

Прямой метод основан на сопоставлении непосредственных замерах объемов потерянной руды и примешанных пустых пород или некондиционных руд и на непосредственном их опробовании.

Косвенный метод основан на сопоставления погашенных балансовых запасов выемочной единицы, с количеством добытых из нее руды и металла.

Комбинированный метод основан на сочетании прямого и косвенного методов

При равных условиях предпочтение следует отдавать прямому методу.

Замеры и учет количества руды, потерянной при добыче в массиве и в отбитом состоянии, а также количества примешанных (разубоживающих) при добыче пород осуществляется в натуральных единицах в полном соответствии с действующими инструкциями по учету добытой руды и отраслевой инструкцией по согласованию и утверждению планов развития горных работ. Пересчет суммарных потерь по выемочной единице в относительные единицы производят по отношению к погашенным балансовым запасам, а суммарное разубоживание - по отношению к товарной руде, добытой из выемочной единицы:

$$П = \frac{\Pi}{B} * 100\% , \text{ при } C_{\Pi} = c$$

Или $п = \frac{\Pi * C_{\Pi}}{B * c} * 100\%$, при $C_{\Pi} \neq c$ - содержание золота в потерянной руде, г/т;

$$P = \frac{B}{D} * 100\% \text{ при } v = 0 \text{ или } v \leq 0,2 * a_{\delta}$$

$$P = \frac{B}{D} * \left(1 - \frac{v}{c}\right), \text{ при } v > 0,2 * a_{\delta}$$

где, a_{δ} - браковочное содержание золота, т е наименьшее содержание в добытой руде, при котором обеспечивается мулодяиремтаАльпытсии производства, г/т;

v - содержание золота в разубоживающих породах, г/т!

B - количество разубоживающих пород, т.

При использовании косвенного метода, т.е. при невозможности прямых замеров потерянной руды и примешанных (разубоживающих) пород, количества их * натуральных единицах определяется по формулам:

$$\begin{cases} \Pi = \frac{Bc - Da}{c} \\ B = D \frac{c-a}{c} \end{cases} \text{ При } C_{\text{п}}=c \text{ и } v \leq 0,2 * a_{\text{б}}$$

$$\begin{cases} \Pi = \frac{Bc - Da}{C_{\text{п}}} \\ B = \frac{B(c - C_{\text{п}}) - D(a - C_{\text{п}})}{C_{\text{п}}} \end{cases} \text{ При } C_{\text{п}} \neq c \text{ и } v \leq 0,2 * a_{\text{б}}$$

$$\begin{cases} \Pi = \frac{B(c-v) - D(a-v)}{c-v} \\ B = D \frac{c-a}{c-v}, \Gamma \end{cases} \text{ При } C_{\text{п}}=c \text{ и } v > 0,2 * a_{\text{б}}$$

$$\begin{cases} \Pi = \frac{B(c-v) - D(a-v)}{C_{\text{п}} - v} \\ B = \frac{B(c - C_{\text{п}}) - D(a - C_{\text{п}})}{C_{\text{п}} - v} \end{cases} \text{ При } C_{\text{п}}=c \text{ и } v > 0,2 * a_{\text{б}}$$

Потери и разубоживание в относительных единицах при косвенном метода рассчитывают по формулам 11-14.

Комбинированный метод применяется, когда один из параметров (потери или разубоживание) определяется прямым замером, а второй косвенным методом с использованием формул 15-18.

При использовании «повагонного» учета добытой руды допускается определение разубоживания весовым методом

Сп—в

$$P=K_3 * K_p * V / Q * \gamma_p * \gamma_n$$

где V - вместимость транспортного сосуда, м³;

Q- масса руды в транспортном сосуде, Т

K₃ - коэффициент заполнения транспортного сааудд.

K_p - коэффициент разрыхления руды;

$\gamma_p * \gamma_n$ - соответственно, плотность руды и примешанных (разубоживающих) пород, т/м³.

Товарное извлечение золота и других компонентов а комплексных рудах определяется прямыми измерениями на основе опробования и учета,

Плановые потери и разубоживание определяются вабсолютных единицах, как арифметическая сумма нормативных потерь и разубоживание по всем выемочным единицам, намеченным к отработке в планируемом периоде в относительных единицах - как средневзвешенная сумма нормативных потерь и разубоживания по всем выемочным единицам

$$П = \frac{\sum_{i=0}^n \Pi_i * B_i}{\sum_{i=0}^n B_i}, \%$$

$$П = \frac{\sum_{i=0}^n P_i * D_i}{\sum_{i=0}^n D_i}, \%$$

Фактические потери и разубоживание определяются по результатам отработки выемочной единицы или по завершении планового периода.

Нормативные потери и разубоживание по выемочной единице, в которой имело место неподтверждение запасов по результатам отработки, корректируются с помощью коэффициента выявления запасов золота и руды:

Учет потерь и разубоживания ведется отдельно по выемочным единицам. При невозможности отдельного учета с разрешения главного инженера объединения допускается учитывать потери и разубоживание по группе выемочных единиц.

Из всех исходных параметров подсчета запасов балансовых руд по блокам в первую очередь должен определяться на геолого-маркшейдерской документации рудный контур согласно утвержденных кондиций и геологической инструкции. Относительно рудного контура рассчитываются рудная мощность, площадь, содержание Au, Ag и количество подготовленных и готовых к выемке запасов руды, металла, а также ведется планирование добыча, очистных работ, нормирование и учет потерь, разубоживания руды.

Основной источник образования технологически неизбежных потерь руды, металла и разубоживания руды при добыче — несовпадение выемочного контура с подсчетным геологическим (рудным) контуром, отделяющим рудные тела и балансовые запасы от вмещающих пород и забалансовых руд.

С учетом особенностей систем разработок и их вариантов по доступности для замеров, определение нормативных и фактических потерь и разубоживания при добыче должно производиться прямыми методами по основным источникам их образования.

В зависимости от цели определения и достоверности исходных данных о балансовых запасах, их параметрах и системах разработок, обоснование показателей потерь руды, металла и разубоживания добытой руды производится на стадиях:

проектирования разработки месторождения и подготовки основных геолого-технологических и экономических решений;

выполнения повариантных геологических и экономико-технологических расчетов (условные, ненормированные);

Эксплуатации (оперативно-производственные).

Цели и исходные данные, используемые по стадиям определения показателей потерь и разубоживания руды:

проектные, трех видов:

- а) прогнозно-проектные - определяются на длительный период, средние по месторождению или отдельным участкам (рудным телам) на ориентировочные геологоразведочные условия залегания рудных тел и на типовые проектные системы разработки;
- б) общерудничные потери (запасы), оставляемые в охранных и барьерных целиках по условиям безопасности;
- в) по выемочным единицам - принимаются по аналогии с учетом параметров рудных тел и варианта системы разработки.

подсчетно-геологические (повариантные, условные) - определяются только при выполнении сравнительных расчетов по обоснованию кондиций, выборе методик опробования, оконтуривания и подсчета запасов, а также оценке систем разработки, их вариантов и параметров. По результатам сравнительной оценки разницы в запасах и добыче руды, металла по вариантам изменения отдельных параметров условно определяются участки теряемой руды и включения в рудный контур вмещающих пород; выбираются оптимальные параметры кондиций, оконтуривания и подсчета запасов, относительно которых затем рассчитываются проектные и эксплуатационные потери и разубоживание руды по блокам, системам разработки.

Группы эксплуатационных потерь руды, металла и разубоживания добытой руды:

- а) нормируемые, плановые, отчетные и сверхнормативные;
- б) ненормированные - в проектных целиках, от нарушения проектной или паспортной технологии, параметров очистных работ.

Основная особенность эксплуатационных потерь и разубоживания руды, образующихся в процессе добычи, - наличие обратной взаимосвязи между ними. За счет увеличения потерь, оставляемых в недрах или отсортируемых в отвалы, обеспечивается снижение разубоживания добытой руды, и наоборот, за счет увеличения разубоживания достигается снижение потерь.

Места образования, основные источники эксплуатационных потерь руды, металла и разубоживания руды при подземной добыче:

а) потери руды, металла:

неотбитые (в массиве) - в проектных целиках по системам разработки и оставляемые недоработки рудных тел или участков оконтуренных балансовых запасов;

отбитые технологические, оставляемые в очистном пространстве блоков, всего, в том числе на днище после погашения временных целиков, на лежащем боку камер, в гребнях между выпускными дучками или погрузочными заездами, почве выработок, в откосах и другие;

просыпи при погрузочно-транспортных работах и складировании руды;

всего(общие, суммарные) по блокам, системе разработки, горизонту, руднику.

б)разубоживание руды:

при отбойке, очистной выемке;

при выпуске и всего рудной массы в блоке (вторичное от самообрушения вмещающих пород, закладки, при зачистке почвы, просыпей);

добытой товарной руды (итоговое).

Методические принципы нормирования эксплуатационных потерь и разубоживания руды по нормам прирезок к рудным контурам при подземной разработке рудных тел месторождений 333

В качестве основной исходной базы при определении фактических потерь руды, металла и разубоживания руды по применяемым системам разработки, их вариантам и для обоснования размеров базовых зон и норм технологических прирезок использованы фактические данные по ранее отработанным блокам, рудным телам.

За экономический критерий оптимальности нормативных показателей, разубоживания руды принято обеспечение минимального суммарного ущерба (последствий) для рудников и предприятия от потерь и разубоживания 1т руды с учетом ее ценности (сорта руды).

Основные этапы подготовки исходных данных и определения нормативов потерь руды, металла разубоживания добытой руды по блокам, вариантам систем разработок, и сортам руды:

-анализ и оценка фактических потерь и разубоживания руды по ранее отработанным блокам, отдельным рудным телам и их сравнительная оценка с проектными, расчетными при научно-техническом обосновании систем разработок и по отчетным данным рудника;

-определение по подсчетной блоковой геолого-маркшейдерской документации линейных и качественных параметров рудных тел, их геолого-технологическая группировка по мощности, протяженности, сложности рудных контуров и сортам балансовой руды;

-определение размеров прирезок разубоживающих пород при отбойке, исключающих потери неотбитых руд в зависимости от показателя сложности рудных контуров висячего и лежащего боков;

-выделение базовых вариантов проектных и применяемых систем разработок по горно-геологическим условиям залегания рудных тел, режимам выпуска руды и стадиям отработки запасов в блоках;

-установление размеров зон технологических прирезок к 1м рудной мощности по базовым вариантам систем разработок, в пределах которых происходят потери и разубоживание руды при добыче;

-проведение расчета экономического ущерба(последствий) от потерь и разубоживания 1т руды и определение показателя экономически оптимального соотношения норм прирезок и нормативов потерь, разубоживания по сортам обрабатываемых руд;

установление удельных норм технологических прирезок по базовым вариантам систем разработок, типам рудных тел по сложности рудных контуров и сортам руды;

определение усредненного коэффициента снижения содержания золота в теряемой руде;

составление каталога (рабочих таблиц) нормативов потерь руды, металла и разубоживания добытой руды по базовым вариантам систем разработок для различных условий залегания рудных тел и режимам выпуска руды из блоков.

определение нормативных показателей по отдельным источникам и всего по блокам, вариантам систем разработки производиться по формулам:

При подземной добыче;

потери руды;

$$\Pi_{\Pi}^N = \frac{(M_T^{KO} + M_T^{OЧ} + M_T^{ПП})^N * 100}{M_p} = \frac{M_{ТПС}^N}{M_p} * 100, \%$$

потери металла:

$$\Pi_{\Pi М}^N = \Pi_{\Pi}^N * K_T = \Pi_{\Pi}^N * \frac{C_T}{C}, \%$$

Разубоживание (засорение) руды:

при отбойке

$$P_{от} = \frac{(M_0 - M_p) * 100}{M_0}, \%$$

выпуске (вторичное)

$$P_{вт} = \frac{t * 100}{(M_0 + t)}, \%$$

всего рудной массы в блоке $P_{рм} = P_{от} + P_{вт}, \%$

добытой товарной руды (итоговое)

где: M_p, M_0 - рудная и выемочная мощность, м

-соответственно удельные нормы мощностей теряемой руды по видам: неотбитая руда(в массиве), всего отбитая руда в очистном пространстве, просыпи при погрузочно-транспортных работах, м/м;

- базовые технологические нормы мощностей теряемой руды и прирезок разубоживающих пород к 1м рудной мощности по вариантам систем разработок и сортам обрабатываемых запасов руды, м/м;

t - средняя толщина отслаивающихся пород при выпуске из блоков, м/м;

Нормативные и плановые потери руды, металла и разубоживание добытой руды всего по руднику на отчетно-плановые периоды рассчитываются по формуле (усредненные, всего):

$$P_{ор}^N = \frac{P_1^N (P_1^N) * q_1 + P_2^N (P_2^N) * q_2 + \dots + P_n^N (P_n^N) * q_n}{q_1 + q_2 + \dots + q_n}, 100\%$$

где: $P_1^N, P_2^N, \dots, P_n^N$; $P_1^N, P_2^N, \dots, P_n^N$ - соответственно нормативные или плановые показатели потерь и разубоживания добытой руды по отдельным блокам, вариантам систем разработок или горизонтам, определенные на отчетно-плановые периоды, %;

$q_1 + q_2 + \dots + q_n$ - доля (удельные соотношения) запасов по блокам, вариантам систем разработки в общем объеме погашаемых запасов по руднику за отчетно-плановые периоды, д.ед.

Способы определения размеров зон технологических прирезок по блокам, вариантам систем разработок:

1) оценка фактических потерь и разубоживания руды по отработанным блокам, рудным телам с исключением их части от неправильного производства очистных работ. Приведение скорректированных неизбежных количеств технологических потерь и разубоживания руды к 1м рудной мощности по формуле:

где: T, B, T_т, B_т - фактические потери руды и разубоживания добытой руды, в т.ч. от неправильного ведения очистных работ (нт) по блокам, т; - площадь проекции балансовых запасов руды на вертикальную плоскость, м²;

2) прямыми методами определения по формулам отраслевых инструкций расчетами или при опытных работах количество теряемой руды и привносаразубоживающей породы по отдельным источникам и всего по блокам. Суммированием расчетных мощностей теряемой руды и прихвата разубоживающей породы по источникам или всего по блокам, приведенных к

единому знаменателю согласно формуле , определяются расчетные зоны технологических прирезок к 1м рудной мощности:

Распределение базовых зон технологических прирезок, определяемых по выделяемым вариантам систем разработок на теряемую мощность руды (m^F , м/м) и прирезку разубоживающей породы (m^B , м/м) производится по результатам экономических расчетов ущерба (последствий) для рудника и предприятия от потерь и разубоживания 1т руды при ее добыче, транспортировке и переработке ($Уп$, $Ур$, сум/т).

Методика и расчет экономического ущерба (последствий) от потерь и разубоживания 1т руды приведена в приложении 3.

По формулам , устанавливающим взаимосвязь норм технологических прирезок к 1м рудной мощности с экономическим ущербом от потерь и разубоживания 1т руды, определяются показатели экономического соотношения норм прирезок:

-базовый, согласно расчета по калькуляциям

$$n_3^b = \left(\frac{y_p}{y_r}\right)^2 = \frac{m_B^{N^b}}{m_T^{N^b}}$$

по сортам обрабатываемых руд:

$$n_3^c = n_3^b * \frac{C_c}{a_k}, \text{ ед.}$$

где: C_c , a_k - средние содержание A_i по сортам руды в обрабатываемых балансовых запасах и в добытой товарной руде согласно отчетноплановых калькуляций, г/т.

Указаны показатели экономически оптимального соотношения норм прирезок к 1м рудной мощности по сортам при подземной отработке рудных тел (расчетные).

Таблица 7 -Показатели экономически оптимального соотношения норм технологических прирезок к 1м рудной мощности по сортам руды при подземных работах

№№ п/п	Сорта руды	Показатель оптимальности норм (»5). ед при подземной лобьще
1	Бедная руда (3 с), до 4 г/т	2,1
2	Рядовая руда (2 с), 4,0 - 9,0г/т	3,4
3	Богатая руда (1 с), более 9,0 г/т	7,9

Разработка нормативов величины отслоений от бортов очистной камеры при выпуске руды из блока

Ухудшение горно-геологических условий отработки рудных тел связанное с понижением уровня ведения горных работ, потребовало корректировки величины отслоений от бортов очистной камеры при выпуске руды из блоков. Проведенный анализ фактических результатов отработки эксплуатационных блоков показал, что в большинстве блоков выпуск руды сопровождается значительными отслоениями от бортов очистной камеры, в ряде блоков выпуск руды производится под обрушенными породами.

Распределение количества выпускаемых с рудной массой вмещающих пород показало, что в большинстве эксплуатационных блоков, обрабатываемых на горизонтах +720м, отслоения от бортов очистной камеры превышает в несколько раз нормативное. Это объясняется как ухудшением горно-геологических условий отработки, так и низкой интенсивностью очистной выемки и большой производительностью отработки блоков (8-9 месяцев), в течение которых борта очистной камеры испытывают значительные динамические нагрузки в период выпуска руды.

Принятый на рудниках 333 нормативный размер отслоений в блоках - 0,14м/м, характерен для отработки верхних горизонтов в устойчивых, слабонарушенных породах, при применении мелкошпуровой отбойки и системах с магазинированием руды и подэтажных штреков, когда в выработанном пространстве борта камеры сохранялись после отработки несколько лет.

Практикой работы большинства рудников установлено, что минимальное количество самообрушений пород, примешиваемых к руде, которое можно

принимать, как нормативное не должно превышать 5-6% в среднетрещиноватых вмещающих породах и 7-10% в сильнотрещиноватых дробленых породах.

Нормативное разубоживание при выпуске (вторичное), определено по формуле:

$$P_{\text{вт}} = \frac{t \cdot 100}{m_0 + t}, \%$$

Расчетный нормативный размер отслоений в блоках приведен в таблице .

Таблица 8 - Расчетные нормативы размеров отслоений в блоках

№	Мощность балансовой руды, м	Выемочная мощность, т ₀ , м	Средний размер отслоений в блоке, м	Категория трещиноватости
Система разработки с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой				

1	до 1,5м	до 2,0м	0,12	Среднетрещиноватые
			0,20	Сильнотрещиноватые
2	от 1,5м до 3,0м	до 3,0м	0,18	Среднетрещиноватые
			0,32	Сильнотрещиноватые
Система разработки сжонной отбойкой скважинами				
3	до 3,0м	до 3,70	0,22	Среднетрещиноватые
			0,34	Сильнотрещиноватые
4	от 3,0м до 5,0м	до 5,70м	0,33	Среднетрещиноватые
			0,53	Сильнотрещиноватые
5	свыше 5,0м	до 6,1м	0,36	Среднетрещиноватые
			0,57	Сильнотрещиноватые

Расчетные нормативы отслоений в блоках могут быть достигнуты за счет повышения интенсивности очистной отбойки и сокращения сроков отработки блоков, а так же снижением длины блока до проектных размеров. При системах разработки с подэтажной отбойкой, снижение размеров отслоений в блоках может быть достигнуто за счет применения торцевого выпуска руды в подэтажах, а так же применением равномерной схемы выпуска из погрузочных заездов по всей площади отрабатываемого блока.

Выпуск производится по планограммам утвержденным главным инженером рудника.

По результатам фактических отчетных данных и произведенной корректировки определены размеры зон технологических прихватов к 1м рудной мощности. По формулам показателю оптимального соотношения норм теряемой руды и прирезки разубоживающих породна основании расчетных размеров зон технологических прихватов определены временные нормы технологических прихватов к 1м рудной мощности по применяемым системам разработок, их вариантам в различных условиях их отработки и сортам руды.

Формулы расчета норм мощностей прямой руды и прирезок разубоживающих пород к 1м рудной мощности по вариантам систем разработок и сортам обрабатываемых запасов руды:

$$m_n^N = \frac{m_\Delta^6}{n_3^c + 1}, \frac{M}{M}$$

$$m_B^N = m_\Delta^6 - m_T^N, \frac{M}{M}$$

По обрабатываемым элементам блоков (магазин, камера, целики, подэтажи и др.) или стадиям производства работ в блоках (подготовительные, нарезные, очистные) определение нормативных и плановых показателей производится по формулам:

- потери руды

-потери металла

$$П_{M3}^N = П_3^N * K_T, \%$$

разубоживание добытой руды

$$P_3^N = \frac{m_{Bпс}^N * q_3}{(1 - 0,01 * П_3^N) m_p * m_{Bпс}^N * q_3} * 100, \%$$

- удельные нормы мощностей теряемой руды и прирезки разубоживающих пород всего по блоку;

3.2 Мероприятия по снижению потерь и разубоживанию руды на Зармитанском руднике

При разработке месторождений полезных ископаемых возникают потери, связанные с процессами добычи, переработки и металлургического передела. Эти потери нежелательны, но в какой-то степени неизбежны. Поэтому, при утверждении проекта технико-экономического обоснования освоения месторождений полезных ископаемых обосновываются минимально допустимые потери полезных компонентов в процессе их добычи. Они для недропользователей являются предельной величиной, превышение которой недопустимо.

Потери и разубоживание руды при разработке месторождений оказывают огромное влияние на технико-экономические показатели предприятий, добывающих и перерабатывающих полезные ископаемые. Потери балансовых запасов руды, кроме прямого ущерба, связанного с безвозвратной утратой материальных ценностей, приводят к увеличению эксплуатационных затрат и амортизационных отчислений на единицу получаемого конечного продукта. Иногда потери сопровождаются снижением содержания металла в добытой руде и ухудшением показателей извлечения при ее переделе.

Разубоживание руды при добыче приводит не только к снижению содержания металла в добытой руде, но нередко и к ухудшению показателей извлечения на обогатительных фабриках и металлургических заводах в связи с неблагоприятными химическими и физическими особенностями примешиваемых пород.

Разубоживание и потери руды приводят также к снижению производительности предприятий по конечному продукту, что во многих случаях вызывает необходимость строительства новых или расширения действующих мощностей.

Для эффективной борьбы с потерями и разубоживанием и правильной оценки их влияния на стоимость получения конечного продукта в народном хозяйстве

огромное значение имеет правильная постановка учета этих показателей на рудниках. Учет должен устанавливать величину потерь и разубоживания руды, чтобы правильно оценивать качество разработки месторождения, сравнивать между собой разные методы разработки, выбирать наиболее экономичные из них. своевременно указывать места и причины потерь для эффективной борьбы с ними.

Оценка потерь и разубоживания руды может основываться только на достаточно точных результатах учета. Искажение данных о потерях и разубоживании приводит на практике к чрезмерным потерям полезного ископаемого в недрах и экономическому ущербу для народного хозяйства, а также к необоснованному перерасходу средств на применение трудоемких, неэкономичных способов разработки месторождений.

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания руды являются:

- Правильный, оптимальный выбор системы разработки в блоке и устойчивых параметров обнажений горного массива;
- Рациональный порядок отработки горизонтов, этажей, блоков. Своевременный выпуск (в оптимальном режиме) отбитой руды и крепление очистного пространства, зачистка руды в очистных выработках;
- Интенсивная отработка и погашение блока, до опасного развития сдвижений пород;
- Рациональное обоснование кондиций минимального промышленного содержания руды и оконтуривание запасов;
- Концентрация горных работ - сосредоточение оборудования и технологических процессов по этажу и горизонту, применительно к каждой системе разработки;
- Создание пространственных несущих конструкций (из твердеющей закладки в неустойчивых зонах горного массива).

Все эти ограничения исходят из того, что минеральное сырье, является не возобновляемым ресурсом, то есть его запасы строго ограничены и извлечение их из недр в дальнейшем ничем не восполнится. Поэтому обязанностью недропользователей и тех, кто по долгу службы контролирует соблюдение этих требований является неукоснительное выполнение условий установленных для снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых при добыче.

IV.ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Предлагаемая методика устанавливает принципиальные требования к определению, нормированию, учету, экономической оценке потерь и разубоживания в технологической цепи процессов добычи руды.

Нормирование потерь и разубоживания руды заключается в обосновании их технически возможного и экономически целесообразного уровня для принятой на рудниках технологии добычи и переработки руды. Нормативные показатели потерь и разубоживания должны соответствовать оптимальному их уровню, при котором обеспечиваются наиболее экономически-выгодные условия эксплуатации месторождения.

За конечный продукт добычи золотосодержащих руд приняты золото или получаемые в результате переработки руды концентраты, отвечающие требованиям отраслевых стандартов и технических условий.

Определение, учет, экономическая оценка и нормирование потерь и разубоживания золотосодержащих рудпридобыче обеспечивают:

контроль полноты извлечения золота из недр, сохранения временно неиспользуемых запасов и отходов переработки;

Укрепление сырьевой базы предприятия за счет экономически обоснованного вовлечения в разработку забалансовых запасов иотходов переработки;

оценку состояния рационального извлечения золота из балансовых запасов и мероприятий по его повышению на основе совершенствования технологии добычи и переработки, золотосодержащих руд, современных методов организации и управления производством;

оценку проектов строительства и реконструкции рудника, технологий и систем разработки, других технических решений;

предотвращение или снижение до минимума ущерба от потерь золота и разубоживания добытой руды; повышение полноты извлечения золота из недр.

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания руды являются:

-Правильный, оптимальный выбор системы разработки в блоке и устойчивых параметров обнажений горного массива;

-Рациональный порядок отработки горизонтов, этажей, блоков. Своевременный выпуск (в оптимальном режиме) отбитой руды и крепление очистного пространства, зачистка руды в очистных выработках;

-Интенсивная отработка и погашение блока, до опасного развития сдвижений пород;

-Рациональное обоснование кондиций минимального промышленного содержания руды и оконтуривание запасов;

-Концентрация горных работ - сосредоточение оборудования и технологических процессов по этажу и горизонту, применительно к каждой системе разработки;

-Создание пространственных несущих конструкций (из твердеющей закладки в неустойчивых зонах горного массива).

Все эти ограничения исходят из того, что минеральное сырье, является не возобновляемым ресурсом, то есть его запасы строго ограничены и извлечение их из недр в дальнейшем ничем не восполнится. Поэтому обязанностью недропользователей и тех, кто по долгу службы контролирует соблюдение этих требований является неукоснительное выполнение условий установленных для снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых при добыче.

Литература

1. Инструкция по производству маркшейдерских работ. - М., Недра, 1987.
2. РТМ по применению геодезических спутниковых приемников при создании и реконструкции сетей сгущения (ГККИНП-01-014-98). - Т., Узгеокадастр, 1998.
3. Евдокимов П. Д., Сазонов Г.Т. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1978.
4. Косиков Е.М. Безопасная эксплуатация хвостохранилищ. // Изв. Вузов. Горный журнал. 1997, № 11-1.2.
5. ГОСТ 12248-96. Грунты. Методы лабораторного определения характеристик прочности и деформируемости.
6. СНиП 2.06.01-86. Гидротехнические сооружения. Основные положения проектирования.
7. Шерстюков А.Д., Балашов А.И. Справочное пособие по геодезическим работам при возведении гидротехнических сооружений. — М.: Недра, 1990.
8. Трунков Г.Т. Изучение влияния дренажных устройств на устойчивость хвостохранилищ. В кн. "Транспорт и складирование отходов производства в условиях повышения требований к защите окружающей среды. (Сб. науч. тр.УМеханобр). - Л., 1980.
9. Семакин В.П. Оценка взаимосвязи механического фактора с процессом деформирования скальных откосов // Проблемы повышения эффективности маркшейдерских работ на горных предприятиях. - Свердловск.: СГИ, 1989.
10. Фисенко Г.Л., Ревазов М.А.Т Галустьян Э.В. Укрепление откосов на карьерах. -М.: Недра, 1974.

11. Борщ-Компониец В.И. Механика горных пород, массивов и горное давление. - М.: Московский горный институт, 1968.
12. Временные методические указания по проведению контрольных наблюдений за деформациями плотин и дамб хвостохранилищ горно-обогатительных комбинатов: - Белгород, изд. НИИ ВИОГЕМ, 1981.
13. Бушканец С.С., Скрипник В.В. Экспериментальное изучение деформируемости галечниковых грунтов. Известия / ВНИИГ. Л.: Энергия, 1978. - № 122, с.19-23.
14. Пахомов О.А., Павчич М.П. Экспериментальное исследование деформируемости оптимальных смесей аллювиальных грунтов под большим давлением. - Гидротехническое строительство, 1979. № 4, с. 20-24.
15. Павчич М.П., Пахомов О.А. Экспериментальное обоснование предельно плотных смесей грунта. Известия / ВНИИГ. Л.: Энергия, 1976. - № 111, с. 3-10.
16. Пахомов О.А. Способ определения механических характеристик грунтов большой крупности. Гидротехническое строительство, 1980. - № 4, с. 26-29.
17. Лофицкий В.Н., Пахомов О.А. Сопротивление сдвигу упроченного за мывом камня. Известия / ВНИИГ. - Л.: Энергия, 1975. №109, с. 32-41.
18. Методика оценки прочности и сжимаемости крупнообломочных грунтов пылеватыми миглинистами мзополнителем и пылеватых и глинистых грунтов скрупно обломочными в ключениями. - М.: Дальний госстрой СССР, 1989. -25 с.
19. Балыков Б.И. Экспериментальные исследования не которых параметров прочностных свойствах связных грунтов. Известия / ВНИИГ. Л.: Энергия, 1980. - №144, с. 36-38.

20. Шульц Л.В. Физико-механические свойства грунтов. Труды / ЛПИ. -Л.: 1974. № 338, с.93-95.