УДК 622.013.3/5(083.96)

Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых. М., «Недра», 1977. 197 с. (Министерство цветной металлургии СССР).

Книга содержит инструктивные материалы по нормированию и учету потерь и разубоживанию полезных ископаемых, по геолого-маркшейдерскому учету состояния и движения разведанных запасов и по нормированию и учету запасов полезных ископаемых по степени готовности их к добыче.

Инструктивные материалы направлены на обеспечение на предприятиях цветной металлургии более полного и комплексного использования полезных ископаемых, улучшение организации учета запасов, усиление геолого-маркшейдерского контроля за правильностью разработки месторождений полезных ископаемых.

При разработке и составлении включенных в книгу инструктивных материалов были использованы результаты исследований, выполненных отраслевыми научно-исследовательскими институтами, а также учтен опыт ведущих горных предприятий министерства.

Инструкции разработаны институтами Унипромедь, Гипроцветмет, ВНИИПрозолото и ВНИИЦветмет с привлечением ряда отраслевых институтов министерства и других организаций.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, занимающихся проектированием и строительством горнодобывающих предприятий, разведкой и эксплуатацией месторождений полезных ископаемых.

Табл. 8, ил. 47.

Выпущено по заказу Министерства цветной металлургии СССР

С $\frac{30701-156}{043(01)-77}$

© Министерство цветной металлургии СССР, 1977

СОГЛАСОВАНО
с Госгортехнадзором СССР
22 апреля 1975 г.

УТВЕРЖДЕНО
Министерством
цветной металлургии СССР
30 июня 1975 г.

ОТРАСЛЕВАЯ ИНСТРУКЦИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ, НОРМИРОВАНИЮ И УЧЕТУ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЮ РУДЫ И ПЕСКОВ НА РУДНИКАХ И ПРИИСКАХ МИНИСТЕРСТВА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

Инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР разработана на основе «Типовых методических указаний по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь полезных ископаемых при их добыче» (ТМУ), утвержденных Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 г.

В связи с большой сложностью горно-геологических условий залегания месторождений цветных, редких и благородных металлов и многообразием применяемых при их отработке способов и систем разработки ряд вопросов в настоящей инструкции рассмотрен более подробно, чем в «Типовых методических указаниях».

Так, кроме классификации потерь, в Отраслевой инструкции дана классификация разубоживания. При этом по аналогии с потерями руды в массиве и в отбитом состоянии разубоживание подразделено на первичное (происходящее в процессе отбойки полезного ископаемого) и на вторичное (при выпуске и доставке). В инструкции для каждой из этих групп классификации приведен перечень основных причин сверхнормативных потерь и разубоживания руды, а также выделены потери и разубоживание, вызванные нарушением технологии ведения горных работ.

Согласно п. 1.5 и 1.9 общих положений «Типовых методических указаний» коэффициент извлечения из недр $k_и$ и коэффициент изменения качества полезного ископаемого $k_к$ приняты в инструкции в качестве показателей наряду с показателями потерь и разубоживания руды при добыче.

В Отраслевой инструкции нет раздела по методике экономической оценки последствий потерь полезного ископаемого. Предусмотрено (пункт 1.3.1), что для решения практических задач

предприятия и организации Минцветмета СССР должны полностью пользоваться положениями, изложенными в «Типовых методических указаниях по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений». Это относится также к выбору основных исходных положений по нормированию потерь.

В инструкции принят рекомендуемый ТМУ принцип установления нормативов потерь ($П$) и разубоживания ($Р$), согласно которому за нормативные значения принимаются $П$ и $Р$, соответствующие варианту отработки, обеспечивающему получение наибольшей прибыли с единицы погашенных балансовых запасов. Вместе с тем в Отраслевой инструкции более детально рассмотрены методы установления нормативных значений отдельных видов $П$ и $Р$. Рекомендуемый инструкцией метод определения оптимального соотношения между потерями и разубоживанием руды на границе оконтуривания с использованием коэффициента μ или бортового содержания дает возможность не рассматривать большое количество вариантов.

Значительное место в Отраслевой инструкции отведено рекомендациям по установлению нормативов $П$ и $Р$ для систем с обрушением. В Отраслевой инструкции даны ограничения для применения расчетного метода определения нормативов $П$ и $Р$, связанных с выпуском руды под налегающими породами. Указано на возможность извлечения руды, временно теряемой на вышележащих горизонтах, и дана методика определения величины этого извлечения. Приведена методика расчета потерь руды на поверхности лежачего бока и установления величины разубоживания руды породами из ранее отработанных смежных блоков (секций).

При учете $П$ и $Р$ и определении исходных данных рекомендуемыми методами учитываются специфические особенности месторождений цветных металлов. Все требования и рекомендации по методике учета и нормирования $П$ и $Р$ приведены в Отраслевой инструкции отдельно для открытого и подземного способов разработки рудных месторождений. Выделен специальный раздел по методике учета и нормирования $П$ и $Р$ применительно к разработке россыпных месторождений, в частности при дражной разработке.

Инструкция ориентирует на применение современных методов и новых технических средств при геологической и маркшейдерской документации горных выработок (геофизических, фотограмметрических, звуколокационных и др.), использование ЭВМ при установлении сложных корреляционных зависимостей между величинами потерь и разубоживания и горно-геологическими факторами и при отработке и выдаче информации о состоянии потерь и разубоживания на предприятиях Минцветмета СССР.

На основании изложенных в Отраслевой инструкции методических указаний и требований ТМУ горные предприятия с привлечением отраслевых научно-исследовательских и проектных инсти-

тутов могут разрабатывать свои аналогичные инструкции, отражающие конкретные условия месторождений. Эти инструкции подлежат согласованию и утверждению в установленном порядке.

РАЗДЕЛ 1. ОСНОВНЫЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ, НОРМИРОВАНИЮ И УЧЕТУ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ И ПЕСКОВ

1.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К ОПРЕДЕЛЕНИЮ И УЧЕТУ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ

1.1.1. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР является обязательной для всех подведомственных министерству предприятий и организаций, осуществляющих проектирование и эксплуатацию месторождений, а также для геологоразведочных и строительных организаций, ведущих попутную добычу полезных ископаемых.

1.1.2. Отраслевая инструкция содержит требования и указания по определению и учету потерь и разубоживания при добыче; рекомендации по установлению и расчету технически и экономически обоснованных нормативов потерь и разубоживания руды при разработке месторождений.

1.1.3. Полнота и качество отработки запасов месторождений выражаются коэффициентом извлечения полезного ископаемого из недр и коэффициентом изменения качества, рекомендуемыми «Типовыми методическими указаниями». Эти показатели служат для технико-экономических расчетов по выбору и обоснованию эффективных способов и систем разработки, для оценки экономических последствий качественных и количественных потерь руды и т. п.

Наряду с указанными коэффициентами основными отчетными и учетными показателями на предприятиях являются показатели потерь и разубоживания.

1.1.4. **Потери полезного ископаемого** — это часть балансовых запасов полезных ископаемых (руды, песков), не извлеченная из недр при разработке месторождения, а также попавшая в отвалы пород и оставленная в местах складирования, погрузки и на транспортных путях горного предприятия.

Потери полезного ископаемого исчисляются в долях единицы или в процентах и выражаются отношением количества потерянных запасов $П$ в тоннах или кубических метрах к количеству погашенных балансовых запасов $Б$:

$$П = \frac{П}{Б} 100.$$

Потери полезного компонента — это количество полезного компонента, содержащегося в потерянном полезном ископаемом. Так же как потери полезного ископаемого, они исчисляются в долях

единицы или в процентах и выражаются отношением количества потерянного полезного компонента $Пс_п$ к количеству этого компонента в погашенных балансовых запасах $Бс$:

$$П = \frac{Пс_п}{Бс} 100, \qquad (1.1.1)$$

где $c_п$ — содержание полезного компонента в потерянном полезном ископаемом;

c — содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах.

При содержании $c_п = c$ потери полезного ископаемого и потери полезного компонента, выраженные в процентном отношении или в долях единицы, численно равны между собой.

Разубоживание $Р$ (%) — изменение (как правило, снижение) содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом $а$ по сравнению с содержанием их в балансовых запасах $с$ вследствие примешивания к ним пород, а также вследствие потерь обогащенной мелочи, выщелачивания полезных компонентов:

$$Р = \frac{с - а}{с} 100. \qquad (1.1.2)$$

Разубоживание, вызванное только примешиванием в руду вмещающих пород (ее засорением), выражается отношением количества этих пород $В$ к добытой рудной массе $Д$ (%):

$$Р = \frac{В}{Д} 100. \qquad (1.1.3)$$

При отсутствии металла во вмещающих породах и потерь обогащенной рудной мелочи величины разубоживания, определенные по формулам (1.1.2) и (1.1.3), будут численно равны.

1.1.5. **Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр** $k_н$ выражается отношением количества полезного компонента в добытом полезном ископаемом $Да$ к соответствующему количеству этого компонента в погашенных балансовых запасах $Бс$:

$$k_н = \frac{Да}{Бс}. \qquad (1.1.4)$$

Коэффициент $k_н$ характеризует полноту извлечения полезного ископаемого из недр при добыче и учитывает фактические потери полезного ископаемого в недрах из балансовых запасов и привнесение полезного компонента с примешиваемыми породами, частично компенсирующее потери. Коэффициент $k_н$ отражает также снижение качества извлекаемого полезного ископаемого вследствие оставления в недрах обогащенных участков месторождений или потери обогащенной мелочи и повышение его качества вследствие оставления в недрах неизвлеченным полезного компонента из более бедных частей месторождения.

Коэффициент извлечения из недр может быть выражен отношением валовой ценности 1 т добытого полезного ископаемого $Ц_д$

к валовой ценности 1 т погашаемых при разработке балансовых запасов $Ц_в$:

$$k_н = \frac{ДЦ_Д}{БЦ_Б}. \quad (1.1.5)$$

Изменение качества полезного ископаемого при добыче выражается коэффициентом изменения качества при добыче $k_к$ — отношением показателей качественной характеристики добытого полезного ископаемого и погашенных балансовых запасов:

$$k_к = \frac{a}{c}, \quad (1.1.6)$$

где a — содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом;

c — содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах.

Коэффициент изменения качества может быть выражен отношением валовых ценностей 1 т добытого полезного ископаемого $Ц_д$ и 1 т балансовых запасов $Ц_б$:

$$k_к = \frac{Ц_Д}{Ц_Б}. \quad (1.1.7)$$

При использовании в качестве учетных показателей коэффициентов извлечения из недр $k_н$ и изменения качества при добыче $k_к$ необходимо учитывать, что на большинстве месторождений цветных металлов достоверное определение их возможно на основе предварительно определенных данных о количестве потерь и величине разубоживания руды.

1.1.6. Между коэффициентами $k_н$ и $k_к$ и показателями потерь и разубоживания существует взаимозависимость:

$$k_н = 1 - П + \frac{Bb}{Бc}; \quad (1.1.8)$$

$$k_к = 1 - P\left(1 - \frac{b}{c}\right), \quad (1.1.9)$$

где b — содержание полезного компонента в разубоживающих породах.

1.1.7. В общий комплекс работ по определению и учету потерь и разубоживания должны входить маркшейдерская съемка и зарисовка горных выработок и геологических контуров рудных залежей, опробование полезного ископаемого и вмещающих пород в массиве и в отбитом состоянии, периодическое определение средней плотности и влажности руды, подсчет объемов отбитого и добытого полезного ископаемого, в том числе выданного и складированного в отвалы, и др.

Все работы, связанные с учетом потерь и разубоживания, необходимо вести так, чтобы в процессе их выполнения осуществлялся необходимый контроль.

1.1.8. Учет потерь и разубоживания полезных ископаемых осуществляется совместно маркшейдерской и геологической службами предприятия. При этом каждая служба выполняет соответствующие работы и несет ответственность за достоверность представленных данных.

Геологическая служба производит зарисовки и опробование горных выработок, устанавливает границы контуров рудных тел, периодически определяет среднюю плотность руды и пород, осуществляет контроль за чистотой и полнотой выемки руды, совместно с работниками маркшейдерской службы участвует в составлении отчетности по показателям извлечения, потерям и разубоживанию.

Маркшейдерская служба производит съемку и замеры горных выработок, в частности замеры и расчеты выемочных мощностей, объемов и количества отбитой рудной массы; составляет графическую документацию; ведет книгу учета добычи и потерь по блокам (участкам); координирует и оценивает все работы по определению исходных данных.

Геолого-маркшейдерская служба предприятия выясняет причины возникновения сверхнормативных потерь, а руководство предприятия принимает меры по ликвидации этих причин, привлечению к ответственности в установленном порядке лиц, допустивших сверхнормативные потери.

Сверхнормативные потери в целом по предприятию определяют путем суммирования сверхнормативных потерь по выемочным единицам — блокам, камерам, участкам.

1.1.9. При определении исходных данных для учета потерь и разубоживания необходимо ориентироваться на применение новых современных технических средств и методов контроля за полнотой и качеством отработки месторождений — стереофотограмметрии, звуколокации, геофизических методов и др.

1.1.10. Определение и учет потерь ведутся по полезному ископаемому (руде, пескам) и по содержащемуся в нем основному полезному компоненту (металлу). Потери сопутствующих компонентов при необходимости определяют по количеству потерянной руды и среднему содержанию их в погашенных балансовых запасах.

1.1.11. Учет потерь и разубоживания необходимо вести раздельно по эксплуатационным блокам, выемочным участкам, полигонам после завершения в них очистных работ по отбойке и выпуску руды. При невозможности раздельного учета в исключительных случаях с разрешения объединений, комбинатов и по согласованию с органами Госгортехнадзора потери и разубоживание допускается учитывать по группе блоков (горизонту) или по руднику в целом.

1.1.12. При определении потерь и разубоживания руды во всех случаях предпочтение следует отдавать непосредственным замерам объемов теряемой руды или вовлекаемых в добычу разубоживающих пород на месте возникновения потерь и разубоживания

или расчетам их количества с использованием геолого-маркшейдерских планов и разрезов, составленных по результатам съемки очистного пространства.

Косвенные методы определения применяют только тогда, когда невозможно определение потерь и разубоживания руды непосредственными (прямыми) замерами. К косвенным относятся методы определения потерь и разубоживания руды по разности между количеством погашенных балансовых запасов и добытой руды и содержанием в них полезных компонентов, а также петрографический, весовой, графо-аналитический и др.

Выбор метода учета потерь и разубоживания руды возлагается на главного маркшейдера и главного геолога комбината, объединения.

1.1.13. Проектные организации обязаны предусматривать в проектах горных предприятий, а руководители рудников (приисков) и соответствующих вышестоящих организаций иметь необходимые технические средства и численность персонала геолого-маркшейдерских служб (ИТР, рабочих) для определения исходных данных и обеспечения требуемой достоверности учета потерь и разубоживания полезных ископаемых.

1.1.14. Ответственность за соблюдение установленного настоящей инструкцией порядка учета потерь и разубоживания и за его достоверность несут руководители, главные геологи и главные маркшейдеры горных предприятий и соответствующих вышестоящих организаций.

1.2. ПОРЯДОК ОПРЕДЕЛЕНИЯ И УЧЕТА

1.2.1 Первичной документацией для определения и учета потерь и разубоживания являются маркшейдерские и геологические планы и разрезы, составленные по результатам маркшейдерских съемок и геологических зарисовок.

1.2.2. Подсчеты потерь и разубоживания производятся в блоковых картах или в книгах оперативного учета, в которых для учета потерь предусматриваются специальные таблицы. Формы книг и блоковых карт разрабатываются самими предприятиями.

В книгах оперативного учета указываются все необходимые исходные данные для расчета потерь и разубоживания и способы получения этих данных; заносятся результаты непосредственных замеров объемов теряемой руды и примешиваемых пустых пород; указываются дата замеров, места возникновения потерь и разубоживания в блоке, делаются необходимые эскизы и зарисовки, производятся соответствующие расчеты.

В книги оперативного учета заносят также результаты выборочных замеров количества отбитой руды в выработанном пространстве и в закладке с изображением схемы замеров и указанием объемов руды, на которые распространяются полученные данные о потерях.

При разработке россыпей потери и разубоживание разрешается подсчитывать в специальных таблицах, помещенных на зарамочных полях оперативных планов горных работ. В этом случае книги оперативного учета и блоковые карты на предприятиях не заводят.

1.2.3 Окончательную величину потерь и разубоживания руды в блоке (камере) во всех случаях устанавливают после завершения очистных работ в блоке перед его закладкой или погашением подводящих (выпускных) выработок, о чем составляют соответствующий акт.

Акт на отработку блока (камеры) служит основанием для заполнения книги оперативного учета фактических потерь и разубоживания и содержит необходимые данные о времени отработки блока, местоположении его, количестве и качестве потерянного в нем полезного ископаемого. В акте отражаются также данные о количестве погашенных балансовых запасов и добытой руды. Данные о фактических размерах эксплуатационных потерь подразделяются на нормативные и сверхнормативные (причины возникновения сверхнормативных потерь объясняют).

Акт составляется в одном экземпляре, подписывается главным маркшейдером, главным геологом и утверждается главным инженером рудника, а при наличии в блоке сверхнормативных потерь — главным инженером вышестоящей организации. К акту при необходимости прилагаются выкопировки с планов горных работ, на которые наносят контуры целиков с теряемой рудой и результаты их опробования.

В актах на списание блоков, отработанных системами с обрушением, прилагаются ведомости проб (по опробованию руды на выпусках), свидетельствующие о некондиционности остающейся в блоке рудной массы.

Акты и приложения к ним брошируются в специальное дело и хранятся в маркшейдерском отделе предприятия наравне с основными маркшейдерскими планами горных работ.

При разработке россыпей акты на отработку отдельных участков не составляют. Их заменяют специально составленными оперативными планами горных работ (см. п. 1.2.2). Акты оформляют на сверхнормативное разубоживание. Такие акты составляют в двух экземплярах: один из них хранится в маркшейдерском отделе, второй представляют руководству прииска для определения величины причиненного ущерба и для принятия соответствующих мер.

1.2.4. Основными документами, отражающими размеры эксплуатационных потерь и разубоживания руды на предприятиях, являются книги оперативного учета потерь и разубоживания руды по отработанным блокам. Эти книги заполняют два раза в год — на 1 января и 1 июля, используя данные оперативного учета блоковых карт, акты на отработку отдельных блоков или оперативные планы горных работ.

В зависимости от типа разрабатываемого месторождения рекомендуются различные формы учета фактических потерь

разубоживания по отработанным блокам (участкам). Примерные формы этих книг приведены в приложениях.

Во всех учетных формах приведенные цифры потерь означают потери полезного ископаемого и полезного компонента (металла) в процентах от количества данного полезного ископаемого и полезного компонента в погашенных запасах. При равенстве содержаний $c_п = c$ потери по руде и металлу равны и поэтому достаточно приводить только одну цифру. Если потери по руде и по металлу не равны, приводятся оба значения.

1.2.5. На всех предприятиях независимо от типа месторождения и применяемого способа отработки отдельно учитывают потери полезного ископаемого в целиках и в недоработанных участках.

Каждый целик, оставленный в процессе отработки месторождения, должен быть занумерован и зарегистрирован в книге оперативного учета потерь в целиках. Запасы полезного ископаемого в целиках относят в потери только после установления невозможности отработки этих запасов. Порядок отработки целиков устанавливается годовым планом горных работ на основании проекта и правил технической эксплуатации. В книге оперативного учета указываются запасы руды в целиках до и после частичной их отработки, содержание полезных компонентов в потерянной части целиков.

При оставлении в соответствии с проектом панельных и барьерных целиков в указанном проекте необходимо предусматривать способ, порядок и очередность погашения таких целиков или согласовывать с органами Госгортехнадзора СССР оставление их в потерях.

При разработке россыпей учет потерь в целиках и в недоработанных участках разрешается вести на копиях (светокопиях) планов горных работ масштаба 1 : 2000. На планах помещаются специальные таблицы с данными о запасах в отдельных целиках в пределах каждой россыпи и сводной таблицей по прииску в целом.

1.2.6. Все исходные данные, используемые для расчетов потерь и разубоживания руды, округляются до трех значащих цифр, а окончательные значения потерь и разубоживания руды — до десятых долей процента.

1.2.7. При расчетах потерь и разубоживания руды на рудниках (приисках) должно производиться вычисление их погрешностей исходя из точности определения исходных данных. Рекомендации по оценке точности определения исходных данных и результатов расчета потерь и разубоживания изложены в приложении 1.

Определение погрешностей должно быть произведено на всех предприятиях после вступления в силу данной инструкции. В дальнейшем повторные расчеты погрешностей следует производить после изменения методики определения исходных данных, но не реже одного раза в 3 года.

1.3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ НОРМИРОВАНИЯ И ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПОСЛЕДСТВИЙ ПОТЕРЬ ПРИ ДОБЫЧЕ

1.3.1. Всем горнодобывающим предприятиям и организациям Министерства цветной металлургии СССР при экономической оценке последствий потерь полезных ископаемых в недрах следует руководствоваться методикой, изложенной в «Типовых методических указаниях по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений».

1.3.2. Каждое горнодобывающее предприятие должно иметь технически и экономически обоснованные нормативы потерь и разубоживания руды, разработанные в соответствии с приведенными в настоящей инструкции основными положениями и методикой нормирования, изложенной в «Типовых методических указаниях по нормированию твердых полезных ископаемых при их добыче».

1.3.3. Нормативы потерь и разубоживания руды устанавливаются с учетом горно-геологических особенностей месторождений — условий залегания и сложности рудных тел, крепости и устойчивости руды и вмещающих пород, качественных особенностей месторождений и др.

1.3.4. Нормативы потерь и разубоживания руды (песков) рассчитываются самими горными предприятиями или с привлечением научно-исследовательских и проектных институтов. Разработанные нормативы согласовываются с местными органами Госгортехнадзора СССР и утверждаются соответствующими производственными объединениями и главками Министерства.

При изменении геологических и горнотехнических условий месторождений, а также изменении качества руды, стоимостных показателей добычи и переработки руды и других экономических показателей ранее рассчитанные нормативы должны быть пересмотрены.

1.3.5. Нормирование потерь и разубоживания полезного ископаемого заключается в определении их величин, которые в горно-геологических условиях рассматриваемого блока (участка) соответствуют наиболее эффективному, с экономической точки зрения, варианту его разработки.

1.3.6. Нормативы потерь и разубоживания определяются на основе экономического сравнения технически возможных вариантов разработки с различными уровнями потерь и разубоживания. При этом отобранные варианты должны соответствовать современным техническому уровню и технологии добычи и переработки полезных ископаемых, а также отвечать требованиям правил безопасности.

Экономическое сравнение вариантов при определении нормативов потерь и разубоживания производится на основе положений «Типовых методических указаний по оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений».

1.3.7. Критерием оценки экономической эффективности сравниваемых вариантов разработки (системы, технологии) блока (участка) является величина прибыли ($Пр$) в расчете на единицу погашенных балансовых запасов.

Прибыль определяют по формуле

$$Пр = Ц_и - С, \text{ руб.}, \qquad (1.3.1)$$

где $Ц_и$ — ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых запасов полезного ископаемого, руб.;

$С$ — себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т полезного ископаемого, отнесенная к единице балансовых запасов, руб.;

$$Ц_и = Ц_Б k_н И, \qquad (1.3.2)$$

где $Ц_Б$ — валовая ценность 1 т балансовых запасов руды, определяемая по прейскуранту оптовых цен на готовую конечную продукцию $Ц_о$, руб.;

$И$ — извлечение при обогащении, доли единиц.

Для однокомпонентной руды

$$Ц_Б = 0{,}01 c Ц_о.$$

Для многокомпонентных руд

$$Ц_Б = \sum_{i=1}^{n} 0{,}01 c_i Ц_{oi},$$

где c_i — содержание i-го компонента (даже если он не извлекается на данном предприятии) с ценой $Ц_{oi}$, %;

n — число полезных компонентов.

1.3.8. Последовательность вычислений технико-экономических показателей оптимального варианта разработки блока, участка при установлении нормативов потерь и разубоживания руды приведена в приложении 2.

1.3.9. Исходные данные для технико-экономического обоснования и расчета нормативов потерь и разубоживания руды могут быть получены аналитическим, экспериментальным и статистическим методами или путем их сочетания.

Аналитический метод основан на определении потерь и разубоживания руды на базе конструктивных параметров систем разработки (запроектированных размеров теряемых целиков, предусмотренной проектом прирезки вмещающих пород и др.) Определение потерь и разубоживания руды этим методом при системах разработки основано на использовании теории выпуска и закономерностей снижения содержания полезного компонента в добытой руде по мере выпуска ее из блока.

Наиболее достоверные данные о потерях и разубоживании руды при системах разработки с обрушением получают при использовании указанного метода в сочетании с данными, определяемыми по результатам исследования характера выпуска руды в блоке и моделирования.

Нормативные размеры отдельных видов потерь и разубоживания руды, связанных с оконтуриванием отрабатываемых залежей (тектонически нарушенных и усложненных участков, в приконтурных зонах на карьерах и др.) могут быть определены с использованием коэффициента μ, характеризующего соотношение между расположенными на границе отработки элементарными (линейными) объемами потерь и разубоживания руды. Методика определения и порядок использования коэффициента μ изложены в приложении 3.

Экспериментальный метод заключается в периодическом проведении в отдельных блоках рудника контрольных замеров объемов теряемой руды и объемов примешиваемых пород и в использовании полученных данных для определения потерь на всем запроектированном к отработке участке месторождения.

Экспериментальным методом могут быть определены исходные данные для расчета нормативов следующих видов потерь и разубоживания руды:

а) потерь руды на поверхности лежачего бока и на днище отработанных камер при системах, позволяющих производить съемку и замеры в выработанном пространстве;

б) потерь руды в закладке и разубоживания вследствие вовлечения в добытую руду закладочного материала;

в) разубоживания руды, вызванного отслоением пород висячего бока;

г) потерь и разубоживания, обусловленных сложностью контакта руды и вмещающих пород, и др.

Экспериментальным методом определяют также потери и разубоживание руды по данным опытной отработки одного-двух блоков в нормальных производственных условиях (и на типичных для месторождения участках) с распространением полученных данных на остальные блоки и участки месторождения с аналогичными горно-геологическими условиями.

При статистическом методе нормативные потери и разубоживание руды принимают по отчетным данным за вычетом потерь и разубоживания, вызванных нарушением технологии добычи (неправильным ведением горных работ).

Применение статистического метода, являющегося менее точным, допускается при невозможности определения потерь и разубоживания руды другими указанными способами.

1.3.10. Нормативы потерь и разубоживания руды и песков являются основой для определения плановых потерь и разубоживания при составлении годовых планов развития горных работ.

При расчете плановых потерь и разубоживания руды их нормативные значения для отдельных блоков (участков) умножают на запланированные объемы добычи руды из этих блоков.

1.3.11. Плановые потери и разубоживание, определенные на основе утвержденных нормативов, согласовываются с местными органами Госгортехнадзора.

Для согласования плановых потерь и разубоживания руды (песков) с органами Госгортехнадзора предприятия подготовляют и представляют следующие материалы:

а) календарный план развития горных работ;

б) вертикальные разрезы и планы по отдельным участкам и рудным телам в принятом на предприятии масштабе, с показом на них руды, теряемой в целиках.

Примечание. Для месторождений, отрабатываемых системами с регулярным оставлением целиков, системой слоевого обрушения с целиками у лежачего бока и некоторыми другими указанный графический материал можно не представлять. Вместо него приводят таблицы частостей распределения участков рудных тел по углам падения и мощностям, составляемых на основании имеющихся на предприятии вертикальных разрезов. Дальнейший расчет плановых потерь производят на основе частостей распределения полученных показателей.

в) пояснительную записку, в которой приводятся краткая геологическая характеристика месторождения, сведения о применяемых системах разработки, исходные данные календарного плана горных работ, состояние запасов, потерь и разубоживания за последние 5 лет, структура потерь и разубоживания, расчеты по определению плановых потерь и разубоживания с обоснованием принятой методики и др.;

г) мероприятия по снижению потерь и разубоживания и справку о выполнении мероприятий по снижению потерь и разубоживания за истекший год;

д) акты об определении фактических потерь отбитой руды в блоке и потерь мелочи в закладке выработанного пространства;

е) табличный материал для расчета плановых потерь и разубоживания, включающий удельный вес применяемых систем разработки; сведения о планируемых потерях руды и металла по участкам, шахтам, карьерам, дражным полигонам, гидравликам; сведения о фактических потерях руды и металла и фактическом разубоживании за текущий год.

Перечень необходимых документов, представляемых для согласования плановых потерь и разубоживания в каждом отдельном случае, согласовывается с управлением соответствующего территориального округа Госгортехнадзора СССР.

1.3.12. Согласование плановых потерь и разубоживания в управлениях округов и комитетах Госгортехнадзоров союзных республик производит предприятие до утверждения плана горных работ в вышестоящей организации. Необходимый для этого материал предварительно рассматривается с участием представителей предприятия и горнотехнического инспектора. Заключение представляется в вышестоящие органы Госгортехнадзора.

1.4. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ

1.4.1. При добыче и переработке руд месторождений цветных, редких и драгоценных металлов возникают:

1) потери и разубоживание при добыче;

2) потери при обогащении;
3) потери при металлургическом переделе.

В настоящей инструкции рассматриваются только вопросы учета и нормирования потерь и разубоживания при добыче.

1.4.2. В основу Отраслевой классификации потерь и разубоживания полезных ископаемых при их добыче положена разработанная и приведенная в Типовых методических указаниях «Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений», предусматривающая отражение потерь по месту их образования, состояние потерянного полезного ископаемого и стадию производственного процесса.

1.4.3. Потери и разубоживание полезных ископаемых при добыче подразделяют на два класса:

1) общерудничные (общешахтные, общеприисковые) потери;
2) эксплуатационные потери и разубоживание полезных ископаемых.

1.4.4. **К общерудничным** (общешахтным, общеприисковым) **потерям** относятся запасы полезных ископаемых в предохранительных и барьерных целиках различного назначения, в целиках на границе шахтных (карьерных) полей и около крупных тектонических нарушений, а также в целиках под другими объектами, подлежащими охране согласно действующим правилам и техническим проектам разработки отдельных месторождений. До отработки всего месторождения или его части запасы в указанных целиках числятся на балансе предприятия по форме, предусмотренной «Инструкцией о порядке утверждения мероприятий по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок и о порядке ведения горных работ в предохранительных целиках» (М., Углетехиздат, 1955).

На тех месторождениях, где часть запасов в целиках в соответствии с проектом может быть отработана при погашении горизонта, участка или ликвидации горнодобывающего предприятия, возникающие потери и разубоживание полезного ископаемого учитываются по классу эксплуатационных.

Безвозвратно теряемые запасы в целиках учитываются в абсолютном выражении и в процентах от общих запасов полезного ископаемого рудника (карьера, шахты, полигона, объекта), выявленных за период разведки и эксплуатации месторождения или его части.

1.4.5. **Эксплуатационные** потери полезного ископаемого образуются непосредственно в процессе добычи. Эти потери учитываются в абсолютном выражении по полезному ископаемому и полезным компонентам и в процентах к погашенным балансовым запасам, отработанным за соответствующий период (полугодие, год), а также по окончании работ на отдельных участках (в блоках, камерах, панелях), на отдельных горизонтах, уступах или в целом по руднику, полигону.

1.4.6. По физическому состоянию эксплуатационные потери подразделяются на две группы:

Потери полезного ископаемого в массиве.

Потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого.

1.4.7. **Разубоживание** полезного ископаемого подразделяется на две группы:

Первичное разубоживание, происходящее в процессе отделения (отбойки) полезного ископаемого от массива.

Вторичное разубоживание, происходящее при выпуске и доставке полезного ископаемого из блока, при экскавации и погрузке, складировании и др.

1.4.8. Рекомендуемая классификация, наряду с делением эксплуатационных потерь и разубоживания на указанные группы, предусматривает выделение из каждой группы видов потерь и разубоживания **нормируемых и ненормируемых** (связанных с нарушением технологии ведения горных работ). Причем каждый из нормируемых видов эксплуатационных потерь и разубоживания подразделяется еще на две части — нормативную, технически и экономически оправданную, и сверхнормативную часть, определяемую на основе непосредственного их замера или прямым методом.

В приведенной ниже классификации, в соответствии с п. 3.9 Типовых методических указаний, наряду с источниками и видами потерь и разубоживания указаны основные причины и факторы образования их сверхнормативных величин.

1.4.9. Распределение рассмотренных в настоящей Классификации видов потерь и разубоживания по отдельным системам и способам разработки осуществлено в соответствующих разделах Отраслевой инструкции при рассмотрении методики определения и в примерах по расчету нормативов потерь и разубоживания полезных ископаемых.

1.4.10. На отдельных месторождениях допускается выделение потерь и разубоживания в особый вид, образующийся по геологическим и гидрогеологическим условиям, выявленным в процессе эксплуатации данного месторождения. К этим потерям могут быть отнесены потери в целиках, оставляемых вблизи сбросов, сдвигов, зон смятия и на участках с большой обводненностью; потери из-за скопления крупных валунов и в мерзлых участках россыпи, не обнаруженных разведкой, при дражной разработке месторождений.

Классификация потерь

Общерудничные потери

Общерудничные (общешахтные, общеприисковые) потери — потери в охранных (предохранительных) целиках, оставляемых около капитальных горных выработок различного назначения, под наземными и подземными зданиями, техническими и хозяйственными

ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА
Читинского филиала

сооружениями, водоемами, коммуникациями, в целиках около крупных тектонических нарушений, в барьерных целиках между шахтными (карьерными) полями.

Эксплуатационные потери

Группа 1. Потери полезного ископаемого в массиве

А. *Нормируемые виды потерь:*

1) потери в целиках подготовительных выработок (надштрековых, подштрековых, междублоковых, междукамерных, междупанельных);

2) потери в целиках внутри выемочного участка (блока, камеры, панели, карьерного поля, дражного полигона);

3) потери на контактах рудного тела с вмещающими породами (в висячем и лежачем боках, в кровле и почве залежи, в бортах карьера, в плотике и в бортах россыпи и др.) из-за неполноты отбойки полезного ископаемого;

4) потери в местах выклинивания на флангах рудных тел;

5) потери на участках между совместно залегающими жилами.

Основные причины сверхнормативных потерь группы 1:

а) необоснованное превышение проектных размеров целиков;

б) неоправданное оставление дополнительных целиков;

в) несоблюдение оптимальных соотношений между потерями и разубоживанием;

г) недостаточная величина перекрытия смежных ходов драги и несоблюдение нормативной величины зашагивания драги;

д) недоработка песков по мощности.

Б. *Ненормируемые виды потерь:*

1) потери в подработанных частях рудного тела, пласта, залежи;

2) потери в затопленных, заилинных, заваленных целиках и на недоработанных участках.

Группа 2. Потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого

А. *Нормируемые виды потерь:*

1) потери полезного ископаемого в результате оставления его в выработанном пространстве на поверхности лежачего бока блока (камеры), на породных уступах, на отработанных площадях полигонов;

2) потери в подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вынутыми породами;

3) потери в результате смешивания при выпуске с обрушенными породами;

4) потери из-за проникновения рудной мелочи в закладку;
5) потери полезного ископаемого, выданного в породные отвалы (торфовые): при очистных и нарезных работах, при проведении горнопроходческих выработок и вскрыше пород (торфов);
6) потери в осыпях и просорах через рамный прорез драги;
7) при взрывных работах, экскавации, погрузке, разгрузке, складировании, сортировке и на транспортных путях.

Основные причины сверхнормативных потерь группы 2:

а) несоблюдение очередности выпуска руды из блока и преждевременное прекращение выпуска;

б) некачественная зачистка поверхности лежачего бока или нарушение технологии гидросмыва;

в) нарушение технологии ведения буровзрывных работ;

г) некачественное изготовление или отсутствие настила на поверхности закладки;

д) необоснованное применение совместной или раздельной выемки руды (песков) и прослоев пород в залежах сложного строения;

е) несоблюдение технологии драгирования пласта песков: чрезмерное наполнение черпаков, продолжение работ при их износе и повреждениях, отсутствие подчерпаковых уловителей и др.;

ж) некачественная зачистка или отсутствие зачистки по окончании сезона, при прекращении добычи и ликвидации поверхностных складов.

Б. *Ненормируемые виды потерь:*

1) потери в ме́стах завала руды из-за преждевременного обрушения отработанных блоков, камер;

2) потери при выдаче горной массы (песков) в гале — эфельные отвалы с валунами, крепью, при нарушении водного режима и перегрузке (завалах) дражной бочки;

3) потери из-за утечки полужидкой массы песков или выноса их из разреза паводковыми и ливневыми водами.

Классификация разубоживания[1]

Группа 1. Первичное разубоживание (при отбойке)

Нормируемые виды разубоживания:

1) разубоживание в результате прирезки вмещающих пород по мощности рудного тела до проектной (оптимальной) ширины очистного пространства;

2) разубоживание в результате прирезки пород из-за сложной морфологии рудного тела;

---

1 Разубоживание следует понимать как примешивание пород.

3) разубоживание при совместной отбойке руды (песков) и вмещающих прослоев пород, не учтенных при подсчете запасов в залежах сложного строения;

4) разубоживание из-за несовпадения угла падения контакта рудного тела и угла откоса уступа при открытой разработке месторождений;

5) разубоживание вследствие оставления предохранительной рубашки и задирки плотика при отработке россыпей;

6) разубоживание в бортовых откосах разреза и в углах разворота драг.

Основные причины сверхнормативного разубоживания при отбойке:

а) излишняя неоправданная прирезка пород при разработке тонких жил;

б) несоблюдение оптимальных соотношений между потерями и разубоживанием при отработке приконтактных зон;

в) неоправданное применение совместной или раздельной выемки руды и пород;

г) необоснованное превышение мощности торфовой «рубашки» и излишняя задирка пород плотика;

д) неоправданное включение в контур отрабатываемого блока прослоев пород.

Группа 2. Вторичное разубоживание

А. *Нормируемые виды разубоживания:*

1) разубоживание вследствие попадания в руду обрушенных налегающих пород при системах с обрушением;

2) разубоживание из-за отслоения пород висячего бока;

3) разубоживание из-за попадания в добытую руду закладочного материала из ранее отработанных блоков (секций);

4) разубоживание вследствие вовлечения в добычу некондиционных руд и пород при экскавации и погрузке;

5) разубоживание из-за вовлечения торфов из выполаживающихся бортовых откосов дражного разреза, иловых и эфельных отложений, подпирающих дражный забой;

6) разубоживание из-за вовлечения собственных отвалов и торфов вскрыши в пазуху при перекрытии драгой смежных ходов, заходок, участков;

7) разубоживание при зачистке площадей и мест погрузки, разгрузки, складирования и транспортирования.

Основные причины сверхнормативного разубоживания:

а) нарушение очередности выпуска и отсутствие контроля за качеством выпускаемой руды;

б) низкая интенсивность очистных работ в блоках и камерах, приводящая к отслоению пород висячего бока;

в) несоблюдение паспортов крепления;

г) некачественная зачистка рудных уступов (от пород) перед их взрыванием;

д) излишняя величина перекрытия смежного хода драги, неоправданное вовлечение торфов вскрыши в пазуху;

е) несоблюдение оптимальных соотношений между разубоживанием и потерями полезного ископаемого при зачистке мест погрузки, разгрузки, складирования.

Б. *Ненормируемые виды разубоживания:*

1) разубоживание в результате примешивания в добытую руду пород из горнопроходческих выработок, пройденных по породам;

2) разубоживание вследствие вовлечения в добычу пород (торфов) из вывалов, обрушений, оползней, бортов выработок;

3) разубоживание из-за необоснованного вовлечения в добытую руду закладочного материала и обрушенных пород из отработанных и заложенных блоков, секций, участков.

РАЗДЕЛ 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ОТДЕЛЬНЫХ НОРМИРУЕМЫХ ВИДОВ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

2.1.1. **Потери руды в целиках** у подготовительных выработок (междублоковых, надштрековых, подштрековых) и в опорных целиках внутри выемочных участков, независимо от применяемых систем разработки, определяют на основе запроектированных размеров этих целиков. При определении этих потерь $П$ (%) из объема руды в целиках $V_ц$ вычитают объемы руды, извлечение которых запроектировано горно-проходческими работами, $\Delta V_{пр}$. Кроме того, необходимо учитывать возможное различие между содержанием полезных компонентов в указанных целиках $c_п$ и средним содержанием их в погашенных запасах блока c:

$$П = \frac{(V_ц - \Delta V_{пр})\gamma c_п}{Бc} 100, \qquad (2.1.1)$$

где γ — средняя плотность руды (объемный вес);

$Б$ — погашенные балансовые запасы.

2.1.2. Потери руды и разубоживание в результате примешивания пород при разработке тектонически нарушенных участков залежей и рудных тел сложной конфигурации. Для большинства применяемых систем разработки отбойка руды строго по контуру рудного тела, особенно при разработке тектонически нарушенных

и усложненных участков рудных тел (рис. 1), технически трудн осуществима и экономически нецелесообразна.

Перед определением размеров потерь и разубоживания руд данного вида должна быть уста новлена оптимальная граница от работки таких участков. Эту гра ницу следует определять исходя из технической возможности раз буривания, отбойки и выпуска руды. Эта граница согласно п.1.3.6 настоящей инструкции должна соответствовать опти мальному варианту, обеспечиваю щему получение максимальной прибыли с 1 т погашенных балан совых запасов.

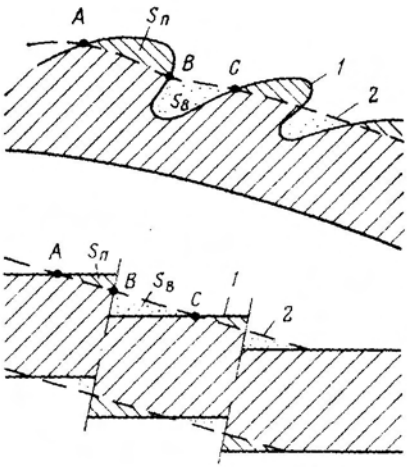


Рис. 1. Схема оконтуривания запроектированных к отработке участков рудных тел.

1 — контур рудного тела; *2* — контур отработки

Практически при определении в процессе проектирования контура отработки (рис. 1) по каждому разрезу должны быть получены соотношения между отдельными рудными интервалами контакта AB и соответствующими им породными интервалами BC:

$$AB = \mu BC, \tag{2.1.2}$$

где μ — коэффициент, характеризующий оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием на границе выемки и определяемый в зависимости от качества руды c по методике, изложенной в приложении 3.

Отрезок AB (относительно общей рудной и породной протяженности контакта AC) равен:

$$AB = AC \frac{\mu}{1+\mu}. \tag{2.1.3}$$

При наличии обоснованного бортового содержания величина AB может быть рассчитана на основе средних на участке (месторождении) содержаний c и b:

$$AB = AC \frac{\gamma_2 (c_0 - b)}{\gamma_1 (c - c_0) + \gamma_2 (c_0 - b)}, \tag{2.1.4}$$

где c_0 — принятое экономически обоснованное бортовое содержание полезного компонента.

После проведения технически и экономически обоснованного оконтуривания запроектированных к отработке залежей нормативные величины потерь и разубоживания руды определяют путем подсчета их по планам и разрезам через отношения суммарных

площадей приконтурных участков $\Sigma S_П$ и $\Sigma S_В$ к соответствующим площадям рудных тел S. При расчете потерь должно учитываться более низкое, как правило, содержание в приконтактных участках залежей $\bar{c}_П$ а при расчете разубоживания — возможное различие плотности руды γ_1 и вмещающих пород γ_2:

$$П = \frac{\Sigma S_П \bar{c}_П}{\bar{Sc}}; \qquad (2.1.5)$$

$$P = \frac{\Sigma S_В \gamma_2}{(S - \Sigma S_В)\gamma_1 + \Sigma S_В \gamma_2}. \qquad (2.1.6)$$

2.1.3. **Потери руды и разубоживание от примешивания пород из-за сложности контакта руды и вмещающих пород.** В отличие от рассмотренной в предыдущем пункте сложности, сложность контакта руды и вмещающих пород (которую принято называть статистической) не изображается на геолого-маркшейдерских планах и разрезах. О наличии и характере этой сложности судят по крупномасштабным геологическим зарисовкам. Сложность контакта принято характеризовать шириной так называемой «зоны контактной неопределенности» t.

Ширину зоны t определяют путем замера на геологических зарисовках величины вклиниваний и выклиниваний рудного тела, используя для этой цели специальную палетку, перемещаемую последовательно по линии контакта на среднюю величину подвигания очистного забоя l (рис. 2). Ширина зоны t может быть принята равной половине величины средней разности между смежными замерами мощностей рудного тела.

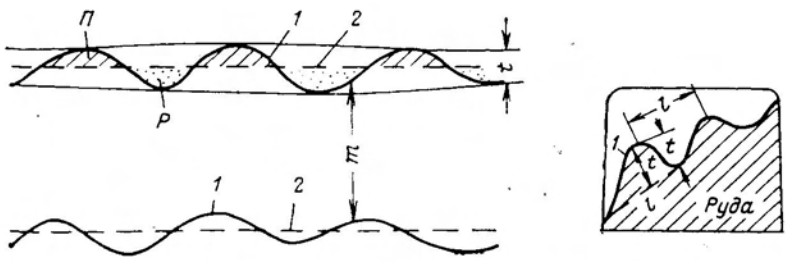


Рис. 2. Потери и разубоживание на контакте рудного тела и вмещающих пород:
1 — контакт рудного тела и вмещающих пород; *2* — контур отработки

Для расчета норматива потерь и разубоживания руды данного вида кроме значения t должна быть известна средняя мощность рудного тела m, а также величина коэффициента $\mu = f(c)$, рассмотренного в п. 2.1.2, или принятое на предприятии экономически обоснованное бортовое содержание c_0.

При значении $\mu > 1$ или $c_0 < 0{,}5c$ отбойку руды по возможности следует производить по контуру рудного тела. В этом случае

потери $П$ (%) и разубоживание $Р$ (%) руды вследствие примешивания пород определяют по формуле

$$П = Р = \frac{t}{3m}, \tag{2.1.7}$$

где t измеряется в сантиметрах, а мощность m — в метрах.

Если коэффициент $\mu < 0{,}2 \div 0{,}3$ (или $c_0 < 0{,}15c$), отбойку руды во избежание потерь следует производить с прирезкой пород на величину $\frac{t}{2}$ от контакта рудного тела. Процент нормативного разубоживания в этом случае будет равен отношению t к мощности рудного тела m.

В остальных случаях $0{,}2 < \mu < 1$ контур отработки относительно контакта рудного тела следует смещать в сторону пород на величину Δt, определяемую по формуле

$$\Delta t = \frac{t}{2} \cos \frac{\pi\mu}{1+\mu}. \tag{2.1.8}$$

Потери и разубоживание при известных значениях Δt и t определяют по формулам:

$$П = \frac{t}{m\pi} \sin \frac{\pi\mu}{1+\mu} - \frac{2\Delta t\mu}{m(1+\mu)}; \tag{2.1.9}$$

$$Р = П + \frac{2\Delta t}{m}. \tag{2.1.10}$$

Например, при $m = 5$ м, $t = 20$ см и $\mu = 0{,}5$ смещение Δt составит 5 см, $П = 0{,}4\%$ и $Р = 2{,}4\%$.

Влияние сложности контакта на потери и разубоживание руды сказывается только при отработке маломощных залежей — от мощности, равной минимально допустимой ширине выработанного пространства, $m = 0{,}8 \div 1{,}0$ м до $m = 6 \div 8$ м. В первом случае потерь и разубоживания данного вида не будет из-за неизбежной прирезки пород, во втором случае доля данного вида потерь и разубоживания руды незначительна.

2.1.4. **Разубоживание руды в результате прирезки боковых пород для создания необходимой ширины очистного пространства.** При определении разубоживания исходят из минимально допустимой или экономически целесообразной ширины очистного пространства. Минимально допустимая ширина очистного пространства устанавливается проектом разработки и принимается в каждом конкретном случае в зависимости от угла падения рудного тела, принятой технологии отбойки и доставки руды, необходимости крепления очистного пространства.

Экономически целесообразную (оптимальную) ширину очистного пространства m_0 определяют путем сравнения возможных вариантов отработки жилы с различной выемочной мощностью. За оптимальную ширину очистного пространства принимают зна-

чение m_0 в варианте с наибольшей прибылью с единицы погашенных балансовых запасов.

При известной минимально допустимой или оптимальной ширине очистного пространства m_0 нормативное разубоживание P (%) этого вида для различных значений мощности рудного тела $m_р$ определяют по формуле

$$P = \frac{(m_0 - m_р)\gamma_2}{m_р(\gamma_1 - \gamma_2) + m_0\gamma_2} 100. \qquad (2.1.11)$$

В случае $\gamma_1 = \gamma_2$ формула принимает следующий вид:

$$P = \frac{m_0 - m_р}{m_0} 100. \qquad (2.1.12)$$

2.1.5. **Разубоживание из-за включения в контур отрабатываемого блока прослоев пород, не отнесенных к запасам блока.** При подсчете и утверждении запасов устанавливают максимальную мощность прослоев пород, включаемых в контур отрабатываемого блока. Практически, в зависимости от применяемых систем разработки, в отработку могут быть включены прослои пород и большей мощности. При определении размера таких прослоев учитывают техническую невозможность и экономическую нецелесообразность раздельной разработки рудных залежей, разделенных указанными прослоями пород.

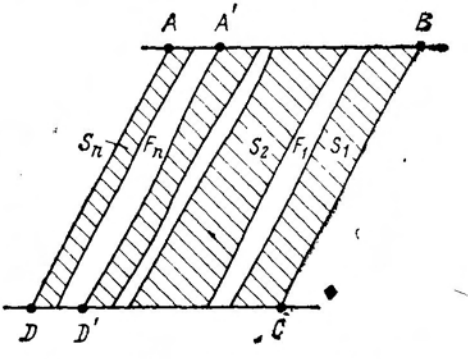


Рис. 3. Разубоживание отбиваемой руды породой прослоев

При проектировании границ эксплуатационного блока для участков месторождения, представленных чередующимися прослоями руды и пород (рис. 3), должны быть последовательно рассмотрены варианты с включением их в отбиваемую руду и исключением каждого из прослоев руды. За окончательный принимают вариант, обеспечивающий получение наибольшей прибыли с единицы погашенных балансовых запасов, одинаковых в сравниваемых вариантах.

Нормативная величина разубоживания данного вида будет зависеть от установленной границы эксплуатационного блока ($ABCD$ или $A'BCD'$ на рис. 3). Расчет разубоживания P (%) может быть произведен по формуле

$$P = \frac{\gamma_2 \Sigma F_i}{\gamma_1 \Sigma S_i + \gamma_2 \Sigma F_i} 100, \qquad (2.1.13)$$

где ΣF_i и ΣS_i — сумма площадей породных прослоев и рудных прослоев, определенных по всем разрезам блока, используемым при проектировании его границ.

2.1.6. **Потери в выклинивающихся частях или в отделенных участках рудных тел.** Потери указанного вида характерны для месторождений, представленных небольшими по размерам рудными телами, когда отдельные участки рудных тел могут оказаться за пределами отрабатываемых блоков и на их извлечение потребуются дополнительные затраты.

Потери могут быть определены в соответствии с положениями раздела 1.3 путем сравнения двух вариантов: в первом варианте участок с балансовыми запасами вовлекается в отработку, а во втором не вовлекается. При этом в первом варианте должны быть учтены все необходимые дополнительные затраты на проходку и восстановление откаточных, вентиляционных и других горноподготовительных выработок. В случае неэкономичности первого варианта запасы выклинивающегося участка относятся к потерям, а при определении процентной величины их потери относят к запасам руды в блоке, к которому примыкает рассматриваемая часть залежи.

При нецелесообразности отработки отделенных от основного рудного тела и обособленных рудных залежей запасы руды в них к потерям не относят и на стадии проектирования списывают с баланса (если ранее они числились на балансе) согласно «Положению о списании запасов с баланса горнодобывающих предприятий», утвержденному Госгортехнадзором СССР 15 января 1970 г.

2.1.7. **Потери отбитой руды (металла) в выработанном пространстве и в закладке.** Эти потери определяют на основании статистических данных контрольных замеров количества теряемой руды и ее опробования в отработанных блоках и камерах и контрольных замеров глубины проникновения в закладку рудной мелочи с учетом разности содержания полезных компонентов в закладке до начала и после отработки очередного слоя. При этом величину этих потерь необходимо определять с учетом зачистки или замыва отработанных камер при наличии тщательно выполненного настила.

2.1.8. **Потери и разубоживание руды при ее выпуске под обрушенными налегающими породами.** Основные источники и виды потерь и разубоживания данной подгруппы:

а) потери руды в гребнях между выпускными дучками;

б) потери отбитой руды на поверхности лежачего бока при углах падения менее 65—70°;

в) разубоживание руды вследствие подрезки лежачего бока для сокращения потерь руды, остающейся на поверхности лежачего бока;

г) разубоживание руды при выпуске под обрушенными налегающими породами;

д) разубоживание руды при выпуске на контакте с ранее отработанными на данном горизонте и обрушенными блоками (секциями).

2.1.9. При обосновании и расчете потерь и разубоживания руды при выпуске руды под обрушенными налегающими породами необходимо руководствоваться следующими исходными положениями:

1) выпуск отбитой руды из отдельных выпускных отверстий (дучек) происходит в виде фигур, близких по форме к эллипсоидам вращения. Каждый горизонтально расположенный слой при этом прогибается по поверхности параболоида;

2) после выхода из дучек чистой, неразубоженной руды эллипсоиды выпуска заполняются породами. С этого момента извлекаемая рудная масса будет представлять собой смесь породы, движущейся внутри эллипсоидов, с рудой, вовлекаемой с поверхности теряемых гребней;

3) следует считать, что окончательное формирование поверхностей гребней, остающихся между выпускными дучками, произойдет тогда, когда рудная масса, представляющая собой смесь, будет иметь минимально кондиционное (браковочное) содержание металла в выпускаемой из блока рудной массе a_0. Это должно быть обосновано соответствующими технико-экономическими расчетами;

4) размеры гребней теряемой руды при прочих равных условиях уменьшаются при сокращении расстояния между выпускными дучками и увеличении высоты обрушенного слоя руды. Потери руды зависят также от качества руды: в связи с тем, что выпуск руды (до минимального кондиционного содержания a_0) на участках с высоким содержанием металла будет более продолжительным, неизбежно сокращение потерь ее в гребнях при одновременном увеличении разубоживания;

5) при отработке рудных залежей с углами падения менее 65—70° на поверхности лежачего бока остаются невзвлеченными значительные объемы руды. Сокращение их может быть достигнуто путем проходки выработок на промежуточных горизонтах с выпуском или подрезкой пород лежачего бока;

6) потери руды в гребнях, между выпускными дучками, в большинстве случаев являются временными. Значительная доля их неизбежно извлекается при отработке нижележащих блоков. При этом наблюдается дополнительное разубоживание руды породами из межгребневого пространства.

2.1.10. Для расчета величин $П$ и $Р$, связанных с выпуском руды под обрушенными налегающими породами, предварительно должны быть определены и получены следующие исходные данные:

а) высота отрабатываемого блока H, определяемая от верхнего горизонта подсечки до нижнего;

б) расстояние между выпускными дучками S;

в) высота слоя обрушенной руды h, определяемая с учетом удельного веса камерных запасов блока $Q_к$ и коэффициента разрыхления $k_р$:

$$h = H(1 - Q_к)\,k_р. \qquad (2.1.1$$

Примечание. Коэффициент разрыхления $k_р$ принимается в зависимости от $Q_к$: при $Q_к$ более 0,3 $k_р = 1{,}4$; при $Q_к$ менее 0.3 $k_р = 1 : (1 - Q_к)$.

г) средняя плотность руды γ_1 и разубоживающих пород γ_2;

д) угол падения лежачего бока залежи α и ее мощность m;

е) размер блока (ширина отрабатываемой секции) L;

ж) среднее содержание полезного компонента в запасах блока c и в разубоживающих породах b;

з) минимально кондиционное (браковочное) для данного месторождения содержание металла в выпускаемой из блока рудной массе a_0;

и) средний угол естественного откоса руды φ, определяемый по результатам замеров откосов выпускаемой из дучек руды (для большинства месторождений $\varphi = 37°$).

По значению угла φ могут быть определены критическая высота эллипсоида выпуска $h_{кр}$ и угол откоса поверхности теряемой руды δ при выпуске руды под обрушенными налегающими породами:

$$h_{кр} = \frac{S}{\operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}}; \qquad (2.1.15$$

$$\delta = \operatorname{arc\,tg}\left(\operatorname{ctg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}\right). \qquad (2.1.16$$

2.1.11. Величины потерь и разубоживания руды указанной группы могут быть определены по предварительно установленным для каждого месторождения аналитическим зависимостям, основанным на использовании теории выпуска руды из обрушенных блоков.

Потери руды в гребнях между выпускными дучками и на поверхности лежачего бока приближенно могут быть рассчитаны на основе соответствующих графических построений.

2.1.12. В приложении 4 приведен пример расчета нормативных потерь и разубоживания при выпуске руды под обрушенными налегающими породами с использованием специального формуляра. Описанная методика расчета нормативов, основанная на теории выпуска, обеспечивает получение надежных результатов для условий, при которых минимально кондиционное содержание будет составлять не менее 0,4—0,5 от содержания c. При $a < 0{,}4\ c$ нормативные значения потерь и разубоживания могут быть получены по результатам моделирования с использованием закономерности снижения качества руды в зависимости от количества извлеченной из блока рудной массы или на основании графических построений с учетом размеров безвороночного пространства и угла откоса поверхности теряемой руды δ.

2.1.13. Количество потерянной руды на поверхности лежачего бока (рис. 4) зависит от угла падения α, высоты обрушенного

слоя руды в блоке h и от коэффициента разрыхления $k_р$. В процентном выражении, относительно запасов руды в блоке, потери $П$ зависят также от общей высоты отработанного блока H и мощности рудного тела m:

$$П = \frac{h^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\delta)\,100}{2k_р m H}, \qquad (2.1.17)$$

где δ — угол откоса поверхности теряемой руды при выпуске ее под обрушенными налегающими породами.

Для $\varphi = 33°$ $\delta = 74°$, для $\varphi = 35°$ $\delta = 75°$, для $\varphi = 37°$ $\delta = 76°$, для $\varphi = 39°$ $\delta = 77°$.

Зависимость угла δ от угла φ определяем, используя формулы (2.1.15) и (2.1.16), через отношение $\operatorname{tg}\delta = h_{кр} : S$.

Если в соответствии с формулой (2.1.14) высоту обрушенного слоя h выразить через значения $Q_к$, H и $k_р$, то расчетная формула по определению потерь (%) (2.1.17) примет вид

$$П = \frac{H k_р (1 - Q_к)^2}{2m} (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\delta)\,100. \qquad (2.1.18)$$

Например, для $m = 30$ м, $H = 50$ м, $k_р = 1{,}4$, $Q_к = 50\%$, $\alpha = 65°$, $\delta = 75°$ (при $\varphi = 35°$) $П = 5{,}8\%$.

Примечание. При углах падения рудного тела α менее 50—55° потери данного вида становятся недопустимо большими и нормированию не подлежат. Необходима проходка выработок на промежуточных горизонтах выпуска или подрезка пород лежачего бока.

2.1.14. **Сокращение потерь в результате оптимальной подрезки пород лежачего бока.** В соответствии со схемой, показанной на рис. 4, возможное сокращение потерь $\Delta П$ (%) на поверхности лежачего бока будет определено по формуле

$$\Delta П = \left[\frac{r}{m}(1 - Q_к) - \frac{r^2}{2mHk_р(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\delta)}\right] 100, \qquad (2.1.19)$$

где r — линейная величина подрезки, определяемая по разрезу на уровне горизонта выпуска.

2.1.15. Оптимальную величину подрезки r определяют путем рассмотрения по каждому разрезу (см. рис. 4) различных вариантов отбойки руды и вмещающих пород или используя предварительно рассчитанный коэффициент μ (см. приложение 2). Из других исходных данных должны быть известны величины H, $Q_к$, α, δ, значения которых приведены выше.

Величину подрезки определяют по формуле

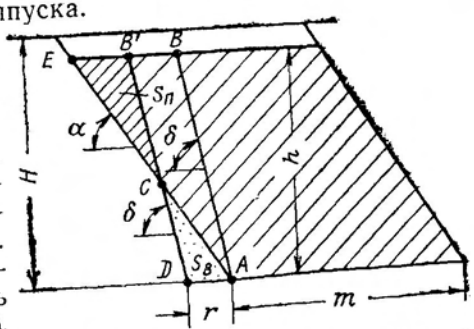


Рис. 4. Схема для расчета оптимальной величины потерь отбитой руды на поверхности лежачего бока при его подрезке

$$r = H\frac{(1-Q_к)\,k_р\,(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\delta)}{1+k_р\mu}. \qquad (2.1.2$$

2.1.16. Разубоживание руды P (%), вызванное прирезкой пород лежачего бока для заданных значений m, H, γ_1, γ_2, r, δ и α определяют по формуле

$$P = \frac{r^2\gamma_2 \sin\alpha \sin\delta}{2mH\gamma_1 \sin(\delta-\alpha)}\,100. \qquad (2.1.21$$

2.1.17. **Разубоживание при выпуске руды на контакте ее с обрушенными породами отработанных блоков (секций).** Наличие бокового контакта руды с обрушенными породами приводит к дополнительному ее разубоживанию. Это происходит вследствие того, что эллипсоид выпуска при постепенном увеличении его размеров достигает боковой поверхности контакта раньше, чем верхней поверхности контакта с обрушенными породами.

Величину бокового разубоживания, выраженную в долях от объема руды, заключенного в полосе воздействия выпускных дучек смежного с отработанным блоком, рассчитывают по формуле Г. М. Малахова

$$P_б = 0{,}25\left(\frac{b_1^3}{b_2^3} - 3\,\frac{b_1}{b_2} + 2\right), \text{ доли единиц,} \qquad (2.1.22)$$

где b_1 — расстояние от крайнего ряда дучек до контакта (практически b_1 можно принять равным половине расстояния между выпускными дучками S);

b_2 — размер малой полуоси эллипсоида выпуска в момент достижения им верхнего контакта (при известной высоте обрушенного слоя руды h и угле естественного откоса $\varphi = 37°$ значение $b_2 = 0{,}25h$).

Разубоживание относительно общего количества добытой из блока рудной массы при высоте блока H и протяженности L следует определять по формуле

$$P = P_б\frac{Sh}{HLk_р}\,100\,. \qquad (2.1.23)$$

Величина h в формуле (2.1.23) может быть выражена через значения H, $Q_к$ и $k_р$ в формуле (2.1.14). Например, для заданных параметров блока $H = 40$ м, $L = 30$ м, $S = 8$ м, $Q_к = 40\%$ и коэффициенте разрыхления $k_р = 1{,}4$ нормативное разубоживание, определенное по формулам (2.1.23) с использованием формулы (2.1.14), составит 1,6%.

2.1.18. **Извлечение руды, потерянной в гребнях вышележащих отработанных блоков.** Потери руды в гребнях, определяемые графическим путем или по методике, изложенной в приложении 3, справедливы лишь для условий, когда ниже рассматриваемого блока не проектируется дальнейшая отработка рудного тела, например при горизонтальном или пологом залегании руд-

ного тела или при доработке его по высоте. В других случаях значительная часть потерянной руды неизбежно извлекается при отработке нижележащих блоков, в связи с чем потери руды в гребнях, рассчитанные для данного блока, должны быть сокращены на соответствующую величину.

Коэффициент $И$, характеризующий частичное извлечение руды из гребней, может быть установлен на основе экономически обоснованного браковочного содержания металла в выпускаемой из блока руде:

$$И = 1 - \frac{(a_0 + b)^2}{(c - b)^2}, \qquad (2.1.24)$$

где a_0, c и b — соответственно минимально допустимое (браковочное) содержание металла в выпускаемой из блока рудной массе, содержание его в балансовой руде и в разубоживающих породах.

2.1.19. Потери и разубоживание других видов, кроме рассмотренных выше, можно определить по методике, разрабатываемой отраслевыми институтами, или принимать на основе статистических данных, накопленных на горных предприятиях.

2.2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

ПРЯМОЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

2.2.1. Прямой метод определения потерь и разубоживания руды является основным методом, обеспечивающим оперативность и наибольшую достоверность получаемых результатов. Применение этого метода возможно при системах разработки, позволяющих производить съемку и замеры в отработанных блоках, камерах.

2.2.2. При прямом методе размеры потерь и разубоживания руды определяют:

а) на основании систематически производимых съемок и замеров объемов потерь руды $П_i$ и объемов примешиваемых пород $В_i$ (в том числе на основании периодически производимых контрольных замеров с последующим распространением полученных результатов на весь отработанный блок или участок);

б) по сопоставлению контуров рудных тел, отображаемых на геолого-маркшейдерских планах и разрезах, с контурами фактической отработки.

Потери и разубоживание в процентах от количества погашенных балансовых запасов $Б$ и добытой рудной массы $Д$ при прямом методе могут быть рассчитаны по следующим формулам:

потери руды $П$ (%)

$$П = \frac{\Sigma П_i}{Б} 100, \qquad (2.2.1)$$

потери металла $П$ (%)

$$П = \frac{\Sigma П_i c_{пi}}{Бс} 100; \qquad (2.2.$$

разубоживание $Р$ (%)

$$Р = \frac{\Sigma В_i}{Д} 100, \qquad (2.2.$$

где $с$ — содержание полезного компонента в погашенных за пасах;

$с_{пi}$ — содержание полезного компонента в потерянной руде

2.2.3. Путем непосредственного маркшейдерского замера опре деляют потери руды в целиках различных видов: междукамерных междуэтажных, опорных и др.

Если в потерянных целиках пройдены выработки, то из объемов этих целиков вычитают объемы этих выработок. Из объемов целиков исключают также объемы включений пород и неконди ционных руд, не учтенных при подсчете балансовых запасов.

Потери металла в целиках устанавливают исходя из содер жания в них полезных компонентов $с_п$, определяемого по данным опробования целиков с использованием результатов опробования прилегающих к целикам подготовительных выработок и очистных забоев.

2.2.4. Потери и разубоживание руды по контуру рудного тела определяют путем непосредственных замеров площадей обнажения полезных ископаемых и площадей отбитых и отслоившихся пород. Мощность теряемой части рудного тела может быть установлена по замеру и опробованию пройденных на контакте горных выработок, шпуров и скважин. Для этой цели могут быть использованы звуколокационные, ядерно-геофизические, радиометрические и другие методы исследования (см. приложения 5, 6).

2.2.5. По данным непосредственного замера мощностей рудного тела $m_р$ и ширины очистного пространства $m_о$ определяют долю разубоживающих руду пород вследствие прирезки (прихвата) пород [формулы (2.1.11) и (2.1.12)]. В тех случаях, когда замеряют мощность рудного тела $m_р$ и мощность прирезаемых пород $m_в$, разубоживание $Р$ (%) можно рассчитать по формуле

$$Р = \frac{m_в \gamma_2}{m_р \gamma_1 + m_в \gamma_2} 100. \qquad (2.2.4)$$

Частоту замеров $m_о$, $m_р$ и $m_в$ принимают с учетом принятой технологии отработки (высоты отрабатываемых слоев) и в зависимости от конфигурации и сложности рудных залежей. Для получения достоверных данных о величине разубоживания указанного вида замеры мощностей по возможности должны производиться через равные интервалы, что позволит средние значения $m_о$, $m_р$ и $m_в$ рассчитывать среднеарифметическим методом.

При сложной форме рудной залежи величину разубоживания

P (%) следует рассчитывать путем деления определяемых по замеру отбитой и извлеченной частей балансовых запасов $Б_о$ к общему количеству извлеченной из блока рудной массы $Д$:

$$P = \left(1 - \frac{Б_о}{Д}\right) 100. \qquad (2.2.5)$$

2.2.6. **Потери отбитой руды,** оставленной в выработанном пространстве на поверхности лежачего бока из-за неполноты зачистки, определяют путем периодически производимых замеров количества потерянной руды и ее опробования. Потери можно определять по контрольным замерам толщины слоя теряемой руды в блоке. При этом для объективности замеры следует производить строго по сетке или через одинаковые интервалы по длине (ширине) выработки.

При определении потерь отбитой руды на днище отработанных камер учитывают размеры выпускных дучек и их взаимное расположение, а также средний угол естественного откоса теряемой руды.

2.2.7. **Потери руды в закладке** рассчитывают с учетом глубины проникновения обогащенной мелочи в закладку h и разности между содержанием полезных компонентов в закладке до укладки настила и после его снятия (а при отсутствии настила — до начала и после отработки очередного слоя).

Потери определяют по формуле

$$П = \frac{h(\beta_2 - \beta_1)\gamma_3}{H\gamma_1 c}, \qquad (2.2.6)$$

где β_1 и β_2 — среднее содержание полезных компонентов в закладке до укладки и после снятия настила, %;

h — глубина проникновения обогащенной рудной мелочи в закладку, м;

H — высота отработанного слоя руды, м;

c — среднее содержание полезных компонентов в запасах отработанного слоя, %;

γ_1 и γ_3 — средняя плотность руды в массиве и закладочного материала.

Опробование закладки производят перед выемкой очередного слоя до укладки настила по поверхности закладочных пород и после выемки слоя и снятия настила в закопушках, специально пройденных в закладочных породах на глубине обогащения их рудной мелочью. Закладочный материал, поступающий извне, опробуют только после снятия настила.

Потери руды в закладке допускается определять периодически и в отдельных блоках, являющихся наиболее типичными для всего месторождения. Полученные данные о потерях руды в закладке используют затем для определения потерь во всех отработанных блоках участка (рудника).

2.2.8. Потери руды при сортировке, транспортировании, в ме-

стах погрузки и разгрузки определяют на основе специальны наблюдений. Целесообразность проведения таких наблюдений дл каждого горного предприятия устанавливается вышестоящей орг низацией.

КОСВЕННЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

2.2.9. Потери руды и металла $П$ (%) косвенным методом опре деляют по разности между количествами погашенных балансовы запасов $Б$ и добытой руды $Д$ с учетом содержания полезны компонентов c, a и b [1]:

$$П = \left(1 - \frac{Д}{Б} \cdot \frac{a-b}{c-b}\right) 100. \qquad (2.2.7)$$

Разубоживание руды $Р$ (%) усганавливают по снижению содержания полезных компонентов в добытой руде a по сравнению с содержанием их в погашенных балансовых запасах c:

$$Р = \frac{c-a}{c-b} 100. \qquad (2.2.8)$$

2.2.10. При отсутствии во вмещающих породах полезного компонента, по которому производят расчеты, или при малом его содержании по сравнению с браковочным содержанием a_0 (при $b \leqslant 0{,}2\,a_0$) потери $П$ (%) и разубоживание $Р$ (%) допускается определять по формулам:

$$П = \left(1 - \frac{Да}{Бc}\right) 100; \qquad (2.2.9)$$

$$Р = \frac{c-a}{c} 100. \qquad (2.2.10)$$

Если содержание в потерянной руде $c_П$ отличается от содержания в погашенных запасах c более чем на 10% (относительных), то потери $П$ (%) и разубоживание руды $Р$ (%) рекомендуется определять по формулам:

$$П = \frac{\left[c - b - \frac{Д}{Б}(a-b)\right]}{c_П - b} 100; \qquad (2.2.11)$$

$$Р = \frac{\frac{Б}{Д}(c - c_П) + (c_П - a)}{c_П - b} 100. \qquad (2.2.12)$$

Примечание. В случае применения для определения потерь формулы (2.2.7) вместо формулы (2.2.11), когда $c_П < c$, размеры потерь будут завышены

[1] При многокомпонентных рудах потери и разубоживание определяют только по одному компоненту, имеющему меньшую изменчивость (меньший коэффициент вариации).

по сравнению с действительными. Относительная величина завышения может быть рассчитана по формуле

$$k_{\text{П}} = \frac{c - b}{c_{\text{П}} - b}.$$

При определении разубоживания по формуле (2.2.10) вместо формулы (2.2.8) оно будет занижено на величину отношения $\frac{b}{c}$.

2.2.11. Вредное влияние примешивания в руду разубоживающих пород будет различным в зависимости от содержания полезных компонентов b в них. Доля металла в добытой руде ΔM, попавшего из пород, может быть определена по формуле

$$\Delta M = \frac{Bb}{Да} = 1 - \frac{c}{a}(1 - 0{,}01P), \qquad (2.2.13)$$

где P — разубоживание, определенное через отношение $B : Д$ или по формулам (2.2.8) и (2.2.12).

2.2.12. Косвенный метод применяют для определения потерь и разубоживания при разработке месторождений системами с обрушением. При этом должно быть возможно достоверное определение контура погашенных запасов при сравнительно малой изменчивости в распределении содержания в руде (при коэффициенте вариации $V_c < 40 \div 60\%$).

При более сложных горно-геологических условиях месторождений, когда применение прямого метода невозможно, а косвенный метод не обеспечивает получения достоверных результатов, потери и разубоживание можно определять на основании рассчитанных при составлении проекта размеров потерь $П_{\text{н}}$ и разубоживания $Р_{\text{н}}$, скорректированных с учетом изменения горно-геологических условий отработки месторождений $\Delta П_{\text{г}}$ и $\Delta Р_{\text{г}}$ и вызванных нарушением технологии добычи $\Delta П_{\text{т}}$ и $\Delta Р_{\text{т}}$:

$$П = П_{\text{н}} \pm \Delta П_{\text{г}} + \Delta П_{\text{т}}; \qquad (2.2.14)$$

$$Р = Р_{\text{н}} \pm \Delta Р_{\text{г}} + \Delta Р_{\text{т}}. \qquad (2.2.15)$$

Исходные размеры $П_{\text{н}}$ и $Р_{\text{н}}$, как и соответствующие им поправки, определяют по нормативным таблицам и формулам, выражающим зависимость $П$ и $Р$ от различных факторов. Особо учитывают потери руды из-за выхода из строя (разрушения) дучек. Величина этих потерь зависит в основном от числа вышедших из строя дучек и их взаимного расположения. Методика расчета данных потерь приведена в приложении 7.

ПЕТРОГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

2.2.13. Необходимым условием применения петрографического метода является визуальное различие между рудой и породой, содержащимися в исследуемой рудной массе. Кроме того, содержание полезных компонентов в мелкой и крупной фракциях руды должно быть равно содержанию их в исходной руде.

Определение разубоживания петрографическим методом осуществляют на основании проб, отбираемых из добытой рудной массы. Содержимое проб путем рассева разделяют на мелкую (до 5—7 мм) и на крупную (более 5—7 мм) фракции. Материал крупной фракции визуально сортируют на руду и разубоживающие породы.

Разубоживание P' (%) руды в отдельной пробе равно

$$P' = \frac{B}{Q} 100,$$

где B — масса разубоживающих пород, выделенных из крупной фракции пробы;

Q — общая масса крупной фракции пробы, характеризующей исследуемую дозу рудной массы $Д_i$.

Среднее разубоживание руды P (%) по блоку, участку определяют как средневзвешенное из значений разубоживания по отдельным пробам:

$$P = \frac{\Sigma P' Д_i}{\Sigma Д_i}. \qquad (2.2.16)$$

ВЕСОВОЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ[1]

2.2.14. Разубоживание по блоку весовым методом определяют по результатам взвешивания добытой руды. Данный метод основан на различии в массе вагонеток с чистой и с разубоженной рудой, которое обусловлено разностью средних плотностей руды и породы. Разность средних плотностей должна быть не менее 0,6—0,8 т/м^3.

Для определения разубоживания должны быть известны следующие данные: емкость вагонетки V и средняя масса находящейся в ней рудной массы Q, средняя плотность руды γ_1 * и средняя плотность породы γ_2, средний коэффициент разрыхления руды в вагонетках $k_р$ и коэффициент заполнения $k_з$.

Разубоживание P (%) определяют по формуле

$$P = \frac{\frac{V}{Q} \cdot \frac{k_з}{k_р} - \frac{1}{\gamma_1}}{\frac{1}{\gamma_2} - \frac{1}{\gamma_1}} 100. \qquad (2.2.17)$$

Из указанных исходных величин периодически определяют значения V, $k_р$, γ_1, γ_2 и учитывают их как средние по шахте (участку).

Величины Q и $k_з$ устанавливают для каждого проходящего состава с рудой.

[1] Весовой метод применяют в основном для оперативного контроля за разубоживанием руды.

* При изменении средней плотности руды последнюю определяют систематически с помощью специального пикнометра путем отбора представленных проб руды из всех вагонеток состава.

2.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ РАСЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

2.3.1. Исходные данные, используемые для расчета на месторождениях потерь и разубоживания руды, должны определяться на основе горногеометрического анализа, в результате которого устанавливают необходимые статистические показатели, выявляют характер их распределения и корреляционные связи между отдельными показателями, вычисляют погрешности исходных величин и др.

К основным статистическим показателям принято относить средние или средневзвешенные значения той или иной исходной величины x, средние квадратические отклонения σ, коэффициенты вариации V, погрешности определения среднего значения m, коэффициенты корреляции r (корреляционные отношения η) и др.

Методика определения основных статистических показателей достаточно полно изложена в специальной геолого-маркшейдерской литературе и в данной инструкции не рассмотрена.

Для использования настоящей инструкции необходимо наличие разработанных на всех основных действующих предприятиях конкретных методических рекомендаций и инструкций по опробованию руды, оконтуриванию и определению погашенных балансовых запасов и др.

2.3.2. **Подсчет количества погашенных балансовых запасов.** Методы определения количества погашенных балансовых запасов выбирают в зависимости от принятого метода расчета потерь и разубоживания руды и имеющихся возможностей съемки и замера выработанного пространства. Наибольшая точность необходима при определении потерь косвенным методом.

Количество погашенных балансовых запасов определяют путем умножения объема погашенных запасов $V_Б$ на среднюю плотность руды γ_1.

При разработке месторождений системами, позволяющими производить непосредственные замеры очистного пространства, объем $V_Б$ определяют после производства отбойки руды в блоке и ее выпуска. При разработке месторождений системами с обрушением предполагаемый объем $V_Б$ можно определять до взрыва по данным замера глубоких буровзрывных скважин.

На тех месторождениях, где потери и разубоживание руды определяют непосредственным замером, а добытую рудную массу взвешивают, количество погашенных запасов $Б$ можно определять на основе количества добытой руды $Д$:

$$Б = Д - В + П. \qquad (2.3.1)$$

2.3.3. Определение объема погашенных запасов $V_Б$ в зависимости от формы рудных тел и применяемых систем разработки производится двумя методами:

1) при отработке простых по форме рудных тел системами с открытым выработанным пространством — по произведению пло-

щади погашенной части рудного тела S на мощность рудного тела $m_р$;

2) при отработке более сложных рудных залежей — способом вертикальных или горизонтальных сечений

$$V_Б = \sum \frac{S_i + S_{i+1}}{2} h_i. \qquad (2.3.$$

где S_i и S_{i+1} — рудные площади смежных параллельных сечений (слоев), м²;

h_i — расстояние между сечениями (или высота слоя), м.

2.3.4. Объем погашенных запасов $V_Б$ может быть определен по объему выработанного пространства V с учетом определенного прямым методом или на основе геологических зарисовок количества руды, потерянной в массиве $П$, и примешиваемых пород $В$:

$$V_Б = V + \frac{П}{\gamma_1} - \frac{В}{\gamma_2}. \qquad (2.3.3)$$

При определении объемов выработанного пространства следует использовать звуколокационные приборы, позволяющие выполнять съемку горных выработок в запыленной и влажной рудничной атмосфере.

2.3.5. **Определение средней плотности.** Средние значения плотности определяют для каждого типа руд. По каждому типу необходимо иметь не менее 30—50 определений (в образцах), проверенных 5—10 замерами в целиках. В приложении 8 указаны основные способы определения средней плотности руды в массиве.

Более точными, но наиболее трудоемкими являются валовые способы: способ пробной вырубки и способ взрывания.

При определении средней плотности руды лабораторными способами не учитывается трещиноватость и пористость пород и поэтому получаются завышенные значения. Наиболее эффективен лабораторный способ в сочетании с валовыми или с геофизическими методами, что позволяет определять величину поправки на трещиноватость руды.

Среднюю плотность следует определять с учетом количественных соотношений отдельных типов и сортов руд, их физических свойств.

При незначительных колебаниях (до ±5—6%) средней плотности руды и вмещающих пород лабораторные определения проводить нецелесообразно.

Среднюю плотность не следует принимать постоянной на полиметаллических, медноколчеданных и других месторождениях, на которых отмечается значительное их изменение. Необходимо устанавливать и пользоваться зависимостями средней плотности от содержания в руде компонентов, влияющих на его величину (например, содержания серы).

Определением средней плотности занимается геологическая служба. Она также несет ответственность за достоверность опре-

деления средней плотности. Представители маркшейдерской службы принимают участие в работе по определению средней плотности в тех случаях, когда необходимо применять маркшейдерские способы измерений.

2.3.6. **Определение содержания полезного компонента в погашенных запасах.** Содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах определяют по результатам опробования разведочных, горноподготовительных, нарезных и очистных выработок.

Методы опробования и отбора проб выбирают в зависимости от типа месторождения, изменчивости оруденения и необходимой точности опробования. В приложении 6 рассмотрены условия применения ядерно-геофизических методов опробования и необходимая для этого аппаратура.

2.3.7. В зависимости от характера распределения оруденения и морфологии рудных тел применяют среднеарифметический или средневзвешенный метод расчета среднего содержания полезных компонентов. При этом необходимо учитывать корреляционные связи между содержанием и мощностью, степень неравномерности опробования и др.

Если между содержанием c и мощностью m существует корреляционная связь (при коэффициенте корреляции $r>0{,}5$) и интервалы опробований различаются более чем в 2 раза, то применяют средневзвешенный метод расчета.

Средневзвешенное содержание c определяют по формуле

$$c = \frac{\Sigma c_i p_i}{\Sigma p_i}, \qquad (2.3.4)$$

где p_i — вес, в качестве которого принимается показатель, с которым установлена корреляционная зависимость.

2.3.8. При вычислении среднего содержания полезных компонентов на месторождениях с неравномерным и весьма неравномерным их распределением могут встретиться пробы с исключительно высоким их содержанием. Вопрос о выделении таких проб и их ограничении при подсчете среднего содержания следует решать применительно к отдельным участкам месторождения (блокам, выработкам), руководствуясь при этом рекомендациями Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ СССР).

2.3.9. Для достоверного определения среднего значения содержания полезных компонентов по блоку (участку) должно отбираться необходимое и достаточное количество проб. При выборе расстояния между пробами, зависящего от степени равномерности оруденения, следует руководствоваться данными экспериментальных работ, аналогами и сопоставлять их с результатами эксплуатации.

Необходимое число проб (n) может быть определено по формуле

$$n = \left(\frac{Vt}{M}\right)^2, \qquad (2.3$$

где V — коэффициент вариации, %;
M — допустимая относительная ошибка в среднем содержании, %;
t — коэффициент вероятности.

Для распределений, отличающихся от нормального, коэффициент вероятности t рекомендуется принимать в зависимости от коэффициента вариации V, используя распределение Вейбулла

V	t
20—50	1,3
100	0,95
150	0,70
200	0,60

Необходимое число проб может быть определено методом разрежения, основанным на сопоставлении показателей при последовательном разрежении сети опробования. В качестве эталона служат данные, полученные по наиболее плотной сети опробования.

По числу проб на основе размеров рудного тела (блока) находят размеры сети опробования.

2.3.10. Содержание полезного компонента в разубоживающих породах b определяют по результатам опробования пород, расположенных на контакте рудного тела. Для опробования пород применимы те же методы, что и для определения содержания полезного компонента в погашенных балансовых запасах. Содержание b при невозможности непосредственного определения следует принимать на основе данных о бортовом содержании, а при разубоживании налегающими породами — данных о содержании в последней дозе выпуска, уменьшая указанные содержания наполовину.

При расчете потерь и разубоживания руды по формулам косвенного метода влияние содержания b на точность их установления сказывается, начиная с $b = 0{,}2\ c$ и более, что следует учитывать при определении необходимого и достаточного числа проб.

Среднее содержание b можно определять из процентного соотношения разновидностей пород, участвующих в разубоживании, p_b:

$$b_{\text{ср}} = \frac{\Sigma b_i p_b}{\Sigma P_b}, \qquad (2.3.6)$$

где b_i — среднее содержание компонентов в отдельных разновидностях пород, определенное заранее и принимаемое постоянным для отдельных участков или всего месторождения в целом.

2.3.11. **Определение количества добытой руды.** Общее количество руды, добытой за отчетный период рудником, шахтой, а также отдельными блоками и участками, должно определяться, как правило, путем весового учета по блокам. Массу добытой руды вычисляют по результатам двух взвешиваний: вагонеток, нагруженных рудой, и порожних вагонеток. При систематической очистке вагонеток и возможности контроля за ней массу порожних составов вагонеток можно определять только в начале и в конце рабочей смены.

При отсутствии шахтных весов распределение количества всей добытой руды $Д$ по отдельным блокам и участкам $Д_i$ допускается по данным оперативного учета количества выданных вагонеток с рудой n_i:

$$Д_1 = Д\,\frac{n_1\gamma_1}{\Sigma n_i\gamma_i}; \qquad (2.3.7)$$

$$Д_2 = Д\,\frac{n_2\gamma_2}{\Sigma n_i\gamma_i}$$

и т. д.

При временном складировании добытой руды в отвалы количество ее устанавливают с учетом объема отгруженной товарной руды Q (как правило, взвешиваемой при отгрузке или на обогатительной фабрике) и остатков руды на складах на начало и конец отчетного периода (соответственно $Q_н$ и $Q_к$):

$$Д = Q + O_к - O_н = Q + \gamma\,(V_к - V_н), \qquad (2.3.8)$$

где $V_н$ и $V_к$ — объем руды на складе на начало и конец отчетного периода, м³.

На отдельных месторождениях, отрабатываемых системами, позволяющими производить съемку и замеры очистного пространства, в частности с использованием звуколокационного метода, количество добытой рудной массы из блока устанавливают по данным маркшейдерского замера.

2.3.12. **Определение влажности руды.** В тех случаях, когда запасы руды, утвержденные ГКЗ и принятые в проектах горнодобывающих предприятий, подсчитаны по сухой массе, необходимо, чтобы исходные данные, используемые для расчета потерь и разубоживания руды, также были определены соответственно их сухому состоянию.

Приведение массы руды $Д_в$, полученной по результатам взвешивания при фактической ее влажности W, к условной массе, соответствующей сухому состоянию этой руды $Д_{сух}$, производят по формуле

$$Д_{сух} = \frac{Д_в\,(100 - W)}{100}. \qquad (2.3.9)$$

Для определения влажности, как правило, используют пробы, отбираемые для установления содержания в руде полезных и вредных компонентов (до их измельчения).

Влажность W (%) определяют по формуле

$$W = \frac{Q_1 - Q_2}{Q_1} 100, \qquad (2.3.10$$

где Q_1 — масса образца во влажном состоянии;
Q_2 — масса образца после высушивания.

2.3.13. **Содержание металла в добытой рудной массе.** Для характеристики руды, добытой из отдельных блоков (участков), производят опробование руды по вагонеткам. Опробование осуществляют непосредственно при выпуске руды из блоков или у капитальных рудоспусков в местах установки шахтных весов.

Массу отдельных порций руды и число точек отбора проб в вагонетках выбирают в зависимости от объема вагонеток, крупности руды и изменчивости содержания в ней компонентов. Для контроля за результатами точечного опробования в вагонетках используют данные опробования руды на обогатительных фабриках.

По результатам опробования продуктов обогащения на фабриках корректируют содержание металлов в исходной добытой руде и производят его распределение по отдельным добычным участкам.

Порядок составления товарного баланса металлов на обогатительных фабриках Минцветмета СССР регламентирован соответствующей Типовой инструкцией министерства, утвержденной 13 мая 1968 г.

Значение среднего содержания полезного компонента в добытой руде за отчетный период должно контролироваться по данным в целом по горному предприятию на основании результатов независимых опробований, выполненных фабрикой, ОТК и др.

В зависимости от типа месторождения и принятого способа отработки предлагаются рекомендуемые в приложениях 9—14 формы учета потерь и разубоживания руды по отдельным блокам (участкам).

РАЗДЕЛ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

3.1. МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО НОРМИРОВАНИЮ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

3.1.1. При разработке рудных месторождений открытым способом основными видами потерь и разубоживания руды, подлежащих нормированию, являются потери и разубоживание, образующиеся при добыче в приконтурных зонах и на контактах руды с породными прослоями, не включенными в подсчитанные запасы. Нормативные значения потерь других видов (потери при экскава-

ции и погрузке, потери и разубоживание при взрывных работах и др.) можно принимать на основании статистических данных.

3.1.2. В зависимости от условий залегания рудных тел потери и разубоживание руды в приконтактных зонах возникают: а) на месторождениях горизонтального залегания — при зачистке кровли и почвы залежи; б) при разработке пологопадающих месторождений и погрузке горной массы механическими лопатами — из-за необходимости создания горизонтальных площадок для нормальной работы экскаваторов; в) при разработке наклонных и крутопадающих залежей — из-за несовпадения угла откоса уступа с углом падения контакта залежи.

3.1.3. За нормативные величины потерь и разубоживания руды при открытом способе разработки месторождений могут быть приняты: при зачистке кровли и почвы рудной залежи — количество потерянной руды и количество разубоживающих пород, приходящиеся на 1 м^2 площади отрабатываемого участка; при отработке рудных уступов — количество потерянной руды и количество разубоживающих пород, приходящиеся на 1 м протяженности приконтактной зоны.

3.1.4. В связи с тем что потери и разубоживание руды при отработке приконтактных зон находятся в обратной зависимости (при увеличении потерь сокращается разубоживание руды и наоборот), нормативы потерь и разубоживания определяют по результатам технико-экономической оценки вариантов разработки с различными положениями откоса уступа относительно контуров залежи. За оптимальный принимают вариант с максимальной прибылью на единицу погашаемых балансовых запасов.

3.1.5. Основным методом определения нормативов потерь и разубоживания руды на карьерах является *расчетный метод нормирования*, основанный на предварительном технико-экономическом обосновании оптимальной границы отработки приконтактных зон.

Статистические методы нормирования можно применять как дополнение к расчетному при установлении размеров отдельных видов потерь и разубоживания, не определяемых технико-экономическими расчетами и составляющих незначительную часть общего их объема.

3.1.6. Нормативную величину потерь и разубоживания при отработке приконтактных зон устанавливают в каждом конкретном случае в зависимости от условий залегания рудных тел, качества руды, направления отработки, высоты добычного уступа и от технологического типа рудного контакта [1].

---

[1] Технологические типы рудных забоев по сложности подразделяются на простые, средние и сложные. К простым рудным забоям относятся забои, в которых рудные тела имеют четкую, ровную границу, к средним — забои, имеющие визуально различимый неровный контакт, к сложным — с нечетким, визуально неразличимым контактом, при котором граница рудного тела устанавливается по данным опробования. Классификация технологических типов рудных забоев определяется предприятиями с учетом специфики месторождений.

Рудные залежи по углам падения подразделяются на горизонтальные (0—6°), пологопадающие (6—20°) и крутопадающие (более 20—25°). Для всех этих залежей положение контакта при расчете нормативов не зависит от степени сложности и принимается по усредненной линии.

Ниже рассмотрена методика расчета нормативов потерь и разубоживания руды применительно к условиям отработки рудных залежей горизонтального, пологого и крутого падения.

3.1.7. При горизонтальном и слабонаклонном залегании залежи нормативы потерь и разубоживания устанавливают на основе технико-экономической оценки вариантов ведения горных работ в проконтактных зонах с различным соотношением потерь руды и примешивания пород (рис. 5). Обычно в двух-четырех вариантах принимают различные толщину теряемого слоя руды и высоту примешиваемого слоя пород; в нескольких вариантах отработку предусматривают вести без потерь, но с разубоживанием или с потерями, но без примешивания пород. За нормативные принимают величины потерь и разубоживания, соответствующие варианту с максимальной прибылью.

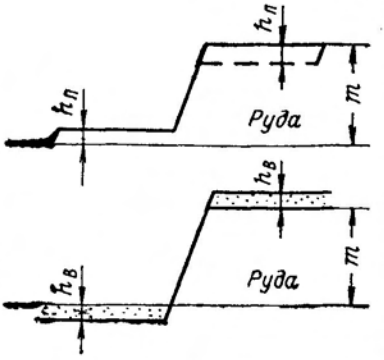


Рис. 5. Схема для расчета величин потерь и разубоживания руды при разработке горизонтальных залежей

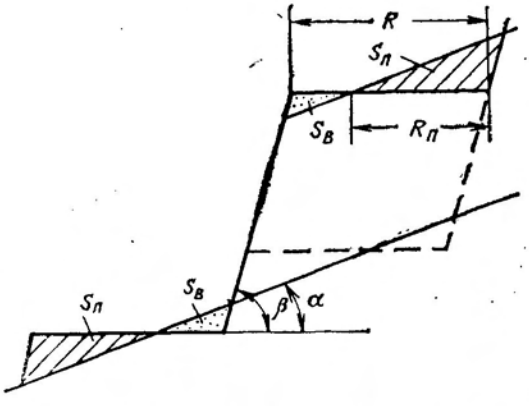


Рис. 6. Схема для расчета нормативных величин потерь и разубоживания руды при разработке пологопадающих залежей открытым способом

В том случае, когда можно выявить характер сложности контакта с установлением ширины так называемой «зоны контактной неопределенности» t, толщина замеряемого слоя руды в почве и в кровле залежи может быть рассчитана по формуле (2.1.8), а величины потерь и разубоживания руды определены по формулам (2.1.9) и (2.1.10).

3.1.8. При отработке пологопадающих залежей потери и разубоживание руды возникают в приконтактных зонах в кровле и в почве залежи (рис. 6).

Определению нормативных размеров данных потерь и разубоживания должно предшествовать установление оптимального положения рабочих заходок относительно поверхности висячего и лежачего боков залежи.

При открытой разработке месторождений кроме руды на контактах могут теряться отдельные рудные залежи или их части. Отработка таких залежей целесообразна в том случае, если возможный ущерб в случае потери указанных запасов руды будет превышать дополнительные затраты на их подготовку и извлечение.

Практически при определении положения рабочих заходок в каждом конкретном случае необходимо знать размеры основания теряемых треугольников $R_П$ относительно общей ширины заходки R:

$$R_П = R\frac{\mu}{1+\mu}. \qquad (3.1.1)$$

При наличии на месторождении обоснованного бортового содержания c_o величина $R_П$ может быть рассчитана на основе среднего содержания полезного компонента в отрабатываемых запасах c и содержания его в разубоживающих породах b:

$$R_П = R\frac{\gamma_2(c_o - b)}{\gamma_1(c - c_o) + \gamma_2(c_o - b)}. \qquad (3.1.2)$$

При $\gamma_1 = \gamma_2$

$$R_П = R\frac{c_o - b}{c - b}. \qquad (3.1.3)$$

При $b = 0$

$$R_П = R\frac{c_o}{c}. \qquad (3.1.4)$$

Площади треугольников теряемой руды $S_п$ и примешиваемых пород $S_в$, в соответствии с показанной на рис. 6 схемой, будут равны:

$$S_П = \frac{R_П^2 \sin\alpha \sin\beta}{2\sin(\beta - \alpha)}; \qquad (3.1.5)$$

$$S_В = S_П\frac{(R - R_П)^2}{R_П^2}, \qquad (3.1.6)$$

где α — угол падения рудного тела;

β — угол откоса борта карьера.

Для определения нормативных величин потерь и разубоживания руды на 1 м протяженности контакта полученные значения $S_П$ и $S_В$ умножают соответственно на среднюю плотность руды γ_1 и породы γ_2.

3.1.9. **Нормирование при разработке крутопадающих залежей.** Потери и разубоживание при разработке крутопадающих залежей,

так же как при отработке пологопадающих залежей, представляют собой треугольники теряемой руды и примешиваемых пород, образующиеся из-за несовпадения углов откосов уступов с углами падения залежи (рис. 7).

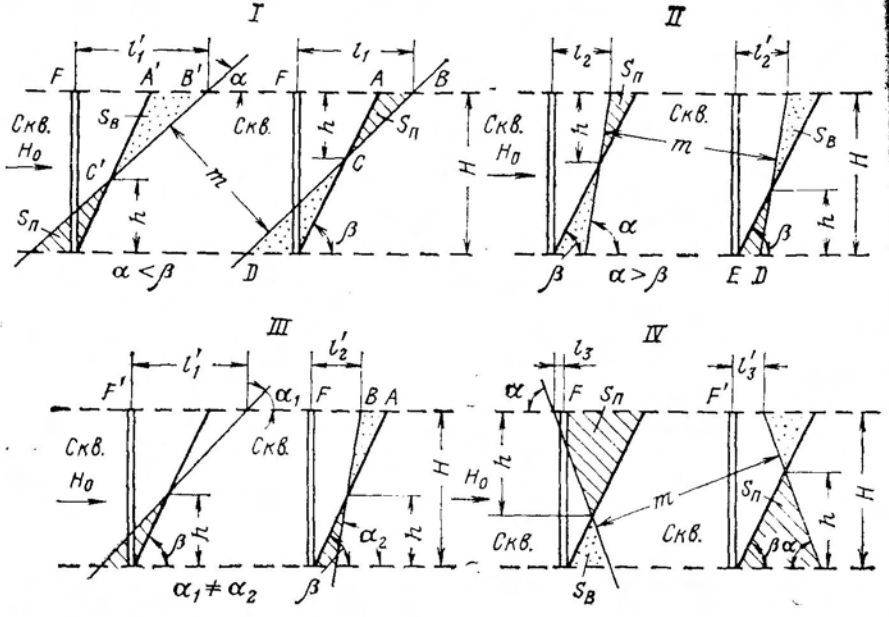


Рис. 7. Схемы для расчета нормативных величин потерь и разубоживания руды в приконтактных зонах при разработке крутопадающих залежей

Размеры указанных треугольников зависят от углов падения рудных залежей α, высоты уступа H, а также от направления подвигания очистного забоя относительно падения контактов. На рис. 7 показаны встречающиеся в практике варианты отработки залежей в приконтактных зонах. Во всех случаях перед определением нормативов необходимо установить оптимальные значения высот треугольников потерь h, а также оптимальные расстояния l и l' от места выхода рудных залежей на верхней площадке уступа (точки B и B') до устьев крайних буровзрывных скважин (F и F'). При этом расстояние l и l' необходимо знать для выполнения в натуре проекта отработки приконтактных участков залежей и для оперативного контроля за величиной потерь и разубоживания руды.

В табл. 1 приведены расчетные формулы для всех показанных на рис. 7 схем, позволяющие определять оптимальное положение контура отработки и нормативные размеры потерь и разубоживания руды для различных условий залегания рудных залежей. Высоту треугольника теряемой руды h для всех рассматриваемых вариантов определяют по формуле

$$h = H \frac{\mu}{1 + \mu}, \qquad (3.1.7)$$

Высота треугольника потерь h может быть рассчитана по формуле

$$h = H \frac{(c_0 - b) - \gamma_2}{(c - c_0)\gamma_1 + (c_0 - b)\gamma_2}, \qquad (3.1.8)$$

где c_0 — бортовое содержание.

Для определения нормативных величин потерь и разубоживания руды, приходящихся на 1 м протяженности контакта, определенные в табл. 1 значения $S_П$ и $S_В$ умножают соответственно на среднюю плотность руды γ_1 и породы γ_2.

3.1.10. Нормативы потерь и разубоживания при отработке рудных залежей со сложной формой контакта следует рассчитывать так же, как при прямолинейной форме контакта. В данном случае сложный контакт на разрезе в пределах отрабатываемой заходки (уступа) заменяют прямой линией и величины $R_П$, h, l и l', характеризующие положения отрабатываемого контура, принимают относительно этой линии.

3.1.11. В случае диагонального расположения заходок относительно простирания отрабатываемых рудных залежей нормативы потерь и разубоживания руды могут быть рассчитаны на основе графических построений. Аналитическое решение данной задачи можно найти в специальной литературе (работах института ВИОГЕМ).

3.1.12. В тех случаях, когда отрабатываемый забой представлен чередующимися прослоями руды и вмещающих пород и когда нет условий для селекции при экскаваторных работах, перед расчетом нормативов потерь и разубоживания руды необходимо установить целесообразность направления взорванной горной массы в добытую руду или в породные отвалы. В первом случае произойдет разубоживание, во втором — потеря руды.

Граница целесообразности между потерями руды и разубоживанием может быть определена из соотношения между породной $S_В$ и рудной площадью забоя $S_Б$ или на основе полученного на данном участке отрабатываемой заходки кондиционного содержания a_0.

3.1.13. Определенные в предыдущих пунктах нормативные величины потерь $П_Б$ и разубоживания руды $В$, приходящиеся на 1 м² площади отрабатываемого участка (при горизонтальном залегании рудных тел) и на 1 м протяженности контакта (при отработке наклонных залежей), используют при установлении на месторождениях плановых потерь и разубоживания руды.

Плановые потери $П$ (%) и разубоживание $Р$ (%) руды при зачистке кровли и почвы залежи определяют по формулам:

$$П = \frac{П_Б F}{Б} 100 = \frac{h_П}{m} 100, \qquad (3.1.9)$$

Таблица 1

Расчетные формулы для определения положения границы отработки приконтактных участков и площадей треугольников руды и примешиваемых пород

Схема на рис. 7	Условия залегания и направление отработки H_0	Расстояние l и l' (по схемам)	Площади треугольников теряемой руды $S_П$ и примешиваемых пород $S_В$, м²
I	Согласное залегание контактов ($\beta > \alpha$), направление отработки от висячего бока к лежачему	$l_1 = H \operatorname{ctg} \beta + h (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$ $l_1' = H \operatorname{ctg} \alpha - h (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$	$S_П = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$ $S_В = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$
II	Согласное залегание контактов ($\beta < \alpha$), направление отработки от висячего бока к лежачему	$l_2 = H \operatorname{ctg} \beta - h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$ $l_2' = H \operatorname{ctg} \alpha + h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$	$S_П = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$ $S_В = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$
III	Несогласное залегание контактов со стороны висячего бока ($\beta > \alpha$) и лежачего бока ($\beta < \alpha$), направление отработки от висячего бока к лежачему	$l_1' = H \operatorname{ctg} \alpha_1 - h (\operatorname{ctg} \alpha_1 - \operatorname{ctg} \beta)$ $l_2 = H \operatorname{ctg} \beta - h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha_2)$	Висячий бок: $S_П = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha_1 - \operatorname{ctg} \beta)$ $S_В = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha_1 - \operatorname{ctg} \beta)$
			Лежачий бок: $S_П' = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha_2)$ $S_В' = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha_2)$
IV	Согласное залегание контактов, направление отработки от лежачего бока к висячему	$l_3 = h (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) - H \operatorname{ctg} \beta$ $l_3' = H \operatorname{ctg} \beta - (H-h) (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$	$S_П = \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$ $S_В = \frac{(H-h)^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta)$

Таблица 2

Формуляр

для расчета нормативных и плановых потерь и разубоживания руды при разработке горизонтально залегающих залежей открытым способом

Место возникновения потерь и разубоживания (почва, кровля)	Исходные данные						Толщина слоя теряемой руды, $h_П$, м	Толщина слоя перемещаемых пород $h_В$, м	Нормативные величины потерь и разубоживания на 1 м² площади, т		Плановые потери и разубоживание, %	
	Мощность залежи m, м	Средняя плотность, т/м³		Содержание полезного компонента (приведенное к условному металлу) c, %	$\mu = f(\cdot)$	Запланированная площадь отработки залежи F, м²			$П_Б = h_П \gamma_1$	$B = h_В \gamma_2$	$П = \frac{П_Б \cdot 100}{m\gamma_1}$	$P = \frac{B \cdot 100}{m\gamma_1}$
		руды γ_1	породы γ_2									

Таблица 3

Формуляр

для расчета нормативных и плановых потерь и разубоживания руды при разработке пологопадающих залежей открытым способом

Место возникновения потерь и разубоживания (почва, кровля)	Исходные данные							Плановое количество погашаемых запасов $Б$, т
	Угол падения залежи α, градус	Угол откоса борта β, градус	Ширина заходки R, м	Содержание полезного компонента (приведенное к условному металлу) c, %	Средняя плотность, т/м³		Коэффициент μ	Протяженность контакта L, м	
					руды γ_1	породы γ_2			

Продолжение табл. 3

Плановое количество добываемой руды $Д$, т	Основание треугольника потерь $R_П$, м	Площадь треугольника потерь $S_П$, м²	Площадь треугольника примешиваемых пород $S_В$, м²	Нормативные величины потерь и разубоживания на 1 м протяженности контакта, т		Плановые потери, % $\frac{\Sigma П_Б L}{Б} 100$	Плановое разубоживание, % $\frac{\Sigma BL}{Д} 100$
				$П_Б = S_П \gamma_1$	$B = S_В \gamma_2$		

$$P = \frac{BF}{Д} 100 = \frac{h_В \gamma_2}{m\gamma_1 + h_В \gamma_2} 100, \qquad (3.1.10)$$

где $Б$ и $Д$ — предусмотренные планом количество погашаемых в отчетном периоде запасов и количество добываемой руды;

F — запланированная площадь отработки рудной залежи;

$h_П$ — суммарная толщина слоя теряемой руды в почве и в кровле залежи;

$h_В$ — толщина слоя примешиваемых пород.

Плановые потери и разубоживание руды в приконтактной зоне при отработке наклонных и крутых залежей рассчитывают с учетом протяженности контакта руды и вмещающих пород L

$$П = \frac{П_Б L}{Б} 100 = \frac{S_П \gamma_1 L}{Б} 100; \qquad (3.1.11)$$

$$P = \frac{BL}{Д} 100 = \frac{S_В \gamma_2 L}{Д} 100, \qquad (3.1.12)$$

где $S_П$ и $S_В$ — площади треугольников теряемой руды и примешиваемых пород;

$П_Б$ и $В$ — нормативные величины потерь и разубоживания руды на 1 м протяженности контакта, т.

Для расчета нормативных и плановых потерь и разубоживания руды отдельно для условий рудных залежей горизонтального, пологого и крутого падения рекомендуются формуляры, приведенные в табл. 2, 3, 4.

3.2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

3.2.1. Основным методом определения потерь и разубоживания руды при разработке месторождений открытым способом является прямой, основанный на использовании результатов непосредственной съемки и замеров объемов теряемой руды и объемов примешиваемых пород, а также на определении указанных объемов потерь и разубоживания руды путем сопоставления контуров рудных тел (отображаемых на геолого-маркшейдерских планах и разрезах) с контурами фактической отработки.

Относительные величины потерь и разубоживания руды прямым методом определяют по формулам (2.2.1), (2.2.2) и (2.2.3).

Прямым методом определяют потери неотбитой руды, оставленной в почве очистного уступа, и потери $П$ (%) отбитой руды при зачистке кровли горизонтальных и слабонаклонных залежей:

$$П = \frac{h_П F_П \gamma_1}{Б} 100, \qquad (3.2.1)$$

Таблица 4

Формуляр

для расчета нормативных и плановых потерь и разубоживания руды при разработке крутопадающих залежей открытым способом

Направление отработки и тип контакта	Место возникновения нормативных потерь и разубоживания руды	Исходные данные								Плановое количество погашаемых запасов $Б$, т
		угол падения залежи α, град	угол откоса уступа β, градус	высота уступа H, м	содержание полезного компонента (приведенное к условному металлу) c, %	средняя плотность, т/м³		коэффициент μ	протяженность контакта L с углом падения α, м	
						руды γ_1	породы γ_2			

Продолжение табл. 4

Плановое количество добываемой руды $Д$, т	Высота треугольника потерь h, м	Расстояние от выхода залежей до последнего ряда скважин, м		Площадь треугольника потерь $S_П$, м²	Площадь треугольника примешиваемых пород $S_В$, м²	Нормативная величина потерь на 1 м протяженности контакта $П_Б$, т	Нормативная величина разубоживания на 1 м протяженности контакта $Е$, т	Плановые потери и разубоживание руды, %	
		l	l'					$П = \frac{\Sigma П_Б L_i}{В} 100$	$Р = \frac{\Sigma В_i L_i}{Д} 100$

где $h_{\text{п}}$ — средняя мощность руды, потерянной в почве и в кровле отработанной залежи, м;

$F_{\text{п}}$ — площадь руды, потерянной в почве и на участках зачистки в кровле, м^2.

Разубоживание P (%) руды при зачистке кровли и почвы залежи

$$P = \frac{h_{\text{в}} F_{\text{в}} \gamma_2}{Д} 100, \qquad (3.2.2)$$

где $h_{\text{в}}$ — средняя суммарная мощность примешиваемых пород в кровле и почве залежи;

$F_{\text{в}}$ — общая площадь участков, на которых производили прирезку пород.

3.2.2. **Косвенный метод** определения потерь и разубоживания руды, основанный на сопоставлении количества и качества погашенных балансовых запасов руды с количеством и качеством добытой рудной массы одного и того же блока (уступа), можно применять только в порядке исключения при отсутствии условий для прямого определения потерь и разубоживания, а также в тех случаях, когда точность определения потерь и разубоживания этим методом меньше, чем косвенным.

Для повышения точности определения потерь и разубоживания руды косвенным методом необходимо, чтобы баланс между количеством погашенных балансовых запасов $Б$ и количеством добытой руды $Д$, где это возможно, был составлен не для всего уступа, а только для участков приконтактных зон, где в основном возникают потери и происходит разубоживание руды.

3.2.3. **При комбинированном методе** используют формулы прямого и косвенного методов. В некоторых случаях часть потерянной руды или разубоживающих пород подсчитывают прямым, а часть — косвенным методом.

Комбинированный метод применяют:

а) если количество разубоживающих пород $В$ определено непосредственно или подсчетом по маркшейдерским планам и размерам; потери $П$ (%) при этом более точно могут быть рассчитаны по формуле

$$П = \frac{(Б - Д + В) c_{\text{п}}}{Бc} 100; \qquad (3.2.3)$$

б) если количество потерянной руды определено прямым методом, то разубоживание P (%) вследствие примешивания пород вычисляют по формуле

$$P = 1 - \frac{Б - П}{Д} 100. \qquad (3.2.4)$$

3.2.4. Оперативным и более точным по сравнению с косвенным методом определения потерь и разубоживания руды на карьерах является так называемый скважинный метод. Этот метод при-

меним на карьерах, где можно осуществить опробование буровзрывных скважин и по результатам этого опробования определить рудные и породные интервалы. При скважинном методе количество погашенных запасов $Б$ и количество добытой руды $Д$ заменяют соответствующим метражом скважин, пробуренных по руде и породе, в зависимости от количества горной массы, отгружаемой от этих скважин на фабрику или в породные отвалы:

$$Б = \gamma_1 \Sigma l_1 + \gamma_2 \Sigma l_1'; \tag{3.2.5}$$

$$Д = \gamma_1 \Sigma l_1 + \gamma_2 \Sigma l_2, \tag{3.2.6}$$

где Σl_1 и $\Sigma l_1'$ — общий метраж рудных интервалов скважин, из которых руда после взрыва направлена соответственно в добытую руду и в породные отвалы;

Σl_2 — общий метраж породных интервалов скважин, взорванная порода от которых попала в добытую руду.

Потери $П(\%)$ и разубоживание $Р(\%)$ руды скважинным методом определяют по формулам:

$$П = \frac{\Sigma l_1'}{\Sigma l_1 + \Sigma l_1'} 100; \tag{3.2.7}$$

$$Р = \frac{\gamma_2 \Sigma l_2}{\gamma_1 \Sigma l_1 + \gamma_2 \Sigma l_2} 100. \tag{3.2.8}$$

Для установления возможности применения скважинного метода следует исходить из технической возможности раздельной отгрузки руды и породы не менее чем от двух смежных скважин.

3.2.5. На тех карьерах, где применение прямого метода невозможно, а косвенный метод не обеспечивает получения достоверных результатов, фактические потери и разубоживание руды с разрешения вышестоящей организации можно определять по их нормативным (плановым) значениям, добавляя к ним потери, вызванные изменением горно-геологических условий и нарушением технологии добычи.

3.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ РАСЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ

3.3.1. Основные исходные данные для определения потерь и разубоживания руды на карьерах следующие:

объем и количество погашенных балансовых запасов;

количество добытой рудной массы;

средняя плотность руды и породы;

содержание основных полезных компонентов в погашенных

балансовых запасах, в добытой руде и в разубоживающих п
родах.

При определении большинства указанных исходных данных
условиях отработки месторождений карьерами можно применят
новые современные методы и средства геологической и маркше
дерской документации горных работ: наземную и воздушную сте
реофотограмметрическую съемку, ядерно-геофизические методы
опробования горных выработок и др.

Стереофотосъемка обеспечивает более точное, по сравнени
с тахеометрической съемкой, определение объемов горных работ
позволяет осуществлять привязку дешифрируемых на снимка
геологических границ рудного тела, дает объективную расшиф
ровку строения рудных зон. По результатам регулярно произво
димых фототеодолитных съемок карьера составляют планы по
сортам руды, паспорта буровзрывных работ, фотосхемы экскава
ции взорванной рудной массы и др.

При контрастных дешифровочных различиях между рудой и
породой стереофотограмметрический метод позволяет выделить
прослои пород, включенные и не включенные в запасы при их
подсчете. При разработке рудных тел продольными лентами по-
тери неотбитой руды и объемы разубоживающих пород, попадаю-
щих в добытую рудную массу из приконтактных зон, можно оп-
ределять стереофотограмметрическим методом.

Организацию и выполнение стереофотограмметрической съем-
ки карьеров следует осуществлять в соответствии с «Методиче-
скими указаниями по наземной стереофотограмметрической
съемке карьеров» (М., изд. ВНИМИ, 1970).

При использовании ядерно-геофизических методов опробова-
ния вместо обычных геологических методов (бороздового, точеч-
ного, кернового, шламового и др.) обеспечиваются более надеж-
ное и оперативное оконтуривание рудных залежей, установление
их мощности, уточнение контуров отбойки, определение качества
руд (см. приложения 5, 6).

3.3.2. **Подсчет объема и количества погашенных балансовых запасов.** Определение объема погашенных запасов $V_Б$ в зависимости от горно-геологических условий месторождений, принятой методики расчета потерь и разубоживания руды и имеющихся возможностей съемки и замера выработанного пространства можно производить:

а) при отработке простых и выдержанных по форме рудных залежей — способом горизонтальных или вертикальных сечений:

$$V_Б = \Sigma \frac{S_i + S_{i+1}}{2} h_i, \qquad (3.3.1)$$

где S_i и S_{i+1} — рудные площади смежных параллельных сечений, м^2;

h_i — расстояние между сечениями (или высота слоя), м;

б) при сложной, но закономерно изменяющейся форме рудных залежей — по результатам геометризации месторождения.

При наличии составленных и пополненных горно-геометрических графиков изомощностей, графиков линейных запасов руды объем погашенных балансовых запасов можно подсчитывать способом объемной палетки Соболевского или по формулам Баумана и Симпсона. Эти способы подсчета запасов с использованием горно-геометрических графиков можно применять для определения количества теряемой руды и примешиваемых пород при зачистке залежи и на контактах с породами висячего и лежачего боков. В данном случае объемы потерь и разубоживающих пород определяют по планам изомощностей потерянной руды и примешанных пород, построенным по разностям отметок на гипсометрических планах и отметок на поверхности уступов. При переходе от объема $V_Б$ к количеству погашенных запасов $Б$ плотность γ может быть определена одним из методов, рекомендуемых в приложении 8.

На тех карьерах, где потери и разубоживание руды определяют непосредственным замером, а добытую рудную массу взвешивают, количество погашенных запасов $Б$ вычисляют с учетом количества добытой руды $Д$ по формуле (2.3.1).

3.3.3. **Определение содержания полезного компонента в погашенных балансовых запасах.** Содержание в погашенных запасах определяют по результатам забойного опробования, а также опробования разведочных и буровзрывных скважин.

Методы опробования и отбора проб выбирают в зависимости от типа месторождения, изменчивости оруденения и необходимой точности опробования. Условия применения на месторождениях ядерно-геофизических методов опробования приведены в приложении 6.

При расчете среднего содержания полезного компонента используют способы среднего арифметического и средневзвешенного. Способ среднего арифметического применяют при отсутствии закономерности в изменении содержания по отдельным пробам.

При наличии тесной корреляционной зависимости содержания полезного компонента от мощности рудной залежи, средней плотности и других показателей (при коэффициенте корреляции $r > 0{,}5$) среднее содержание вычисляют как средневзвешенное по формуле (2.3.4).

3.3.4. **Определение количества и качества добытой руды.** Количество добытой рудной массы $Д$ за отчетный период следует определять по результатам взвешивания ее в транспортных емкостях (автомашинах, думпкарах) или на специальных весах, установленных на конвейерных лентах.

При выборе типа и числа взвешивающих устройств учитывают производственную мощность карьера, вид и грузоподъемность транспорта, а также количество направлений транспортирования грузов. При расчете числа взвешивающих устройств следует ис-

ходить из возможности взвешивания всей транспортируемой горной массы.

При отсутствии на предприятиях условий для взвешивания всей добываемой руды количество ее можно определять оперативно по количеству нагруженных и принятых к учету емкостей (автомашин, думпкаров) и по средней массе их, устанавливаемой выборочным взвешиванием. При этом должна быть установлена и обеспечена случайность (объективность) выборки емкостей, направляемых на взвешивание. Выборочное взвешивание должно быть организовано таким образом, чтобы выборка представляла все участки добычи руды и график выборочного взвешивания был объективным.

Для исключения ошибок в определении количества добытой руды результаты оперативного учета сверяют с данными взвешивания на обогатительной фабрике.

На крупных карьерах, имеющих стереофотограмметрическое оборудование, объемы добытой руды при отсутствии весового учета определяют по данным наземной стереосъемки. Методика подсчета объемов выполненных работ на карьерах с использованием стереосъемки дана в рекомендациях, разработанных центральной комплексной геологической экспедицией, или в «Методических указаниях по наземной стереофотограмметрической съемке карьеров», разработанных ВНИМИ.

3.3.5. Количество добытой руды при временном складировании части ее в рудных отвалах устанавливают с учетом отгруженной товарной руды Q (которую взвешивают при отгрузке или на обогатительных фабриках) и остатков руды на складах на начало $O_н$ и на конец $O_к$ отчетного периода:

$$Д = Q + O_к - O_н. \qquad (3.3.2)$$

Способ и методику выполнения маркшейдерского замера и определения количества добытой руды, имеющейся на складе, следует выбирать с таким расчетом, чтобы допустимая ошибка определения объема не превышала 5% от объема руды на складе. При пересчете объемного количества руды на складе в весовое необходимо учитывать различную степень уплотнения руды на складе и изменение некоторых физических свойств руды, влияющих на величину ее средней плотности.

3.3.6. Количество добытой руды $Д$ для сопоставления с количеством отработанных балансовых запасов приводят к сухой массе или к установленной при подсчете запасов влажности W.

Приведение массы руды $Д_ф$ при ее фактической влажности $W_ф$ к условной массе $Д_у$, соответствующей влажности, принятой при подсчете запасов $W_у$, производят по формуле

$$Д_у = Д_ф \frac{100 - W_ф}{100 - W_у}. \qquad (3.3.3)$$

3.3.7. Содержание полезных компонентов в добытой рудной массе определяют по результатам опробования руды, поступаю-

щей на обогатительную фабрику, путем отбора проб из транспортных сосудов, с конвейерных лент или применяя гамма-гамма-опробование (см. приложение 6).

Среднее содержание полезных компонентов определяют для каждой смены, суток и для каждого месяца как средневзвешенное по количеству добытой руды. По результатам опробования продуктов обогащения на фабрике корректируют содержание в исходной добытой руде и производят его распределение по отдельным участкам и горизонтам.

Порядок составления товарного баланса металлов на обогатительных фабриках Минцветмета СССР регламентирован соответствующей типовой инструкцией.

3.3.8. Оценка точности определения исходных данных и результатов расчета потерь и разубоживания руды при открытой разработке месторождений может быть произведена по методике, изложенной в приложении 1.

РАЗДЕЛ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПЕСКОВ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

4.1.1. При подземной разработке россыпей нормированию подлежат следующие виды потерь и разубоживания песков, зависящие от принятой технологии разработки:

потери полезного ископаемого в целиках различного назначения, оставляемых в соответствии с проектом;

потери песков при их промывке (под эстакадами, под вашгердами гидроэлеваторных приборов, у бункеров промывочных установок);

разубоживание песков породами почвы и кровли во избежание их потерь (в пределах проектной выемочной мощности выработанного пространства);

разубоживание песков породами (торфами) подотвальной площади при ее зачистке.

Нормативные объемы теряемых песков и разубоживающих пород рассчитывают отдельно по каждому из указанных видов. Общий норматив определяют суммированием полученных объемов и отнесения их соответственно к погашенным балансовым запасам и к добытой горной массе.

4.1.2. При расчете нормативов потерь в целиках размеры целиков, определяемые проектом, принимают в зависимости от степени устойчивости кровли очистного пространства. Для вновь

отрабатываемых месторождений размеры целиков устанавливают расчетным путем или на основе опытной отработки одного-двух шахтных полей. Проектом должна быть предусмотрена частичная отработка целиков.

Нормативную величину потерь в целиках определяют по формуле

$$П = fkSm, \qquad (4.1.1)$$

где f — коэффициент, характеризующий отношение площади теряемых целиков к общей площади шахтного поля, доли единицы;

k — коэффициент извлечения песков из целиков, доли единицы;

S — площадь проектного шахтного поля, м^2;

m — средняя мощность пласта «чистых» песков в местах расположения целиков, м.

Коэффициенты f и k устанавливаются проектом отработки на основе опыта работ в данных горно-геологических условиях. Во всех случаях коэффициент k должен быть не менее 0,7.

4.1.3. За нормативную величину потерь полезного ископаемого при промывке песков принимают среднестатистические размеры потерь при отрегулированной нормальной работе промывочных приборов на данном или аналогичном месторождении.

4.1.4. Разубоживание вследствие примешивания пород кровли и задирки плотика определяют на основании допустимой величины превышения выемочной мощности над мощностью пласта песков Δm, что позволяет предотвратить потери песков с балансовым содержанием. При этом величину Δm принимают с учетом литологических особенностей пород кровли и плотика, а также требований Единых правил безопасности. Объем разубоживающих пород из кровли и почвы выработок рассчитывают по формуле

$$B = \Delta mS, \qquad (4.1.2)$$

или в процентном выражении

$$P = \frac{\Delta m}{m + \Delta m} 100,$$

где S — площадь очистного пространства;

m — средняя мощность пласта песков.

4.1.5. Проектный объем разубоживающих пород от зачистки подотвальной площади S определяется произведением ее на среднюю мощность Δm проектируемого на промывку слоя торфов.

В процентном выражении указанное разубоживание

$$P = \frac{\Delta mS}{Q + \Delta mS} 100, \qquad (4.1.3)$$

где Q — количество горной массы, выданное в песковый отвал, м^3.

Исходные данные для расчета норматива разубоживания породами подотвальной площади принимают по средним фактическим данным, полученным в нормальных производственных условиях. Для вновь осваиваемых месторождений величину Δm принимают равной 0,2 м.

4.1.6. При подземной добыче песков определению и учету подлежат следующие виды потерь и разубоживания:

потери в целиках различного назначения и вида;

потери в бортах россыпи;

потери в кровле и в почве пласта;

потери под завалами и обрушениями;

потери на подотвальной площади выгруженных песков;

разубоживание вследствие прихвата пустых песков в кровле и задирки плотика для предотвращения потерь;

разубоживание из-за прирезки песков в бортах с содержанием ниже бортового;

разубоживание из-за вывалов и обрушений кровли пласта;

разубоживание из-за попадания в песковый отвал пород из проходческих выработок;

разубоживание породами (торфами) подотвальной площади при ее зачистке.

4.1.7. Количество песков в целиках различного назначения, оставляемых в выработанном пространстве, определяют путем умножения площади этих целиков на среднюю мощность пласта в пределах данных целиков.

Для установления количества металла, потерянного в целиках, используют определенное в результате опробования среднее содержание $c_п$:

$$П = \frac{Smc_п}{1000}. \qquad (4.1.5)$$

4.1.8. Количество песков, теряемых в бортовых целиках, определяют путем умножения площади этих целиков на среднюю мощность пласта в пределах данных целиков. Площадь бортового целика устанавливают графически, используя планы горных работ. Внешний контур целика проводят посредине между пробами с кондиционным и некондиционным содержанием и интерполируют на половину величины расстояния между пробами. Мощность пласта в пределах целика определяют как среднее арифметическое по всем расположенным на границе отработки пробам, в том числе по пробам с содержанием ниже кондиционного.

При определении среднего содержания металла в целике учитывают только пробы с кондиционным содержанием, к которым добавляют соответствующее количество проб с содержанием, равным бортовому.

4.1.9. Количество песков, теряемых в кровле и в почве очистного пространства, определяют по результатам опробования кровли и почвы по эксплуатационной сетке. Размер сетки и методика опробования устанавливаются геологическим отделом ком-

бината, объединения или специальными инструкциями по опро бованию.

Потери определяют путем умножения средней глубины распро странения песков с кондиционным содержанием металла в кровл (почве) пласта на площадь шахтного поля, ограниченную проба ми с кондиционным содержанием песков.

4.1.10. Порядок определения потерь песков и металла в от битой горной массе под завалами и обрушениями зависит о времени, когда произошел завал. Если завал произошел сраз после инструментального замера, количество потерянных песко определяют по данным этого замера или путем сопоставления положения предыдущего забоя со средним ежемесячным подвига нием очистных забоев.

Если обрушение произошло после того, как часть песков была выгружена из забоя (лавы), потерянное количество песков вычис ляют как разницу между отбитым и отгруженным объемом горной массы за цикл.

Незачищенные площади под завалами определяют путем со поставления площади завала и площади, ранее зачищенной и не попавшей под завал.

4.1.11. Потери на подотвальных площадях определяют по ре зультатам оперативного эксплуатационного послойного опробова ния указанных площадей, позволяющего установить среднюю глубину проникновения песков и их относительное количество в подстилающих породах.

4.1.12. Потери на подотвальной площади происходят в резуль тате вдавливания песков гусеницами и колесами землеройных ма шин (бульдозеров, тракторных скреперов) при подаче песков на промывочные приборы, а также из-за протаивания шахтного льда и дождевых потоков.

Потери песков $П$ (м^3) на подотвальной площади определяют по формуле

$$П = S_{пд} h_{пб} \frac{c_{пб}}{c_д}, \qquad (4.1.5)$$

где $S_{пд}$ — размер подотвальной площади;
$h_{пб}$ — средняя мощность перебутора;
$c_{пб}$ — среднее содержание металла в перебуторе на подотвальной площади после ее зачистки;
$c_д$ — среднее содержание металла в добытых шахтных отвальных песках.

Исходные данные для расчета фактических потерь принимают по результатам нивелирования площади до промывки и после ее зачистки и эксплуатационного геологического опробования.

4.1.13. Разубоживание песков P(%) породами кровли и почвы определяют по результатам периодически производимого маркшейдерского замера выемочной мощности m_0 и оперативного эксплуатационного опробования, позволяющего выявить среднюю мощность пласта чистых песков $m_п$:

$$P = \frac{m_0 - m_п}{m_0} 100. \qquad (4.1.6)$$

4.1.14. Разубоживание вследствие примешивания пород, выдаваемых в песковый отвал из вывалов и обрушений, определяют по количеству отгруженных пород прямым инструментальным замером.

4.1.15. Разубоживание при выгрузке в песковый отвал пород из горнопроходческих выработок, пройденных по породам, определяют с учетом протяженности и сечения этих выработок, установленных маркшейдерским замером.

4.1.16. Количество разубоживающих пород вследствие прирезки пород и забалансовых запасов в бортах россыпи определяют на основании геолого-маркшейдерских зарисовок и замеров, используя планы опробования отрабатываемых песков, на которые наносят фактические границы очистных и проходческих работ и уточненные контуры бортов россыпи.

4.1.17. Количество пород, образовавшихся при зачистке подотвальной площади, определяют путем ее нивелирования по эксплуатационной сетке перед началом укладки песков и после зачистки подотвальной площади. Густоту сетки принимают в соответствии с требованиями «Технической инструкции по производству маркшейдерских работ» (М., «Недра», 1973). Объем пород вычисляют путем умножения размера подотвальной площади на среднюю глубину зачистки, определяемую по разности средних отметок подотвальной площади.

4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

4.2.1. При разработке россыпей раздельным и гидравлическим способами отработку песков при правильном ведении горных работ можно осуществлять без потерь.

Основные виды нормативного разубоживания при разработке россыпей открытым способом:

разубоживание вследствие оставления предохранительной рубашки;

разубоживание вследствие разноса бортов полигона (разреза);

разубоживание при зачистке плотика.

Указанные виды нормативного разубоживания могут быть определены графическим или графо-аналитическим методом.

4.2.2. Нормативное разубоживание (в объемном выражении) торфами предохранительной рубашки и породами плотика при его зачистке определяют по формуле

$$V_р = (m_т + m_э) S_р, \qquad (4.2.1)$$

где $m_т$ — нормативная средняя мощность предохранительной торфовой рубашки, м;

$m_з$ — нормативная средняя мощность зачищаемого слоя по
род плотика, м;
$S_р$ — проектная площадь полигона (блока, разреза), м².

Разубоживание в процентах

$$P = \frac{m_т + m_з}{m_э} 100,$$

где $m_э$ — определенная проектом средняя эксплуатационная мощ
ность пласта, включающая, кроме мощности чистых пе
сков, породы кровли и плотика, м.

4.2.3. Нормативное разубоживание вследствие примешивания пород из бортовых откосов определяют по формуле

$$V_В = 0{,}5Lm_э^2 \operatorname{ctg} \alpha, \qquad (4.2.2)$$

где L — часть периметра полигона с проектируемыми откосами (измеряется по планам горных работ), м;
$m_э$ — средняя эксплуатационная мощность пласта;
α — средний угол бортовых откосов, принятый для полигонов (разрезов) в техническом проекте горных работ по результатам проведенных исследований на аналогичных месторождениях.

Разубоживание в процентах от общего объема горной массы подлежащей отработке,

$$P = \frac{V_В}{V_Д} 100 = \frac{V_В}{V_ч + V_В} 100, \qquad (4.2.3)$$

где $V_ч$ — проектный объем чистых песков (берется из материалов подсчета запасов).

4.2.4. Суммарное нормативное разубоживание $P_н$ (%) по полигону определяют по формуле

$$P_н = \frac{(m_т + m_з) S_р + V_В}{m_э S_р + V_В} 100. \qquad (4.2.4)$$

4.2.5. При добыче песков открытым способом определению и учету подлежат следующие виды потерь песков и соответствующие им виды разубоживания:

Потери	Разубоживание
В целиках различного назначения	—
С торфами при их вскрыше	Торфами предохранительной рубашки
Вследствие недоизвлечения песков по мощности (в частности, в резких западениях плотика)	Породами плотика при его зачистке
Вследствие недоизвлечения песков в бортах россыпи (полигона)	Породами бортов при их разносе и породами оползней
В пульпе (гидроустановок) за пределами полигона или при выносе песков паводковыми водами	Вследствие заиливания полигона породами из-за его затопления (прорыва дамб, плотин и т. п.).

4.2.6. Количество песков и металла в целиках различного назначения, оставленных в выработанном пространстве между соседними полигонами, определяют из площади этих целиков, средней мощности пласта песков в пределах оставляемых целиков и среднего содержания металла в них.

При отсутствии данных по опробованию целиков количество металла, потерянного в целиках, может быть определено по данным фактического среднего содержания с учетом технологических потерь при инструментальном определении объема песков.

4.2.7. Количество песков и полезного компонента, потерянных с торфами при их вскрыше, определяют по результатам послойного эксплуатационного опробования вскрытого полигона по эксплуатационной сетке. Участки вскрытого полигона наносят на планы горных работ.

Определяют среднюю мощность снятого при вскрыше слоя песков, выше которого опробованием установлено кондиционное содержание полезного компонента.

4.2.8. Количество песков и полезных компонентов, потерянных в почве и бортах выработок, определяют на планах опробования и разрезах, сопоставляя их контуры — фактический и уточненный — по данным разведки и эксплуатационного опробования.

Потери по мощности вследствие затопления, заиливания или из-за преждевременного окончания промывочного сезона определяют путем сопоставления контура пласта с контуром выработки на момент прекращения работ на полигоне.

4.2.9. Потери в резких западениях плотика определяют по результатам инструментальной съемки этих западений с установлением их средней глубины (мощности) по данным буровых скважин или копушей с попутным уточнением среднего содержания полезных компонентов.

Потери полезного ископаемого в почве возможны из-за большой крепости пород плотика, разработка которых невозможна технически или экономически неоправданна.

4.2.10. Разубоживание песков, происходящее из-за оставления предохранительной торфовой рубашки, разноса бортов разреза и вследствие зачистки плотика, определяют по формулам, используемым при расчете нормативных значений разубоживания. Входящие в эти формулы исходные величины принимают по фактическим данным, полученным при разработке полигона.

Количество разубоживающих пород из-за оползней бортов разрезов определяют инструментальным замером объема обрушившихся торфов.

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ДЛЯ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА ПРИ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Установление нормативов потерь и разубоживания продуктивной горной массы (песков)

4.3.1. Нормативы потерь и разубоживания горной массы (песков) определяют для каждой драги в соответствии с горно-геологической характеристикой месторождения, типом драги и применяемыми системами разработки.

Нормативные объемы теряемой горной массы (песков) и разубоживающих пород рассчитывают отдельно по каждому виду. Общий норматив определяют как сумму объемов потерь и разубоживания по всем нормируемым видам, отнесенным соответственно к погашаемым балансовым запасам и к добытой горной массе (пескам).

4.3.2. При разработке россыпных месторождений дражным способом нормированию и учету подлежат указанные ниже группы и виды потерь и разубоживания.

1. Потери в массиве:

в целиках под временными горнотехническими сооружениями (плотинами);

в межходовых целиках внутри выемочного участка;

в межшаговых и угловых целиках у плотика и в бортах разреза;

в целиках у мерзлотных, заваленных, заиленных и недоработанных участков (последние обусловлены нарушением технологии горных работ);

в целиках, оставляемых по геологическим и гидрогеологическим условиям, выявленным в процессе эксплуатации.

2. Потери отделенной от массива горной массы:

в осыпях и просорах горной массы (песков) через рамный прорез при удалении из черпаков в виде примазок с валунами, с крепью, при обмерзании;

при зачистке песков по плотику в пределах шага драги с миграцией отдельных зерен полезных компонентов;

при вскрыше торфов;

вследствие попадания части добываемых песков в гале-эфельные отвалы при нарушении водного режима и перегрузке (завалах) дражной бочки (потери последнего вида — результат неправильного ведения работ).

3. Разубоживание:

вследствие прирезки пород (торфов) в бортовых откосах разреза, в углах разворота драги и пород плотика;

в результате вовлечения в добычу торфов из выполаживающихся бортовых откосов дражного разреза, а также иловых эфельных отложений, подпирающих дражный забой;

вследствие подработки собственных отвалов и торфов вскрыши (в пазуху) при перекрытии смежных ходов.

4.3.3. Перед определением нормативов потерь и разубоживания при дражной разработке россыпей по результатам экономической оценки устанавливают оптимальные соотношения между значениями потерь и разубоживания. При этом целесообразно пользоваться коэффициентом μ, который зависит от предельно допустимого содержания полезного компонента в разубоженной горной массе (на границе драгирования), соответствующего бортовому содержанию $c_б$:

$$\mu = \frac{c_б}{c - c_б}. \tag{4.3.1}$$

Когда разубоживающие породы содержат полезный компонент,

$$\mu = \frac{c_б - b}{c - c_б}. \tag{4.3.2}$$

Обратные зависимости $c_б$ от μ для тех случаев, когда разубоживающие породы не содержат полезного компонента и содержат его:

$$c_б = \frac{c\mu}{1 + \mu}; \tag{4.3.3}$$

$$c_б = \frac{c\mu + b}{1 + \mu}. \tag{4.3.4}$$

Величина μ входит в большинство расчетных формул, определяющих нормативы потерь и разубоживания горной массы (песков).

4.3.4. При разработке отдельных россыпных месторождений дражным способом из-за ряда горно-геологических и гидрогеологических условий (малый приток воды, большая фильтрация гале-эфельных отвалов, малая мощность россыпи, большой уклон долины и др.) возникает необходимость в оставлении водоудерживающих целиков под временными горнотехническими сооружениями (плотинами) с целью подъема воды в разрезе до проектного уровня на отдельных участках россыпи (применение пленочных перекрытий не дает желаемой эффективности). Оставление водоудерживающих целиков, их размеры и местоположение обосновываются экономическими расчетами в техническом проекте разработки дражного полигона с установлением нормативов потерь данного вида.

4.3.5. Нормативные потери в межходовых целиках внутри выемочного участка и вторичное разубоживание за счет собственных отвалов гале-эфелей смежного хода и торфов вскрыши (в пазуху) определяют расчетом, причем целесообразность вскрыши торфов в пазуху смежного хода должна быть экономически обоснована.

При подсыпке промышленного откоса бортов разреза породами эфельного и галечных отвалов линия формирования откоса

отвала в зависимости от степени его подработанности может выйти на гребень (рис. 8) или на откос отвала (рис. 9). Оптимальное положение откоса отвала будет зависеть от величины μ, определяемой в зависимости от содержания металла в россыпи [формулы (4.3.1) и (4.3.2)].

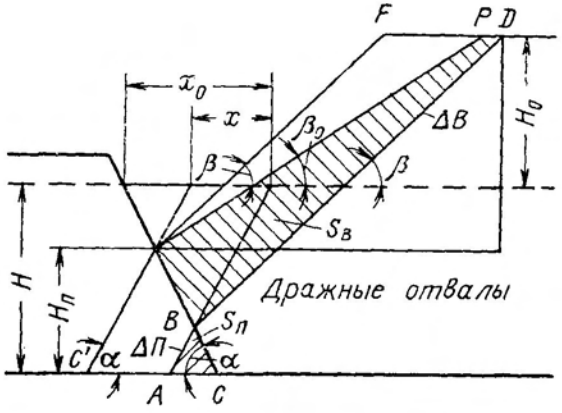


Рис. 8. Определение границы подработки межходового целика при значительной подсыпке бортов разреза гале-эфелями отвалов ($\mu_н > \mu$)

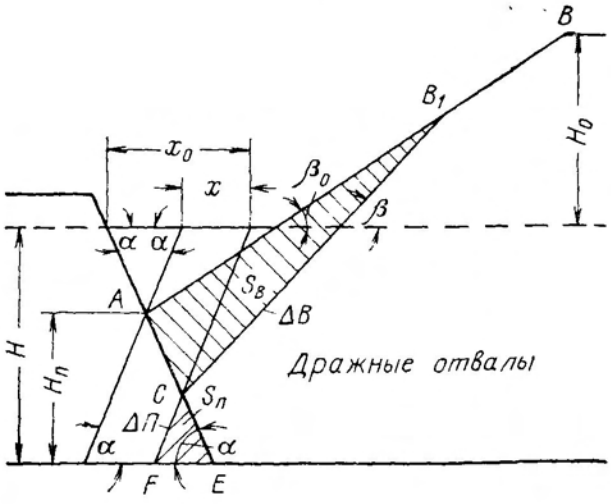


Рис. 9. Определение границы подработки межходового целика при частичной подсыпке бортов разреза гале-эфелями отваров ($\mu_н < \mu$)

Указанное положение откоса может быть установлено аналитически путем сопоставления полученного коэффициента μ с так называемым критическим коэффициентом $\mu_н$:

$$\mu_н = \frac{k_р [H_п \sin(\alpha + \beta_0) \sin\beta - (H + H_0) \sin\alpha \sin(\beta - \beta_0)]}{(H + H_0 - H_п) \sin\alpha \sin(\alpha + \beta_0)}, \quad (4.3.5)$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления;
$H_п$ — высота подсыпки откоса борта разреза галечными отвалами от почвы россыпи, м;
H — мощность россыпи ниже уровня воды в котловане, м;
H_0 — высота галечных отвалов от уровня воды, м;
α — угол откоса борта разреза;
β — угол откоса отвалов после подработки их драгой;
β_0 — угол откоса отвалов, сформированных отвалообразователем драги.

4.3.6. Если линия формирования откоса отвала при подработке его драгой выходит на гребень отвала (см. рис. 8, в этом случае $\mu_н \geqslant \mu$), границу подработки нормативного межходового целика определяют по формуле

$$x = \frac{2 [k_р H_п \sin\beta - \mu \sin\alpha (H + H_0 - H_п)]}{\operatorname{tg}\alpha (\mu \sin\alpha + k_р \sin\beta)}. \quad (4.3.6)$$

Величина перекрытия рабочим ходом смежного хода x_0 при этом будет равна

$$x_0 = 2(H - H_п) \operatorname{ctg}\alpha + x. \quad (4.3.7)$$

Поперечные площади теряемого целика песков $S_п$ и разубоживающих пород $S_в$, подлежащих переработке драгой, определяют по формулам:

$$S_п = 0{,}25 (2H_п - x \operatorname{tg}\alpha)^2 \operatorname{ctg}\alpha; \quad (4.3.8)$$

$$S_в = \frac{\sin(\alpha + \beta) [4x (H + H_0 - H_п) + x^2 \operatorname{tg}\alpha]}{8k_р \sin\beta \sin\alpha} - \frac{(H + H_0 - H_п)^2}{2k_р} (\operatorname{ctg}\beta_0 - \operatorname{ctg}\beta). \quad (4.3.9)$$

4.3.7. Если линия формирования откосов отвала при подработке его драгой выходит, как показано на рис. 9, на откос отвала ($\mu_н < \mu$), границу подработки нормативного межходового целика рассчитывают по формуле

$$x = \frac{2k_р H_п \operatorname{ctg}\alpha \sin(\beta - \beta_0)}{\mu \sin(\alpha + \beta_0) + k_р \sin(\beta - \beta_0)}. \quad (4.3.10)$$

Величину перекрытия рабочим ходом смежного хода x_0 определяют по формуле (4.3.7), а поперечную площадь теряемого целика песков $S_п$ — по формуле (4.3.8).

Поперечную площадь разубоживающих пород $S_в$, подлежащих переработке драгой, определяют по формуле

$$S_в = \frac{x^2 \sin(\alpha + \beta) \sin(\alpha + \beta_0)}{8k_р \cos^2\alpha \sin(\beta - \beta_0)}. \quad (4.3.11)$$

4.3.8. В обоих рассмотренных случаях площади $S_П$ и $S_В$ могут быть определены по графикам, которые аналогичны изображенным на рис. 8, 9.

Для получения объемов теряемых песков и разубоживающих пород вычисленные площади $S_П$ и $S_В$ умножают на суммарную длину хода драги.

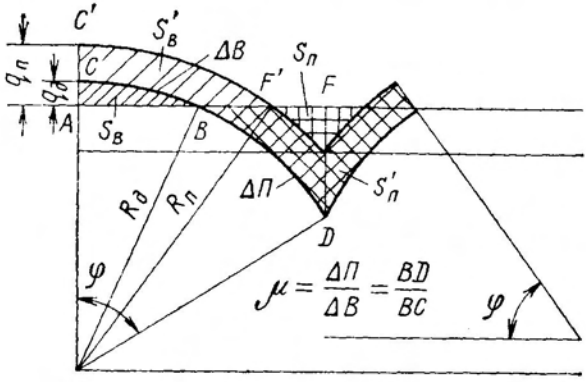


Рис. 10. Определение границ углового целика при смежно-поперечной системе разработки

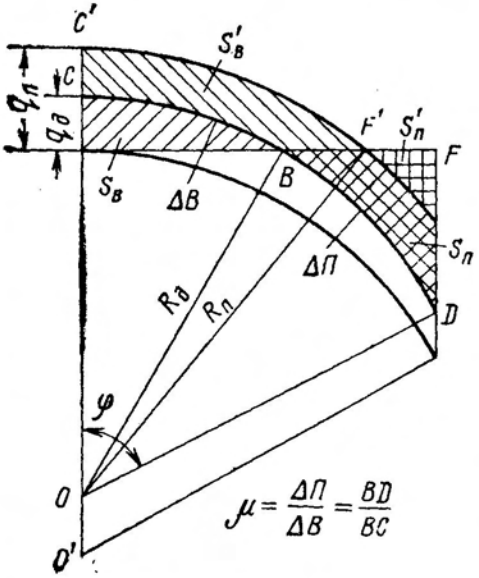


Рис. 11. Определение границ углового целика при одинарной системе разработки

4.3.9. Потери в угловых целиках и первичное разубоживание породами законтурных сегментальных выработок возникают при выходе драги по нормали на промышленный контур полигона (рис. 10, 11). Нормативные размеры потерь и разубоживания этого вида зависят от геометрических параметров драг и дражных разрезов и применяемой системы разработки.

Величину законтурной выработки по почве разреза определяют по формуле

$$q_д = \frac{R_д}{2}\left(1 - \cos\frac{\varphi}{\mu + 1}\right). \quad (4.3.12)$$

Величину законтурной выработки по поверхности россыпи (полигона) вычисляют по формуле

$$q_{\text{П}} = q_{\text{д}} + (R_{\text{п}} - R_{\text{д}}), \qquad (4.3.13)$$

где φ — угол разворота драги от середины забоя (на половину угла драгирования) до борта разреза, градус;

$R_{\text{д}}$ — радиус черпания драги на уровне почвы разреза, м;

$R_{\text{п}}$ — радиус черпания драги на уровне поверхности россыпи, м.

Объемы нормативных потерь песков и разубоживающих пород определяют графо-аналитическим методом. Площадь определяют путем построения на плане углового целика и вычисления площадей (целика) по почве $S_{\text{П}}$ и по поверхности россыпи $S'_{\text{П}}$ и $S'_{\text{В}}$ с помощью планиметра (см. рис. 10, 11).

4.3.10. Объем первичного и вторичного разубоживания породами бортов дражного разреза определяют по формуле

$$V_{\text{В}} = 0{,}5pH_{\text{р}}^2 \operatorname{ctg} \alpha, \qquad (4.3.14)$$

где p — часть периметра дражного разреза с откосом за промышленным контуром полигона, м;

$H_{\text{р}}$ — средняя проектная глубина дражного разреза на участке борта, м;

α — угол законтурного откоса борта дражного разреза в момент драгирования (определяется по результатам исследований устойчивости бортов).

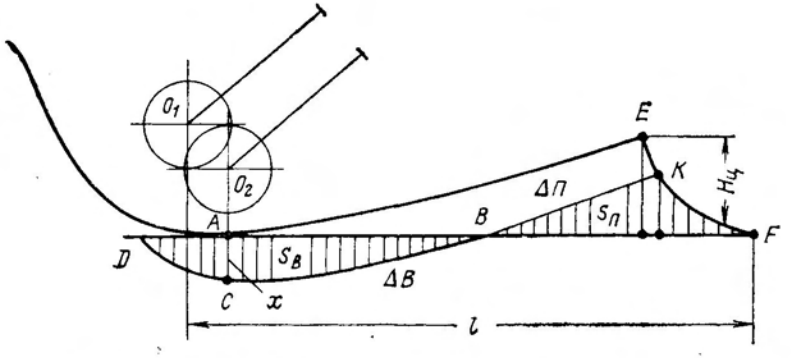


Рис. 12. Определение границ сечений межшагового целика и межцепковой выемки плотика по оси дражного разреза

4.3.11. **Потери в межшаговых целиках и первичное разубоживание вследствие зачистки пород плотика.** В соответствии с изображенной на рис. 12 схемой величина зачистки плотика $x = AC$ будет определена по формуле

$$x = \frac{H_{\text{ц}}}{1 + \mu}, \qquad (4.3.15)$$

где $H_{\text{ц}}$ — высота межшагового целика до начала зачистки плотика;

$$\mu = \frac{\Delta П}{\Delta B} = \frac{BK}{BC}.$$

Средняя площадь потерянных песков в сечении межшагового нормативного целика $S_П$ будет равна

$$S_П = \frac{l\,(H_ц - x)^2 \cos^2 \varphi/2}{2H_ц}. \qquad (4.3.16)$$

Средняя нормативная площадь разубоживающих пород в сечении $S_В$ равна:

$$S_В = \frac{lx^2 \cos^2 \varphi/2}{2H_ц}, \qquad (4.3.17)$$

где l — величина шага драги, м.

Объемы нормативных потерь песков в межшаговых целиках и, соответственно, разубоживания породами выемки вычисляются по формуле

$$V_п = S_П B_{пр} \frac{L}{l} \text{ и } V_В = S_В B_{пр} \frac{L}{l},$$

где $B_{пр}$ — средняя ширина проектного хода драги (по плотику), м;

L — общая длина проектных ходов драги, м.

4.3.12. Экспериментальным методом устанавливают нормативы потерь песков (горной массы), отделенных от массива, в выработанном пространстве при зачистке плотика на участке разрабатываемого забоя, в осыпях и просорах через рамный прорез, а также при удалении из черпаков в виде примазок с валунами, крепью и при обмерзании. При этом особое внимание обращается на тщательное соблюдение технологии и нормативных параметров дражных работ. Экспериментальным методом определяют и нормируют количество разубоживающих пород из иловых и эфельных отложений, подпирающих дражный забой.

Потери песков (горной массы), отделенных от массива, и количество разубоживающих пород учитывают в плотной массе, характерной до отделения от массива.

4.3.13. При вскрыше торфов потери песков, отделенных от массива, наблюдаются редко. При необходимости они могут быть определены на основе экономического сравнения вариантов с максимально возможной вскрышей торфов без потерь и с потерями, приводящими к меньшему, чем в I варианте, разубоживанию песков недовскрытыми торфами.

4.3.14. Количество вовлекаемых в добычу торфов, взятых вне контура полигона на возведение горнотехнических сооружений, определяют и нормируют на отдельных участках дражного полигона в соответствии с техническим проектом его разработки.

4.3.15. **Потери в межходовых целиках внутри выемочного участка и в целиках под временными горнотехническими сооружениями (плотинами).** Целики образуются при разработке россыпи взаимно противоположными параллельными ходами на границе смежных ходов.

Величину целиков устанавливают сопоставлением фактических границ выемки смежных ходов путем графического построения вертикальных сечений в масштабе 1 : 50 по створам через каждые 20 м хода драги. Исходными данными для построения вертикальных сечений служат результаты тахеометрической съемки верхних границ дражного разреза, отметки фактического уровня воды и данные промеров глубин по откосам бортов разреза и дну котлована.

Площади целиков по каждому створу замеряют планиметром. Объем промышленных песков (горной массы), оставленных в целиках, определяют путем умножения расстояния между створами на среднюю площадь целика по соседним створам.

Количество полезных компонентов в теряемых породах целика определяют путем умножения объема песков в целике на среднее содержание в нем полезного компонента, уточненное эксплуатационным опробованием.

4.3.16. Разубоживание при разработке межходового целика возникает при переработке торфов вскрыши, складируемых в пазуху ранее выработанного смежного разреза, и при переработке гале-эфельных отвалов смежного хода при подсыпке породами этих отвалов промышленного борта разреза. Фактическое количество разубоживающих пород определяют путем сопоставления конфигурации пород в ранее выработанном котловане с их конфигурацией после выработки нового разреза по тем же створам, по которым определяли потери. Площадь переработанных пород по каждому створу определяют планиметром по вертикальной проекции.

4.3.17. **Потери в межшаговых целиках и разубоживание породами плотика из межцеликовых выемок.** Межшаговые целики (гребни) образуются при продвижении драги вперед по подошве дражного разреза в промежутке между каждой парой отработанных забоев.

Площадь межшагового целика и межцеликовой выемки плотика зависит от типа драги, глубины черпания, величины шага, степени натяжения черпаковой цепи и крепости драгируемых горных пород плотика. Для определения этих площадей по каждой драге должны быть составлены специальные таблицы, в которых следует отразить зависимости потерь в межшаговых целиках и разубоживания породами плотика из межцеликовых выемок от геометрических параметров драг, величины зашагивания, глубины и радиуса черпания и др. При изменении свойств пород плотика или изменении степени натяжения черпаковой цепи должны быть

составлены новые таблицы для определения объемов межшаговых целиков.

Для определения потерь в межшаговых целиках и разубоживания породами плотика из межцеликовых выемок можно применять метод, основанный на совмещении двух смежных профилей забойных откосов и дна дражного разреза.

Сущность метода совмещения профилей заключается в следующем. Для съемки фронтального (забойного) откоса и дна дражного разреза разбивается базис в виде шкалы на береговом мостике драги и на понтоне вдоль рамного прореза. Деления шкалы закрепляют через 0,5 м масляной краской. За нуль шкалы принимают точку сопряжения берегового мостика с понтоном (рис. 13).

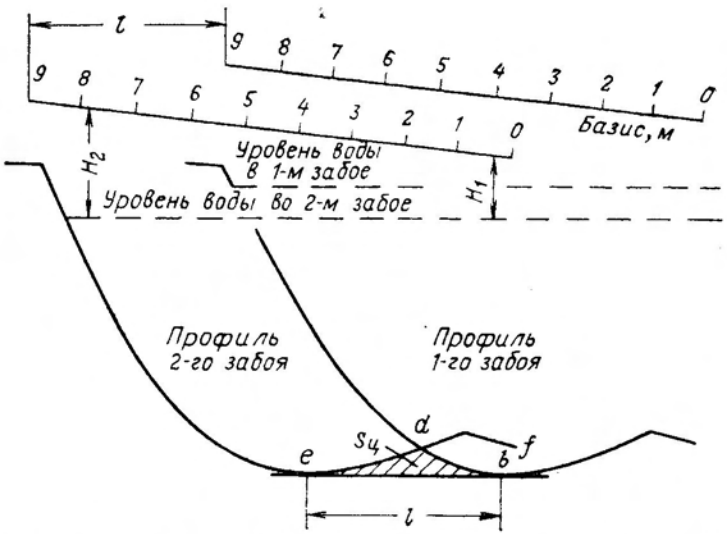


Рис. 13. Схема построения площади сечений межшагового целика путем совмещения профилей, составленных по данным измерения глубины забоев

На концах берегового мостика измеряют расстояния H_1 и H_2 до уровня воды. Глубину забоя измеряют по всей длине базиса с захватом поверхности фронтального откоса и дна разреза, образованного шлейфом черпаковой цепи. Глубину забоя замеряют от поверхности воды или от базиса с точностью до 0,1 м в прямом и обратном направлениях. За окончательный результат принимают среднее из двух измерений.

Профили составляют в масштабе 1 : 50. По отметке поверхности воды проводят прямую линию. От нее на расстоянии H_1 и H_2 проводят линию первого положения базиса и размечают его шкалу; от делений шкалы базиса прочерчивают вертикальные линии, на которых от уровня воды или линии базиса отклады-

вают отрезки, равные измеренным глубинам. Полученные точки дна откоса забоя соединяют линией и получают профиль фронтальной части и дна забоя. Профиль 2-го забоя строят аналогично 1-му, но так, чтобы он был сдвинут по отношению к 1-му забою на величину шага драги, и с учетом изменения уровня воды в разрезе.

Площадь теряемых песков в межшаговых целиках и разубоживающих пород от зачистки плотика определяют по построенным профилям с учетом глубины драгирования и границы задирки плотика.

Объем межшагового целика вычисляют умножением средней площади его вертикального поперечного сечения S на ширину $B_ф$ дражного разреза по почве (плотику):

$$V_{шц} = S_{шц} B_ф \qquad (4.3.18)$$

где $S_{шц} = S_ц \cos \varphi/2$;

$S_ц$ — площадь максимального поперечного сечения межшагового целика по оси дражного разреза, м^2; измеряется на чертеже планиметром.

Аналогично определяют объем разубоживающих пород из межшаговых дуговых выемок почвы дражного разреза.

4.3.18. Потери вследствие недоработки пласта песков по мощности вызываются следующими причинами:

а) нарушением технологии дражных работ (неправильным выбором горизонта драгирования, подэфеливанием кормы понтона, несвоевременным оттаиванием вечномерзлых песков на отдельных участках и др.);

б) геологическими и гидрогеологическими условиями, выявленными в процессе эксплуатации (наличием участков пятнистой мерзлоты и илисто-глинистых пород, не поддающихся полному оттаиванию; скоплением крупных валунов, сцементированных песков, из-за резких западений и подъемов плотика на отдельных участках; наличием таких участков россыпи, где пески залегают ниже предельно возможной глубины черпания драги данного типа и т. п.).

Разубоживание песков возникает из-за излишней зачистки пород плотика при неправильном выборе горизонта драгирования, большого провисания цепи вследствие ее износа или излишнего количества черпаков, несвоевременного возведения горнотехнических сооружений и т. п.

Объем потерянных песков в недоработанных слоях пласта и разубоживания породами плотика определяют сопоставлением высотных отметок фактического дна разреза с данными разведки, уточненными оперативным эксплуатационным опробованием. При этом значения отметок между разведочными линиями можно определять путем интерполирования.

Методику определения потерь рассматриваемого вида разрабатывают геолого-маркшейдерские службы комбинатов и производственных объединений.

Количество полезных компонентов, теряемых в почве разреза, определяют умножением объема потерянных песков на среднее содержание в них полезных компонентов, установленных по данным разведки с учетом коэффициента намыва или эксплуатационного опробования последнего слоя песков.

4.3.19. Потери и разубоживание горной массы (песков) в бортах дражного разреза, месторождения. Потери горной массы (песков) в бортах дражного разреза вследствие недоработки по мощности возникают по следующим причинам:

а) из-за нарушения технологии дражных работ (при неправильной забортовке, под навалами торфов вскрыши и гале-эфелей в контуре полигона, из-за высокого надводного борта и несвоевременной вскрыши торфов, оттаивания вечномерзлых пород и сезонного промерзания, несоблюдения проекта при возведении горнотехнических сооружений и др.);

б) из-за геологических и гидрогеологических условий, полностью выявленных в процессе эксплуатации (наличия участков пятнистой мерзлоты и илисто-глинистых пород, не поддающихся полному оттаиванию, скопления крупных валунов, резких подъемов плотика в прибортовых участках россыпей и др.).

Потери горной массы (песков) в бортах россыпи вследствие недоработки их по мощности и выполаживания бортовых откосов дражного разреза, если проектом была предусмотрена полная отработка запасов в бортах россыпи, относятся к потерям из-за нарушения технологии горных работ.

При вынужденном выполаживании откосов, из-за скопления крупных валунов, свалов скальных пород потери следует относить к потерям по геологическим условиям.

При значительной площади недоработанных по мощности участков потери горной массы (песков) и полезных компонентов могут быть определены по плану, на который нанесены границы выработки и уточненный по данным разведки и эксплуатационного опробования контур балансовых запасов.

Разубоживание из-за необоснованной прирезки забалансовых участков россыпи при неправильной забортовке относится к разубоживанию из-за нарушения технологии горных работ.

Разубоживание вследствие излишнего выполаживания забортовых откосов при превышении установленных нормативов относится к сверхнормативному.

Потери и разубоживание в бортах россыпи определяют путем сопоставления на поперечных разрезах (построенных специально для учета потерь и разубоживания) контура подсчета запасов, уточненного по данным эксплуатационного опробования, с фактическим контуром выработки. Фактический контур разреза по поверхности полигона определяют на основе тахеометрической съемки его разреза, а по дну разреза — на основе данных промера глубин по данному створу с учетом высотной отметки уровня воды.

Площадь потерянной горной массы (песков) и разубоживающих пород определяют по разрезам с помощью планиметра. Объем потерянной горной массы (песков) и разубоживающих пород рассчитывают умножением соответствующей средней площади по двум смежным разрезам на расстояние между ними.

4.3.20. Потери в углах разрезов и разубоживание горной массы (песков) бортовыми породами возникают при проходе драги на промышленный контур полигона. Контуры оставляемых целиков в углах при поворотах драги определяют нанесением на план результатов тахеометрической съемки верхней и нижней бровок разреза.

Площадь участков потерянных пород по верхнему и нижнему контурам целика и площадь разубоживающих пород определяют на плане разреза планиметром на основе сопоставления контура подсчитанных запасов, уточненного эксплуатационным опробованием, и фактического контура разреза.

Среднюю площадь теряемой горной массы (песков) и разубоживающих пород вычисляют как среднее арифметическое из площадей по верху и низу разреза. Для определения объема потерянной горной массы (песков) и разубоживающих пород их площади умножают на среднюю высоту целика.

Потери полезного компонента в угловых целиках устанавливают умножением объема теряемой горной массы (песков) на соответствующее среднее содержание металла в горной массе (песках), уточненное по данным эксплуатационного опробования.

4.3.21. Потери горной массы (песков) в выработанном пространстве возникают:

а) при зачистке песков по плотику с миграцией отдельных зерен полезных компонентов;

б) в осыпях и просорах горной массы (песков) через рамный прорез и при удалении из черпаков в виде примазок с валунами, крепью, при обмерзании.

Потери этого вида возникают при отделении полезного ископаемого от массива в забое и транспортировании его с разгрузкой черпаков в завалочный люк. Величина потерь зависит от коэффициента наполнения черпаков, наличия и качества улавливающих устройств в завалочном люке и рамном прорезе, от характера драгируемых пород и пород, слагающих плотик, от крупности отдельных зерен полезных компонентов и от других факторов.

Потери определяют опытным путем, как правило, привлекая научно-исследовательские организации. В результате проведения этих работ составляют специальные таблицы (графики), в которых отражают соответствие вычисленных размеров потерь геометрическим параметрам драг и дражных забоев и разрезов.

Фактические потери определяют путем сопоставления конкретных параметров и условий отработки с табличными данными. Конкретная методика определения потерь этого вида разрабатывается геолого-маркшейдерской службой горнообогатительных

комбинатов или производственных объединений по рекомендациям научно-исследовательских организаций.

Потери полезного компонента в натуральном выражении необходимо определять умножением количества добытой горной массы, вычисленного по маркшейдерским замерам за соответствующий период, на коэффициент потерь, определенный при проведении опытных работ, и на среднее содержание полезного компонента в добытой горной массе (по намыву) за тот же период.

В связи с отсутствием в настоящее время надежных методов определения потерь полезных компонентов из-за миграции их отдельных зерен в трещиноватый плотик необходим систематический контроль за полнотой зачистки отделенных от массива песков на каждом забое драги. Этот контроль можно осуществить путем регулярного опробования зачищаемых пород плотика (почвы продуктивного пласта) по всей площади дна забоя. Кроме того, необходим ежесуточный контрольный осмотр пород плотика в гребнях галечных отвалов.

4.3.22. Фактические потери отделенных от массива песков и содержащихся в них полезных компонентов при вскрыше торфов, а также песков, удаленных в гале-эфельные отвалы при нарушениях водного режима и перегрузке (завалах) дражной бочки, определяют по данным геолого-маркшейдерского замера и эксплуатационного опробования.

4.3.23. Объемы вторичного разубоживания горной массы (песков) из-за нарушения технологии горных работ определяют на основании данных маркшейдерского замера и геолого-маркшейдерской документации.

4.3.24. По всем нормируемым видам эксплуатационных потерь и разубоживания за отчетный период определяют сверхнормативные потери и разубоживание каждого вида и подводят итоги по группам и классам.

4.3.25. При расчете нормативного и определении фактического разубоживания при разработке драгами или земснарядами россыпей подводным способом различают разубоживание песков и разубоживание продуктивной горной массы.

Разубоживание песков рассчитывают и определяют по отношению к чистым пескам. При расчете и определении разубоживания горной массы, намеченной техническим проектом для переработки драгой или земснарядом, учитывают предварительно недовскрытые торфа другими землеройными машинами в контуре площади дражной выработки (по данным формы 70-ТП).

Геологическая и маркшейдерская службы приисков учитывают оба вида разубоживания (песков и горной массы). Право выбора вида разубоживания для периодической отчетности предоставляется техническим руководителям объединений или горно-обогатительных комбинатов.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И РЕЗУЛЬТАТОВ РАСЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Общие положения

Определение величин потерь $П$ и разубоживания руды $Р$ должно сопровождаться предрасчетом их погрешностей исходя из точности определения исходных данных.

Цель этих предварительных расчетов — установить достоверность вычисленных значений $П$ и $Р$, оценить степень влияния погрешностей каждой из используемых при расчете $П$ и $Р$ исходной величины, разработать мероприятия по повышению достоверности определяемых $П$ и $Р$.

Для оценки погрешности результатов расчета потерь и разубоживания руды применима известная из теории ошибок формула, выражающая закон накопления погрешностей в общем виде:

$$m_y = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial F}{\partial x_1}\right)^2 m_1^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial x_2}\right)^2 m_2^2 + \ldots + \left(\frac{\partial F}{\partial x_n}\right)^2 m_n^2}, \quad (1)$$

где $\frac{\partial F}{\partial x_1}$, $\frac{\partial F}{\partial x_2}$ — частные производные функции $y = F(x_1, x_2, \ldots, x_n)$ по независимым величинам $x_1, x_2, \ldots, x_n$;

$m_1, m_2, \ldots, m_n$ — средние погрешности определения исходных величин.

Применительно к определению потерь и разубоживания руды прямым методом (через отношение суммы отдельных видов потерь $\Sigma П_i$ к погашенным балансовым запасам блока $Б$ и отношение суммы примешиваемых пород $\Sigma В_i$ к количеству добытой руды $Д$) погрешности определения $m_П$ и $m_Р$ рассчитывают по формулам:

$$m_П = \pm \frac{100}{Б} \sqrt{\sum m_{Пi}^2 + \frac{m_Б^2}{Б^2} \sum П_i^2}; \quad (2)$$

$$m_Р = \pm \frac{100}{Д} \sqrt{\sum m_{Вi}^2 + \frac{m_Д^2}{Д^2} \sum B_i^2}, \quad (3)$$

где $m_{Пi}$ и $m_{Вi}$ — средние абсолютные погрешности определения количества потерянной руды и примешанных пород по двум-трем независимым выборочным определениям одних и тех же объемов;

$m_Б$ и $m_Д$ — абсолютные погрешности определения погашенных балансовых запасов и добытой руды.

При определении разубоживания руды путем сопоставления рудной мощности $m_Р$ с мощностью прирезаемых пород $m_В$ по

формуле (2.2.4) относительную погрешность $M_{\text{Р}}$ вычисляют по формуле

$$M_{\text{Р}} = \frac{m_{\text{В}}\gamma_2}{m_{\text{Р}}\gamma_1 + m_{\text{В}}\gamma_2} \sqrt{M^2 m_{\text{В}} + M^2 m_{\text{Р}} + M^2\gamma_1 + M^2\gamma_2}\,. \qquad (4)$$

При определении потерь и разубоживания руды косвенным методом погрешности $m_{\text{П}}$ и $m_{\text{Р}}$ рассчитывают по формулам:

$$m_{\text{П}} = (100 - П) \times$$

$$\times \sqrt{\frac{m_V^2}{V^2} + \frac{m_\gamma^2}{\gamma^2} + \frac{m_{\text{Д}}^2}{Д} + \frac{m_c^2}{(c-b)^2} + \frac{m_a^2}{(a-b)^2} + \frac{m_b^2 (c-a)^2}{(c-b)^2 (a-b)^2}}; \qquad (5)$$

$$m_{\text{Р}} = (100 - Р) \sqrt{\frac{m_c^2}{(c-b)^2} + \frac{m_a^2}{(a-b)^2} + \frac{m_b^2 (c-a)^2}{(c-b)^2 (a-b)^2}}\,. \qquad (6)$$

При отсутствии содержания в разубоживающих породах погрешности $m_{\text{П}}$ и $m_{\text{Р}}$ определяют по формулам:

$$m_{\text{П}} = \frac{100 - П}{100} \sqrt{M_V^2 + M_\gamma^2 + M_{\text{Д}}^2 + M_c^2 + M_a^2}\,; \qquad (7)$$

$$m_{\text{Р}} = \frac{100 - Р}{100} \sqrt{M_c^2 + M_a^2}\,. \qquad (8)$$

Погрешности определения исходных величин

1. **Погрешность определения объема погашенных запасов.** При отработке простых по форме рудных тел системами с открытым выработанным пространством, когда объем погашенных запасов рассчитывают по формуле $V = Sm_{\text{р}}$, погрешность его m_V определяют из выражения

$$m_V = \frac{V}{100} \sqrt{M_S^2 + M_{m_{\text{р}}}^2}\,, \qquad (9)$$

где M_S — относительная погрешность определения площади отработанной части рудного тела, %;

$M_{m_{\text{р}}}$ — относительная погрешность определения мощности рудного тела.

Основную долю общей ошибки составляет ошибка определения мощности рудного тела, которая зависит от характера изменения мощности между точками замера и от числа замеров, используемых при расчете среднего значения $m_{\text{р}}$. Допустимая относительная погрешность определения объема — 3%. При определении объемов погашенных запасов способом вертикальных или горизонтальных сечений по формуле (2.3.2) погрешность определения будет вычислена по формуле

$$m_V = 0{,}7 \sqrt{n m_S h_i}\,, \qquad (10)$$

где n — количество сечений;

m_S — ошибка аналогии определения площади сечения;

h_i — расстояние между сечениями.

В формуле (10) не учитывается погрешность определения h_i, так как она мала по сравнению с ошибкой аналогии m_S.

Допустимая относительная погрешность определения объема рассмотренным методом зависит от морфологического типа рудных залежей (пластообразные, линзообразные, столбообразные и др.), от сложности контакта и от числа пересечений (разрезов) в блоке. Для пластообразных и линзообразных рудных залежей с ровным контактом и при числе разрезов в блоке $n=8\div10$ погрешность M_V равна 2—3%. Для указанных типов рудных тел, но со сложным контактом M_V равна 3—5%.

При столбообразной и штокверковой форме рудных залежей M_V равна 6—10%.

2. **Погрешность определения средней плотности руды.** При характере кривых распределения частостей средней плотности, близкой к нормальной, погрешность определения среднего значения средней плотности рассчитывают по формуле

$$m_\gamma = \frac{t\sigma_\gamma}{\sqrt{n_\gamma}}, \qquad (11)$$

где σ_γ — среднее квадратическое отклонение средней плотности;

t — коэффициент вероятности, характеризующий достоверность определения среднего значения (при использовании исходных данных, полученных в процессе эксплуатации, t принимают равным 1,5);

n_γ — число определений средней плотности.

Если число определений средней плотности более 25, среднее квадратическое отклонение целесообразно определять методом моментов.

На месторождениях со сравнительно постоянным значением средней плотности погрешность m_γ может быть принята равной $\pm0{,}05$ т/м^3, что соответствует относительной погрешности $M_\gamma=\pm2\%$.

Если среднюю плотность вычисляют на основании уравнения корреляционной зависимости между средней плотностью и содержанием в руде одного из компонентов $\gamma=f(c)$, погрешность определения средней плотности по этому уравнению будет установлена из выражения

$$m_\gamma = \pm\sqrt{\sigma_\gamma^2(1-r^2)+[f'(c)\,m_c]^2}, \qquad (12)$$

где r — коэффициент корреляции, выражающий силу корреляционной зависимости средней плотности руды от содержания (главным образом от содержания серы в руде);

σ_γ — среднее квадратическое отклонение, рассчитываемое на

основе значений средней плотности, используемых при установлении корреляционной зависимости $\gamma = f(c)$;

$f'(c)$ — первая производная для указанной зависимости;

m_c — погрешность определения среднего содержания по блоку (участку), для которого рассчитывают среднюю плотность.

Допустимая относительная погрешность определения средней плотности по корреляционной зависимости $\gamma = f(c)$ при достаточно надежном определении среднего содержания ($M_c < 5\%$) зависит от коэффициента корреляции r и указанного выше среднего квадратического отклонения σ_γ. Величина погрешности при $\sigma_\gamma = 0{,}5 \div 1{,}0$ т/м³ и $r = 0{,}9$ составляет 3—4%, при $r = 0{,}8$—5—7%.

3. **Погрешность определения среднего содержания полезного компонента в погашенных запасах.** При определении среднего содержания компонента методом среднего арифметического и при отсутствии закономерности в изменении содержания погрешность определения его среднего значения будет найдена по формуле

$$m_c = \frac{t\sigma_c}{\sqrt{n}}, \qquad (13)$$

где n — число проб, использованных при определении среднего содержания;

σ_c — среднее квадратическое отклонение содержания.

Если кривая распределения содержания имеет асимметричный характер, ошибка аналогии может быть определена методами: последовательных разностей, разрежения и статистическим.

Сущность метода последовательных разностей заключается в следующем. Значения содержания выписывают в ряд, в порядке расположения проб по выработке. Находят первые, вторые и последующие разности показателей до тех пор, пока эти разности не будут обнаруживать тенденцию к убыванию.

За меру ошибки аналогии принимают среднюю арифметическую величину случайной изменчивости, определенную по следующим формулам:

а) для первых разностей

$$\sigma_c = \pm \sqrt{\frac{\Sigma (\Delta^{I})^2}{2n}}; \qquad (14)$$

б) для вторых разностей

$$\sigma_c = \pm \sqrt{\frac{\Sigma (\Delta^{II})^2}{6n}}; \qquad (15)$$

а) для третьих разностей

$$\sigma_c = \pm \sqrt{\frac{\Sigma (\Delta^{III})^2}{20n}} \qquad (16)$$

и т. д.,

где σ_c — средняя квадратическая ошибка определения содержания;

Δ^{I}, Δ^{II} и др. — последовательные разности содержаний;

n — число последовательных разностей.

При случайном характере изменения показателя значения σ_c независимо от числа разностей должны быть равны между собой. При наличии закономерной изменчивости они до определенного предела будут убывать.

Погрешность среднего значения содержания, если, например, установлено, что убывание наблюдается до третьих разностей, будет определена по формуле

$$m_c = \pm t \sqrt{\frac{\Sigma (\Delta^{III})^2}{20n}}.$$

Метод разрежения заключается в подсчете среднего содержания по четным и нечетным пробам и в определении разности между полученными средними. Для получения надежных результатов используют данные по 10—15 блокам.

Ошибку определения среднего содержания подсчитывают по формуле

$$m_c = \pm \sqrt{\frac{\Sigma d^2}{2n}}. \qquad (17)$$

Статистический метод заключается в отыскании функции вида

$$\sigma = f(l),$$

где σ — среднее квадратическое отклонение показателя;

l — длина участка, блока в заданном направлении, для которого определяется среднее квадратическое отклонение.

Полученная функция позволяет разделить изменчивость показателя, характеризуемую величиной среднего квадратического отклонения, на случайную и закономерную составляющую. Случайная составляющая Δ характеризуется отрезком, отсекаемым на оси ординат. Закономерную составляющую θ получают вычитанием из общей изменчивости ее случайной составляющей. Погрешность среднего содержания определяют по формуле

$$m_c = \pm \sqrt{\frac{l^2\Delta^2}{n} + \frac{\theta^2}{n^2}}, \qquad (18)$$

где n — число проб, используемых при определении среднего содержания по блоку, участку.

Минимальная погрешность значения среднего содержания при малой изменчивости $V_c = 8 \div 10\%$ (содержание глинозема, серы в сплошных колчеданных рудах и др.) и числе определений содер-

жания по блоку $n=20\div50$ составит 2—3%. При большей изменчивости содержания $V_c=50\div100\%$ (содержание меди, цинка, свинца и др.) и числе проб 80—120 погрешность $M_c=6\div8\%$. При коэффициенте вариации V_c более 100% (вольфрам, молибден, золото и др.) минимальная погрешность среднего содержания по блоку $M_c=10\div15\%$.

4. **Погрешность определения количества добытой руды** $m_д$. При весовом учете добытой руды по блокам погрешность определения $m_д$ будет соответствовать точности взвешивания руды на весах 1—1,5%.

При статистическом учете количество добытой из блока руды определяют по количеству вагонеток n и их средней массе q. Среднюю массу руды в вагонетке q вычисляют на основании периодически производимых выборочных взвешиваний вагонеток с рудой.

Относительная погрешность определения добытой руды из блока $M_д$ будет равна относительной погрешности определения средней массы руды в вагонетке M_q независимо от объема добычи:

$$M_д = M_q = \frac{t\sigma_q}{q\sqrt{n}}100, \qquad (19)$$

где σ_q — среднее квадратическое отклонение массы руды в вагонетках, по которым определена средняя масса;

n — количество этих вагонеток (не менее 20—25).

Допустимая погрешность определения количества добытой руды по блоку при колебаниях массы вагонеток ±8—10% составит 2—3%.

Если всю добытую на руднике (шахте) руду $Д$ взвешивают и распределение ее по блокам производят пропорционально количеству выданных из каждого блока вагонеток с рудой n [формула (2.3.7)], погрешность определения $m_д$ будет зависеть в основном от изменчивости средней плотности руды по блокам. Численно эта погрешность будет равна:

$$m_{Д_1} = Д\frac{n_1\Sigma n_i\gamma_i - n_1^2\gamma_1}{(\Sigma n_i\gamma_i)^2}m_{\gamma_1}, \qquad (20)$$

или

$$m_{Д_2} = Д\frac{n_2\Sigma n_i\gamma_i - n_2^2\gamma_2}{(\Sigma n_i\gamma_i)^2}m_{\gamma_2}$$

и т. д.

Относительные погрешности распределения добычи по отдельным блокам (участкам) будут изменяться от 2,0 до 3,5%.

При определении $Д$ по количеству отгруженной руды Q с учетом остатков руды на складе на начало и конец отчетного периода [формула (2.3.8)] погрешность $m_д$ будет зависеть от точности произведенных замеров объема руды на складе и точности определения средней плотности руды:

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Формуляр для определения оптимального варианта при установлении нормативов потерь и разубоживания руды для отрабатываемого блока (участка)

Показатели	Условные обозначения	Формулы для определения показателей и источники их получения	Технико-экономические показатели по вариантам разработки		
			I	II	III
Балансовые запасы блока (участка), подлежащие погашению, т	$Б$	Уточненные данные эксплуатационной разведки			
Содержание полезного компонента в балансовых запасах, %	c	То же			
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, %	$в$	»			
Коэффициент потерь, доли единиц	$П$	$П = \frac{П, \text{ тыс. т}}{Б}$			
Коэффициент разубоживания из-за примешивания пустых пород, доли ед.	$Р$	$Р = \frac{В}{Д}$			
Количество добытой руды, т	$Д$	$Д = Б\frac{1-П}{1-Р}$			
Содержание полезного компонента в добытой руде, %	$а$	$а = \frac{Б}{Д}(с-в)(1-П)+в$ $а = с - Р(с-в)$			
Валовая ценность 1 т добытой руды, руб.	$Ц_Д$	$Ц_Д = \Sigma 0{,}01 a_i Ц_{о\,i}$, где $Ц_{о\,i}$—оптовая цена единицы конечного продукта			
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении (переработке), доли единиц	$И$	По технологическим данным в зависимости от содержания $а$			
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$Ц_и$	$Ц_и = Ц_Д И \frac{1-П}{1-Р}$			
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$С_{тов}$	$С_{тов} = С_Д + С_{тр} + С_{пер}$			
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$С$	$С = \frac{Д}{Б} С_{тов}$			
Прибыль (+) или убытки (—), отнесенные к 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$Пр$	$Пр = Ц''_п - С$			

Примечание. Для многокомпонентных руд вместо содержания $с$ используется приведенное содержание, определяемое по формуле $с_{пр} = с_о + \Sigma с_i \frac{Ц_i}{Ц_о}$, где $с_о$ и $с_i$—содержания основного и сопутствующих компонентов; $\frac{Ц_i}{Ц_о}$ —отношение цены отдельных компонентов в руде к цене основных компонентов.

$$m_{Д} = \pm \sqrt{m_V^2 (V_к - V_н)^2 + 2m_V^2 \gamma^2}, \quad (21)$$

где $V_н$ и $V_к$ — объемы полезного ископаемого на складе на начало и конец отчетного периода;

m_V — погрешность определения указанных объемов (в зависимости от размеров и формы рудных отвалов относительные ошибки их определения составляют 3—6%);

m_γ — погрешность средней плотности руды на складе (не более 0,1 т/м³).

Относительная погрешность определения количества добытой руды при заданных погрешностях исходных данных и в зависимости от объема руды на складе изменяется от 1,5 до 3,0%.

5. **Погрешность определения количества добытой руды при приведении ее к сухому состоянию.** Погрешность определения количества добытой руды при приведении ее к сухому состоянию $m_{Дс}$ зависит от ошибки определения влажности руды m_W:

$$m_{Д_с} = \frac{Д_в m_W}{100} = \frac{Д_в t \sigma_W}{100\sqrt{n}}, \quad (22)$$

где σ_W — среднее квадратическое отклонение влажности руды;

n — число проб, использованных при определении среднего значения влажности.

Количество добытой руды $Д_в$ в формуле (22) принято безошибочным, так как добытую руду, как правило, взвешивают.

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА μ, ИСПОЛЬЗУЕМОГО ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ОПТИМАЛЬНОГО СООТНОШЕНИЯ МЕЖДУ РАСПОЛОЖЕННЫМИ НА ГРАНИЦЕ ВЫЕМКИ ЭЛЕМЕНТАРНЫМИ ОБЪЕМАМИ ПОТЕРЬ *П* И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ *Р*

1. Для определения отдельных видов потерь и разубоживания, возникающих на контакте руды и вмещающих пород, должна быть обоснована оптимальная граница отработки приконтактных участков рудных залежей (см. рис. 1, 4, 6 ,7). Эта граница может быть определена с учетом технической возможности разбуривания, отбойки и выпуска руды. Одновременно эта граница, согласно разделу 1.3 настоящей инструкции, должна соответствовать оптимальному варианту, обеспечивающему получение максимальной прибыли с 1 т погашаемых балансовых запасов.

Предварительное определение коэффициента μ, характеризующего оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием руды на границе оконтуривания, дает возможность рассматривать небольшое количество вариантов.

2. Коэффициент μ в зависимости от нормируемых видов потерь и разубоживания руды выражается соотношением различных величин:

а) при оконтуривании тектонически нарушенных и усложненных участков залежи (см. рис. 1)

$$\mu = \frac{AB}{BC},$$

где величина AB для различных вариантов изменяется от 0 до AC ($AC = AB + BC$);

б) при определении оптимальной подрезки пород лежачего бока (см. рис. 4)

$$\mu = \frac{B'C}{CDk_р};$$

в) при разработке пологопадающих залежей открытым способом (см. рис. 6)

$$\mu = \frac{R_П}{R - R_П},$$

где величина $R_П$ в различных рассматриваемых вариантах изменяется от 0 до R;

г) при разработке крутопадающих залежей открытым способом (см. рис. 7)

$$\mu = \frac{h}{H - h},$$

где h изменяется от 0 до H.

3. Оптимальное значение μ может быть определено по формуляру, аналогичному таблицам, используемым при установлении нормативных размеров $П$ и $Р$. В данном случае параметры эксплуатационного блока по простиранию целесообразно ограничивать размерами одного разреза.

Порядок определения коэффициента μ показан в таблице на примере разработки крутопадающего участка залежи открытым способом. Рассмотрено 5 вариантов ведения горных работ в приконтактной зоне (рис. 14). Для принятого в таблице примера с содержанием полезного компонента в балансовых запасах $c =$

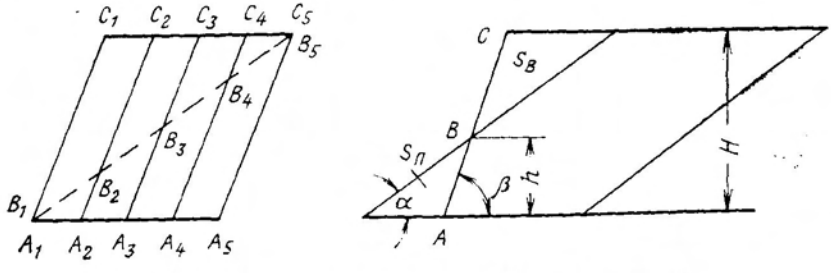


Рис. 14. Схема для расчета коэффициента μ

$=2\%$ оптимальная величина коэффициента $\mu=1$, что соответствует варианту 3.

Определение оптимальной величины коэффициента μ

Показатели	Обозначения и формулы	Значения показателей по вариантам				
		1	2	3	4	5
Площадь рудного тела на разрезе в пределах уступа, м²	S	100	100	100	100	100
Запасы руды в блоке, т	$Б=S\gamma_1$	250	250	250	250	250
Содержание полезного компонента в балансовых запасах, %	c	2	2	2	2	2
Площадь теряемого полезного ископаемого, м²	$S_п$	0	1,66	6,25	14,0	25,0
Потери руды, т	$П=S_п\gamma_1$	0	4,15	15,7	35,0	62,5
Площадь примешанных пород, м²	$S_в$	25,0	14,0	6,25	1,66	0
Количество примешанных пород, т	$В=S_в\gamma_2$	62,5	35,0	15,7	4,15	0
Коэффициент μ, доли единиц	$\mu=\frac{AB}{BC}=\frac{h}{H-h}$	0	0,33	1,0	3,0	∞
Количество добытой руды, т	$Д=Б-П+В$	312,5	280,8	250,0	219,2	187,5
Содержание металла в добытой руде, %	$a=c\frac{Б-П}{Д}$	1,6	1,75	1,88	1,96	2,0
Оптовая цена 1 т металла в концентрате, руб.	$Ц_о$	500	500	500	500	500
Ценность 1 т добытой руды, руб.	$Ц=0{,}01\,aЦ_о$	8,0	8,75	9,40	9,80	10,0
Коэффициент извлечения при обогащении, доли единиц	$И$	0,8	0,81	0,82	0,83	0,83
Ценность полезного ископаемого, руб/т	$Ц_и=ЦИ$	6,4	7,09	7,71	8,14	8,30
Себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб.	$С$	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
Прибыль с 1 т добытой руды, руб.	$Пр'=Ц_и-С$	1,90	2,59	3,21	3,64	3,80
Прибыль с 1 т балансовой руды, руб.	$Пр=Пр'\frac{Д}{Б}$	2,37	2,91	3,21	3,18	2,85

4. Для установления зависимости μ от качества руды подобные расчеты должны быть произведены еще по нескольким (не менее двух-трех) блокам, разрезам. Принятые для расчета содержания c в блоках должны охватывать существующий на предприятии диапазон изменения этого содержания от минимума до максимума. Так, для $c=1\%$ значение $\mu=3$, для $c=4\%$ $\mu=0{,}33$. Зависимость $\mu=f(c)$ может быть выражена в табличном, графическом или аналитическом виде. В дальнейшем определения значений μ для каждого разреза (блока) не требуются. Следует пользоваться полученной зависимостью $\mu=f(c)$.

При известных значениях себестоимости C, оптовой цены $Ц_о$ и коэффициенте извлечения $И$ для нахождения коэффициента μ целесообразно использовать формулу:

$$\mu = \frac{C}{0{,}01Ц_оИс - C}.$$

Эту зависимость следует использовать во всех дальнейших расчетах по определению нормативов $П$ и $Р$, где требуется знать оптимальное соотношение между ними.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

ПРИМЕР РАСЧЕТА НОРМАТИВНЫХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ ВЫПУСКЕ РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ НАЛЕГАЮЩИМИ ПОРОДАМИ

Исходные данные для расчета:

а) высота отрабатываемого блока, определяемая от верхнего до нижнего горизонта подсечки, $H=50$ м;

б) среднее расстояние между выпускными дучками $S=8$ м;

в) удельный вес камерных запасов $Q_к=0{,}3$;

г) $k_р=1{,}4$ — коэффициент разрыхления обрушенной руды, принимаемый в зависимости от $Q_к$ (для $Q_к>0{,}3$ коэффициент $k_р=1{,}4$; при $Q_к<0{,}3$ коэффициент $k_р=\frac{1}{1-Q_k}$;

д) угол естественного откоса руды, определяемый по данным замера откосов выпущенной из дучек руды, $\varphi=37°$;

е) плотность руды $\gamma_1=3{,}6$ т/м^3, плотность разубоживающих пород $\gamma_2=2{,}8$ т/м^3;

ж) среднее содержание полезного компонента в погашенных запасах $c=1{,}5\%$, в разубоживающих породах $b=0{,}2\%$;

з) минимально-кондиционное для данного месторождения (браковочное) содержание полезного компонента в выпускаемой из блока рудной массе $a_0=0{,}9\%$;

и) величина расчетной дозы выпуска руды $q=300$ м^3 (принимается приближенно равной сменному объему руды, добытой из блока).

В прилагаемом формуляре потери и разубоживание руды рассчитываются в последовательности, указанной цифрами.

1. Определяют высоту слоя обрушенной руды h:

$$h = H(1 - Q_к)\,k_р = 50(1 - 0{,}3)\,1{,}4 = 49 \text{ м}.$$

2. Рассчитывают объем обрушенной руды в блоке $V_Б$, приходящийся на одну выпускную дучку;

$$V_Б = hS^2 = 49 \cdot 8^2 = 3136 \text{ м}^3.$$

3. Определяют критическую[1] высоту эллипсоидов выпуска $h_{кр}$

[1] Критическая высота эллипсоидов выпуска — величина наблюдаемого опускания контакта между обрушенной рудой и породой в момент соприкосновения смежных эллипсоидов выпуска.

$$h_{кр} = \frac{S}{\operatorname{tg}^2 \frac{90 - \gamma}{2}} = \frac{8}{0{,}25} = 32 \text{ м}.$$

4. Определяют коэффициент извлечения чистой руды из блока и ее объем (пункты 7 и 8 формуляра):

$$И = 1 - \frac{0{,}476 h_{кр}}{h} = 1 - \frac{0{,}476 \cdot 32}{49} = 0{,}690;$$

$$V_ч = V_Б И = 3136 \cdot 0{,}690 = 2164 \text{ м}^3.$$

5. Рассчитывают объем эллипсоида чистой руды V_1, выпущенный из слоя высотой h_1 и соответствующий началу разубоживания:

$$V_1 = 0{,}524 h_1^3 \operatorname{tg}^4 \frac{90^\circ - \varphi}{2} = 0{,}524 \cdot 24^3 \cdot 0{,}062 = 456 \text{ м}^3,$$

где $h_1 = 0{,}75 h_{кр} = 0{,}75 \cdot 32 = 24$ м (принято на основании многочисленных опытных данных).

6. Принимая за величину последующих доз выпуска объем $q = 300$ м^3, определяют объем рудной массы для любой стадии выпуска

$$V_i = V_1 + q(n-1),$$

где n — порядковый номер дозы выпуска.

Начиная со второй стадии объемы выпуска составят:

$$V_2 = 456 + 300 = 756 \text{ м}^3;$$
$$V_3 = 456 + 600 = 1056 \text{ м}^3;$$
$$V_4 = 456 + 900 = 1356 \text{ м}^3;$$
$$V_5 = 456 + 1200 = 1656 \text{ м}^3.$$

7. Для определения объемного разубоживания руды для каждой стадии выпуска рассчитывают соответствующие этим стадиям высоты эллипсоидов выпуска:

$$h_i = h_1 \sqrt[3]{\frac{V_i}{V_1}}.$$

Соответственно по стадиям:

$$h_2 = 24 \sqrt[3]{\frac{756}{456}} = 28{,}3 \text{ м};$$

$$h_3 = 24 \sqrt[3]{\frac{1056}{456}} = 31{,}7 \text{ м};$$

$$h_4 = 24 \sqrt[3]{\frac{1356}{456}} = 34{,}5 \text{ м};$$

$$h_5 = 24\sqrt[3]{\frac{1656}{456}} = 37{,}0 \text{ м}.$$

8. Рассчитывают объемное разубоживание руды для любой дозы выпуска, начиная со второй:

$$P_{o_i} = 1 - \frac{4h_1^2}{(h_{i-1} + h_i)^2};$$

$$P_{o_2} = 1 - \frac{4 \cdot 24^2}{(24 + 28{,}3)^2} = 0{,}159;$$

$$P_{o_3} = 1 - \frac{4 \cdot 24^2}{(28{,}3 + 32{,}7)^2} = 0{,}360.$$

Аналогично $P_{o4}=0{,}465$; $P_{o5}=0{,}550$.

9. Определяют условные величины средней плотности рудной массы для отдельных доз выпуска (без учета коэффициента разрыхления):

$$\gamma_i' = \gamma_2 P_{oi} + \gamma_1 (1 - P_{oi});$$

$$\gamma_2' = 2{,}8 \cdot 0{,}159 + 3{,}6 (1 - 0{,}159) = 3{,}475 \text{ т/м}^3.$$

Аналогично $\gamma_3' = 3{,}310$ т/м^3; $\gamma_4' = 3{,}225$ т/м^3; $\gamma_5' = 3{,}160$ т/м^3.

10. По средним значениям содержаний рассчитывают предельное разубоживание $P_{пр}$, при котором заканчивается выпуск рудной массы из блока,

$$P_{пр} = \frac{c - a_0}{c - b} = \frac{1{,}5 - 0{,}9}{1{,}5 - 0{,}2} = 0{,}462.$$

11. Для второй и последующих доз выпуска определяют весовое разубоживание руды:

$$P_{Bi} = P_{oi} \frac{\gamma_2}{\gamma_i'};$$

$$P_{B2} = 0{,}159 \frac{2{,}8}{3{,}475} = 0{,}128.$$

Аналогично $P_{B3}=0{,}305$; $P_{B4}=0{,}402$; $P_{B5}=0{,}487$. Это разубоживание на конечной стадии выпуска (в данном примере на 5-й стадии) должно быть численно равно предельному разубоживанию $P_{о.пр}$ или быть несколько больше его.

12. Предельное объемное разубоживание, соответствующее весовому предельному разубоживанию, определяют по формуле

$$P_{о.пр} = P_{пр} \frac{\gamma_к}{\gamma_2} = 0{,}462 \frac{3{,}16}{2{,}8} = 0{,}52,$$

где $\gamma_к = 3{,}16$ т/м^3 принимают приближенно равным средней плотности рудной массы в последней дозе выпуска.

Формуляр для расчета нормативных потерь и разубоживания руды при системах разработки с обрушением

H=50 м	$Q_к$=0,30	$k_р$=1,4	φ=37°	S=8 м	q=300 м³	γ_1=3,6 т/м³	γ_2=2,8 т/м³	c=1,5%	a_0=0,9%	b=0,2%

1	$h=H(1-Q_к)$ $k_р=49$ м	9	$h_1=0,75$ $h_{кр}=24$ м	15	$(h_1+h_2)^2=2735-4h_1^2=435$: $(h_1+h_2)^2=P_{o_2}$ =0,159γ_2=0,445+$(1-P_{o_2})\gamma_1=\gamma_2'$=3,475
2	$V_Б=hS^3=$ =3136 м³	10	$h_1^2=13\,824$		$(h_2+h_3)^2=3600-4h_1^2=1300$: $(h_2+h_3)^2=P_{o_3}$ =0,360γ_2=1,010+$(1-P_{o_3})\gamma_1=\gamma_3'$=3,310
3	$\psi=\frac{90°-\varphi}{2}=$ =26°30′	11	$4h_1^2=2300$		$(h_3+h_4)^2=4382-4h_1^2=2082$: $(h_3+h_4)^2=P_{o_4}$ =0,465γ_2=1,300+$(1-P_{o_4})\gamma_1=\gamma_4'$=3,225
4	$\operatorname{tg}^2\psi=0,25$	12	$V_1=h_1^3\times$ $\times M$=456 м³		$(h_4+h_5)^2=5112-4h_1^2=2812$: $(h_4+h_5)^2=P_{o_5}$ =0,550γ_2=1,540+$(1-P_{o_5})\gamma_1=\gamma_5'$=3,160
					$(h_5+h_6)^2=$ $-4h_1^2=$ $:(h_5+h_6)^2=P_{o_6}=$ $\gamma_2=$ $+(1-P_{o_6})\gamma_1=\gamma_6'=$
					. . .

13. Строят график зависимости высот эллипсоидов выпуска от величины объемного разубоживания в последних дозах. По этому графику определяют значение высоты эллипсоида на конечной стадии выпуска $h_к = 36{,}1$ м, соответствующее заданному предельному разубоживанию.

14. Определяют объем эллипсоида выпуска $V_к$, соответствующий высоте $h_к$, и находят объем рудной массы в заключительной дозе выпуска Δq, который в общем случае всегда меньше принятой дозы выпуска q:

$$V_к = 0{,}524 h_к^3 \operatorname{tg}^4 \frac{90^\circ - \varphi}{2} = 36{,}1^3 \cdot 0{,}033 = 1552 \text{ м}^3;$$

$$\Delta q = V_к - V_{n-1} = 1552 - 1356 = 196 \text{ м}^3.$$

15. Определяют общее количество добытой руды как сумму камерных запасов блока, выпущенной чистой руды и добытой руды по отдельным дозам выпуска:

$$Д = \left(V_ч \gamma_1 + q \sum_{i=2}^{n-1} \gamma_i' + \Delta q \gamma_к \right) \frac{1}{k_р} + Q_к Б =$$

$$= (2164 \cdot 3{,}6 + 300 \cdot 10{,}01 + 196 \cdot 3{,}16) \frac{1}{1{,}4} + 0{,}3 \cdot 11\,520 = 11\,607 \text{ т},$$

где $Б = HS^2\gamma_1 = 50 \cdot 8^2 \cdot 3{,}6 = 11\,520$ т — запасы блока, приходящиеся на одну выпускную дучку.

16. Вычисляют общее количество разубоживающих пород в выпущенной рудной массе:

$$В = \left(q \sum_{i=2}^{n-1} P_{oi} + \Delta q P_{о.пр} \right) \frac{\gamma_2}{k_р} =$$

$$= (300 \cdot 0{,}984 + 196 \cdot 0{,}520) \frac{2{,}8}{1{,}4} = 794 \text{ т}.$$

17. Среднее разубоживание по блоку в процентах от количества добытой руды $Д$ составит

$$Р = \frac{В}{Д} 100 = \frac{794}{11\,607} 100 = 6{,}8\%.$$

18. Определяют потери руды по блоку в тоннах и в процентах по отношению к балансовым запасам блока $Б$:

$$П' = Б - Д + В = 11\,520 - 11\,607 + 794 = 707 \text{ т};$$

$$П = \frac{П'}{Б} 100 = \frac{707}{11\,520} 100 = 6{,}1\ \%.$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Методы скважинной и рудничной геофизики для определения исходных данных

№ п/п	Задачи, решаемые геофизическими методами	Типы месторождений	Методы исследований	Аппаратура
1	Выявление в разрезах скважин наземного и подземного бурения рудных интервалов, определение их мощности	1. Полиметаллические, медно-никелевые, медноколчеданные, медно-порфировые, медистых песчаников, золото-сульфидные, оловянно-вольфрамовые, оловянно-вольфрамовые, оловянно-полиметаллические, сурьмяные и другие месторождения массивных, прожилково-вкрапленных и вкрапленных сульфидных руд 2. Кварцево-золоторудные, кварцево-молибденитовые, кварцево-касситеритовые, кварц-вольфрамитовые, ртутные, флюоритовые	Комплекс или отдельные виды электрокаротажных методов (МСК, МЭП, КС), гамма-каротаж (ГК), гамма-гамма-каротаж (ГГК), кавернометрия, рентгенорадиометрический каротаж (РРК), каротаж магнитной восприимчивости (КМВ)	АЭКС-900, АЭКС-1500, ДРСТ-2,3, ПРКС-2, РСР-3, РРША-1, «Антей», РРКА-1, КМВ-2, СГС-Л-2
2	Выявление и оконтуривание рудных тел в околоскважинном и межскважинном пространстве	Медно-никелевые, медноколчеданные, полиметаллические, золотосульфидные и другие месторождения массивных сульфидных руд, вольфрамовые (скарновые), кварцево-золоторудные	КС, ГК, ГГК, РРК, комплекс нейтронных методов, активационный каротаж (АК)	АЭКС-900, АЭКС-1500, ДРСТ-2,3, ПРКС-2, РСР-3, РРША-1, РРКА-1
3	Оконтуривание выходов рудных тел в наземных и подземных горных выработках	См. приложение 6, п. п. 1—5, 7—9	Методы скважинной геофизики: заряда на переменном токе электрической корреляции индукции, радиоволнового просвечивания, пьезоэлектрического эффекта, магниторазведка и др. Гамма-гамма, рентгенорадиометрический, радиометрический, ядерного гамма-резонанса	АЭММ-3с, АЭКС-900, АЭКС-1500, ИКС-1, ИКС-50, АНЧ-1, АРП-3, ВПС-62, ВПп-67 («Енисей») АСМИ-40, 8СЭФ-2М, Кварц-1, ПАМ3-8, ТСМК-40 РСР-3, РПС4-01, «Минерал-4», СРП-2, СРП-68, РОФ-2, ЭФА
4	Выявление и оконтуривание рудных тел в околовыработочных и межвыработочных пространствах (в назмных и подземных условиях)	1. Те же, что в п. 1.1	Дипольное электромагнитное профилирование, радиоволновые методы, методы индукции, вызванной поляризацией заряда и корреляцией на переменном токе, электропрофилирование	АЭММ-3с, ИКС-1 (50), ЭСК-1, АНЧ-1, АСМИ-40, ВПП-67, ВПО-62
		2. Те же, что в п. 1.2	Радиоволновые методы, электропрофилирование, метод пьезоэлектрического эффекта	АЭММ-3с, ИКС-1, АНЧ-1, ИЖ, ПЭЭФ-3, ПАМ3-8

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Ядерно-геофизические методы опробования и анализа для оперативной оценки качества руды

№ п/п	Типы месторождения	Задачи, решаемые ядерно-геофизическими методами	Методы опробования и анализа, вместо которых рекомендуется применять ядерно-геофизические методы	Методы исследований	Применяемая аппаратура	Минимальное определяемое содержание элементов в рудах
1	Меднорудные, медно-молибденовые	Опробование стенок горных выработок и образцов на медь, свинец. Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, штуфное, точечное, химический анализ	Рентгенорадиометрический	БРА-6, РПС4-01 («Гагара»), «Минерал-4»	В естественном залегании 0,1—0,5% Cu, Pb, при анализах проб 0,04—0,1% Cu, Pb
2	Полиметаллические (свинцово-цинковые, свинцово-баритовые и др.)	Опробование стенок горных выработок, отбойных шпуров, скважин подземного бурения на свинец и цинк, свинец и барит Опробование отбитых руд, горной массы в вагонах, вагонетках, самосвалах на пунктах ОТК. Опробование складированной руды (в навале, на околоствольном дворе, в бункерах)	Бороздовое, штуфное, точечное, химический анализ, шламовое, керновое	Гамма-гамма Рентгенорадиометрический	СРП-2, СРП-2к, СРП-68, РСР-3, РСР-2 «Квант», «Минерал-4», ФРАД-1, РПС4-01 («Гагара»), РРША-1	В естественном залегании 0,1—0,3 Pb, Zn, Ba, при анализах проб отбитой руды 0,01—0,04% Pb, Zn, Ba
3	Оловянные (мономинеральные, олово-полиметаллические, олово-вольфрамовые и др.)	Опробование стенок горных выработок, скважин подземного и наземного бурения на олово Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное, штуфное, керновое, шламовое, химический анализ	Рентгенорадиометрический Ядерного гамма-резонанса (эффект Мессбауэра)	«Квант», ФРАД-1, «Минерал-4», РПС4-01, РРКА-1, РРША-1 ЭФА	В естественном залегании 0,05—0,15% олова, при анализах проб 0,01—0,03% олова
4	Вольфрамовые, вольфрамо-молибденовые, молибденовые	Опробование стенок горных выработок, отбойных шпуров и скважин подземного и наземного бурения на вольфрам и молибден Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное, штуфное, керновое, шламовое, химический анализ	Рентгенорадиометрический Гамма-гамма	«Квант», «Минерал-4», РПС4-01, РРША-1, РРКА-1, РСР-3, СРП-68	В естественном залегании 0,05—0,1% Mo, WO_3, при анализах проб 0,01—0,02% Mo, WO_3

Продолжение приложения 6

№ п/п	Типы месторождения	Задачи, решаемые ядерно-геофизическими методами	Методы опробования и анализа, вместо которых рекомендуется применять ядерно-геофизические методы	Методы исследований	Применяемая аппаратура	Минимальное определяемое содержание элементов в рудах
5	Сурьмяные, сурьмяно-ртутные, ртутные	Опробование подземных скважин, шпуров и стенок горных выработок Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное, штуфное, керновое, шламовое, химический анализ	Гамма-гамма, нейтрон-нейтронный Рентгенорадиометрический	РСР-2, РСР-3, СРП-68, СГС-Л-2 СРП-2, СРП-2к, РСР-2, РСР-3	В естественном залегании 0,05% Hg; 0,01—0,3% Sb, при анализах проб 0,02—0,03% Hg, Sb
6	Бокситовые нефелино-сиенитовые, алунитовые	Анализ проб горных пород и руд	Химический анализ	Нейтронно-активационный Альфа-активационный	НРА-3, СГС-Л-2 «Боксит»	2—4% Al_2O_3, 3—6% SiO_2, 1% Al_2O_3
7	Бериллиевые	Опробование стенок горных выработок и скважин на бериллий Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное, штуфное, химический анализ, минералогический анализ	Фотонейтронный	«Берилл-3», «Берилл-4»	В естественном залегании 0,001% Be, при анализах проб 0,0005% Be
8	Редкометальные (титано-циркониевые, тантало-ниобиевые, лопаритовые и др.)	Опробование стенок горных выработок и скважин Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное, штуфное, химический анализ, минералогический анализ	Радиометрический Рентгенорадиометрический	СРП-68 БРА-6, «Квант», «Минерал-4», РПС4-01, ФРАД-1	В естественном залегании 0,8% лопарита, при анализах проб 0,06% лопарита В естественном залегании 0,05—0,1% TiO_2; 0,02—0,03% CsO, 0,03—0,05% Zr_2O_5, при анализах проб 0,01% Ta_2O_5; 0,02% TiO_2; 0,005—0,007% CsO, 0,02% Nb_2O_5, 0,0015% ZrO_2
9	Флюоритовые	Опробование скважин, шпуров, стенок горных выработок Анализ проб горных пород и руд	Бороздовое, точечное Штуфное, химический анализ	Нейтронно-активационный	НРА-3, СГС-Л-2	В естественном залегании 3—5% CaF_2, при анализах проб 1% CaF_2

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПОТЕРЬ РУДЫ, ВЫЗВАННЫХ ПРЕЖДЕВРЕМЕННЫМ ВЫХОДОМ ИЗ СТРОЯ ВЫПУСКНЫХ ДУЧЕК

При отработке месторождений системами с обрушением руды и вмещающих пород (этажное и подэтажное обрушение) фактические размеры потерь, как правило, превышают нормативные их значения в результате преждевременного выхода из строя (разрушения) выпускных дучек. Величина этих дополнительных потерь зависит от числа вышедших из строя выпускных дучек и их взаимного расположения, от общего числа дучек в блоке N, от среднего расстояния между осями выпускных дучек S, а также от высоты блока H, угла естественного откоса φ и коэффициента разрыхления руды $k_р$.

В таблице приведены формулы для определения дополнительных потерь, возникающих из-за выхода из строя выпускных дучек, в зависимости от перечисленных выше факторов.

Потери могут быть рассчитаны графически. На рис. 15 представлен график для определения потерь руды при выходе из строя одной выпускной дучки. Высота блока в данном случае принята равной 50 м. При значении $H \neq 50$ м определяемые по графику значения потерь умножают на коэффициент $\frac{50}{H}$.

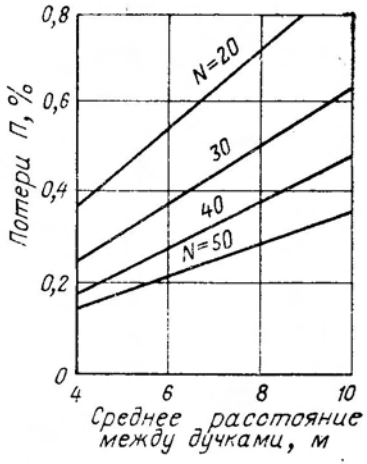


Рис. 15. Зависимость дополнительных потерь руды ($П$, %), вызванных преждевременным выходом из строя выпускных дучек, от среднего расстояния между ними и числа (N) дучек в блоке

Если разрушение отдельных дучек произошло не в начале выпуска, дополнительные потери уменьшаются соответственно количеству извлеченных из дучек запасов руды:

при извлечении до 20—30% руды, находящейся над дучкой, величину потерь принимают без изменений;

при извлечении 30—50% запасов руды потери уменьшаются на половину;

при извлечении 50% запасов руды и более потери из-за выхода из строя дучек не учитывают.

Одновременно с некоторым увеличением потерь из-за выхода из строя выпускных дучек снижается разубоживание. Величину этого снижения следует принимать пропорциональной отношению числа разрушенных дучек к общему числу выпускных дучек в блоке.

Формулы для определения дополнительных потерь, возникающих из-за выхода из строя выпускных дучек

Номер схемы	Число вышедших из строя дучек и их взаимное расположение	Формулы для определения потерь	Упрощенные формулы при $\varphi = 37°$ и $k_р = 1,4$
I	1 +	$П = \frac{S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{3Hk_рN} 100$	$П = \frac{0,96S}{HN} 100$
II	2 + +	$П = \frac{5S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{6Hk_рN} 100$	$П = \frac{2,41S}{HN} 100$
III	3 рядом + + +	$П = \frac{4S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{3Hk_рN} 100$	$П = \frac{3,85S}{HN} 100$
IV	3 по треугольнику + + +	$П = \frac{4S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{3Hk_рN} 100$	$П = \frac{3,85S}{HN} 100$
V	4 рядом + + + +	$П = \frac{11S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{6Hk_рN} 100$	$П = \frac{5,3S}{HN} 100$
VI	+ + + + 4 по ромбу	$П = \frac{11S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{6Hk_рN} 100$	$П = \frac{5,3S}{HN} 100$
VII	+ + + + 4 по квадрату	$П = \frac{2S \operatorname{ctg}^2 \frac{(90 - \varphi)}{2}}{Hk_рN} 100$	$П = \frac{5,78S}{HN} 100$

Основные методы определения средней плотности руды в массиве

Методы	Сущность метода, расчетные формулы	Условия применения
1. Валовые методы: взрывания	В горной выработке с высокой точностью измеряют положение забоя до и после взрывания. Определяют объем V и массу извлеченной из этого объема руды p. Среднюю плотность вычисляют по формуле $\gamma = \frac{p}{V}$	При отработке крепких трещиноватых руд и пород в подземных выработках
пробной выемки	Плотность определяют по отношению массы извлеченной рудной массы p к объему выемки V. Выемка может иметь произвольную форму. Объем V определяют по наземной стереосъемке или другим точным способом, массу p — на вагонных или автомобильных весах	При отработке крепких скальных руд и пород на карьерах при условии обеспечения минимально возможных потерь при погрузке и доставке руды к месту взвешивания
пробной вырубки	Вырубается небольшой объем руды. Выработке по возможности придают правильную геометрическую форму. Измеряют объем V и взвешивают извлеченную руду p. Объем V может быть измерен с помощью средней плотности песка, $\gamma = \frac{p\gamma_п}{p_п}$, где $p_п$ — масса песка; $\gamma_п$ — средняя плотность песка	При отработке слабых, рыхлых и землистых руд и пород
2. Лабораторные методы: гидростатическое взвешивание без парафинирования	Отобранные образцы взвешивают в воздухе (p_1) и в воде (p_2), $\gamma = \frac{p_1}{p_1 - p_2}$.	Для плотных малотрещиноватых руд. На месторождениях с изменяющейся плотностью руды
гидростатическое взвешивание с парафинированием	Образец взвешивают в воздухе до парафинирования (p_1), после парафинирования (p_2) и в запарафинированном виде в воде (p_3), $\gamma = \frac{p_1}{p_2 - p_3 - \frac{p_2 - p_1}{d_{пар}}}$, где $d_{пар}$ — плотность парафина (0,84 г/см³).	Для рыхлых, пористых руд и пород
пикнометрический	Определяют массу пикнометра после заполнения его жидкостью p_1 и после замены части этой жидкости (ее вытеснения) навеской исследуемой руды p_2 (при массе навески Q) $\gamma = \frac{Q}{Q + p_1 - p_2}$	Для мелкой, дробленой руды
3. Минералогический метод	По плотности рудообразующих минералов d_i, средней плотности породы γ_2, содержанию металлов в руде c_i и содержанию их в минералах c_i' $\gamma = \frac{\gamma_2}{1 - \Sigma k_i c_i}$, где $k_i = \frac{1}{c_i} - \frac{\gamma_2}{c_i' d_i}$	Для полиметаллических руд при наличии данных о содержании металлов в руде
4. Аналитический метод	На основании установленной зависимости средней плотности руды γ от содержания полезных компонентов, влияющих на его величину, $\gamma = f(c)$	При наличии тесной корреляционной связи между γ-содержанием c при коэффициенте корреляции r не менее 0,7
Геофизический метод	По ослаблению гамма-излучения. В один из пробуренных шпуров помещают источник гамма-лучей, а в другой — радиометр. Измеряют ослабление интенсивности излучения $\gamma = \frac{C}{l} \ln \frac{I_0}{I}$, где l — расстояние между шпурами; I_0 — интенсивность при прохождении пучка лучей в воздухе; I — интенсивность при прохождении пучка лучей в породе; C — постоянная	В массивных рудах и породах. Может быть применен вместо валового метода

КНИГА УЧЕТА ПОТЕРЬ, РАЗУБОЖИВАНИЯ И ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СПОСОБОМ ПО . . . . .

Наименование жилы (рудного тела)	Система разработки	Блок (выработка)	Площадь жилы, м²	Средняя мощность жилы, м	Средняя ширина очистного пространства, м	Добыто	
						рудной массы, тыс. т	металла, т
1	2	3	4	5	6	7	8

Сверхнормативные потери руды				Разубожива					
всего		в том числе		Общее количество примешанных пород				в том числе	
				нормативное		фактическое			
тыс. т	%	потери в массиве, тыс. т	потери отбитой руды, тыс. т	тыс. т	%	тыс. т	%	при отбойке (первичное разубоживание), тыс. т	при выпуске (вторичное разубоживание), тыс. т
17	18	19	20	21	22	23	24	25	26

Примечание. Величину гр. 13 получают как сумму данных гр. 15 и гр. 16; гр. 14 = 24 = $\frac{\text{гр. 23}}{\text{гр. 7}} \cdot 100$; гр. 27 = гр. 29 + гр. 30; гр. 31 = $\frac{\text{гр. 23} - \text{гр. 21} - \text{гр. 27}}{\text{гр. 7}} \cdot 100$; гр. 32 =

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ . . . . . РУДНИКУ

Погашено балансовых запасов		Эксплуатационные потери руды					
		всего				в том числе	
		нормативные		фактические			
руды, тыс. т	металла, т	тыс. т	%	тыс. т	%	потери в массиве, тыс. т	потери отбитой руды, тыс. т
9	10	11	12	13	14	15	16

Продолжение

ние руды					Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр $k_н$, доли ед.		Коэффициент изменения качества полезного ископаемого при добыче $k_к$, доли ед.	
Сверхнормативное разубоживание								
всего		в том числе		от нарушения технологии добычи, %	нормативный	фактический	нормативный	фактический
тыс. т	%	при отбойке, тыс. т	при выпуске, тыс. т					
27	28	29	30	31	32	33	34	35

$\frac{\text{гр. 13}}{\text{гр. 9}} \cdot 100$; гр. 17 = гр. 19 + гр. 20; гр. 18 $= \frac{\text{гр. 17}}{\text{гр. 9}} \cdot 100$; гр. 23 = гр. 25 + гр. 26; гр. $= \frac{(\text{гр. 7} + \text{гр. 17})\ \frac{\text{гр. 8}}{\text{гр. 7}}}{\text{гр. 10}}$; гр. 33 $= \frac{\text{гр. 8}}{\text{гр. 10}}$; гр. 34 $= \frac{\text{гр. 32} \cdot \text{гр. 9}}{\text{гр. 7}}$; гр. 35 $= \frac{\text{гр. 8} \cdot \text{гр 9}}{\text{гр. 7} \cdot \text{гр. 10}}$.

КНИГА УЧЕТА ПОТЕРЬ, РАЗУБОЖИВАНИЯ И ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СПОСОБОМ ПО . . . .

Блок, участок, горизонт, рудное тело	Система разработки	Погашено балансовых запасов		Добыто		Эксплуатацион	
						все	
						нормативные	
		руды, тыс. т	металла, т	рудной массы, тыс. т	металла, т	тыс. т	%
1	2	3	4	5	6	7	8

Разбужива

Общее количество примешанных пород				в том числе		Сверхнорма	
нормативное		фактическое				всего	
тыс. т	%	тыс. т	%	при отбойке (первичное разубоживание), тыс. т	при выпуске (вторичное разубоживание), тыс. т	тыс. т	%
17	18	19	20	21	22	23	24

Примечание. Величину гр. 10 получают путем деления данных гр. 9 на данные гр. 3

$$= \frac{(\text{гр. } 5 + \text{гр. } 13)\frac{\text{гр. } 6}{\text{гр. } 5}}{\text{гр. } 4}\ ;\ \text{гр. } 29 = \frac{\text{гр. } 6}{\text{гр. } 4}\ ;\ \text{гр. } 30 = \frac{\text{гр. } 28 \cdot \text{гр. } 3}{\text{гр- } 5}\ ;\ \text{гр. } 31 = \frac{\text{гр. } 6 \cdot \text{гр. } 3}{\text{гр. } 4 \cdot \text{гр. } 5}\ .$$

РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ПОДЗЕМНЫМ . . . . . РУДНИКУ

ные потери руды				Сверхнормативные потери руды			
го		в том числе		всего		в том числе	
фактические		потери в массиве, тыс. т	потери отбитой руды, тыс. т	тыс. т	%	потери в массиве, тыс. т	потери отбитой руды, тыс. т
тыс. т	%						
9	10	11	12	13	14	15	16

Продолжение

ние руды			Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр $k_н$, доли ед.		Коэффициент изменения качества полезного ископаемого при добыче $k_к$, доли ед.	
тивное разубоживание						
в том числе		от нарушения технологии добычи, %	нормативный	фактический	нормативкый	фактический
при отбойке, тыс. т	при выпуске, тыс. т					
25	26	27	28	29	30	31

и умножения на 100; гр. 14 $= \frac{\text{гр. 13}}{\text{гр. 3}} \cdot 100$; гр. 20 $= \frac{\text{гр. 19}}{\text{гр. 5}} \cdot 100$; гр. 24 $= \frac{\text{гр. 23}}{\text{гр. 5}} \cdot 100$; гр. 28 =

КНИГА УЧЕТА ФАКТИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ, РАЗУБОЖИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ПО . . . . . .

Участок, уступ, горизонт	Система разработки	Погашено балансовых запасов		Добыто		Эксплуата		
		руды, тыс. т	металла, т	рудной массы, тыс. т	металла, г	все	нормативные	
							тыс. т	%
1	2	3	4	5	6	7	8	

Разубо

Общее количество примешанных пустых пород				в том числе		Сверхнормативно	
нормативное		фактическое		в кровле и почве залежи, тыс. т	в прикон-тактных зонах и при селек-тивной до-быче, тыс. т.	всего	
тыс. т	%	тыс. т	%			тыс. т	%
17	18	19	20	21	22	23	24

Примечание. Величину гр. 10 получают путем деления данных гр. 9 на данные гр. 3 и умн

$$= \frac{(\text{гр. } 5 + \text{гр. } 13)\ \frac{\text{гр. } 6}{\text{гр. } 5}}{\text{гр. } 4};\quad \text{гр. } 28 = \frac{\text{гр. } 6}{\text{гр. } 4};\quad \text{гр. } 29 = \frac{\text{гр. } 27 \cdot \text{гр. } 3}{\text{гр. } 5};\quad \text{гр. } 30 = \frac{\text{гр. } 6 \cdot \text{гр.}}{\text{гр. } 4 \cdot \text{гр}}$$

ВАНИЯ И ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

. . . . . КАРЬЕРУ

ционные потери руды				Сверхнормативные потери руды			
го		в том числе		всего		в том числе	
фактические		в кровле и почве залежи, тыс. т	при отработке приконтактных зон, тыс. т	тыс. т	%	в кровле и почве залежи, тыс. т	при отработке приконтактных зон, тыс. т
тыс. т	%						
9	10	11	12	13	14	15	16

Продолжение

живание руды		Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр $k_н$, доли ед.		Коэффициент изменения качества полезного ископаемого при добыче $k_к$, доли ед.	
разубоживание					
в том числе		нормативный	фактический	нормативный	фактический
в кровле и и почве залежи, тыс. т	при отработке приконтактных зон, тыс. т				
25	26	27	28	29	30

жения на 100: гр. 14 = $\frac{\text{гр. 13}}{\text{гр. 3}} \times 100$; гр. 20 = $\frac{\text{гр. 19}}{\text{гр. 5}} \times 100$; гр. 24 = $\frac{\text{гр. 23}}{\text{гр. 5}} \times 100$; гр. 27 =

КНИГА УЧЕТА ФАКТИЧЕСКИХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОДЗЕМНЫМ

по прииску _____

Наименование участков, объектов горных работ	Система разработки	Погашено балансовых запасов, тыс. м³/кг	Добыто горной массы (песков), тыс. м³/кг	Общие эксплуатацион			
				всего		в том числе	
				тыс. м³/кг	%	в целиках у подготовительных выработок	в целиках внутри выемочного участка
1	2	3	4	5	6	7	8

Исходные данные для расчета разубоживания					Разубоживание	
			Добыто		общее	
					всего	
Площадь пласта, м²	Средняя мощность пласта, м	Выемочная мощность, м	горной массы, м³	чистых песков, м²	примешано пустых пород, ты . м³	%
17	18	19	20	21	22	23

Примечание. Величину гр. 6 получают путем деле ия данных гр. 5 на данные гр. 3 и

$$= \frac{\text{гр. 27}}{\text{гр. 4}+\text{гр. 22}} \times 100.$$

ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СПОСОБОМ

ные потери руды			Сверхнормативные потери руды				
по видам, тыс. м³/кг			всего		в том числе по видам, тыс. м³/кг		
в кровле пласта и в бортах россыпи	в выработанном пространстве	в местах погрузки, складирования и др.	тыс. м³/кг	%	из-за превышения проектных размеров целиков	в местах обрушений, завалов	из-за некачественной зачистки подотвальной площади
9	10	11	12	13	14	15	16

Продолжение

Разубоживание						
Разубоживание			сверхнормативное			
в том числе по видам, тыс. м³			всего		в том числе по видам, тыс. м³	
из-за прирезки пород (торфов)	включение прослоев пород	при зачистке площадей и мест погрузки	примешано пород, тыс. м³	%	необоснованная прирезка пород	вовлечение в добычу торфов из вывалов и обрушений
24	25	26	27	28	29	30

умножения на 100; гр. 13 = $\frac{\text{гр. 12}}{\text{гр. 5}} \times 100$; гр. 23 = $\frac{\text{гр. 22}}{\text{гр. 4+гр. 22}} \times 100$; гр. 28 =

ПРИЛОЖЕНИЕ 13

КНИГА УЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ ПО ПРИИСКУ

Наименование участков месторождений, полигонов, промприборов	Система разработки	Исходные данные						Общие эксплуатационные потери					
		Площадь отработки, м²	Мощность, м		Погащено запасов, тыс. м³/кг	Добыто, тыс. м³/кг		всего	в том числе по видам, тыс. м³/кг				
			пласта	выработки		горной массы	чистых песков	тыс. м³/кг	%	в целиках внутри выемочного участка	при плотике (почве) и в бортах разрезов	в выработанном пространстве на отработанной площади	в местах погрузки, разгрузки, складирования
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14

Продолжение

Сверхнормативные потери				Разубоживание								
всего		в том числе по видам, м³/кг		общее					сверхнормативное			
				всего		в том числе по видам, тыс. м³			всего		в том числе по видам, тыс. м³	
тыс. м³/кг	%	в местах обрушений, завалов	при выносе из разреза части песков паводковыми, ливневыми водами	примешано, пород, тыс. м³	%	из-за прирезки пород (торфов)	включение прослоев пород	при зачистке площадей у промприборов	примешано пород, тыс. м³	%	необоснованная прирезка пород	вовлечение в добычу торфов из обрушений иловых и эфельных отложений
15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27

Примечание. Величину гр. 10 получают путем деления данных гр. 9 на данные гр. 6 и умножения на 100; гр. 16 = $\frac{\text{гр. 15}}{\text{гр. 6}} \cdot 100$; гр. 20 = $\frac{\text{гр. 19}}{\text{гр. 7}} \cdot 100$; гр. 25 = $\frac{\text{гр. 24}}{\text{гр. 7}} \cdot 100$.

ПРИЛОЖЕНИЕ 14

КНИГА УЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПРИ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ ПО ПРИИСКУ

Наименование объектов	Площадь отработки, м²	Погащено балансовых запасов, тыс. м³/кг	В том числе добыто горной массы, чистых песков, тыс. м³/кг	Среднее содержание в отработанных запасах, мг/м³	Мощность, м						Общие эксплуатационные потери								
					драгирования		задирки плотика		недовскрытых песков		всего		из них в массиве, тыс. м³/кг			отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого, тыс. м³/кг		
					нормативная	фактическая	нормативная	фактическая	нормативная	фактическая	тыс. м³/кг	%	в целиках под временными горнотехническими сооружениями (плотинами)	в межходовых целиках	в межшаговых целиках и в бортах разреза	в выработанном пространстве	в осыпях и просорах через рамный прорез	при вскрыше торфов
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19

Продолжение прилож. 14

Сверхнормативные потери					Разубоживание								
всего		по отдельным видам потерь, тыс. м³/кг			общее, тыс. м³				сверхнормативное, тыс. м³			% от объема добычи	
						в том числе по видам				в том числе по видам			
тыс. м³/кг	%	из-за превышения проектных размеров целиков	в целиках заиленных, завалсенных и недоработанных участков	при удалении части песков в эфельные отвалы при нарушении водного режима	всего	прирезка пород (торфов) в бортах разреза и углах разворота драги	за счет задирки пород плотика (почвы пласта)	вовлечение торфов вскрыши, иловых и эфельных отложений	всего	необоснованная прирезка пород	необоснованное вовлечение в добычу из отвалов, иловых отложений и др.	всего	в том числе сверхнормативное
20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33

Примечание. Величину гр. 21 получают путем деления данных гр. 20 на данные гр. 3 и умножения на 100; гр. 32 = $\frac{\text{гр. 25}}{\text{гр. 4}+\text{гр. 25}} \cdot 100$; гр. 33 = $\frac{\text{гр. 29}}{\text{гр. 4}+\text{гр. 25}}$.

СОГЛАСОВАНО
с Госгортехнадзором СССР
9 декабря 1975 г.

УТВЕРЖДЕНО
Министерством
цветной металлургии СССР
10 декабря 1975 г.

ИНСТРУКЦИЯ ПО УЧЕТУ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ РУДЫ И ПЕСКОВ, КЛАССИФИКАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ И ПОРЯДКУ ПОГАШЕНИЯ ЗАТРАТ НА ИХ ПРОВЕДЕНИЕ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ МИНИСТЕРСТВА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

I. КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАПАСОВ ПО СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ

Важнейшим условием нормальной деятельности горного предприятия является наличие достаточного количества вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды (песков).

Запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению разделяются на две группы, подлежащие раздельному учету: балансовые и забалансовые, а в зависимости от степени разведанности месторождений, изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки месторождений — на четыре категории: А, В, C_1, C_2.

Балансовые запасы месторождений по степени подготовленности к добыче разделяются на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке. При этом вскрытые запасы составляют часть балансовых запасов, подготовленные — часть вскрытых запасов и готовые к выемке — часть подготовленных запасов.

Балансовыми являются запасы, использование которых экономически целесообразно и которые удовлетворяют кондициям, установленным для подсчета балансовых запасов в недрах. К балансовым запасам могут относиться разведанные запасы категорий А, В, C_1, C_2, как утвержденные Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ), так и не утвержденные, но принятые на баланс Центральной комиссией по запасам Министерства цветной металлургии, а также Центральной комиссией по запасам Министерства геологии СССР.

Забалансовыми являются запасы, использование которых при достигнутом техническом уровне экономически нецелесообразно вследствие их малого количества, малой мощности залежей, низкого содержания полезных компонентов, особой сложности условий эксплуатации, необходимости применения очень сложных процессов переработки, но которые в дальнейшем могут явиться объектом промышленного освоения.

Погашенными считаются балансовые запасы полезного ископаемого (или их часть), отделенного от массива при ведении очистных, проходческих и вскрышных работ, выданного из недр, а также потерянного при добыче.

Величина погашенных запасов определяется в соответствии с «Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР».

Задачами учета запасов являются:

1. Оценка готовности горного предприятия по обеспеченности вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами полезного ископаемого для выполнения установленного плана и роста добычи полезного ископаемого.

2. Определение потребности предприятий в финансировании незавершенного производства.

3. Расчет списания затрат на выполненные горные работы.

Учет движения запасов по степени подготовленности проводится совместно геологической и маркшейдерской службами горного предприятия. Геологическая служба определяет контуры запасов по типам и сортам руд, мощность рудных залежей или пластов песков, среднее содержание в них металлов и при необходимости коэффициент рудоносности. Маркшейдерская служба совместно с геологической производит определение и сбор всех остальных данных, используемых в подсчете запасов (площади подсчета, отбойки, добычи, остатков, попутной добычи, потерь и разубоживания при добыче и т. п.), выполняет все операции подсчета и составляет необходимую документацию по учету и отчетности о движении запасов.

4. Систематизация данных о полноте и качестве выемки полезного ископаемого, правильности последовательности разработки месторождения.

Определение запасов по степени подготовленности дается раздельно, применительно к следующим типам месторождений и способам их разработки (рис. 1—26 в приложении 1):

А. Рудные месторождения, разрабатываемые подземным способом.

Б. Рудные месторождения, разрабатываемые открытым способом.

В. Россыпные месторождения, разрабатываемые подземным способом.

Г. Россыпные месторождения, разрабатываемые открытым способом.

А. РУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫЕ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Вскрытыми считаются балансовые запасы месторождения или его части, подсеченные вскрывающими горными выработками эксплуатационного сечения, из которых в дальнейшем обеспечивается проведение других горных выработок, необходимых для подготовки этих запасов к добыче.

Примечания:

1. Запасы рудных тел, подсеченных разведочными выработками, не относятся к вскрытым, если эти выработки требуют выполнения специальных работ для доводки их до эксплуатационных параметров или если вскрытие данных участков, согласно проекту, предусматривается другими горными выработками, предназначенными для целей эксплуатации.

2. При наличии на руднике концентрационного горизонта запасы, залегающие выше этого горизонта, в категорию вскрытых не переводятся, если проектом предусмотрено вскрытие их специальными выработками.

Границы вскрытых запасов принимаются:

а) по восстанию — от горизонта подсечения вскрывающей горной выработкой до выхода рудного тела на поверхность (до верхней выклинки рудного тела) или до вышележащего горизонта, над которым запасы отработаны (рис. 1—3 в приложении 1);

б) по простиранию — в пределах шахтного поля, установленного проектом, до выклинки рудного тела или до крупных тектонических нарушений, переход через которые требует проведения обособленных горно-капитальных вскрывающих выработок (рис. 4 в приложении 1).

Запасы руды в предохранительных целиках основных выработок, под транспортными путями, зданиями и сооружениями на поверхности, а также запасы руды в барьерных целиках учитываются особо и переводятся во вскрытые только после ликвидации охраняемых объектов или оформления в надлежащем порядке разрешения на выемку предохранительного целика.

Запасы во временных целиках, запроектированные к списанию в потери, исключаются из числа вскрытых и подготовленных запасов после их списания.

По степени разведанности к вскрытым запасам могут относиться запасы категорий А, В, C_1, удовлетворяющие перечисленным условиям.

Подготовленной считается та часть вскрытых запасов, для отработки которой пройдены все горноподготовительные выработки, предусмотренные проектом в соответствии с принятой системой разработки, обеспечивающие безопасность работ, полноту выемки запасов и разделяющие этаж на выемочные (эксплуатационные) блоки, камеры или панели (рис. 5—19 в приложении 1).

Примечания:

1. Выемочная панель — участок рудной залежи (при панельно-столбовой системе разработки) ограниченный по восстанию вмещающими породами лежачего и висячего бока, а в плане — барьерными и панельными целиками (см. рис. 5—7).

2. Выемочный блок — участок рудной залежи в пределах границ, определенных проектными параметрами для данной системы разработки (см. рис. 8—19).

3. Очистная камера — горная выработка, ограниченная проектными контурами выемки (при камерной системе и камерно-столбовой системе разработки), массивом или целиками полезного ископаемого и вмещающими породами, в которой добывается полезное ископаемое.

Блок, камера или панель являются минимальными выемочными единицами, представляющими собой в полном комплексе ту или иную систему разработки или ее часть, и при учете запасов по степени подготовленности к добыче должны учитываться в целом без разделения на более мелкие составные элементы.

В том случае, когда полная подготовка блока или панели к выемке производится в течение нескольких лет, ввиду значительного размера их, допускается перевод запасов в разряд подготовленных не всей выемочной единицы в целом, а отдельными участками, определенными проектом (по мере их подготовки) при условии обеспечения безопасного ведения нарезных и очистных работ на этих участках и полноты выемки запасов.

Подготовленные запасы разделяются на активные и временно неактивные.

Подготовленные запасы во временных блоковых целиках (надштрековых, подштрековых, междукамерных и т. д.), а также в подготовленных, но временно оставленных блоках, выемка которых не предусмотрена утвержденным годовым планом горных работ и не будет производиться в течение установленного нормативного срока обеспеченности подготовленными запасами, относятся к временно неактивным подготовленным запасам.

В целях сокращения временно неактивных подготовленных запасов полезных ископаемых на предприятии ежегодно разрабатывается проект (мероприятия) по переводу их в активные с указанием конкретных сроков ввода в эксплуатацию и утверждается руководителем предприятия (рудоуправления, комбината).

Временно неактивные запасы переводятся в активные только после проведения необходимых горных работ, предусмотренных проектом, при условии, что выемка их включена в годовой план горных работ и возможна полностью или частично в течение установленного нормативного срока обеспеченности подготовленными запасами.

Нормативными сроками обеспеченности запасами (по степени подготовленности) действующих предприятий следует считать сроки, установленные соответствующими приказами Министерства цветной металлургии СССР.

При оценке степени обеспеченности рудника подготовленными запасами в расчет принимаются только активные подготовленные запасы с учетом запасов отбитой руды.

По степени разведанности к подготовленным запасам могут быть отнесены запасы: на месторождениях первой группы — ка-

тегории А, второй группы — А и частично В и третьей группы А, В и C_1 (группы месторождений установлены по «Классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых», утвержденной 5.IX.1960 г. Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР).

Готовой к выемке считается часть подготовленных активных запасов блоков, камер или панелей, в которых выполнены согласно проекту все нарезные работы, необходимые для ведения очистной выемки.

Перевод подготовленных запасов в категорию «готовые к выемке» может производиться частями блоков, панелей по мере проходки нарезных выработок при условии возможности очистной выемки этой части блока, панели без нарушения общей технологии его отработки, принятой проектом для данной системы разработки, обеспечения безопасного ведения работ и полноты выемки запасов.

При системе разработки принудительным этажным обрушением с отбойкой руды при помощи минных выработок или глубоких скважин готовыми к выемке считаются запасы блока или его части (при стадийной выемке), для обрушения которых пройдены минные выработки или взрывные скважины, предусмотренные проектом (рис. 17 в приложении 1).

В готовые к выемке запасы могут включаться также временные предохранительные целики, если они подготовлены к выемке и запланированы к погашению в течение установленного нормативного срока обеспеченности готовыми к выемке запасами руды. При оценке обеспеченности рудника готовыми к выемке запасами в расчет принимаются запасы отбитых руд.

По степени разведанности к готовым к выемке запасам могут относиться запасы категории А и только для месторождений 3-й группы — категории В при условии, что:

а) детально выяснено строение рудных тел, установлены размеры и пространственное положение рудных и безрудных участков, подлежащих раздельной выемке или оставлению в недрах;

б) установлены тектонические нарушения и вызванные ими изменения элементов залегания рудных тел в пределах подсчетных блоков;

в) изучена качественная характеристика различных сортов руд, а также изменчивость содержания по участкам добычи;

г) изучены геологические и гидрогеологические условия залегания, крепость и другие физико-механические свойства руд и вмещающих горных пород.

Разделение подготовленных и готовых к выемке запасов в зависимости от системы разработки представлено на рис. 5—19.

Для комбинированных систем разработки перевод вскрытых запасов в подготовленные и готовые к выемке осуществляется по схемам систем разработки, составляющим комбинированную систему.

При модификации и изменении систем разработки к подготовленным и готовым к выемке следует относить запасы блоков, в которых пройдены все подготовительные и нарезные выработки, необходимые в этих условиях:

Примеры:

1. Если при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой производят выемку блока непосредственно от откаточного штрека без оставления надштрекового целика, то запасы блока считаются готовыми к выемке, если вынута первая лента над штреком, произведено крепление штрека и сооружены выпускные люки.

2. Если при системе разработки открытым забоем с регулярно расположенными целиками необходимый первоначальный фронт очистных работ создается непосредственно развитием работ от рудоспуска, то запасы камеры считаются готовыми к выемке без проведения рассечной выработки.

Б. РУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫЕ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Классификация запасов в карьерах по степени подготовленности их к выемке предусматривает три категории запасов:

1. Вскрытые.
2. Подготовленные.
3. Готовые к выемке.

Вскрытыми считаются балансовые запасы полезного ископаемого участков уступов, верхняя площадь которых искусственно освобождена от покрывающих пород (руды вышележащих уступов) или обнажена вследствие естественных условий залегания, а на нижнюю пройдена вскрывающая выработка (въездная траншея для транспорта, подъемника, конвейера и т. д.), предусмотренная проектом или планом разработки месторождения (рис. 20—22 в приложении 1).

В случаях, когда согласно принятой организации работ разрабатывают горизонт ниже транспортных путей и не требуется проводить траншею (например, при работе с драглайном), к вскрытым относятся запасы той части уступа, которая освобождена от покрывающих пород или руды вышележащего уступа.

Если месторождение представлено несколькими разобщенными рудными телами, к вскрытым относятся участки тех рудных тел, на которых произведены вышеуказанные работы (см. рис. 20).

Границы вскрытых запасов принимаются: на глубину — горизонт, подсеченный выездной траншеей; в плане — площадь рудного тела уступа, освобожденная от покрывающих пород (или руды) вышележащего уступа.

Запасы руды, находящиеся во временных бермах, под заездами и сооружениями, учитываются особо и переводятся во вскрытые только после оформления в надлежащем порядке разрешения на их выемку.

По степени разведанности к вскрытым могут относиться запасы категорий А, В, C_1, C_2, удовлетворяющие перечисленным условиям.

Подготовленными считаются балансовые запасы из числа вскрытых участков уступов, на которых обнажены верхняя и боковая плоскости, обеспечивающие возможность равномерной добычи руды без подвигания верхнего вскрышного уступа или при параллельном подвигании всех добычных и вскрышных уступов.

Готовыми к выемке считаются запасы из числа подготовленных участков уступов, для разработки которых выполнены вспомогательные работы и которые могут быть вынуты без подвигания верхнего уступа. Вспомогательными работами полностью завершается подготовка запасов к производству добычных работ.

К вспомогательным работам относятся:

зачистка уступов от остатков пород вскрыши;

подготовка уступов к производству буровых работ (планировка площадок, разделка и уборка негабаритных кусков и др.);

строительство автодорог (подъездов) к экскаваторам;

проведение временных водоотводных канав и зумпфов на отдельных горизонтах.

По степени разведанности к подготовленным и готовым к выемке запасам могут относиться запасы категорий А, В, C_1. Эти запасы должны уточнять распределение технологических типов и сортов руд для выбора последовательности и способа их выемки в случаях необходимости раздельной выемки.

В. РОССЫПНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫЕ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Вскрытыми считаются балансовые запасы месторождения или его части, подсеченные горными выработками, из которых обеспечивается проведение горноподготовительных выработок, предусмотренных проектом для эксплуатации месторождения (рис. 23 в приложении 1).

Запасы песков в предохранительных целиках основных выработок, наземных и подземных сооружений, а также в барьерных целиках переводятся во вскрытые только после ликвидации охраняемых объектов или оформления в надлежащем порядке разрешения на выемку предохранительных целиков.

В случае консервации или передачи на доразведку отдельных участков россыпи, входящих в границы шахтного поля, учтенные по ним запасы из числа вскрытых временно исключаются.

По степени разведанности к вскрытым запасам могут относиться запасы категорий А, В, C_1, C_2.

Подготовленными запасами из числа вскрытых считаются запасы россыпи в пределах шахтного поля или отдельного участка, границы которых определены горными выработками и опробованием горноподготовительных выработок, предусмотренных проектом разработки месторождения (рис. 24 в приложении 1).

При оценке степени обеспеченности прииска подготовленными запасами в расчет принимаются только активные запасы.

По степени разведанности к подготовленным запасам могут относиться запасы категорий А, В и в исключительных случаях C_1.

Готовыми к выемке считаются запасы песков в контуре шахтного поля или участка, где полностью закончены все нарезные работы, необходимые для очистной выемки, согласно принятой в проекте системы разработки (см. рис. 24).

Перевод запасов из одной категории в другую производится так же, как и при разработке коренных рудных месторождений подземным способом.

По степени разведанности к готовым к выемке запасам могут относиться запасы категорий А, В и лишь частично C_1.

Г. РОССЫПНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫЕ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Вскрытые и подготовленные (они же готовые к выемке) запасы определяются в зависимости от метода работ:

а) при разработке россыпных месторождений открытым способом (раздельная и сплошная выемка):

Вскрытыми балансовыми запасами считаются запасы участка россыпи, где пройдены капитальная (дренажная), руслоотводная и нагорная канавы, траншея в крест простирания или по простиранию участка россыпи для транспортирования торфов и размещения технологического оборудования согласно проекту (рис. 25 в приложении 1).

При искусственном водоотливе вместо капитальной канавы должен быть пройден у нижней границы разреза (участка) водоотливной котлован с зумпфом.

Подготовительными запасами (они же готовые к выемке) *при раздельной выемке* считаются балансовые запасы участка россыпи, где проведены все подготовительные работы согласно проекту (вскрыты торфа, мощность предохранительной рубашки не превышает нормативной или проектной величины, пройдены разрезные и водоотливные канавы).

Подготовленными запасами при сплошной выемке считаются балансовые запасы участка россыпи, где выполнены согласно проекту все подготовительные работы и пройдена траншея в крест простирания или по простиранию участка россыпи для транспортирования песков и размещения технологического оборудования;

б) при разработке россыпей драгами *балансовые запасы считаются вскрытыми,* если драга построена, принята в эксплуатацию, находится в котловане, из которого можно начать разработку россыпи (рис. 26 в приложении 1).

Подготовленными считаются запасы участков россыпи, на которых проведены все подготовительные работы согласно проекту (полигон очищен от леса, пней, кустарника, растительного покрова, вскрыты на проектную мощность торфа, построены необходи-

мые плотины, произведена развалка и планировка отвалов, от таяны грунты на всю глубину драгирования, обеспечено непре рывное питание дражного разреза водой и т. д.);

в) при разработке россыпных месторождений гидравликами естественным напором *балансовые запасы* участка россыпи, от веденного для гидравлических работ, *считаются вскрытыми,* если пройдены капитальная (дренажная), руслоотводная, водозавод ная канавы и построены гидротехнические сооружения, необходи мые для получения напорной воды, в том числе и для промывки песков.

При искусственном водоотливе вместо капитальной канавы должен быть пройден у нижней границы разреза зумпф и произ ведена подготовка к монтажу необходимого оборудования.

Подготовленными считаются балансовые запасы участка рос сыпи, где произведена вырубка леса, кустарника, установлены гидротехнические сооружения, необходимые для получения на порной воды для транспортирования и промывки песков;

г) при разработке россыпи гидравликами с искусственным на пором *балансовые запасы участка,* предусмотренного проектом к разработке, *считаются вскрытыми,* если пройдена капитальная и руслоотводная канавы, подведена электроэнергия, разрез подго товлен к установке необходимого оборудования для получения на порной воды для транспортирования и промывки песков.

При искусственном водоотливе вместо капитальной канавы должен быть пройден зумпф и произведена подготовка к монта жу оборудования.

Подготовленными считаются балансовые запасы участка рос сыпи, где произведена вырубка леса, кустарника, построены гид ротехнические сооружения, необходимые для получения напорной воды для транспортирования и промывки песков;

д) при разработке россыпей с помощью землесосов *балансо вые запасы* участка россыпи, предназначенные по проекту к раз работке, *считаются вскрытыми,* если проведена руслоотводная канава, вырыт котлован (зумпф) и другие подготовительные ра боты для установки землесосов, а также подведена к данному участку электроэнергия.

Подготовленными считаются балансовые запасы участка рос сыпи, где произведена вырубка леса, кустарника, произведен монтаж оборудования и необходимых сооружений согласно проекту;

е) при разработке россыпных месторождений машинами не прерывного действия в комплексе с отвалообразователями или конвейерным транспортом *вскрытыми запасами считаются ба лансовые запасы,* ограниченные сверху — поверхностью кровли пласта (без окончательной зачистки), с боков — плоскостями уступов.

Подготовленными считаются запасы, которые могут быть от работаны без предварительной вскрыши с соблюдением размеров

рабочих площадок, необходимых для размещения вскрышного и добычного оборудования.

По степени разведанности к вскрытым запасам могут относиться запасы категорий А, В, C_1 и C_2, к подготовленным — запасы категорий А, В, C_1 и в исключительных случаях C_2.

Примеры разделения запасов по степени подготовленности россыпных месторождений, разрабатываемых подземным и открытым способами, представлены в приложении 1 на рис. 23—26.

II. ПОРЯДОК УЧЕТА ДВИЖЕНИЯ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ РУДЫ (ПЕСКОВ)

Учет движения вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды (песков) осуществляется ежеквартально по прилагаемым формам (приложения 2 и 3).

В формах приложений 2 и 3 приводятся данные о балансовых и забалансовых запасах. В числителе указывается количество руды (песков), в знаменателе — количество металла (или принятых для учета соединений).

Состояние запасов на начало отчетного периода должно совпадать с состоянием, указанным на конец предыдущего отчетного периода. Расхождение в каждом случае должно быть объяснено в примечании.

Количество руды (песков) во всех графах указывается без учета разубоживания. Описание дается по форме приложения 2; в скобках по форме приложения 3.

В графе 1 указывается наименование рудников, приисков, шахт, рудных тел, участков, горизонтов, блоков; в графах 2—7 (приложение 3 — в графах 2—8) — состояние запасов руды (песков) на начало отчетного периода; в графах 8—10 (приложение 3 — в графах 9—11) — прирост за отчетный период; в графах 11—13 (приложение 3 — в графах 12—15) — погашение в недрах за отчетный период; в графах 14—19 (в приложение 3 — в графах 16—22) — состояние запасов на конец отчетного периода; в графах 20—23 (приложение 3 — в графах 23—26) — обеспеченность подготовленными и готовыми к выемке запасами в месяцах.

В случае применения на горном предприятии систем разработки с массовым обрушением руды и магазинированием, а также других систем, при которых отбитая руда временно складируется в забое, блоке, камере (пересчитанная на балансовую), эта руда включается в число вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. При этом с целью правильного отнесения затрат по статье «Незавершенное производство» в графах 7 и 19 (приложение 2) «остатки отбитой руды в блоках» показываются через дробь: числитель — всего остатки отбитой руды; знаменатель — остатки отбитой руды в блоках с массовым обрушением

руды и магазинированием, а также других систем, при которы складируется руда в забое.

В графе 11 (приложение 3 — в графе 14) приводится суммар ная «добытая» (пересчитанная на балансовую) руда из очистны и горнопроходческих выработок (включая эксплуатационно-раз ведочные работы). Руда, полученная из отвалов, хвосты обогати тельных фабрик и другое сырье, уже однажды учтенное, как из влеченное из недр и не поставленное вновь на баланс, в данну графу не включаются.

При заполнении формы движения запасов в итоговых графа (построчно) выводится содержание металла в руде по горизон ту, залежи, руднику и т. д.

Прирост вскрытых, подготовленных и готовых к выемке за пасов за отчетный период подсчитывается следующим образом

прирост вскрытых запасов гр. 8 = гр. 14+гр. 13—гр. 2,
в приложении 3 соответственно гр. 9=гр. 16+гр.12 — гр. 2,

прирост подготовленных запасов гр. 9 = гр. 15 + гр. 13 — гр. 3,
в приложении 3 соответственно гр. 10=гр. 19 + гр. 12 — гр. 6,

прирост готовых к выемке запасов гр. 10 = гр. 16 + гр. 13 — гр. 4,
в приложении 3 соответственно гр. 11 = гр. 20 + гр. 12 — гр. 6.

Расчет обеспеченности предприятия подготовленными и г товыми к выемке запасами, приведенный в табл. 1, произв дится следующим образом:

$Д_б$ = 800 тыс. т — годовой план добычи в пересчете на бала совую руду;

$З_п$ = 1000 тыс. т — подготовленные запасы;

$З_г$ = 360 тыс. т — готовые к выемке запасы.

Таблица

Расчет обеспеченности предприятия подготовленными и готовыми к выемке запасами

Дата	Плановая добыча текущего года с учетом потерь и разубоживания, тыс. т	Подготовленные запасы			Готовые к выемке запа		
		количество, тыс. т	обеспеченность, мес		количество, тыс. т	обеспеченность, мес	
			норматив	факти-		норматив	факти-
1. I. текущего года	800	1000	18	15,0	560	10	8,
1. IV, то же	—	1050	18	15,7	580	10	8,
1. VII. »	—	1100	18	16,4	610	10	9,
1. X »	—	1150	18	17,2	630	10	9,
1. I. следующего года	800	1200	18	18,0	670	10	10,

Примечание. Перечень и формы первичной расчетной документации для заполн таблицы «Движение вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов . . .» (приложени и 3) разрабатываются предприятиями применительно к местным условиям и утверждаются вы стоящей организацией.

Обеспеченность подготовленными запасами в месяцах:

$$O_{п} = \frac{З_{п} \cdot 12}{Д_{б}} = \frac{1000 \cdot 12}{800} = 15$$

Обеспеченность готовыми к выемке запасами в месяцах:

$$O_{г} = \frac{З_{г} \cdot 12}{Д_{б}} = \frac{560 \cdot 12}{800} = 8{,}4$$

III. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Все горные работы (кроме очистных) в зависимости от их назначения и порядка финансирования подразделяются на:

А. Геологоразведочные работы.
Б. Эксплуатационно-разведочные работы.
В. Горно-капитальные работы.
Г. Горноподготовительные работы.
Д. Нарезные работы.

А. ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫЕ РАБОТЫ

К этим работам относятся:

а) геологоразведочные работы в пределах горных отводов, имеющие целью перевод запасов в высшие категории и их прирост за счет недоразведанных участков действующих и строящихся рудников (приисков);

б) геологоразведочные работы, направленные на выявление и промышленную оценку новых или слабоизученных рудных тел в контурах горных отводов и на прилегающих площадях с целью расширения сырьевой базы горных предприятий (предварительная и детальная разведка). Эти работы проводятся по проектам, составленным и утвержденным в соответствии с действующими инструкциями, путем проведения подземных горных выработок — шахт, штолен, квершлагов, штреков, рассечек, восстающих, буровых скважин и др.; при открытой разработке — траншей, канав, шурфов, буровых скважин и др.

Геологоразведочные работы финансируются за счет операционных средств госбюджета через Стройбанк.

Затраты на проведение геологоразведочных работ списываются с баланса как неувеличивающие стоимости основных средств горного предприятия.

При проведении разведочно-эксплуатационных шахтных стволов и других выработок эксплуатационного сечения затраты на их проходку относятся на баланс предприятия при получении балансовых запасов промышленных категорий и отражаются в составе основных средств предприятия как отдельные объекты.

Б. ЭКСПЛУАТАЦИОННО-РАЗВЕДОЧНЫЕ РАБОТЫ

К эксплуатационной разведке относятся работы, проводимые на участках месторождения, где подготовляется или осуществляется добыча полезных ископаемых с целью уточнения контуров

рудных тел, горнотехнических условий, количества и качества подготовленных и готовых к выемке запасов для планомерного развития очистных работ и управления процессами добычи руды.

К эксплуатационным разведочным горным выработкам относятся проходческие выработки, буровые камеры, борозды, а также буровые скважины.

Объемы проведения этих выработок входят в состав годового плана горных работ и отображаются на графике, а стоимость их учитывается в техпромфинплане предприятия.

Эксплуатационно-разведочные работы проводятся за счет оборотных средств основной деятельности предприятий и погашаются путем списания на производство вместе с затратами на горноподготовительные работы.

В. ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

К горно-капитальным относятся работы, проводимые с целью вскрытия месторождения или его части для последующей разработки (например, нижележащего горизонта), а также для обслуживания горных работ в период эксплуатации шахтного поля (этажа) со сроком эксплуатации более 3 лет.

К горно-капитальным выработкам относятся:

1. Вертикальные и наклонные шахтные стволы, шурфы.
2. Штольни и уклоны.
3. Околоствольные выработки (околоствольные дворы, насосные камеры, водосборники, камеры электроподстанций, обгонные и соединительные выработки).
4. Подземные бункера, дозаторные камеры и камеры дробильных установок.
5. Капитальные рудоспуски и породоспуски, обслуживающие несколько выемочных единиц, по которым производится перепуск руды и породы на концентрационные откаточные горизонты и к стволам шахт.
6. Квершлаги и штреки, проводимые для сбойки стволов или капитальных рудоспусков и вскрытия смещенных частей рудных залежей, а также высечки из них (не более 10 м на каждую высечку) для проведения подготовительных выработок.
7. Камерные выработки специального назначения (камеры подъемных машин, электровозное депо, ремонтные и заправочные пункты, склады любого назначения, камеры ожидания, медпункты, умформерные и т. д.).
8. Специальные закладочные, вентиляционные, дренажные и водоотливные выработки (стволы, штольни, шурфы, восстающие, гезенки).
9. Уклоны по доставке самоходного и другого оборудования с основного на промежуточный горизонт.
10. Все выработки концентрационного горизонта.

11. Въездные и съездные траншеи вне контура карьера, постоянные съездные траншеи внутри карьера (до ввода карьера в эксплуатацию), выработки для осушения и дренажа месторождения при разработке открытым способом, а также объемы вскрышных горно-капитальных работ, определенные проектом.

Проведение всех капитальных выработок производится за счет капитальных вложений на основе утвержденных в установленном порядке сводных смет.

В сводную смету включаются затраты на горно-капитальные работы, проводимые до достижения рудником проектной мощности.

Источники покрытия капиталовложений устанавливаются каждый раз финансовыми планами.

Выполненные горно-капитальные работы учитываются на балансе по капитальным вложениям, а после сдачи их в эксплуатацию зачисляются в состав основных средств действующего предприятия.

Г. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

К горноподготовительным относятся работы по подготовке к добыче запасов руды вскрытой части месторождения. Горноподготовительные работы проводятся по утвержденному проекту согласно принятой схеме подготовки и в соответствии с применяемой системой разработки.

К горноподготовительным выработкам относятся:

1. Откаточные штреки и орты на основных горизонтах.
2. Штреки и орты горизонта доставки (скреперования, грохочения).
3. Вентиляционные штреки, обслуживающие только одну очистную камеру или панель.
4. Рудоспуски между откаточным горизонтом и горизонтом доставки (скреперования, грохочения).
5. Все блоковые восстающие (за исключением разрезных, отрезных и т. д.).
6. Уклоны (материальные восстающие по доставке оборудования в пределах камеры или панели).
7. Разрезные и временные съездные траншеи, вскрышные горноподготовительные работы, производимые в период эксплуатации при разработке открытым способом.
8. Капитальные, разрезные (дренажные), руслоотводные, водозаводные, нагорные канавы, дамбы и котлованы (зумпфы) при разработке россыпей.

Примечание. При разработке россыпей подземным способом эксплуатационное опробование включается в циклы подготовительных и очистных работ как часть общего технологического процесса.

Проведение подготовительных выработок финансируется согласно действующим положениям.

Таблица 2

Классификация подземных выработок при различных системах разработки

Система разработки	Подготовительные выработки	Нарезные выработки
Камерно-столбовая с полевой подготовкой и скреперной доставкой (рис. 5)	Полевые и рудные штреки, вентиляционные штреки (в пределах камеры), рудоспуски, ходовые восстающие. Камеры для скреперных лебедок	Отрезные, восстающие, отрезные щели
Камерно-столбовая с рудной подготовкой и скреперной доставкой	Откаточные штреки, камеры для скреперных лебедок, ходовые и вентиляционные восстающие	Отрезные щели
Камерно-столбовая с применением самоходного оборудования	Рудные штреки, рудоспуски, материальные восстающие, лебедочные камеры. Ходовые и вентиляционные восстающие	То же
Панельно-столбовая с применением самоходного оборудования (рис. 7)	Откаточные и панельные штреки, заезды в панели, вентиляционные штреки и восстающие, уклоны для доставки оборудования на верхний уступ или подсечку (в пределах панели)	Разрезные штреки
С доставкой руды силой взрыва	Рудные штреки (этажные и подэтажные), рудоспуски, материальные и вентиляционные восстающие, лебедочные камеры, буровые восстающие	Подсечные выработки, дучки, выпускные воронки или траншейная подсечка, отрезные щели
Подэтажными штреками (ортами) (рис. 8)	Штреки или орты (откаточные, скреперования, грохочения), блоковые восстающие, рудоспуски между откаточным горизонтом доставки	Подэтажные штреки (орты), подсечные штреки (орты), разрезные восстающие, ходки, дучки, выпускные воронки или траншейная подсечка
С магазинированием руды (рис. 9)	То же	Подсечной штрек, ходки, дучки, выпускные воронки, траншейная подсечка
С распорной крепью (рис. 10)	Откаточные штреки, восстающие	Подсечной штрек (1-й слой)
Горизонтальные слои с закладкой (рис. 11)	Откаточные штреки, восстающие (материально-ходовые и закладочные)	Подсечной штрек (1-й слой и рудоспуски в пределах надштрекового целика)
Слоевое обрушение (рис. 13)	Откаточные штреки, блоковые восстающие	Слоевые штреки, аккумулирующие штреки, рудоспуски между слоевым и аккумулирующим штреками
Подэтажное обрушение (рис. 14, 15)	Откаточные выработки (штреки или орты) блоковые восстающие	Подэтажные выработки (буровые, доставочные, отрезные), рудоспуски, воронки

Продолжение табл. 2

Система разработки	Подготовительные выработки	Нарезные выработки
Этажное естественное обрушение (рис. 16)	Откаточные выработки (штреки, орты), блоковые восстающие, выработки горизонта скреперования, рудоспуски, вентиляционные соединительные выработки	Подсечные выработки, окаймляющие выработки, дучки, выпускные воронки или траншейная подсечка, сбойки, ходки
Этажное принудительное обрушение (рис. 17)	То же	Подсечные выработки, буровые или минные выработки, отрезные восстающие, дучки, выпускные воронки или траншейная подсечка, сбойки, ходки, глубокие скважины
Камерно-целиковая система разработки (рис. 6)	Ходовые и закладочные восстающие, откаточные, соединительные и панельные штреки, рудоспуски, камеры для люков, выработки для вентиляционно-закладочного горизонта	Разрезные штреки, искусственное днище, откосы
Система разработки слоями с закладкой выработанного пространства (для пологого залегания) (рис. 12)	Транспортные, фланговые, диагональные уклоны; вентиляционно-закладочные и ходовые восстающие, рудоспуски и люковые камеры, слоевые штреки (орты), выработки горизонта закладки	Вентиляционные сбойки (отработка запасов нижнего слоя и производство его закладки)
Система блокового принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры и подготовкой горизонта выпуска (рис. 18)	Выработка горизонта скреперования, первого и второго подэтажей, выпускные (дучки), ходовые и вентиляционные восстающие, рудоспуски и люковые камеры и выработки вентиляционного горизонта	Компенсационные камеры и буровые работы (скважины), предназначенные для отбойки руды, выпускные дучки
Система блокового принудительного обрушения с одностадийной выемкой и полевой подготовкой горизонта выпуска (рис. 19)	Выработки горизонта скреперования, первого и второго подэтажей, выпускные (дучки), ходовые и вентиляционные восстающие, рудоспуски и люковые камеры и выработки вентиляционного горизонта	Компенсационные камеры и буровые работы (скважины), предназначенные для отбойки руды, выпускные дучки

Д. НАРЕЗНЫЕ РАБОТЫ

К нарезным относятся работы, проводимые в подготовленных или подготавливаемых выемочных единицах (эксплуатационные блоки, камеры, панели, уступы карьеров) с целью обеспечения производства в них очистной выемки по принятой системе разработки.

К нарезным выработкам относятся:

1. Подэтажные штреки и орты.
2. Выработки горизонта подсечки, служащие для создания дополнительной открытой плоскости и компенсации.
3. Окаймляющие выработки, служащие для ослабления связи полезного ископаемого блока с основным массивом.
4. Отрезные восстающие.
5. Разрезные штреки и отрезные щели.
6. Минные штреки и минные орты.
7. Вентиляционные сбойки.
8. Сбойки, соединяющие восстающий с очистным пространством.
9. Выпускные воронки, траншейная подсечка, дучки.
10. Глубокие скважины.

Примечание. Распределение горных выработок по видам работ осуществляется проектом. В случаях, когда та или иная горная выработка по своему назначению может быть с одинаковым основанием отнесена как к подготовительным, так и к нарезным работам, она принимается:

в подготовительные — при проведении ее полностью или большей частью по породе;

в нарезные — при проведении ее полностью или большей частью по руде.

Классификация подготовительных и нарезных выработок в зависимости от систем разработки приведена в табл. 2.

IV. ПОРЯДОК ПОГАШЕНИЯ ЗАТРАТ НА ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

А. ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫЕ РАБОТЫ

Затраты на законченные геологоразведочные работы списываются как затраты, не увеличивающие стоимости основных фондов.

Б. ЭКСПЛУАТАЦИОННО-РАЗВЕДОЧНЫЕ РАБОТЫ

Затраты на эксплуатационно-разведочные работы объединяются с затратами на горноподготовительные работы. Эти затраты погашаются аналогично погашению затрат на горноподготовительные работы.

В. ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Введенные в действие горно-капитальные выработки включаются в состав основных фондов предприятия.

Погашение стоимости горно-капитальных работ производится двумя способами в зависимости от сроков существования предприятия и в порядке, установленном «Инструкцией по планированию, учету и калькулированию себестоимости добычи руды (пе

ков) из очистных работ» и «Инструкцией по планированию, учету и калькулированию себестоимости добычи золота, серебра, платины и алмазов».

1. Если срок существования предприятия 25 лет и более, то погашение затрат на горно-капитальные работы производится путем суммирования потонных ставок, подсчитанных для каждой группы и подгруппы выработок. Эту суммарную норму погашения образуют две составляющие:

а) для выработок, которые существуют до конца отработки месторождения (стволы шахт, штольни, околоствольные выработки, насосные камеры и т. п.), — 4% годовых;

б) для выработок, срок существования которых равен сроку отработки запасов вскрываемого горизонта — по потонной ставке. Потонная ставка определяется путем распределения остаточной стоимости горно-капитальных выработок данного горизонта на общее количество вскрытых запасов руды этого горизонта в тоннах, уменьшенный на процент потерь и увеличенный на процент разубоживания, предусмотренных на планируемый год.

Пример.

Годовая производительность рудника — 3000 тыс. т. Остаточная стоимость горно-капитальных выработок на начало года — 4000 тыс. руб., в том числе выработок, существующих до конца отработки месторождения,— 2500 тыс. руб.

Годовая сумма амортизационных отчислений на выработки, существующие до конца отработки месторождений, составит:

$$2500 \cdot 0{,}04 = 100 \text{ тыс. руб.}$$

Норма погашения на 1 т.

$$100 \text{ тыс. руб.} : 3000 \text{ тыс. т} = 0{,}033 \text{ руб.}$$

В работе находятся одновременно два горизонта. Извлекаемые запасы руды на этих горизонтах на начало года — 25 000 тыс. т. Остаточная стоимость вскрывающих их горно-капитальных выработок — 1500 тыс. руб. на начало планируемого года.

Норма погашения затрат для данных горизонтов на 1 т составит

$$1500 : 25\,000 = 0{,}060 \text{ руб.}$$

Суммарная норма погашения на 1 т

$$0{,}033 + 0{,}060 = 0{,}093 \text{ руб.}$$

Сумма годовых амортизационных отчислений на 1 т по руднику в целом

$$3000 \text{ тыс. т} \cdot 0{,}093 \text{ руб.} = 279 \text{ тыс. руб.}$$

2. Если предприятие существует менее 25 лет, то погашение затрат на горно-капитальные работы производится по суммарной потонной ставке, образующейся из:

а) потонной ставки для горно-капитальных выработок, существующих до конца отработки месторождения (стволы шахт, штольни, околоствольные выработки, насосные камеры и т. п.), определяемой путем распределения остаточной стоимости их на общее количество извлекаемых запасов руды всего месторождения в тоннах;

б) потонной ставки для выработок, срок существования которых равен сроку отработки запасов руды горизонта, который они

вскрывают, определяемой путем распределения остаточной стоимости этих выработок на общее количество запасов руды данного горизонта, в тоннах:

Пример.

Годовая производительность рудника — 2000 тыс. т. Остаточная стоимость горно-капитальных выработок на начало планируемого года — 3000 тыс. руб., в том числе выработок, существующих до конца отработки месторождения, — 2000 тыс. руб.

Извлекаемые запасы по месторождениям в целом на начало планируемого года — 40 000 тыс. т.

Норма погашения затрат на выработки, существующие до конца отработки месторождения, составит

$$2000 : 40\,000 = 0{,}05 \text{ руб/т.}$$

В работе находятся одновременно два горизонта. Извлекаемые запасы руды на этих горизонтах — 10 000 тыс. т.

Остаточная стоимость вскрывающих их горизонтальных выработок — 1000 тыс. руб.

Норма погашения затрат на 1 т для данных горизонтов составит

$$1000 : 10\,000 = 0{,}1 \text{ руб.}$$

Суммарная норма погашения на 1 т руды:

$$0{,}05 + 0{,}10 = 0{,}15 \text{ руб.}$$

Годовая сумма амортизации на 1 т по руднику в целом составит

$$2000 \text{ тыс.т} \cdot 0{,}15 \text{ руб/т} = 300 \text{ тыс. руб.}$$

Г. ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Затраты на горноподготовительные работы (производимые открытым и подземным способами) погашаются в порядке, установленном «Инструкцией по планированию, учету и калькулированию себестоимости добычи руды (песков) из очистных работ» и «Инструкцией по планированию, учету и калькулированию себестоимости добычи золота, серебра, платины и алмазов».

Затраты на подземные горноподготовительные работы распределяются на общее количество подготовленных запасов руды в тоннах и погашаются пропорционально количеству добытой руды за отчетный период.

Для определения нормы погашения на 1 т подготовленных запасов руды общая сумма фактических затрат на начало отчетного квартала на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы делится на остаток подготовленных запасов руды на начало отчетного квартала (уменьшенных на процент потерь и увеличенных на процент разубоживания, предусмотренных на планируемый год).

Затраты на проведение вскрышных горноподготовительных работ, производимых при разработке коренных и россыпных месторождений открытым способом, погашаются на добытую руду в данном году по коэффициенту вскрыши, определяемому на баз

данных проекта по периодам отработки месторождения и утверждаются в техпромфинплане.

В отдельных случаях, при резкой изменчивости мощности рудного тела на отдельных участках или в блоках шахтного поля, списание затрат может производиться с разрешения союзного объединения в течение года в порядке, установленном для погашения при открытом способе работ.

При временной консервации рудника (прииска) остаток непогашенных затрат на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы остается на балансе.

При ликвидации рудника (прииска) остаток непогашенных затрат на горноподготовительные работы списывается за счет убытков по статье «Прочие» с разрешения Минцветмета СССР.

Д. НАРЕЗНЫЕ РАБОТЫ

Нарезные работы финансируются за счет основной деятельности предприятий и затраты на них включаются в себестоимость добычи руды.

V. ИНВЕНТАРИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Инвентаризация непогашенных затрат на горно-капитальные работы производится в сроки, установленные инструкцией по инвентаризации.

Задачей инвентаризации является проверка правильности применяемой в отчетном периоде нормы погашения затрат на горно-капитальные работы в связи с возможными изменениями извлекаемых запасов руды за отчетный период.

При изменении извлекаемых запасов руды против данных на начало отчетного периода необходимо произвести пересчет норм погашения. На основе уточненной нормы погашения начисленная с начала года сумма погашения горно-капитальных работ корректируется отчетным месяцем.

Инвентаризация непогашенных затрат на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы, учитываемых на счете «Расходы будущих периодов», производится ежеквартально и заключается в проверке и записи в инвентаризационных актах (описях) следующих данных:

а) уточненного остатка на день инвентаризации подготовленных запасов руды, в том числе временно неактивных;

б) количества добытой и погашенной руды с начала года на день инвентаризации;

в) суммы погашенных затрат на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы с начала года на день инвентаризации;

г) остатка непогашенных затрат на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы на день инвентаризации.

По этим данным уточняется норма погашения, на основе кото-

рой определяются абсолютные суммы погашения затрат на горноподготовительные и эксплуатационно-разведочные работы для предстоящего квартала.

Инвентаризация производится специально назначенной приказом по предприятию комиссией, в которую входят в обязательном порядке главный бухгалтер и главный (старший) маркшейдер предприятия.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ПРИМЕРЫ (РИС. 1—26) РАЗДЕЛЕНИЯ ЗАПАСОВ ПО СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ

Условные обозначения



Невскрытые балансовые запасы руды (песков)



Вскрытые запасы



Подготовленные запасы (в том числе временно неактивные)

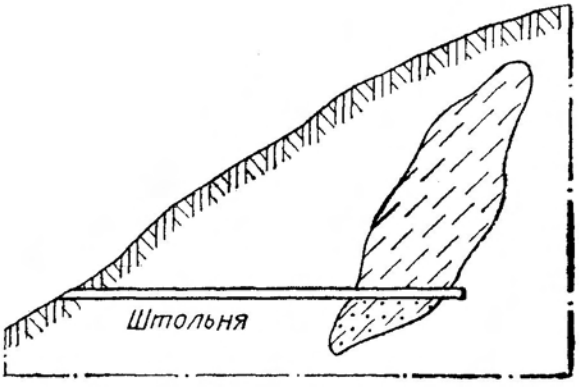


Готовые к выемке запасы



Замагазинированная руда или закладка

Рис. 1. Вскрытие штольней



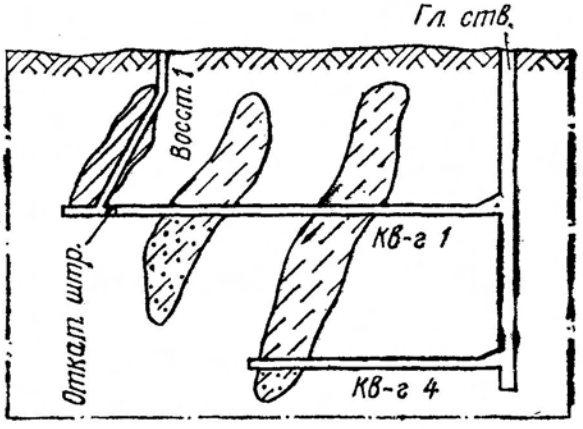


Рис. 2. Вскрытие нескольких рудных тел вертикальным стволом и квершлагом

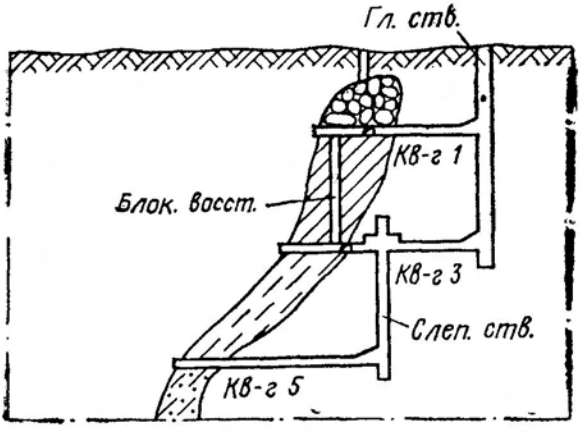


Рис. 3. Вскрытие запасов руды нижних горизонтов вертикальным слепым стволом

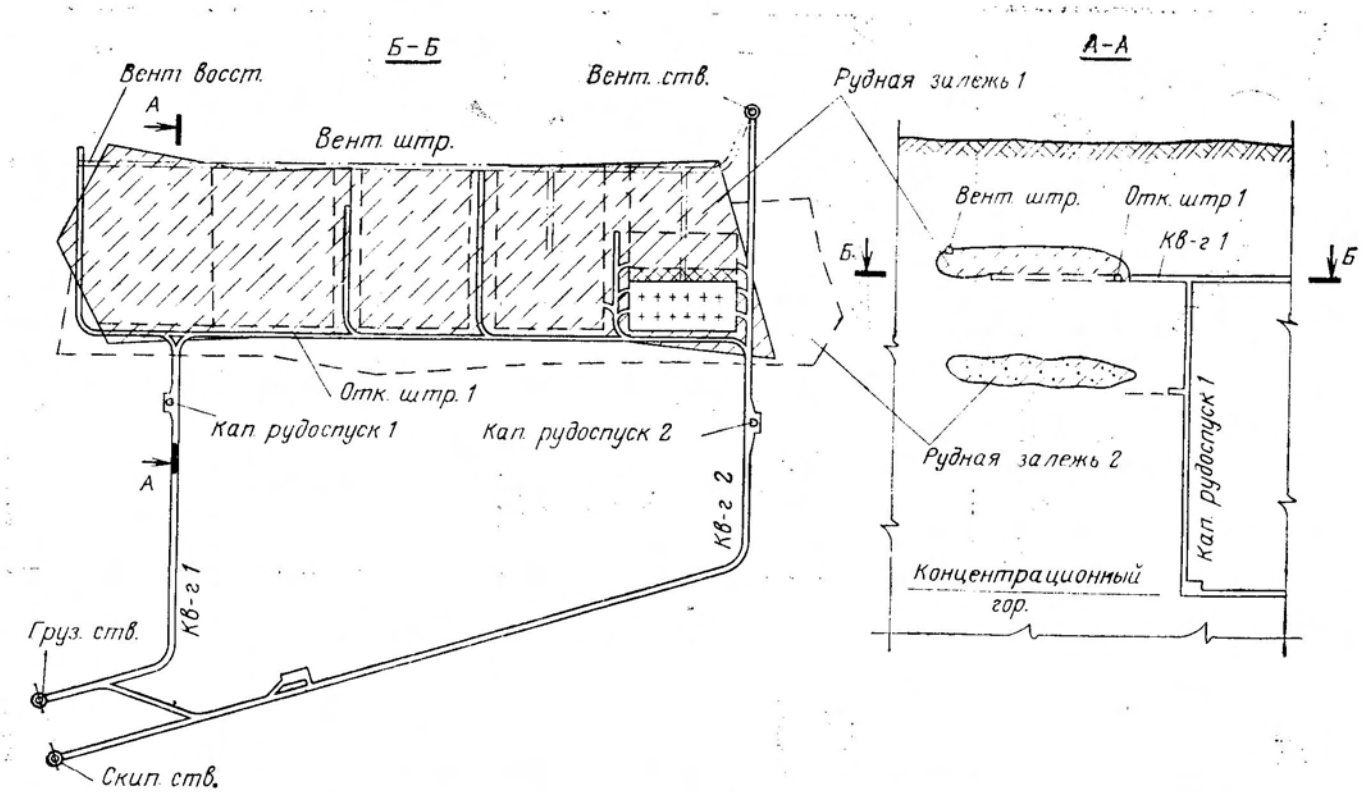


Рис. 4. Вскрытие вертикальными стволами и квершлагами с выдачей горной массы через концентрационный горизонт

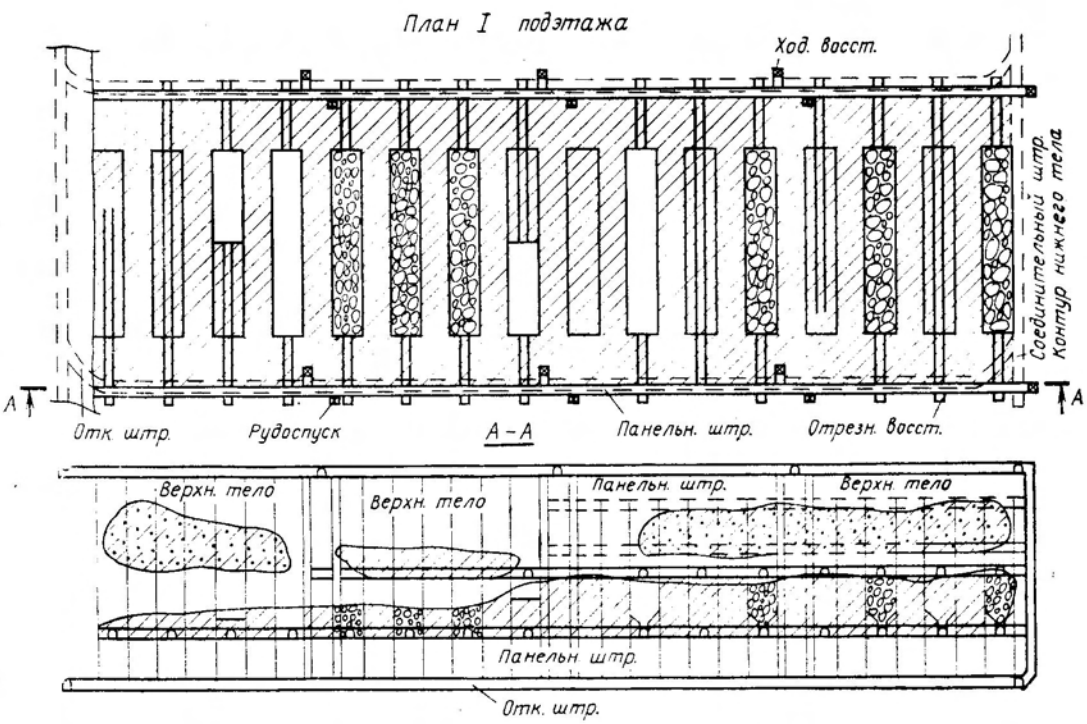


Рис. 5. Камерно целиковая система разработки

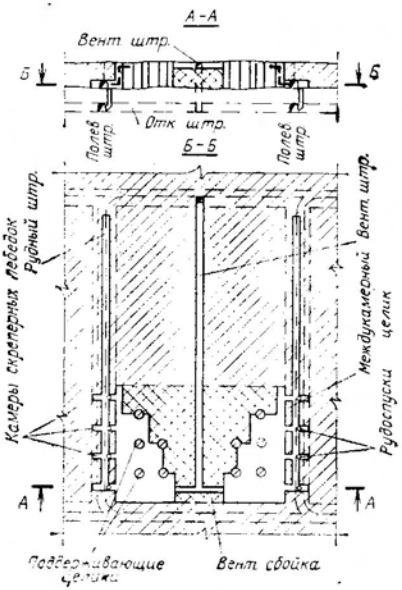


Рис. 6. Камерно-столбовая система разработки с полевой подготовкой и скреперной доставкой

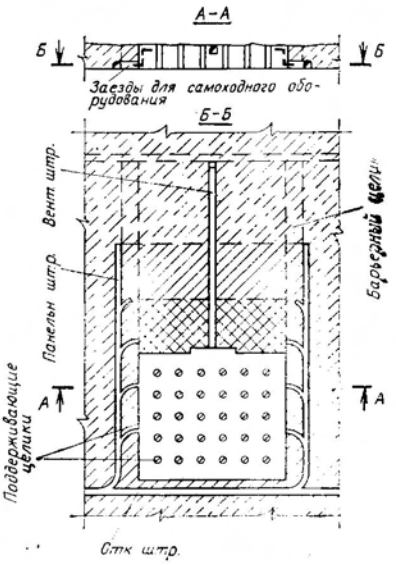


Рис. 7. Панельно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования

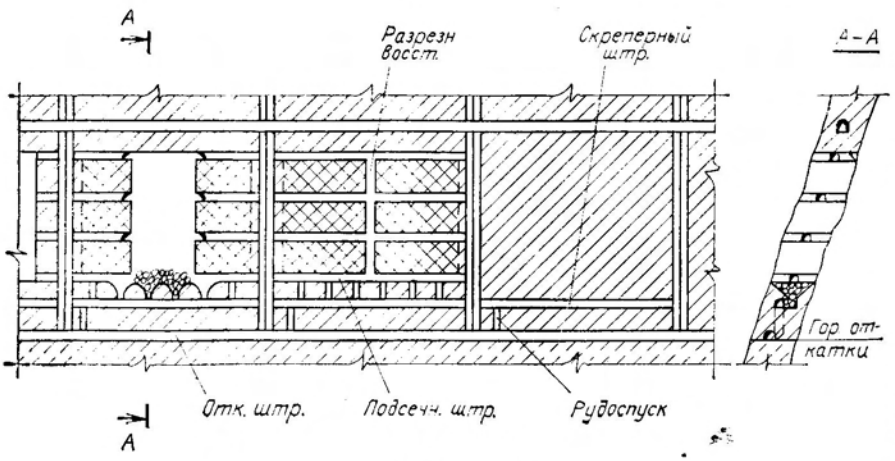


Рис. 8. Система подэтажных штреков

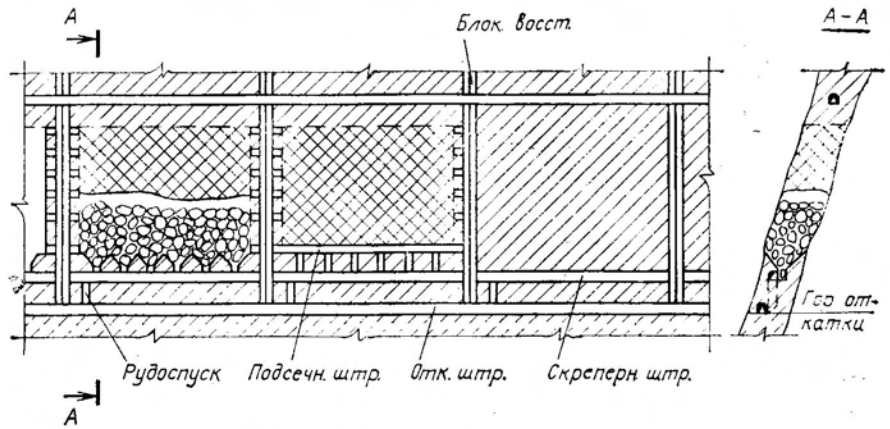


Рис. 9. Система с магазинированием руды

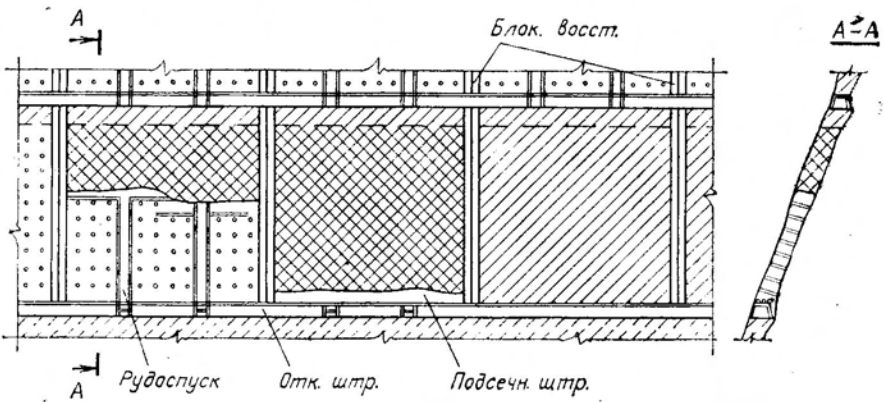


Рис. 10. Система разработки с распорной крепью

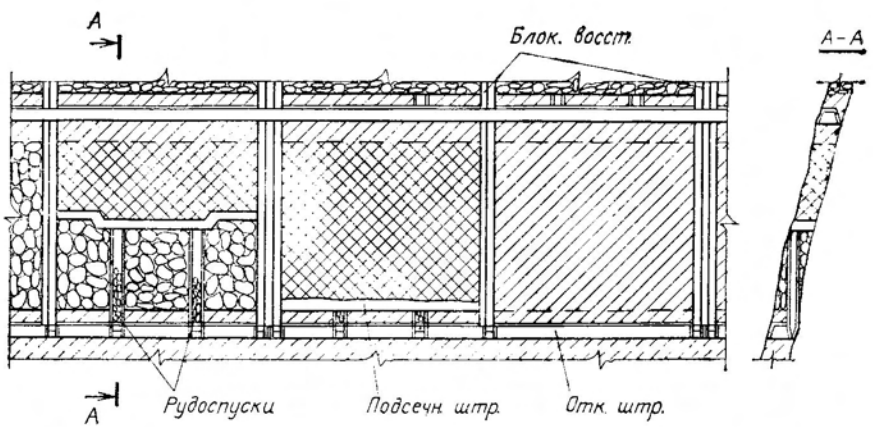


Рис. 11. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

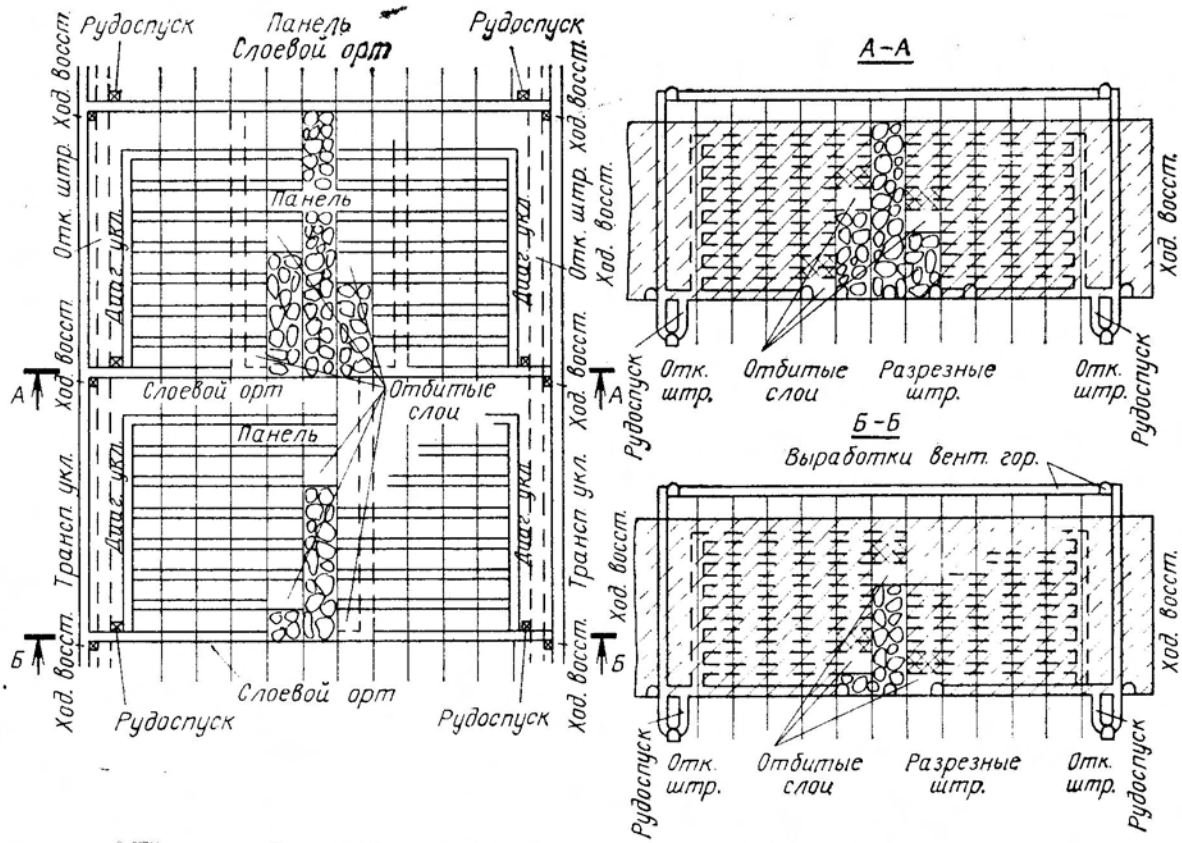


Рис. 12. Система разработки слоями с закладкой выработанного пространства (для пологого залегания)

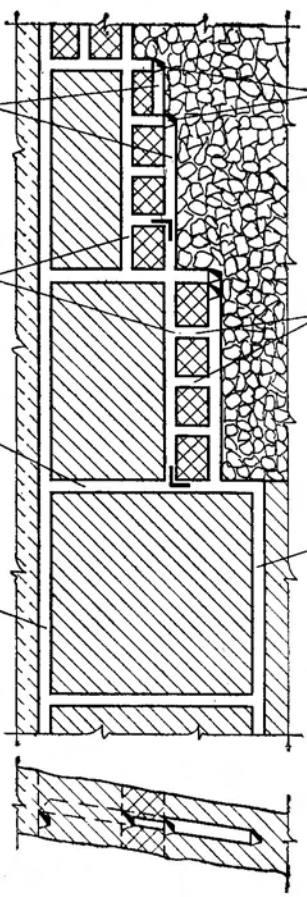


Рис. 13. Система слоевого обрушения с аккумулирующими штреками

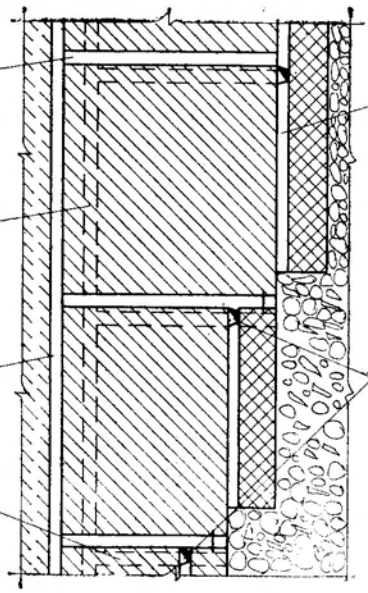


Рис. 14. Система подэтажного обрушения

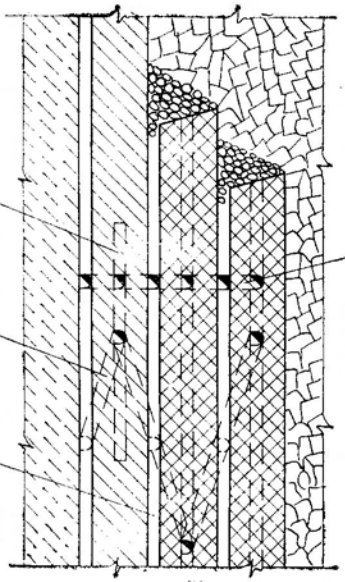


Рис. 15. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском и применением самоходного оборудования

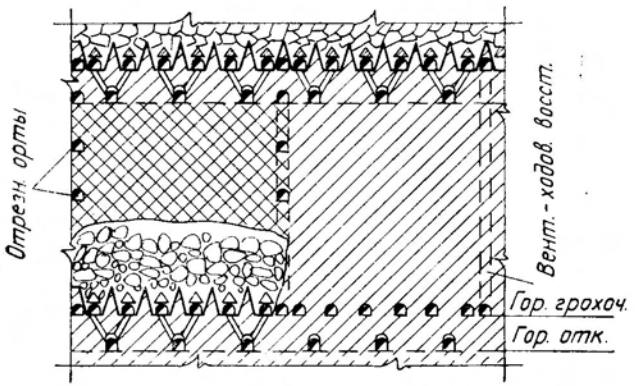


Рис. 16. Система этажного самообрушения

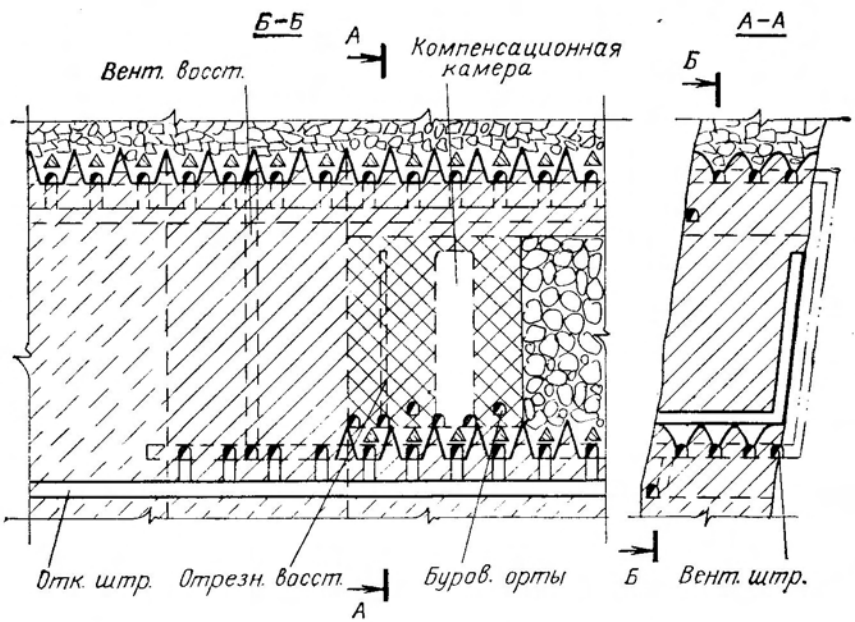


Рис. 17. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры

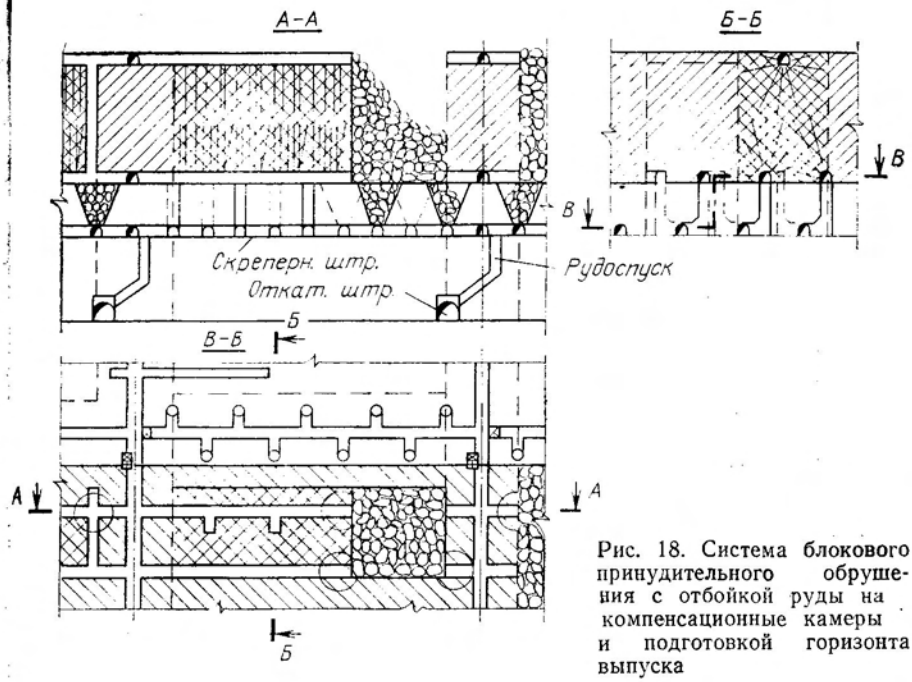


Рис. 18. Система блокового принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры и подготовкой горизонта выпуска

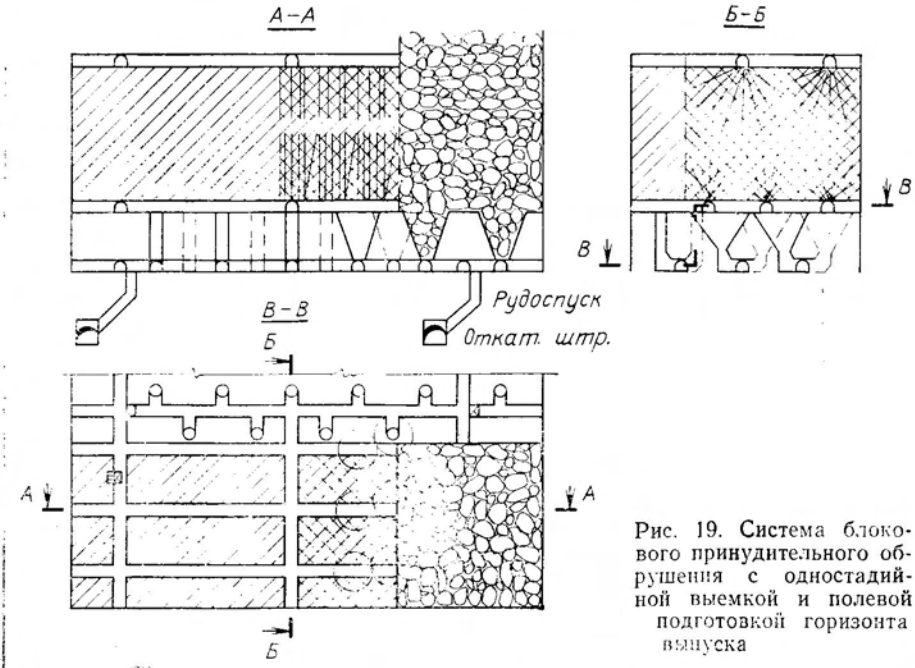


Рис. 19. Система блокового принудительного обрушения с одностадийной выемкой и полевой подготовкой горизонта выпуска

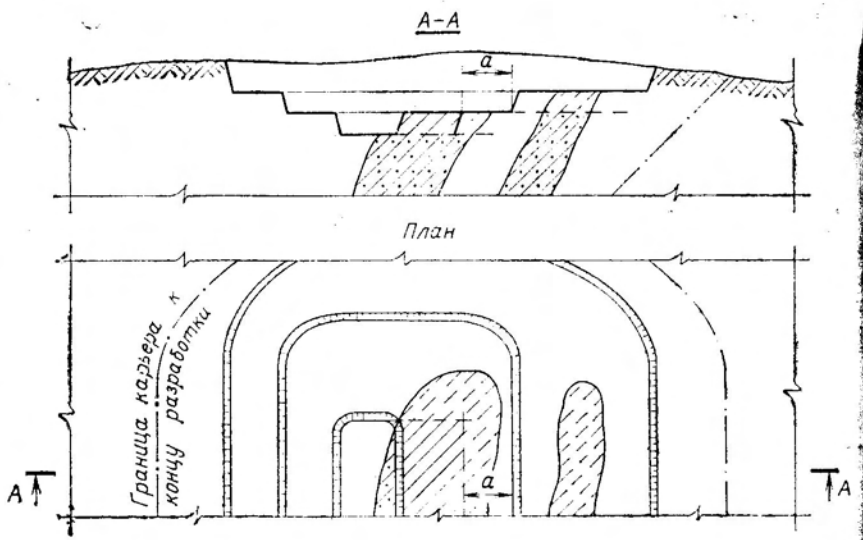


Рис. 20. Вскрытые и подготовленные запасы руды при открытом способе разработки без подвигания вышележащего уступа:
a — нормальная ширина рабочей площадки

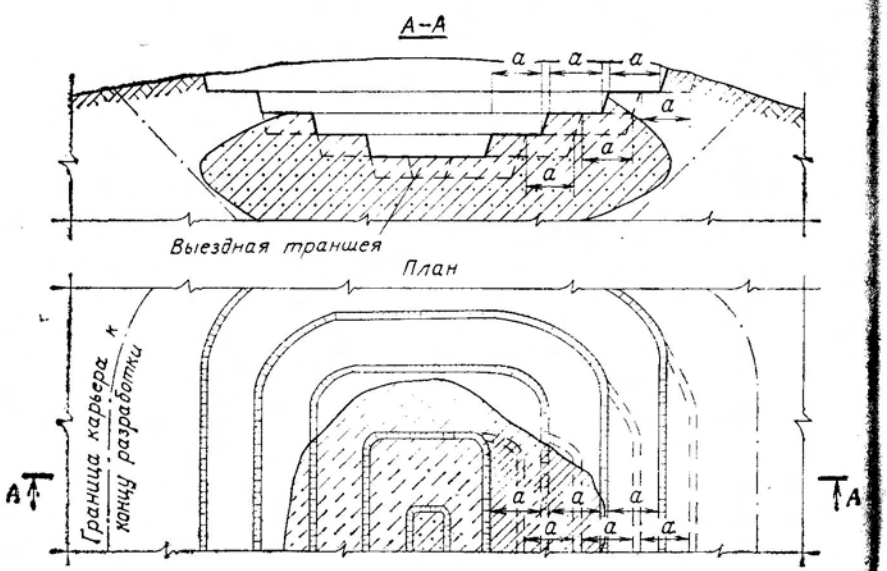


Рис. 21. Вскрытые и подготовленные запасы руды в карьере при параллельном подвигании вскрышных и добычных уступов

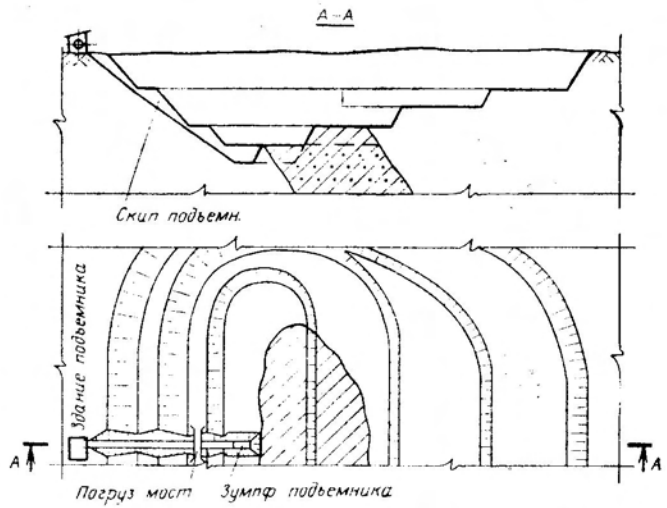


Рис. 22. Вскрытые и подготовленные запасы в карьере при использовании скипового подъемника

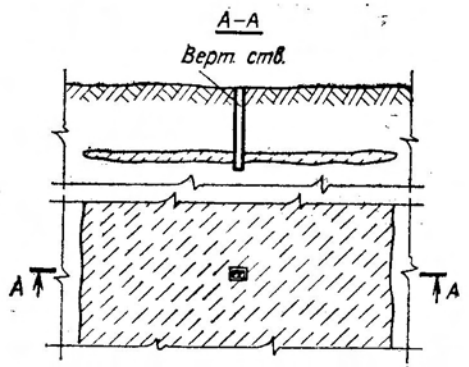


Рис. 23. Вскрытие россыпи вертикальным стволом при двукрылом шахтном поле

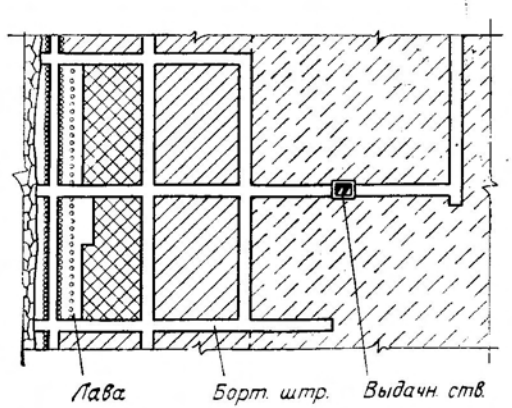


Рис. 24. Система разработки россыпи широким забоем (лавой)

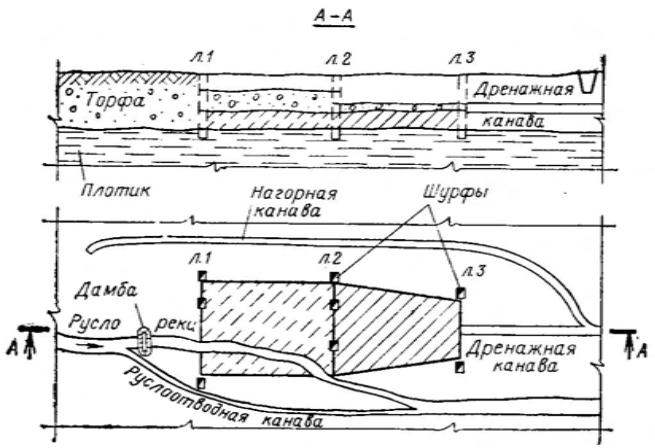


Рис. 25. Вскрытые и подготовленные запасы при открытой разработке россыпей

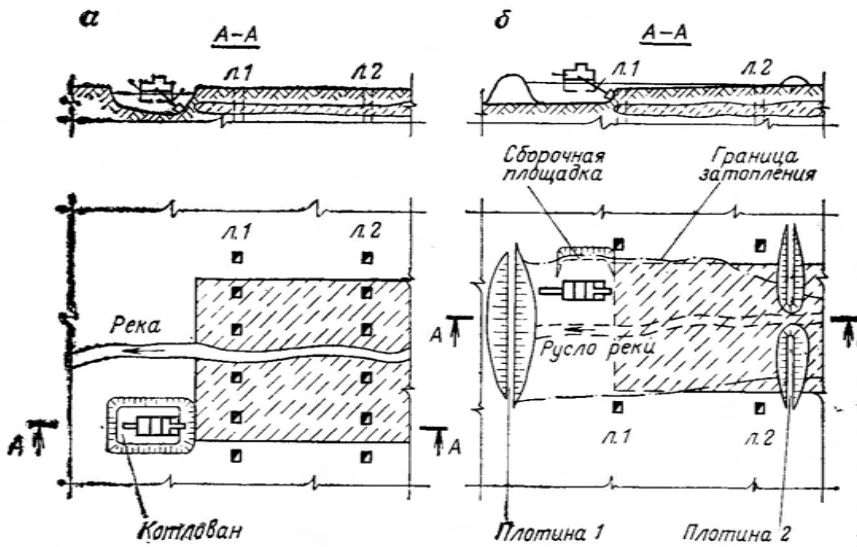


Рис. 26. Вскрытые запасы при дражной разработке россыпей:

а — при отработке с сооружением искусственного котлована (зумпфа); *б* — при отработке с сооружением подпорных плотин

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

ДВИЖЕНИЕ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ РУДЫ (ПЕСКОВ) ПО _____
КОМБИНАТУ (ТРЕСТУ, РУДОУПРАВЛЕНИЮ) ЗА _____ КВАРТАЛ 19 ____ года

Наименование рудника, шахт, рудных тел, горизонтов, блоков	1
Состояние запасов на начало отчетного периода	2
в числе вскрытых	3
подготовленных	4
в числе подготовленных	5
готовых к выемке	6
временно не активные	7
запасы в постоянных целиках	8
остатки отработ руды в блоках	9
Прирост запасов за отчетный период	10
вскрытых	11
подготовленных	12
готовых к выемке	13
Погашено запасов в недрах	14
добыто	15
списано в потери	16
всего погашено в недрах	17
Состояние запасов на конец отчетного периода	18
вскрытые	19
в числе вскрытых	20
подготовленные	21
в числе подготовленных	22
готовые к выемке	23
временно неактивные	24
запасы в постоянных целиках	25
остатки отработ руды в блоках	26
Обеспеченность запасами в месяц	27
на начало отчетного периода	28
подготовлен-ными активными	29
фактически	30
норматив	31
готовыми к выемке	32
фактически	33
норматив	34
на конец отчетного периода	35
подготовлен-ными активными	36
фактически	37
норматив	38
готовыми к выемке	39
фактически	40
норматив	41

Примечания:

1. В числителе указывается руда в тысячах тонн, в знаменателе—металл или принятые для учета соединения в тоннах или килограммах (для драгоценных металлов).
2. Обеспеченность подготовленными и готовыми к выемке запасами на конец года определяется в месяцах к плану добычи следующего года.
3. Для определения обеспеченности запасами план добычи пересчитывается с товарной на балансовую руду, погашаемую при заданной добыче по формуле

$$Д_б = \frac{(1-0{,}01\,Р\%)}{(1-0{,}001П\%)}\,Д_т,$$

где $Д_т$ — план добычи товарной руды;

$Р\%$ — плановое разубоживание;

$П\%$ — плановые потери.

4. Забалансовые запасы учитываются отдельной строкой.

Главный инженер:

Главный (ст.) маркшейдер:

Главный (ст.) геолог

СОГЛАСОВАНО
с Госгортехнадзором СССР
23 декабря 1975 г.

УТВЕРЖДЕНО
Министерством
цветной металлургии СССР
25 декабря 1975 г.

ОТРАСЛЕВАЯ ИНСТРУКЦИЯ ПО ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОМУ УЧЕТУ СОСТОЯНИЯ И ДВИЖЕНИЯ РАЗВЕДАННЫХ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ И В ОРГАНИЗАЦИЯХ МИНИСТЕРСТВА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

I. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

I.1. Основными задачами геолого-маркшейдерского учета запасов являются:

получение полных и достоверных данных о состоянии и движении разведанных запасов в недрах;

обобщение, систематизация и анализ полученных данных с целью определения обеспеченности предприятия разведанными запасами для правильного планирования геологоразведочных, подготовительных, эксплуатационных работ и капитального строительства;

обеспечение рационального, комплексного использования месторождений полезных ископаемых и охраны недр.

I.2. Учету подлежат все разведанные балансовые и забалансовые запасы как утвержденные ГКЗ СССР, ЦКЗ МЦМ СССР и ТКЗ, так и учтенные по оперативному подсчету запасов по категориям А, В, C_2, C_1 по всем основным и попутным компонентам в единицах измерения согласно перечню полезных ископаемых приложения 1 к «Инструкции по учету запасов полезных ископаемых и поставлению отчетных балансов по формам 5-гр и 5-гр (уголь)» с округлением до целых единиц.

I.3. Учет запасов осуществляется раздельно:

по выемочным участкам;

по способам и системам разработки;

по основным промышленным типам, сортам и маркам полезных ископаемых.

I.4. Получение полных и достоверных данных о состоянии и движении разведанных запасов полезных ископаемых на предприятиях и в организациях МЦМ СССР обеспечивается геолого-маркшейдерским учетом:

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

ДВИЖЕНИЕ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ ПО ДРАЖНЫМ И ГИДРАВЛИЧЕСКИМ ПОЛИГОНАМ ПО _____ КОМБИНАТУ, ТРЕСТУ, ОБЪЕДИНЕНИЮ

В числителе—пески в т. или в м³
В знаменателе—металл в кг.

Наименование приисков, рудников, участков	Состояние запасов на начало отчетного периода							Прирост запасов за отчетный период			Погашено запасов				Состояние запасов на конец отчетного периода							Обеспеченность запасами в месяцах			
		в том числе подготовленные														в том числе подготовленные						на начало отчетного периода		на конец отчетного периода	
	вскрытые	таликовые	мерзлотные	всего	готовые к выемке	временно неактивные	запасы в постоянных целиках	вскрытых	подготовленных	готовых к выемке	всего	вскрыша	добыто полезного ископаемого (в пересчете на балансовую руду)	списано в потери (в недрах плюс технологические)	вскрытые	таликовые	мерзлотные	всего	готовые к выемке	временно неактивные	запасы в постоянных целиках	норматив	фактически	норматив	фактически
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26

Гл. инженер *Главный (ст.) маркшейдер* *Главный (ст.) геолог*

добычи полезных ископаемых;

потерь и разубоживания полезных ископаемых;

прироста разведанных запасов в результате проведения геологоразведочных и горно-эксплуатационных работ;

изменения разведанных запасов в результате их списания по причинам, предусмотренным «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с баланса горнодобывающих предприятий», утвержденным Госгортехнадзором СССР 14 апреля 1970 г.

I.5. Учет добычи полезных ископаемых производится по данным маркшейдерских замеров и геологической документации выработок и выемочных участков согласно ведомственным инструкциям.

I.6. Учет потерь и разубоживания полезных ископаемых осуществляется по данным маркшейдерских замеров, геологической документации и опробования согласно «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР».

I.7. Учет прироста запасов в результате геологоразведочных и эксплуатационных работ производится по данным оперативного подсчета запасов с последующим их утверждением в ЦКЗ МЦМ СССР.

I.8. Учет изменения разведанных запасов по технико-экономическим причинам и в связи с неподтверждением производится согласно «Положению о порядке списания запасов полезных ископаемых с баланса горнодобывающих предприятий», утвержденному Госгортехнадзором СССР.

I.9. Учет состояния и движения запасов полезных ископаемых осуществляется геологической и маркшейдерской службами предприятий и организаций МЦМ СССР на основе первичной полевой и графической документации, а также данных производственного отдела технического контроля.

I.10. Контроль за учетом запасов полезных ископаемых при разработке месторождений и строительстве горнодобывающих предприятий осуществляют органы Госгортехнадзора СССР.

I.11. Ведомственный контроль за соблюдением установленного порядка учета запасов полезных ископаемых в соответствии со статьей 47 «Основ законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», на действующих и строящихся предприятиях осуществляют вышестоящие организации МЦМ СССР. Эти организации обязаны проверять состояние учета запасов на предприятиях с периодичностью не реже одного раза в год.

I.12. Геолого-маркшейдерские документы по учету состояния и движения запасов полезного ископаемого в недрах заносятся в специальную инвентарную книгу установленного образца (приложение 1), каждый документ должен иметь свой инвентарный номер.

II. УЧЕТ СОСТОЯНИЯ И ДВИЖЕНИЯ РАЗВЕДАННЫХ ЗАПАСОВ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ МЦМ СССР

II.1. Геолого-маркшейдерский учет состояния и движения разведанных запасов включает в себя:

первичный учет запасов;

сводный учет запасов;

отчетный баланс запасов.

II.2. Учету по всем трем позициям подлежат только балансовые запасы. Состояние и движение забалансовых запасов отражается лишь в отчетном балансе по форме 5-гр. Если в процессе эксплуатации месторождения проектом разработки рудного тела, участка или месторождения в целом предусматривается или фактически осуществляется вовлечение в добычу забалансовых запасов полезных ископаемых, то они подлежат переводу в группу балансовых и принимаются на учет горнодобывающим предприятием. В первичном учете количество этих запасов рассматривается как прирост с дальнейшим учетом их движения в группе балансовых запасов, с соответствующим уменьшением количества забалансовых запасов.

II.3. Первичный учет состояния и движения запасов полезных ископаемых производится на основе обобщения данных геологоразведочных, горнокапитальных, подготовительных и очистных работ, полученных в результате геолого-маркшейдерских измерений, геологической документации и опробования с учетом других материалов производственной деятельности предприятия и геологоразведочных организаций.

Основой первичного учета является оперативный учет запасов по выемочным участкам и использование данных геолого-маркшейдерского учета добычи, потерь и разубоживания. Выемочный участок как объект первичного учета выбирается по степени однородности горно-геологических условий, исходя из особенностей принятой системы разработки, возможности обеспечения оперативного и достоверного подсчета запасов участка перед началом их выемки. В качестве выемочного участка — объекта первичного учета могут быть:

а) при разработке рудных месторождений:

подземным способом: рудное тело, геологический блок, эксплуатационный блок, панель, камера;

открытым способом: рудное тело, геологический блок, уступ;

б) при разработке россыпей:

подземным способом: россыпь, геологический блок, шахтное поле, крыло шахтного поля;

открытым и подводным (дражным) способами: россыпь, геологический блок, полигон.

II.4. Учет запасов по выемочным участкам осуществляется согласно паспорту, составленному с учетом горно-геологических условий и в соответствии с проектом его отработки. Примерная

форма паспорта выемочного участка, блока приведена в приложении 2.

II.5. Периодичность первичного учета запасов соответствует дополнительной съемке горных выработок и выемочных участков и устанавливается главным инженером предприятия и организации, но не реже одного раза в месяц.

II.6. Первичный учет ведется как по основным полезным ископаемым компонентам, так и по попутным, имеющим промышленное значение.

II.7. Сводный учет запасов имеет целью получение обобщенных данных о движении запасов в целом по месторождению (горизонту, этажу, участку месторождения) и о состоянии их на начало и конец отчетного периода. Производится путем суммирования соответствующих показателей учета по отдельным выемочным участкам — объектам первичного учета.

II.8. Сводный учет осуществляется ежеквартально по всем действующим, подготавливаемым и находящимся в разведке выемочным участкам.

II.9. Сводный учет запасов предусматривает оперативный пересчет разведанных запасов по состоянию на 1 апреля, 1 июля, 1 октября и 1 января текущего года по всем действующим, подготавливаемым горизонтам и выемочным участкам и использованием всех данных по приросту и уменьшению запасов за счет добычи, потерь и списания запасов вследствие нецелесообразности их разработки по технико-экономическим причинам, как неподтвердившихся, или по другим причинам, установленным положением о порядке списания запасов.

II.10. Сводный учет состояния и движения запасов на горнодобывающих предприятиях МЦМ СССР производится в специальной прошнурованной и опечатанной книге, являющейся официальным документом предприятия, на основе которого составляется отчетный баланс запасов по форме 5-гр (приложение 3).

II.11. Отчетный баланс запасов по форме 5-гр составляется по состоянию на 1 января каждого года в соответствии с «Инструкцией по учету запасов полезных ископаемых и по состоянию отчетных балансов по формам 5-гр и 5-гр (уголь)».

II.12. Разведанные запасы на всех действующих и строящихся горнодобывающих предприятиях подлежат также учету по степени их подготовленности к выемке согласно «Инструкции по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды и песков, классификации горных работ и порядка погашения затрат на их проведение на предприятиях МЦМ СССР», согласованной с Госгортехнадзором СССР и утвержденной Минцветметом СССР 10 декабря 1975 г.

II.13. Ежегодно, одновременно с подготовкой проекта плана развития горных работ, геологическая и маркшейдерская службы действующих и строящихся предприятий МЦМ СССР с участием других служб предприятия разрабатывают, а предприятия в течение года реализуют планы мероприятий по рациональному использованию полезных ископаемых при добыче и первичной переработке, которые согласовываются органами Госгортехнадзора СССР и утверждаются вышестоящей организацией.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ИНВЕНТАРНАЯ КНИГА

ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКИХ ДОКУМЕНТОВ _____
(рудника, карьера, прииска)

Порядковый и инвентарный номера	Наименование документов (масштаб)	Дата записи в инвентарной книге	Дата составления документа	На каком материале составлен документ	Количество листов	Фамилия, и. о., должность составителя документа	Примечание
1	2	3	4	5	6	7	8

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Министерство цветной металлургии СССР

_____
(объединение, рудоуправление, комбинат и т. д.)

_____
(рудник, прииск)

ПАСПОРТ

_____
(выемочного участка — объекта первичного учета—блока, уступа и т. д.)

_____
(месторождения)

разрабатываемого _____ способом
(открытым, подземным, подводным)

Начат _____ 19 г.

Окончен _____ 19 г.

Характеристика
Размеры:
высота . . . . . м
длина . . . . . »
ширина . . . . . »
средняя мощность . . . . . »
площадь . . . . . м²
Система разработки . . . . . .

Даты:

начала подготовки объекта . . . . . .
окончания подготовки объекта . . . . . .
начала нарезных работ . . . . . .
окончания нарезных работ . . . . . .
начала очистных работ . . . . . .
окончания очистных работ . . . . . .

Краткая геологическая записка (1—2 с.)

(Указываются элементы залегания, характер оруденения, наличие нерудных и некондиционных прослоев и их мощность, обводненность, тектоника, характеристика вмещающих пород. Сообщаются методика подсчета запасов объекта первичного учета, кондиции по содержанию и мощности.

Приводится средняя плотность в зависимости от содержания компонентов в руде объекта первичного учета, а также влажность полезного ископаемого.)

Балансовые запасы объекта (табл. 1—5):

Таблица 1

Утвержденные ГКЗ СССР, ЦКЗ или ТКЗ (по среднему содержанию и мощности в пределах данного объекта учета); протокол _____ (ГКЗ, ЦКЗ, ТКЗ)

№ . . . от . . . по состоянию на . . . . . .

Полезное ископаемое (по типам, сортам)	Категория	Количество полезного ископаемого (т, м³)	Среднее содержание полезного компонента			Количество полезного компонента			Примечание
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Главный (старший) геолог *Главный (старший) маркшейдер*

Таблица 2

По оперативному подсчету на 19 г.
(на начало подготовки объекта учета)

Полезное ископаемое (по типам, сортам)	Категория	Количество полезного ископаемого (т, м³)	Среднее содержание полезного компонента			Количество полезного компонента		
1	2	3	4	5	6	7	8	9

Главный (старший) геолог *Главный (старший) маркшейдер*

Таблица 3

По оперативному подсчету на 19 г.
(после проведения всех подготовительных и нарезных выработок и окончания бурения эксплуатационных скважин)

Полезное ископаемое (по типам, сортам)	Категория	Количество полезного ископаемого (т, м³)	Среднее содержание полезного компонента			Количество полезного компонента		
1	2	3	4	5	6	7	8	9

Главный (старший) геолог *Главный (старший) маркшейдер*

Таблица 4

Изменение балансовых запасов на 19 г.

Полезное ископаемое (по типам, сортам)	Категория	Прирост			Списание		
		количество полезного ископаемого (т, м³)	среднее содержание компонента	количество полезного компонента	количество полезного ископаемого (т, м³)	среднее содержание компонента	количество полезного компонента
1	2	3	4	5	6	7	8

Главный (старший) геолог *Главный (старший) маркшейдер*

Примечание. Число граф 4—9 в табл. 1—3, граф 4, 5, 7, 8 в табл. 4 и граф 4, 6, 7, 10, 12, 13, 15, 16 в табл. 5 принимается по числу полезных компонентов в руде или песках объекта первичного учета.

Таблица 5

Движение запасов в объекте учета (блоке, камере и т. д.)

Операционный период (месяц, квартал)	Наименование полезного ископаемого и полезных компонентов	Запасы блока на начало очистных работ		Погашено по геолого-маркшейдерскому учету за операционный период						Остаток запаса в блоке на конец операционного периода					
				добыто			фактическое разубоживание (в процентах)	потеряно при добыче		количество полезного ископаемого (по сортам)	количество компонентов		в том числе во временных целиках		
		количество полезного ископаемого (по сортам, типам)	количество компонентов	количество полезного ископаемого (по сортам, маркам)	количество компонентов			количество полезного ископаемого (по сортам, маркам)	количество компонентов				количество полезного ископаемого (по сортам)	количество компонентов	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Июль															
Август															
Сентябрь															
Итого III кв.															
19 г.															
Октябрь															
Ноябрь															
Декабрь															
Итого IV кв.															
19 г.															
Итого за 19 г.															

Главный (старший) геолог Главный (старший) маркшейдер

УТВЕРЖДАЮ

Главный инженер (зам. директора по горным работам) комбината.

«_____» _____ 19 г.

АКТ

на погашение выемочного участка

Комиссией в составе:

Гл. инженера рудника (шахты) . . . . . .

Ст. маркшейдера . . . . . .

Ст. геолога . . . . . .

Зам. гл. инженера по ТБ . . . . . .

Установлено:

1. Балансовые запасы блока: руда . . . . . тыс. т, металл . . . . . т (кг)
2. Запасы блока после его подготовки: руда . . . . . тыс. т, металл . . . . . т
3. Добыто из блока: руды . . . . . тыс. т, металла . . . . . т (кг)
4. Общие проектные потери металла . . . . . т, % . . . . . .
5. Общие фактические потери металла . . . . . т, % . . . . . .
6. Общее проектное разубоживание . . . . . %.
7. Общее фактическое разубоживание . . . . . %.
8. Преждевременно закрыты при кондиционном содержании полезного компонента в руде дучки % . . . . . .
9. Всего погашено: руды . . . . . тыс. т, металла . . . . . т (кг)
10. Всего образовано пустот с учетом ГПР . . . . м³
11. Всего заложено пустот . . . . . м³
12. Остаток непогашенных пустот . . . . . м³

Комиссия постановила: блок № _____ считать погашенным, начальнику участка _____ закрыть проходы в указанный блок.

Приложение. Выкопировки с обозначением потерь полезного ископаемого в целиках.

Подписи:

СВОДНЫЙ УЧЕТ СОСТОЯНИЯ И ДВИЖЕНИЯ ЗАПАСОВ ПО МЕСТОРОЖДЕНИЮ

(участку, горизонту, этажу)

Операционный период	Номер выемочного участка — объекта первичного учета (блока, камеры и т. п.)	Категория запасов	Наименование полезного ископаемого и полезных компонентов	Количество запасов на начало операционного периода		Движение запасов за операционный период												Количество запасов на конец операционного периода	
						Увеличение запасов (+)						Уменьшение запасов (—)							
						Прирост в результате						Добыто		Потеряно		Списано			
						разведки		эксплуатации		по прочим причинам						по технико-экономическим причинам		неподтверждение запасов в процессе эксплуатации	
				полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент	полезное ископаемое	полезный компонент
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Пример заполнения																			
1. I. 19 г.	1	A		232	—			—	Пересчет на новую среднюю плотность			90		5		10			—
	3	A		173	18			—		2		—		—		—			—
	4	B		158	—			—		1,5		15		1		—			—
	8	C_1		27	—			—		0,3		12		—		—			15,3
	A+ +B+ +C_1			596	18			—		3,8		117		6		10			15,3
1.IV. 19 г.	1	A		118,8															
	4	B		144,5															
	6	C_1		348,0															
	A+ +B+ +C_1			609,4															

Операционный период	Номер выемочного участка — объекта первичного учета (блока, камеры и т. п.)	Категория запасов	Наименование полезного ископаемого и полезных компонентов	Движение запасов за операционный период						Количество запасов на конец операционного периода	
				Уменьшение запасов (—)							
				Списано							
				прочие причины, предусмотренные положением о списании							
				полезное ископаемое	полезный компонент					полезное ископаемое	полезный компонент
1	2	3	4	21	22					23	24
Пример заполнения											
1. I. 19 г.	1	A		—	—					129	
	3	A		—	—					198	
	4	B		—	—					145,5	
	8	C_1		—	—					—	
	A+ +B+ +C_1			—	—					471,5	
1.IV. 19 г.	1	A									
	4	B									
	6	C_1									
	A+ +B+ +C_1										

Главный (старший) геолог

Главный (старший) маркшейдер

УТВЕРЖДЕНО
Министерством
цветной металлургии СССР
23 декабря 1975 г.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ РУДЫ (ПЕСКОВ) ПО СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ МИНИСТЕРСТВА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

ОБЩИЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Нормативы запасов по степени их подготовленности к добыче должны:

а) обеспечивать безусловное выполнение производственных планов при ритмичной работе предприятий по добыче полезных ископаемых;

б) отражать технический прогресс в горном деле;

в) учитывать специфику горно-геологических, а в необходимых случаях — и климатических условий;

г) способствовать наиболее рациональному использованию запасов минерального сырья;

д) соответствовать принципу минимальных объемов горно-капитальных, горноподготовительных, нарезных работ и возможно более поздних сроков их осуществления, т. е. принципу максимальной экономии трудовых и материальных затрат.

Искомые нормативы готовых к выемке запасов $P_г$ могут быть найдены по формуле

$$P_г = \frac{P'_{тг} K_1 K_2}{\sum_{i=1}^{k} m_i}, \qquad (1)$$

где $P'_{тг}$ — технически необходимый норматив запасов;

K_1 и K_2 — коэффициенты резерва, гарантирующие подтверждение ожидаемых соответственно объемов руды и содержания металлов в ней;

k — число технологических сортов руды, добываемой на предприятии;

m_i — доля некоторого i-го технологического сорта в общем объеме добычи рудника.

Под технически необходимым нормативом понимается минимально необходимое для выполнения предприятием плана количество готовых запасов, находящееся в одновременной разработке, при условии полной подтверждаемости геологических данных, которое в среднем равно половине запасов всех блоков, находящихся в одновременной эксплуатации.

Для определения нормативов запасов следует использовать показатели, соответствующие прогрессивным технологическим нормам и передовым достижениям рабочих бригад и коллективов.

Определяемые нормативы отражают влияние показателей потерь и разубоживания руды при добыче.

Необходимость учета количества руд различных технологических сортов вытекает из дополнительных требований к рудам на отдельных предприятиях по условиям обогащения, металлургического передела или транспортирования. В этих случаях не вся добытая руда может представлять товарную продукцию. Например, на горизонте карьера имеется три технологических сорта в соотношении 0,25 : 0,35 : 0,40 и требуется обеспечить состав товарной руды в соотношении соответственно 0,50 : 0,30 : 0,20. Исходя из этих условий на горизонте можно добыть руды заданного состава в количестве $0{,}25+0{,}15+0{,}10=0{,}50$, т. е. 50% общего количества запасов. Остающиеся 50% запасов должны быть или переработаны раздельно, или складированы. В этом случае сумма долей технологических сортов руды равна 0,50.

Аналогично учитывают необходимость увеличения нормативов также при планировании завышенных содержаний металла по сравнению с фактически имеющимися на данном горизонте, участке, блоке. Подобные случаи должны быть рассмотрены, если они не ведут к потерям или порче остающихся запасов руды.

Коэффициенты резерва могут быть найдены следующим образом:

$$K_1 = 1 + \frac{t\delta_1}{\mu_1}; \qquad K_2 = 1 + \frac{t\delta_2}{\mu_2}, \tag{2}$$

где μ_1, μ_2 — средние величины подтверждаемости соответственно объемов руды и содержания металла в ней;

δ_1, δ_2 — средние квадратические отклонения отдельных показателей подтверждаемости от средних значений;

t — критерий достоверности.

Средние значения анализируемых показателей и возможные средние квадратические отклонения от них находят путем анализа ожидаемых значений геологических показателей и фактических величин этих показателей, установленных в результате отработки тех или иных рудных блоков, участков, горизонтов. Величина критерия достоверности может быть выбрана в интервале от 1 до 3. Целесообразно принимать его равным 1,5—2,0, что соответствует достоверности 0,87—0,95 и обеспечивает достаточную надежность результатов расчетов.

Пример расчета нормативов запасов различных категорий готовности к выемке приведен в приложении 1.

Для нахождения K_1 и K_2 необходимо и достаточно определить число отработанных добычных блоков, по показателям выемки которых могут быть вычислены значения коэффициентов резерва. Это число рудных блоков может быть найдено по формуле

$$U = \frac{t^2\sigma^2 N_0}{(N_0 - 1)\,\Delta^2 + t^2\delta^2}, \qquad (3)$$

где U — число добычных блоков, необходимое и достаточное для определения коэффициентов резерва (K_1 или K_2) с заданной степенью точности;

N_0 — общее число добычных блоков на оставшихся запасах месторождения; может быть найдено делением общих запасов руды на среднее количество руды в блоке;

t — критерий достоверности (см. выше);

σ — среднее квадратическое отклонение от среднего значения подтверждаемости объемов руды (μ_1) или содержания металла в ней (μ_2) [см. формулу (2)]; величина σ может быть найдена по результатам анализа показателей 10—20 или большего числа блоков;

Δ — допустимый предел отклонения искомых значений μ_1 и μ_2, находимых по результатам анализа n добычных блоков, от генеральных средних значений μ_1 и μ_2 для всех оставшихся на месторождении запасов; величину Δ целесообразно задавать в пределах 2—3% от величины μ_1 или μ_2 в зависимости от того, для какого фактора устанавливаем n (для количества руды или содержания в ней металла).

Нормативное количество опережающих запасов руды категорий подготовленных и вскрытых определяют в прямой зависимости от времени, необходимого для создания этих запасов при данной технической оснащенности предприятия:

$$\frac{P_\text{п} - P_\text{г}}{P_\text{г}} = \frac{T_\text{п}}{T_\text{г}}; \qquad \frac{P_\text{в} - P_\text{п}}{P_\text{г}} = \frac{T_\text{в}}{T_\text{г}}, \qquad (4)$$

где $P_\text{г}$, $P_\text{п}$, $P_\text{в}$ — нормативы запасов соответственно готовых к выемке, подготовленных и вскрытых;

$T_\text{г}$, $T_\text{п}$, $T_\text{в}$ — время, необходимое для создания опережающих запасов соответствующих категорий готовности к выемке.

Как следует из формулы (3), величина нормативных запасов руды во многом зависит от потенциальных возможностей предприятия по обеспечению прогрессивных темпов производства горных работ при действующей технологии и наличной технической оснащенности производства. При определении нормативов необходимо исходить из этих прогрессивных показателей скорост

производства горноподготовительных и горно-капитальных работ, которые должны быть выше средних показателей, достигнутых на предприятии, и учитывать планируемые темпы технического прогресса. Планирование ожидаемых технических показателей следует непосредственно увязывать с изменением конкретных горно-технических и горно-геологических условий по мере подвигания фронта добычных работ.

КОРЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

РАЗДЕЛ 1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ РУДЫ ПО СТЕПЕНИ ИХ ГОТОВНОСТИ К ДОБЫЧЕ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ

Вскрытыми запасами являются промышленные запасы месторождения или его части, находящиеся выше горизонта подсечения рудных тел вскрывающими выработками (стволом с квершлагом, слепым стволом, квершлагом из основного откаточного штрека, штольней), из которых намечено в дальнейшем проведение подготовительных выработок для эксплуатации месторождения.

Подготовленными запасами является часть активных запасов блока (за минусом целиков, предусмотренных техническим проектом), в которой пройденные подготовительные выработки позволяют приступить к нарезным, а затем очистным работам.

Готовыми к выемке запасами является часть активных подготовленных запасов блока, в которых пройдены нарезные выработки, необходимые для начала очистных работ.

Классификация эксплуатационных горных выработок приведена в приложении 2.

Следуя установленным выше определениям:

а) готовые к выемке запасы — это запасы блоков, в которых могут вестись очистные работы;

б) подготовленные запасы — это запасы блоков, в которых могут вестись нарезные работы;

в) вскрытые запасы — это запасы блоков, в которых могут вестись подготовительные работы. При нормировании запасов соблюдено требование согласованности в проведении подготовительных, нарезных и очистных выработок, как необходимое условие для поддержания годовой добычи руды на установленном планом уровне. Эта согласованность выражается в том, что число блоков, находящихся одновременно в подготовке $N_п$, нарезке $N_н$ и очистной выемке $N_в$, должно быть пропорционально времени, затрачиваемому на подготовку ($T_п$), нарезку $T_н$ и отработку ($T_в$) блока:

$$\frac{N_п}{N_в} = \frac{T_п}{T_в}; \quad \frac{N_п}{N_н} = \frac{T_п}{T_н}; \quad \frac{N_н}{N_в} = \frac{T_н}{T_в}. \qquad (1.1)$$

Объемы необходимых запасов и их соответствие требованиям формулы (1.1) зависят от правильности определения составляющих формулы N и T. Эти величины необходимо определять, руководствуясь прогрессивными нормами выработки и достижениями передовых проходческих бригад.

В методических указаниях ВНИМИ[1] рекомендуется время отработки ($T_в$) и нарезки ($T_н$) блока определять по фактическим данным рудника по 10—12 блокам, а коэффициент резерва — по вариации этих показателей.

Однако в фактических сроках отработки блоков неизбежно нашло отражение влияние факторов, имевших место на данном руднике (геологических, технических и организационных).

Помимо этого устанавливается еще резерв, определенный по колебаниям сроков отработки отдельных блоков, считая, что на времени отработки блока в совокупности сказывается влияние всех действующих на рассмотренном предприятии факторов.

Определенные таким образом нормативы не отражают уровня технического прогресса, достигнутого рудником, а величина резерва, помимо его двойного учета, не раскрывает влияния различных факторов дифференцированно.

В работах института ВНИИцветмет указывались необходимость дифференцированного учета различных факторов и способы определения их влияния.

Следуя общим методическим указаниям, разработанным для выполнения данной работы, в основу расчета технически необходимого норматива готовых к выемке запасов положена производительность блока по выдаче руды в единицу времени его работы, рассчитанная по прогрессивно-техническим нормам с учетом имеющихся на руднике средств механизации отдельных технологических процессов и накопленного передового опыта ведения горных работ.

Производительность блока по выдаче руды ($q_{вi}$, тыс. т/мес) и средний запас блока ($Б_i$, тыс. т) рассчитывают для каждой системы разработки отдельно, после чего определяют число блоков $N_{вi}$, одновременно находящихся в стадии очистной выемки, по формуле

$$N_{вi} = \frac{Q_м \tau_i}{q_{вi}}, \qquad (1.2)$$

где $Q_м$ — производственная мощность рудника по добыче руды (тыс. т/мес), определяемая как $^1/_{12}$ часть годового плана;

τ_i — запланированный удельный вес i-й системы разработки.

Полученный по формуле (1.2) результат $N_{вi}$ округляют в большую сторону до целого числа блоков. Такое округление необходимо для создания резерва $K_с$.

[1] Методические указания по определению нормативов подготовленных запасов и контролю за обеспеченностью ими при подземном способе разработки рудных месторождений. Л., изд. ВНИМИ, 1963.

Имеется в виду, что каждая система разработки характеризуется различным уровнем затрат на добычу, производительности труда, потерь и разубоживания руды. Отсутствие резерва запасов по каждой из систем приведет к невыполнению плана по себестоимости, производительности труда и содержанию металлов в добытой руде.

Численно коэффициент $K_с$ (необходимый для определения времени отработки блока $T_{вi}$) находим как отношение значения $N_{вi}$, округленного до целого числа, к результату без округления. Например, по формуле (1.3) $N_{вi}=6{,}3$ блока. Результат округляем до 7 блоков $K_с=7:6{,}3=1{,}11$. Время отработки блока $T_{вi}$ определяем по формуле (2.3)

$$T_{вi}=\frac{Б_i K_с}{q_{вi}}. \tag{1.3}$$

На рудниках, где возможна раздельная добыча руд по сортам, применяют одну и ту же систему разработки. Число одновременно отрабатываемых блоков, определенное по формуле (1.2) и округленное до целого числа, умножаем на коэффициент $K_{шi}$, учитывающий необходимость шихтовки руды, равный

$$K_{шi}=1+\frac{k-1}{N_{вi}}, \tag{1.4}$$

где $N_{вi}$ — число одновременно действующих блоков определено по формуле (1.2) с учетом округления результата до целого числа;

k — количество сортов руд.

Если добыча какого-либо сорта руды осуществляется одной и той же системой разработки, которая не применяется для добычи других сортов руд, то резервные блоки не предусматриваются, так как необходимый резерв учтен для выполнения заданного объема руды по системам разработки.

Средний объем добычи блока $Б_i$ определяем исходя из активных для данной системы промышленных запасов блока с учетом плановых потерь и разубоживания руды.

Технически необходимый норматив готовых к выемке запасов может быть определен по одной из формул:

$$P_{тгi}=\frac{1}{2n}N_{вi}Б_i K_{шi}, \tag{1.5}$$

или

$$P_{тгi}=\frac{Q_м\tau_i Б_i K_{сi}K_{шi}}{2nq_{вi}}=\frac{1}{2n}Q_м\tau T_{вi}K_{шi}, \tag{1.6}$$

где n — число очередей очистной выемки в блоке (приложение 3).

Искомый норматив готовых к выемке запасов $P_{тi}$, содержащий необходимое для выполнения производственного плана количество полезного компонента, равен произведению технически

необходимого норматива на коэффициенты K_1 и K_2, учитывающие возможную вариацию геологических факторов:

$$P_{гi} = P_{тгi} K_1 K_2, \tag{1.7}$$

где K_1 и K_2 — коэффициенты, учитывающие возможную вариацию геологических факторов; их определяют по формуле (2). Примеры расчетов этих коэффициентов приведены в приложении 1.

Нормативы готовых к выемке запасов в целом по руднику определяют арифметической суммой нормативов по системам разработки в соответствии с формулой

$$P_г = \Sigma P_{тгi} K_1 K_2. \tag{1.8}$$

Для определения норматива в месяцах результат, полученный по формуле (1.8), делим на месячную производительность рудника по добыче руды $Q_м$, тыс. т.

Используя соотношения формулы (1.1) число блоков, находящихся одновременно в нарезке, $N_{нi}$ определяем по формуле

$$N_{нi} = \frac{N_{вi} q_{вi} r_i}{K_{сi} q_{нi}}, \tag{1.9}$$

где r_i — объем нарезных работ в блоке, приходящийся на 1000 т подготавливаемых запасов, м³/тыс. т;

$q_{нi}$ — расчетная (планируемая) производительность нарезных работ в блоке. Ее определяют по прогрессивно-техническим нормам с учетом скорости проведения горных выработок, м³/мес.

Норматив подготовленных запасов определяют для каждой системы разработки отдельно по формуле (1.10), а в целом по руднику — по формуле (1.11):

$$P_{пi} = Q_м \tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{2n-1}{n} \cdot \frac{K_i}{q_{вi}} + \frac{1}{n} \cdot \frac{r_i}{q_{нi}} \right), \tag{1.10}$$

где

$$K_i = K_{сi} K_{шi} K_1 K_2;$$

$$P_п = \Sigma P_{пi}. \tag{1.11}$$

Формулы (1.10) и (1.11) дают возможность более оперативно определять нормативы подготовленных запасов через показатели, характеризующие развитие горных работ.

Используя установленный выше принцип расчета норматива запасов и принятые исходные данные, для каждого рудника может быть рассчитано минимально необходимое количество вскрытых запасов по формуле

$$P_{вi} = Q_м \tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{2n-1}{n} \cdot \frac{K_i}{q_{вi}} + \frac{r_i}{q_{нi}} + \frac{l_i}{q_{шi}} \right), \tag{1.12}$$

где l_i — объем горноподготовительных работ в блоке, приходящийся на 1000 т подготавливаемых запасов, м³/тыс. т

$q_{пi}$ — расчетный (планируемый) объем подготовительных работ в блоке, м³/мес.

$q_{пi}$ определяется по прогрессивно-техническим нормам с учетом скоростей проведения горных выработок.

Норматив запасов в целом по руднику определяем как арифметическую сумму нормативов по отдельным системам разработки.

Примеры расчетов нормативов запасов приведены в приложении 4.

РАЗДЕЛ 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ РУДЫ РАЗЛИЧНЫХ КАТЕГОРИЙ ГОТОВНОСТИ К ДОБЫЧЕ ПРИ ОТКРЫТОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ

Понятия запасов различных категорий готовности к добыче принимаем в соответствии с «Инструкцией по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды и песков».

Вскрытыми являются балансовые запасы участков уступов, которые подсечены выездной траншеей, пройденной на отметку рабочего горизонта до границы рудного тела, и верхняя площадка которых освобождена от покрывающих пород или руды вышележащих уступов или обнажена вследствие естественных условий залегания.

Наличие на кровле рудного уступа слоя пород не является препятствием к отнесению данных запасов руды к категории вскрытых, если соблюдены все остальные требования.

При разработке добычного уступа ниже горизонта транспортных путей без заезда на его почву (например, при работе драглайнов) вскрытыми считаются запасы той части уступа, которая освобождена от покрывающих пород или руды вышележащего уступа.

Подготовленными является часть вскрытых запасов на участках уступов, на которых обнажена верхняя и боковая или торцовая поверхность руды и обеспечена возможность производства добычных работ при технологически допустимой ширине рабочих площадок.

Готовыми к выемке считается часть подготовленных запасов, заключенных в пределах резервной полосы уступов, ширина которой равна разности фактической и минимально необходимой ширины рабочих площадок.

Норматив готовых к выемке запасов руды определяем как среднее количество руды, находящейся в одновременной разработке, необходимое для обеспечения требуемой производственной мощности рудника в конкретных геологических условиях при наличной технической оснащенности производства.

Технически необходимое количество готовой к выемке руды

($P_{тг}$) определяем по количеству запасов, находящихся в одновременной разработке, по формуле

$$P_{тг} = \frac{\sum_{i=1}^{k} Б_i N_i}{2\sum_{i=1}^{k} m_i}, \qquad (2.1)$$

где k — число технологических сортов руды;

$Б_i$ — количество руды в среднем блоке для отдельного сорта, тыс. т;

N_i — число блоков, находящихся в одновременной разработке, необходимое для обеспечения требуемой производственной мощности рудника по отдельному сорту руды;

m_i — доля отдельного технологического сорта в общем объеме добываемой руды.

Норматив готовых к выемке запасов составит

$$P_г = P_{тг} K_1 K_2. \qquad (2.2)$$

Величина резерва к технически необходимому количеству готовых запасов

$$\Delta P = P_г - P_{тг} = P_{тг}(K_1 K_2 - 1). \qquad (2.3)$$

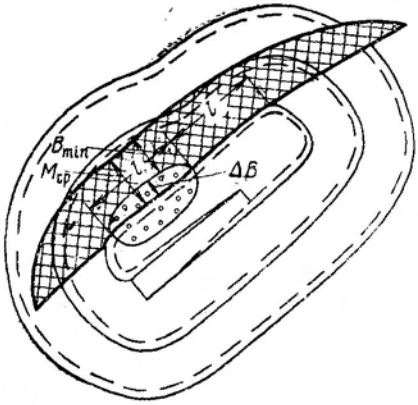


Рис. 1. Схема к определению нормативного количества подготовленных запасов

Норматив подготовленных запасов определяем из условия обеспечения необходимого фронта добычных работ в любой текущий момент времени. Поскольку количество взорванной рудной массы восполняется порциями, то к моменту выемки предыдущего блока должен быть готов новый блок. Поэтому впереди фронта очистной выемки должен быть создан равноценный фронт подготовки с таким расчетом, чтобы к моменту окончания отгрузки руды в рабочем блоке был подготовлен к отбойке восполняющий объем руды (рис. 1).

Тогда нормативное количество подготовленных запасов

$$P_п = lh\gamma \frac{4M_{ср} - \Delta B}{2} + \Delta P = P_{тг}\left(\frac{4M_{ср} - \Delta B}{\Delta B} + K_1 K_2 - 1\right), \qquad (2.4)$$

где l и ΔB — технически рациональные значения соответственно длины и ширины рудного блока, м;

h — высота уступов по руде, м;

γ — средняя плотность руды, т/м³;

$M_{ср}$ — среднее значение горизонтальной мощности рудного тела в пределах рабочей площадки, м.

Подготовленные, а в их числе и готовые к выемке запасы создаются на карьерах в результате производства горноподготовительных работ. Общий объем горноподготовительных и горно-капитальных работ, определяемый планом производства, соответствует созданию вскрытых запасов. Доля необходимого опережения вскрытых запасов относительно подготовленных непосредственно определяется долей времени на производство работ по опережающему вскрытию относительно времени на производство горных работ по созданию подготовленных запасов. Поэтому из условия пропорциональности опережающих нормативов запасов различных категорий готовности к добыче интервалам времени на их образование при определенной технической оснащенности карьера следует:

$$\frac{P_в - P_п}{P_п} = \frac{V_в}{\sum_1^P q_в} \cdot \frac{V_п}{\sum_1^r q_п}, \qquad (2.5)$$

где $P_в$ и $P_п$ — нормативы соответственно вскрытых и подготовленных запасов, тыс. т;

$V_в$, $V_п$ — объемы вскрышных работ по созданию соответственно опережающих вскрытых и подготовленных запасов, тыс. м³;

$\sum_1^P q_в \sum_1^r q_п$ — суммарные нормы производительности экскаваторов, работающих по созданию соответственно опережающих вскрытых и подготовленных запасов, тыс. м³/смену, тыс. м³/год;

P, r — число экскаваторов, работающих соответственно на опережающем вскрытии и подготовке запасов, ед.

В период эксплуатации карьера, т. е. после окончания производства горно-капитальных работ, работы по вскрытию состоят в проведении въездных траншей на вновь вскрываемые горизонты, в освобождении от покрывающих пород дополнительной площади рудных тел и в соответствующем разносе вышележащих уступов (рис. 2). Поэтому объем горных работ по созданию необходимого опережения вскрытия относительно подготовки равен

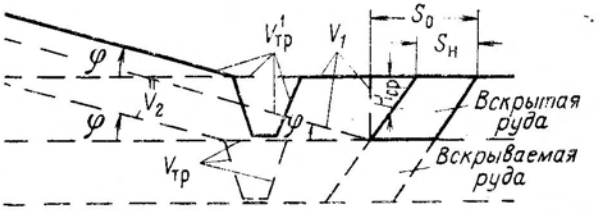


Рис. 2. Схема к определению нормативного количества вскрытых запасов:
φ — угол наклона рабочего борта

$$V_в = V_1 + (S_о - S_н) H_{ср} + V_2 + \Sigma V_{тр} - \Sigma V'_{тр}, \quad (2.6)$$

где V_1 — объем вскрышных работ по разносу вышележащих уступов для обеспечения необходимого угла наклона рабочего борта карьера на участке, соответствующем контурам вскрываемого объема руды, тыс. м^3;

$S_о$ — общая площадь горизонтальной проекции рудных тел на всех уступах, подлежащих разработке в рассматриваемом периоде, тыс. м^2;

$S_н$ — площадь горизонтальной проекции рудных тел на всех уступах на начало рассматриваемого периода, тыс. м^2;

$H_{ср}$ — средняя высота толщи вскрышных пород между поверхностью висячего бока рудного тела и положением поверхности рабочего борта на начало периода, м;

V_2 — объем вскрышных работ по разносу вышележащих уступов для обеспечения необходимого угла наклона рабочего борта на участке расположения вскрышных траншей, тыс. м^3;

$\Sigma V_{тр}$ — суммарный объем въездных траншей на горизонты карьера, вскрываемые в рассматриваемом периоде, тыс. м^3;

$\Sigma V'_{тр}$ — суммарный объем въездных траншей и горных работ по разносу вышележащих уступов на участке расположения траншей, охватываемых зоной производства горных работ по вскрытию дополнительной площади рудных тел, тыс. м^3.

Значения элементов формулы (2.6) могут быть найдены графоаналитическим способом с использованием совмещенных и погоризонтных планов производства горных работ на карьере. Для определения величины $H_{ср}$ достаточно измерить ее текущие значения на совмещенном плане горных работ в 10—20 произвольных точках с помощью равномерной палетки по висячему боку вскрытого объема руды (см. рис. 2).

Зная общий планируемый объем вскрышных работ на рассматриваемый период, находим объем горных работ по подготовке запасов к выемке:

$$V_п = V - V_в. \quad (2.7)$$

Исходя из формул (2.5)—(2.7), определяем норматив вскрытых запасов:

$$P_в = P_п \left(1 + \frac{V_в \sum_1^r q_п}{V_п \sum_1^P q_в} \right). \quad (2.8)$$

Величина дроби в формуле (2.8) определяется наличным числом и производительностью рабочих экскаваторов, занятых на вскрытии и подготовке запасов.

Обеспечение предприятий рациональными нормативными запасами руд различных категорий готовности к выемке предполагает соблюдение календарного плана горных работ, т. е. высокую степень организации производства. Планируемое развитие горных работ при фиксированном объеме вскрыши должно обеспечить создание необходимых запасов заданного вида и ассортимента. Для этого нужно обеспечить требуемую длину фронта добычных работ и ширину резервной полосы руды на рабочей площадке по каждому сорту.

На карьерах северной климатической зоны нормативы должны покрывать также потребности предприятия в запасах различных категорий готовности к добыче на период возможных перерывов в производстве вскрышных работ по условиям жесткости погоды.

РОССЫПНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

РАЗДЕЛ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВОВ ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ ПРИ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Добыча металла из россыпей осуществляется в едином технологическом цикле, включающем: разработку (рыхление) песков и горной массы, транспортирование их землеройно-транспортными машинами к бункерам промывочных устройств, промывку (дезинтеграцию) на промывочных приборах и складирование переработанной горной массы в отвалы. Для установления единого критерия готовности горных предприятий и их подразделений — приисков, карьеров, горных участков к выполнению планов добычи полезного ископаемого вводится понятие подготовка запасов песков и горной массы к промывке.

Подготовленными к промывке считаются:

а) при открытой разработке:

пески в недрах после снятия с них торфов;

горная масса, предусмотренная проектом к промывке без разделения на пески и торфа;

б) при подземной разработке:

пески, добытые и выложенные в отвалы на поверхности.

Пример расчета нормативов запасов песков при гидромеханизированном способе приведен в приложении 5.

Исходными данными для расчета нормативов являются: материалы октябрьского подсчета запасов, набор эксплуатационных блоков, баланс горно-эксплуатационных работ и табличные материалы учета движения запасов, добычи и потерь песков.

При расчете нормативов учитываются темпы выполнения стадий горных работ (организационно-технические условия) и достоверность балансовых запасов (горно-геологические условия).

§ 2. РАСЧЕТ НОРМАТИВОВ ПОДГОТОВЛЕННЫХ К ПРОМЫВКЕ ЗАПАСОВ ПЕСКОВ И ГОРНОЙ МАССЫ

Исходя из условий производительной работы землеройных машин при разработке песков по мере естественной оттайки и оптимальной загрузки промывочных устройств, минимально необходимую площадь одновременно разрабатываемых полигонов можно вычислить по формуле

$$S_0 = \frac{Q_{сез}}{h_{сез}}, \tag{3.1}$$

где S_0 — площадь действующих полигонов, тыс. м^2;
$Q_{сез}$ — годовой объем промывки песков, разрабатываемых открытым способом, тыс. м^3;
$h_{сез}$ — годовое понижение горных работ при разработке песков, м.

Величина S_0 есть технически необходимый норматив одновременно разрабатываемых площадей полигонов, вычисленный по организационно-техническим условиям.

Для гарантированного выполнения планов добычи металла площадь S_0 необходимо увеличить с целью размещения резервных промывочных приборов.

Норматив подготовленных к промывке (готовых к выемке) запасов песков в натуральном исчислении будет

$$P_{Qгв} = K_з \frac{Q_{сез}}{h_{сез}} m_п, \tag{3.2}$$

где $m_п$ — средняя мощность пласта песков, м;
$K_з$ — коэффициент резерва, вычисляется по формуле

$$K_з = 1 + M_з, \tag{3.3}$$

где $M_з$ — средняя квадратическая погрешность подсчета запасов.

Установлено, что средняя квадратическая погрешность подсчета запасов в одном эксплуатационном блоке может быть принята для категорий: $A \pm 10\%$, $B \pm 25\%$, $C_1 \pm 45\%$.

Погрешность суммарных запасов эксплуатационных блоков вычисляется по формуле

$$M_з = \pm \frac{M}{\sqrt{N_в}}, \tag{3.4}$$

где $N_в$ — число блоков, отрабатываемых за год;
M — средневзвешенная погрешность подсчета запасов в одном блоке,

$$M = M_A P_A + M_B P_B + M_{C_1} P_{C_1}, \tag{3.5}$$

где P_A, P_B, P_{C_1} — соотношения погашенных запасов категорий A, B и C_1,

$$P_A + P_B + P_{C_1} = 1. \tag{3.6}$$

Введя обозначения:

$$h_{сез} = T_{сез}h; \quad \tau_о = \frac{m}{h}; \quad W = \frac{T_{сез}}{\tau_о}; \quad a = \frac{m_п}{T_{сез}h},$$

где $T_{сез}$ — продолжительность промывочного сезона, мес;
h — среднее месячное понижение горных работ, м;
$\tau_о$ — продолжительность отработки запасов на единичной площади, мес;
a — коэффициент обеспеченности готовыми к выемке запасами песков,

формулу (3.2) можно представить в виде

$$P_{Qгв} = aK_з Q_{сез}. \tag{3.7}$$

В относительных величинах (процентах) к объему промывки песков открытой разработки и к общему объему промывки песков и горной массы нормативы вычисляются по формулам:

$$P'_{гв} = \frac{100K_з}{W}, \ \%; \tag{3.8}$$

$$P''_{гв} = \frac{100K_з r}{W}, \ \%, \tag{3.9}$$

где r — удельный вес промывки песков открытой разработки, доли единицы;
W — число замен отработанных площадей.

Общий норматив подготовленных к промывке запасов песков и горной массы на начало промывочного сезона вычисляются по формуле

$$P_{общ} = P''_{гв} + 100(S + t), \ \%, \tag{3.10}$$

где S и t — удельные веса промывки песков соответственно подземной добычи и горной массы сплошной разработки, доли единицы;

$$r + S + t = 1. \tag{3.11}$$

Вычисленные по данной методике нормативы запасов являются оптимально необходимыми по условиям высокопроизводительной работы горного оборудования и землеройных машин при разработке и промывке песков. Возможное ухудшение качественной характеристики запасов учтено введением повышающего нормативы коэффициента резерва запасов.

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОГО ОПЕРЕЖЕНИЯ ПРОМЫВКИ ГОРНОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫМИ РАБОТАМИ

В основу способа расчета положено требование о строгой согласованности разработки (промывки) песков и вскрыши торфов на полигонах, запланированных к отработке в течение промывоч-

ного сезона. Отработанные площади месторождений должны немедленно заменяться новыми, подготовленными. Для этого нужно соблюдать структуру оперативных запасов по степени подготовленности к промывке, определяемую расчетом.

Максимальная остаточная мощность торфов на частично вскрытых площадях полигонов не должна превышать величины

$$H_{max} = H_{сез} - H\frac{m_п}{h}, \qquad (3.12)$$

где H_{max} — максимальная мощность торфов на полигонах, м;
$H_{сез}$ — годовое понижение работ на вскрыше торфов по естественной оттайке, м;
H — месячное понижение горных работ на вскрыше торфов, м;
h — месячное понижение горных работ при разработке пласта песков, м.

Минимальная остаточная мощность торфов на частично вскрытых площадях может быть

$$H_{min} = H\frac{m_п}{h}. \qquad (3.13)$$

Средняя остаточная мощность торфов на частично вскрытых площадях может быть

$$H_{ср} = \frac{H_{max} + H_{min}}{2} = \frac{H_{сез}}{2}. \qquad (3.14)$$

Площадь полигонов, находящихся в стадии подготовки, будет

$$S_в = S_{оп} - K_з C_о = Q_{оп}\frac{h_{сез} - m_п}{m_п h_{сез}}, \qquad (3.15)$$

где $S_в$ — площадь частично вскрытых полигонов;
$S_{оп}$ — годовая площадь погашения оперативных запасов, тыс. м^2;
$Q_{оп}$ — количество оперативных запасов, подлежащих погашению в сезоне, тыс. м^3;

$$Q_{оп} = K_з Q_{сез}. \qquad (3.16)$$

Объем вскрыши торфов на площадях полигонов, подлежащих отработке в сезоне, будет

$$V_{пр.\ оп} = \frac{Q_{оп}(h_{сез} - m_п) H_{сез}}{2 m_п h_{сез}}. \qquad (3.17)$$

Входящий остаток вскрышных торфов в счет погашения оперативных запасов будет

$$V_{вх.\ оп} = Q_{оп}\frac{H_т}{m_п} - Q_{оп}\frac{(h_{сез} - m_п) H_{сез}}{2 m_п h_{сез}}, \qquad (3.18)$$

где $H_т$ — первоначальная мощность торфов на отрабатываемых полигонах, м;

$\frac{H_т}{m_п} = K_в$ — коэффициент вскрыши (геологический).

Норматив входящего остатка вскрытых торфов в процентах к плану списания торфов на погашение оперативных запасов вычисляют по формуле

$$\eta_{вх.\ оп} = \left[1 - 0{,}5\,\frac{(h_{сез} - m_п)\,H_{сез}}{H_т h_{сез}}\right] 100. \qquad (3.19)$$

Если планировать объем вскрышных работ равным объему списания торфов на погашаемые запасы, то достигнутый уровень подготовки песков к промывке (выемке) останется неизменным на последующие годы.

В случае, когда на последующие годы план добычи металла или горнотехнические условия разработки будут изменяться, объем вскрыши торфов в текущем сезоне должен быть откорректирован с целью обеспечения необходимого уровня подготовки песков на последующие годы. Это можно рассчитать по формуле

$$V_{пр} = V_{сп.оп}\,(1 - \eta_{вх.оп}) + V_{сп.тр}\,\eta_{вх.тр}\,, \qquad (3.20)$$

где $V_{пр}$ — объем вскрыши торфов в текущем сезоне, тыс. м³;

$V_{сп.\ оп}$ — объем списания торфов на добытый металл в текущем сезоне, тыс. м³;

$V_{сп.\ тр}$ — объем списания торфов на планируемое погашение запасов в следующем году, тыс. м³;

$\eta_{вх.\ тр}$ — норматив входящего остатка вскрытых торфов на последующий год, доли единицы.

Величина $V_{сп.\ тр}\eta_{вх.\ тр} = V_{исх}$ — исходящий остаток вскрытых торфов, необходимый для достижения нормативной подготовки переходящих запасов.

РАЗДЕЛ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ ПРИ ДРАЖНОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

К вскрытым запасам из числа балансовых относятся те запасы, на которых проведены горно-капитальные работы (ГПР).

К подготовленным запасам следует относить:

а) для россыпей, не пораженных многолетней мерзлотой, из числа вскрытых — те запасы, на которых полностью выполнены все ГПР, позволяющие приступить к вскрыше торфов;

б) для россыпей, пораженных многолетней мерзлотой, — те запасы, на которых полностью выполнены все ГПР (включая вскрышу торфов), позволяющие приступить к оттаиванию и предохранению рыхлых отложений от сезонного промерзания.

Готовые к выемке запасы из числа подготовленных включают в себя те запасы, на которых полностью выполнены все ГПР (включая оттаивание мерзлоты), позволяющие приступить к добыче полезного ископаемого.

Россыпи, разрабатываемые драгами на площади рассматриваемого полигона, вскрываются один раз перед началом эксплуатации полигона. В связи с этим нормативы вскрытых запасов следует устанавливать на стадии проектирования, исходя из нормативных сроков окупаемости капитальных вложений. Отсюда нормативы вскрытых запасов составят

$$P_в = V_{пр} T_о, \tag{4.1}$$

где $V_{пр}$ — проектное погашение горной массы (вскрыша + добыча) за сезон, м³/м;

$T_о$ — нормативные сроки окупаемости капитальных вложений, лет.

Здесь и в дальнейшем при расчетах пользуемся сезонным погашением запасов, исходя из сезонной организации добычных, горноподготовительных и ремонтных работ, а также сезонного обеспечения выполнения плана по металлу.

Горноподготовительные и добычные работы на полигонах характеризуются поточной организацией. В таком случае создаваемый резерв готовых к выемке запасов на случай изменения горно-геологических, горнотехнических, климатических и организационных условий является нормативом к выемке запасов. Эти условия при расчете указанных нормативов учитывают через коэффициенты резерва соответственно: подсчета запасов $K_з$, горнотехнических условий разработки $K_{г.т}$, планируемой сезонной производительности драги $K_д$, объемов ГПР землеройной техникой $K_п$.

Формула для определения нормативов запасов может быть выведена из схемы, представленной на рис. 3. По этой схеме при условии полной надежности горно-геологических, горнотехнических, климатических и организационных факторов количество готовых к выемке запасов, погашенных за единицу времени (в нашем случае сезон), составит $H_{тг}$.

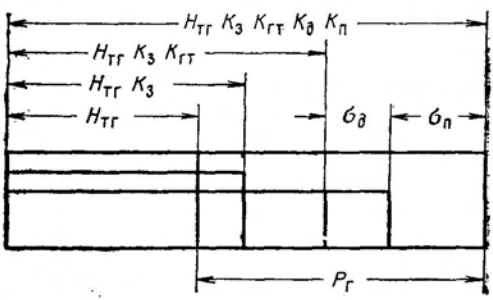


Рис. 3. Схема к определению нормативов готовых к выемке запасов

С учетом неподтверждения запасов на отдельных участках, оставления части запасов, не отработанной по горнотехническим условиям, а также возможного увеличения сезонной производительности драги и создания резерва на случай умеьшения сезонного производства ГПР формула для определения суммарного количества готовых к выемке запасов $H_г$, необходимого на сезон работы при отсутствии переходящего остатка, будет

$$H_г = H_{тг} K_з K_{гт} K_д K_п. \tag{4.2}$$

За величину $H_{тг}$ следует принимать проектную сезонную производительность драги. Если фактическая сезонная производительность драги превысила проектную величину, то $H_{тг}$ принимают по достигнутому уровню.

Коэффициент $K_з$ определяют по формуле

$$K_з = 1 + M_з. \tag{4.3}$$

Здесь $M_з$ часть ошибки подсчета запасов, вычисляемая по формуле

$$M_з = \sqrt{\left(\frac{m_S}{\bar{S}}\right)^2 + \left(\frac{m_h}{\bar{h}}\right)^2 + \left(\frac{\Delta m_C}{\bar{C}}\right)^2}, \tag{4.4}$$

где m_S, m_h — погрешности определения соответственно площади и мощности, м³/м;

Δm_C — часть погрешности определения среднего содержания полезного ископаемого, за счет которой среднее содержание может отклониться ниже минимально промышленного его значения, г/м³;

$\bar{S}$, $\bar{h}$, $\bar{C}$ — средние значения соответственно площади, мощности и содержания, м², м, г/м³.

Величину Δm_C в формуле (4.4) определяем

$$\Delta m_C = C_{мп} - (\bar{C} - 1m_C), \tag{4.5}$$

где $C_{мп}$ — минимально промышленное значение содержания полезного компонента, г/м³;

m_C — погрешность подсчета среднего содержания, г/м³.

Формула (4.5) имеет смысл только при положительных значениях Δm_C, когда $C \geqslant |m_C|$.

Если $\bar{C} < |m_C|$, то Δm_C берут равным $C_{мп}$.

При вычислении $M_з$ величину $\frac{mS}{S}$ берут равной 0,03, а m_h и m_C определяют по формуле

$$m_{h,C} = \pm \frac{t\sigma_{сл}}{\sqrt{n'}}, \tag{4.6}$$

где t — коэффициент вероятности;

$\sigma_{сл}$ — среднее квадратическое отклонение случайного колебания рассматриваемого показателя;

n' — число разведочных выработок в контуре подсчета.

Для получения с полной гарантией величины мощности и содержания полезного ископаемого соответственно в пределах $h = \bar{h} \pm m_C$ и $C = \bar{C} \pm m_C$ значение t следует брать равным 3.

В изменении мощности, как показали исследования, превалирует закономерная составляющая. В этом случае $\sigma_{сл}$ мощности следует определять по формуле

$$\sigma_{сл} = \pm \sqrt{\frac{\Sigma(\Delta')^2}{2n'}}, \tag{4.7}$$

где Δ' — первые разности значений мощностей по разведочным выработкам в разведочных линиях, м.

По результатам исследований 35 россыпей Советского Союза построена кривая зависимости $\sigma_{сл}$ от глубины россыпи h (рис. 4). При наличии такой кривой значение $\sigma_{сл}$ для мощности можно устанавливать непосредственно по значению средней глубины разработки.

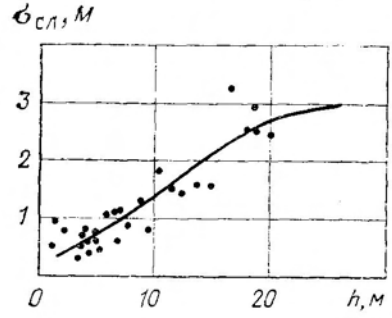


Рис. 4. Зависимость случайной составляющей мощности от глубины россыпи

В изменении же содержаний превалируют случайные колебания. Поэтому $\sigma_{сл}$ содержания целесообразно определять по формуле

$$\sigma_{сл} = \pm \sqrt{\frac{\Sigma (C_i - \bar{C})^2}{n'}}, \qquad (4.8)$$

где C_i — значения содержания полезного ископаемого по отдельным выработкам, г/м³.

Предложенная методика расчета $K_з$ позволяет учитывать в практике тот факт, что при разработке россыпи бросовыми участками в случае неподтверждения запасов следует считать те, на которых содержание полезного ископаемого фактически оказалось ниже $C_{мп}$.

Коэффициент $K_{гт}$ устанавливают по формуле

$$K_{гт} = 1 + m_{гт}, \qquad (4.9)$$

где $m_{гт}$ — относительное значение площади, которая не может быть отработана по горнотехническим условиям в контурах планируемой отработки.

Величину $m_{гт}$ устанавливают по результатам эксплуатации россыпи путем оконтуривания участков на погашаемой площади, которые не были отработаны из-за скопления валунов, наличия неоттаявшей мерзлоты и других причин.

Коэффициенты $K_д$ и $K_п$ при малом числе наблюдений и малой величине коэффициента вариации сезонных объемов горных работ определяют по формулам:

$$K_д = \frac{\bar{V}_д + \sigma_д}{\bar{V}_д}; \quad K_п = \frac{\bar{V}_д + \sigma_д + \sigma_п}{\bar{V}_д + \sigma_д}. \qquad (4.10)$$

Здесь $\bar{V}_д$ — среднее квадратическое значение сезонной производительности драги за последние годы.

Входящие в формулы (4.10) величины $\sigma_д$ и $\sigma_п$ находят из выражений:

$$\sigma_д = \sqrt{\frac{\Sigma \Delta^2_{д.с}}{R-1}}; \quad \sigma_п = \sqrt{\frac{\Sigma \Delta^2_п}{R-1}}, \qquad (4.11)$$

где $\Delta_{дс}$, $\Delta_{п}$ — отклонения отдельных значений соответственно сезонных производительностей драги и сезонных объемов ГПР от сглаженных кривых этих значений за последние годы;

R — количество значений.

В тех случаях, когда число землеройных машин, ведущих подготовку запасов на дражных полигонах, в отдельные сезоны меняется по организационным и другим причинам, то $\sigma_{п}$ следует вычислять по отклонениям значений сезонных производительностей землеройных машин от сглаженных кривых этих значений за последние годы.

При сильной изменчивости мощностей драгирования и вскрыши торфов в промывочных сезонах целесообразно при определении $K_{д}$ и $K_{п}$ вместо объемов пользоваться значениями площадей соответственно добычи и вскрыши.

Если необходимо произвести подсчет величин $H_{г}$ в начале эксплуатации россыпи, когда еще нет требуемых данных по эксплуатации, то в этом случае коэффициенты $K_{гт}$, $K_{д}$ и $K_{п}$ устанавливают из опыта эксплуатации других россыпных месторождений, а $H_{тг}$ берут равной проектной сезонной производительности драги.

После определения величин $H_{г}$ по формуле (4.2) нормативная обеспеченность драги готовыми к выемке запасами составит:

$$P_{Vг} = H_{г} - H_{тг};$$

$$P_{м.г} = \frac{(H_{г} - H_{тг})\, T_{сез}}{H_{тг}}, \qquad (4.12)$$

где $T_{сез}$ — продолжительность сезона добычи, мес.

Этой обеспеченностью готовых к выемке запасов следует руководствоваться предприятию при эксплуатации россыпей.

Нормативную обеспеченность подготовленными запасами определяют по формулам:

$$P_{Vп} = Q_{Vг} + t_{оп} P_{тг} \qquad (4.13)$$

$$P_{м.п} = \frac{(Q_{Vг} + t_{оп} H_{тг})\, T_{сез}}{P_{тг}},$$

где $t_{оп}$ — необходимое опережение готовых к выемке запасов работами по переводу запасов из вскрытых в подготовленные, сезон.

Величина $t_{оп}$ на тяжелых россыпях определяется временем подготовки запасов к вскрыше торфов. Это время, например, для болотистых участков исчисляется от момента проведения дренажных канав до момента полного осушения, позволяющего приступить к вскрыше торфов.

На россыпях, пораженных многолетней мерзлотой, при оттаивании ее солнечной радиацией величина $t_{оп}$ определяется временем от момента производства работ по вскрыше торфов до полного оттаивания мерзлоты на вскрытой площади. В этом случае

$t_{оп}$ зависит не только от климатических условий, но и от мощности рыхлых отложений. Значение $t_{оп}$ может быть установлено при наличии на предприятиях результатов наблюдений за оттаиванием многолетней мерзлоты.

В институте Иргиредмет произведен расчет протаивания рыхлых отложений для условий россыпей. Результаты расчета представлены на рис. 5. Их можно использовать с некоторым допущением для определения $t_{оп}$ в других районах, сходных по своим горно-геологическим и климатическим условиям.

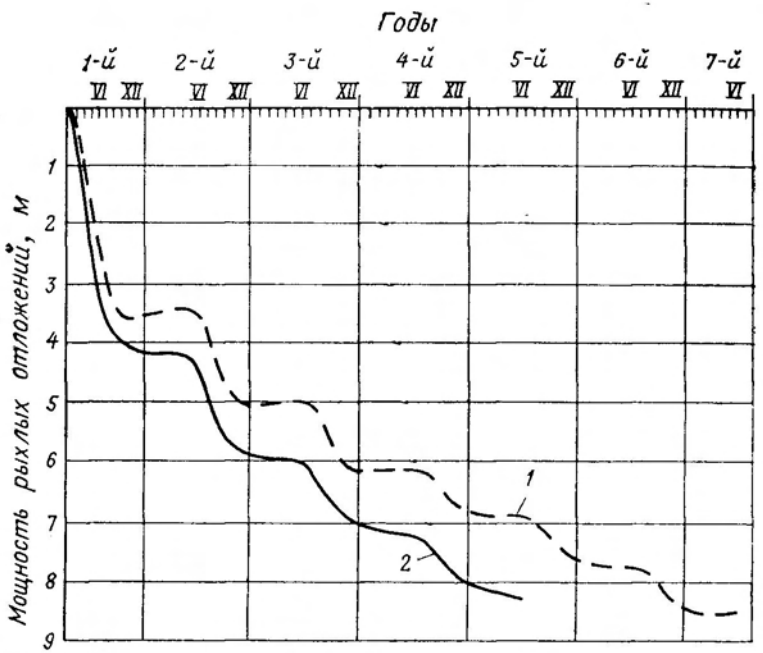


Рис. 5. Динамика нулевой изотермы при многолетнем протаивании пород:

1 — протаивание без пленки; *2* — протаивание под пленкой

Выполненные расчеты для некоторых полигонов драг показали, что нормативная обеспеченность готовыми к выемке запасами может колебаться в пределах 3—6 мес; подготовленными запасами для россыпей, пораженных многолетней мерзлотой, которая оттаивается солнечной радиацией, при $t_{оп}=2$ сезонам — в пределах 18—23 мес. Пример расчета нормативов запасов по степени подготовленности их к добыче при дражном способе разработки приведен в приложении 6.

Отличительной особенностью подготовки россыпей с искусственным оттаиванием многолетней мерзлоты является то, что оттаивание при гидроигловом способе ведут впереди драги в пределах одного хода, вследствие чего отрабатываются участки с непро-

мышленным содержанием полезного ископаемого, выявившиеся в процессе отработки россыпи. Такую тесную связь между ГПР и добычными работами можно объяснить тем, что оттаивание многолетней мерзлоты гидроигловым способом обходится предприятию значительно дороже, чем при естественном способе, когда подготовку запасов к оттаиванию ведут фронтально на несколько ходов драги в зависимости от расстояния транспортирования и возможности отвалообразования. В суровых условиях Северо-Востока страны оттаивание многолетней мерзлоты за пределами хода драги приводит к неоправданным затратам, так как в следующий сезон работы драги оттаянные участки снова промерзают. В таких условиях помимо тесной связи между ГПР и добычными работами особенно необходимы четкая организация и качественное выполнение работ по оттаиванию многолетней мерзлоты и предохранению зимой готовых к выемке запасов от промерзания.

Единственным мероприятием для быстрого прохода драгой участков с непромышленным содержанием полезного ископаемого является уменьшение мощности драгирования до минимально возможной. Поэтому коэффициент $K_з$ в таком случае необходимо определять по формуле

$$K_з = 1 + M_з K_м, \tag{4.14}$$

где $K_м$ — коэффициент, учитывающий мощность разработки россыпи. Коэффициент $K_м$ находят путем деления величины мощности оставляемых песков при минимально возможной мощности разработки h_{min} на величину полной мощности рыхлых отложений россыпи на запланированном участке добычи $h_п$, т. е.

$$K_м = \frac{h_п - h_{min}}{h_п}. \tag{4.15}$$

Такой же коэффициент следует вводить в формулу (4.9) при определении коэффициента $K_{гт}$, если участки со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями отработки (неоттаявшая мерзлота, скопившиеся валуны при плотике) разрабатываются из-за отсутствия возможности их обхода. В этом случае значение коэффициента $K_{гт}$ определяют по формуле

$$K_{гт} = 1 + m_{гт} K_м. \tag{4.16}$$

Очевидно, при отработке участков с непромышленным содержанием полезного ископаемого и сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями на полную мощность рыхлых отложений россыпи, т. е. при $h_{min} = h_п$, значение коэффициента $K_м$, исходя из формулы его определения (4.15), будет равно нулю. Отсюда значения коэффициентов $K_з$ и $K_{гт}$ соответственно по формулам (4.14) и (4.16) составят $K_з = 1$ и $K_{гт} = 1$, что указывает на нецелесообразность их применения в указанном случае.

Работы по оттаиванию многолетней мерзлоты гидроигловым способом являются главным звеном в подготовке полигонов. Именно по этим работам наблюдается большое колебание объемов подготовки из-за организационных, технических, горнотехнических и климатических условий. Поэтому при определении коэффициента $K_{\text{п}}$ необходимо пользоваться отклонениями отдельных значений сезонных объемов оттаивания многолетней мерзлоты от сглаженных кривых этих объемов за последние годы, а не отклонениями значений сезонных объемов вскрыши торфов, которые при гидроигловом способе оттаивания имеют второстепенное значение.

Нормативную обеспеченность подготовленными запасами при искусственных способах оттаивания многолетней мерзлоты устанавливают также по формулам (4.13), где величина $t_{\text{оп}}$ определяется от момента производства вскрыши торфов (растительного слоя) до полного оттаивания мерзлоты на подготовленной площади. Значения $t_{\text{оп}}$ берут из опыта работ по оттаиванию многолетней мерзлоты на предприятии (полигоне).

Для учета особенностей определения нормативов запасов по степени их подготовленности на россыпях, разрабатываемых драгами с гидроигловым оттаиванием многолетней мерзлоты, в приложении 7 приведен пример их расчета.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ПРИМЕР РАСЧЕТА НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ РАЗЛИЧНЫХ КАТЕГОРИЙ ГОТОВНОСТИ К ВЫЕМКЕ ПРИ ОТКРЫТОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ

Карьер добывает два сорта руды: кристаллическую для переработки на одной из ближайших обогатительных фабрик и богатую смешанную для непосредственного металлургического передела.

Доли этих сортов равны:

$$m_1 = 0{,}167; \quad m_2 = 0{,}525.$$

Количество руды в среднем по размерам в эксплуатационном блоке для обоих сортов руды $Б = 16{,}6$ условных единиц.

Технически необходимый норматив готовых запасов находим по формуле (2.1):

$$P_{\text{тг}} = \frac{16{,}6 + 16{,}6}{2\,(0{,}167 + 0{,}525)} = 24{,}0 \text{ условных единиц.}$$

Данные для расчета коэффициента резерва по объему руды приведены в табл. 1.

Согласно данным табл. 1, средняя подтверждаемость запасов руды на одном горизонте $\mu = 0{,}902$, а средняя квадратическая ошибка запасов руды на одном горизонте

Таблица 1

Показатели подтверждаемости объемов руды на уступах

Уступы	Объемы руды на горизонтах, условные единицы		Подтверждаемость запасов руды $\mu = \frac{(3)}{(2)}$	Отклонения от среднего $\delta_1 = \mu - \bar{\mu}$	Квадраты отклонений $\delta_1 \cdot \delta_2$
	по эксплуатационной разведке	фактические			
1	2	3	4	5	6
502	112,6	102,5	0,912	+0,010	0,000010
497	104,4	94,3	0,904	+0,002	0,000004
487	173,2	140,8	0,815	−0,087	0,007560
477	203,6	185,0	0,909	+0,004	0,000049
467	129,6	183,7	0,969	+0,067	0,004480
Итого	783,4	706,3			0,012193
Среднее арифметическое	156,4	141,26			
Среднее взвешенное .			0,902		

$$\sigma_{\mu_{гор}} = \pm \sqrt{\frac{0,012193}{5-1}} = \pm 0,0175.$$

Объем руды на одном горизонте равен 141,26 условных единиц. Число условных блоков на горизонте

$$\frac{141,26}{24,0} = 5,88.$$

Среднее квадратическое отклонение объемов руды для одного условного блока будет

$$\sigma_{\mu_{бл}} = \pm 0,0175 \sqrt{5,88} = \pm 0,0424.$$

Из формулы (2)

$$K_1 = 1 + \frac{1,5 \cdot 0,0424}{0,902} = 1,0705.$$

Данные для расчета коэффициента резерва по содержанию металла в эксплуатационных блоках приведены в табл. 2.

Среднее квадратическое отклонение для условного блока величиной $P_{т.г}$ составит

$$\sigma_{\mu_{бл}} = \pm 0,444 \sqrt{\frac{16,6}{24,0}} \pm 0,368.$$

Из формулы (2)

$$K_2 = 1 \pm \frac{1,5 \cdot 0,368}{1,1135} = 1,495.$$

Согласно данным табл. 2, средняя подтверждаемость содержания металла в руде одного блока $\mu = 1,1135$, а средняя квадратическая ошибка содержания металла в блоке

$$\sigma_{\delta} = \pm \sqrt{\frac{5,5236}{29-1}} = \pm 0,444.$$

Таблица 2

Показатели подтверждаемости содержания металла в эксплуатационных блоках

№ блоков	Содержание металла по данным		Подтверждаемость $\mu = \frac{(3)}{(2)}$	Отклонения от среднего $\delta_2 = \mu - \bar{\mu}$	Квадраты отклонений $\delta_2\ \delta_2$
	промышленной разведки, условных единиц	товарного опробования (с учетом разубоживания), условных единиц			
1	3,73	3,08	0,8257	—0,2878	0,0828
2	7,98	7,78	0,9749	—0,1386	0,0192
3	6,49	8,31	1,2804	+0,1669	0,0279
4	2,06	4,40	2,1359	+1,0224	1,0433
5	2,90	3,11	1,0724	—0,0411	0,0017
6	9,61	9,59	0,9979	—0,1156	0,0134
7	7,20	6,04	0,8389	—0,2746	0,0754
8	5,93	7,09	1,1956	+0,0821	0,0067
9	4,55	4,66	1,0242	—0,893	0,0080
10	7,18	6,76	0,9415	—0,1720	0,0296
11	0,93	1,23	1,3226	+0,2091	0,0437
12	7,07	8,82	1,2475	+0,1340	0,0180
13	4,81	4,18	0,8690	—0,2445	0,598
14	4,62	3,22	0,6970	—0,4165	0,1735
15	6,04	5,70	0,9434	—0,1698	0,0288
16	10,92	10,23	0,9368	—0,1767	0,0312
17	8,51	8,70	1,0223	—0,0912	0,0083
18	5,70	5,34	0,9368	—0,1767	0,0312
19	4,17	3,68	0,8825	—0,2310	0,0534
20+22	2,52	3,94	1,5635	+0,4500	0,2025
21+23	3,63	3,60	0,9917	—0,1218	0,0148
23а	1,80	5,18	2,8778	+1,7643	3,1128
24	7,95	5,12	0,6440	—0,4695	0,2204
27, 29, 30, 31	7,59	7,58	0,9987	—0,1148	0,0132
28	4,26	3,55	0,8333	+0,2802	0,0785
32	8,20	7,88	0,9610	—0,1525	0,0233
33	5,94	7,38	1,2424	+0,1289	0,0166
4, 35, 37	9,30	11,14	1,1978	+0,0843	0,0071
38, 39 39а	8,83	7,39	0,8369	—0,2766	0,0765
Итого					5,5236
Среднее взвешенное			1,1135		

Следовательно, из формулы (2.2) норматив готовых к выемке запасов равен:

$P_г = 24{,}0 \cdot 1{,}075 \cdot 1{,}495 = 38{,}5$ условных единиц, или 0,9 мес.

Для условий карьера ширина резервной полосы и средняя мощность рудного тела на рабочей площадке составляют: $\Delta B = 15$ м; $M_{ср} = 24$ м.

Тогда норматив подготовленных запасов, согласно формуле (2.4), составит:

$$P_п = 24{,}0\left(\frac{4 \cdot 24 - 15}{15} \cdot 1{,}0705 \cdot 1{,}495 - 1\right) =$$

$= 146{,}6$ условных единиц, или 3,5 мес.

Согласно формуле (2.6) определяем объем вскрышных работ по созданию необходимого опережения вскрытия:

$$V_в = 650 + 5{,}5 \cdot 15 + 800 + 110 - 360 = 1284 \text{ тыс. м}^3.$$

Следовательно, согласно формуле (2.7)

$$V_п = 6000 - 1284 = 4716 \text{ тыс. м}^3.$$

На подготовке запасов работают пять экскаваторов, суммарная производительность которых составляет 600 тыс. м³/год, на вскрытии — три экскаватора суммарной производительностью 2900 тыс. м³/год.

Норматив вскрытых запасов, согласно формуле (2.8), составит:

$$P_в = 144\left(1 + \frac{1284 \cdot 6000}{4716 \cdot 2900}\right) = 225 \text{ условных единиц, или } 5{,}4 \text{ мес.}$$

Действующие нормативы требуют наличия готовых к выемке и подготовленных запасов на 3 мес, а вскрытых — на 6 мес работы рудника.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

КЛАССИФИКАЦИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ НОВЫХ МОДИФИКАЦИЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

Система разработки	Горноподготовительные выработки		Нарезные выработки
	этажные	блоковые	
Подэтажное обрушение с повышенной высотой подэтажа	Откаточные блоковые восстающие, этажные вентиляционные	Материально ходовой восстающий, рудоспуск, вентиляционные соединительные выработки	Подэтажные буровые, скреперные выработки, отрезные восстающие, дучки, ниши, выпускные воронки
Подэтажное обрушение с послойным торцовым выпуском	То же	Материально ходовой восстающий, рудоспуск, откаточные орты, вентиляционные и соединительные выработки	Буровые, погрузочные отрезные выработки
Этажно-камерная с доставкой руды силой взрыва	»	Материально ходовой восстающий, рудоспуск, откаточные орты, вентиляционные и соединительные выработки	Буровые, скреперные, погрузочные выработки, ниши, дучки, воронки
Панельно-столбовая с применением самоходного оборудования	»	Материально ходовой восстающий, панельные штреки, пропускной рудоспуск, вентиляционные соединительные выработки	Заезды, разрезные траншеи, отрезные выработки

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

ЧИСЛО ОЧЕРЕДЕЙ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И СРЕДНИЙ УРОВЕНЬ ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ В БЛОКЕ ДЛЯ НАИБОЛЕЕ РАСПРОСТРАНЕННЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Системы разработки	Число очередей очистной выемки руды в блоке	Коэффициент
Сплошная с оставлением регулярных и нерегулярных целиков, камерно-столбовая, горизонтальные слои с закладкой, с магазинированием руды, подэтажные штреки, иногда этажно-камерная	1	0,5
Принудительное этажное обрушение, некоторые варианты этажно-камерной, подэтажное обрушение с повышенной высотой подэтажа	2	0,25
Слоевое обрушение, подэтажное обрушение	3, 4, 5 и т. д.	0,333; 0,125; 0,1 и т. д.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТОВ НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ

Исходные данные:

1. Плановая производительность рудника 65 тыс. т/мес.
2. Рудник применяет 3 системы разработки, характеризующиеся следующими показателями:

№ систем	Наименование систем	Удельный вес систем разработки r_i, доли единицы	Расчетная производительность блока по выдаче руды $q_{в\,i}$, тыс. т/мес	Средний запас блока $Б_i$, тыс. т	Количество очередей отработки блока n
1	Горизонтальные слои с закладкой	0,3	3	30	1
2	С магазинированием руды	0,5	4	35	1
3	Подэтажное обрушение	0,2	6	50	2

Системой с магазинированием руды отрабатывается два сорта руды, один из которых выдается и обогащается раздельно.

3. Объемы нарезных работ r_i и подготовительных работ l_i, приходящиеся на 100 т активных запасов блока, равны:

$$r_1 = 65 \text{ м}^3/\text{тыс. т}; \quad r_2 = 60 \text{ м}^3/\text{тыс. т};$$

$$l_1 = 40 \text{ м}^3/\text{тыс. т}; \quad l_2 = 30 \text{ м}^3/\text{тыс. т};$$

$$r_3 = 40 \text{ м}^3/\text{тыс. т};$$

$$l_3 = 20 \text{ м}^3/\text{тыс. т}.$$

4. Объемы нарезных $q_{нi}$ и подготовительных работ $q_{пi}$:

$$q_{нi} = 150 \text{ м}^3/\text{мес}; \quad q_{пi} = 120 \text{ м}^3/\text{мес}.$$

5. Коэффициенты резерва, учитывающие возможную вариацию геологических факторов, K_1 и K_2, определенные указанным выше способом (раздел 1, приложение 2), равны:

$$K_1 = 1{,}12; \quad K_2 = 1{,}14.$$

Норматив готовых к выемке запасов определим по формулам (1.5) и (1.7):

$$P_{тгi} = \frac{1}{2n} N_{вi} Б_i K_{шi} K_1 K_2.$$

Число одновременно работающих блоков находим по формуле

$$N_{вi} = \frac{Q_м \tau_i}{q l_i},$$

для системы 1:

$$N_{в1} = \frac{65 \cdot 0{,}3}{3} = 6{,}5 \approx 7 \text{ блоков};$$

$$K_{с1} = 7 : 6{,}5 = 1{,}08;$$

для системы 2:

$$N_{в2} = \frac{65 \cdot 0{,}5}{4} = 8{,}1 \approx 9 \text{ блоков};$$

$$K_{с2} = 9 : 8{,}1 = 1{,}11;$$

для системы 3:

$$N_{в3} = \frac{65 \cdot 0{,}2}{6} = 2{,}17 \approx 3 \text{ блока};$$

$$K_{с3} = 3 : 2{,}17 = 1{,}39.$$

Коэффициент резерва, гарантирующий шихтовку руды для системы разработки 2,

$$K_{ш2} = 1 + \frac{2 - 1}{9} = 1{,}11.$$

Для систем 1 и 3 $K_{ш1} = K_{ш3} = 1$.

Технически необходимый норматив готовых к выемке запасов для различных систем равен:

$$P_{тг1} = \frac{1}{2} \cdot 7 \cdot 30 \cdot 1 = 105 \text{ тыс. т};$$

$$P_{тг2} = \frac{1}{2} \cdot 9 \cdot 35 \cdot 1{,}11 = 174 \text{ тыс. т};$$

$$P_{тг3} = \frac{1}{4} \cdot 3 \cdot 50 \cdot 1 = 38 \text{ тыс. т}.$$

Норматив готовых к выемке запасов при условии резерва, гарантирующего возможную вариацию геологических факторов, $K_1 = 1{,}12$; $K_2 = 1{,}14$:

$$P_{г1} = 105 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 134 \text{ тыс. т};$$
$$P_{г2} = 174 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 223 \text{ тыс. т};$$
$$P_{г3} = 38 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 48 \text{ тыс. т};$$

а в целом по руднику

$$P_г = 134 + 223 + 48 = 405 \text{ тыс. т, или } 405:65 = 6{,}3 \text{ мес.}$$

Эти же нормативы можно определить и по формуле (1.6):

$$P_{тгi} = \frac{1}{2n} Q_м \tau_i T_{вi} K_ш; \quad T_{вi} = \frac{Б_i K_с}{q_{вi}};$$

$$T_{в1} = \frac{30 \cdot 1{,}08}{3} = 10{,}8 \text{ мес};$$

$$T_{в2} = \frac{35 \cdot 1{,}11}{4} = 9{,}7 \text{ мес};$$

$$T_{в3} = \frac{50 \cdot 1{,}39}{6} = 11{,}6 \text{ мес};$$

$$P_{тг1} = \frac{1}{2} \cdot 65 \cdot 0{,}3 \cdot 10{,}8 \cdot 1 = 105 \text{ тыс. т};$$

$$P_{тг2} = \frac{1}{2} \cdot 65 \cdot 0{,}5 \cdot 9{,}7 \cdot 1{,}11 = 176 \text{ тыс. т};$$

$$P_{тг3} = \frac{1}{4} \cdot 65 \cdot 0{,}2 \cdot 11{,}6 \cdot 1 = 38 \text{ тыс. т.}$$

Нормативы готовых к выемке запасов по системам будут равны:

$$P_{г1} = 105 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 134 \text{ тыс. т};$$
$$P_{г2} = 176 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 225 \text{ тыс. т};$$
$$P_{г3} = 38 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}14 = 48 \text{ тыс. т},$$

а в целом по руднику

$$P_г = 134 + 225 + 48 = 407 \text{ тыс. т, или } 407:65 = 6{,}3 \text{ мес.}$$

Нормативы подготовленных запасов равны:

$$P_{пi} = Q_м \tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{2n-1}{n} \cdot \frac{K_i}{q_{вi}} + \frac{1}{n} \cdot \frac{V_{нi}}{q_{нi}} \right),$$

где $K_i = K_{сi} K_{шi} K_1 K_2$

$$P_{п1} = 65 \cdot 0{,}3 \cdot 30 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1{,}379}{3} + \frac{65}{150} \right) = 320{,}6 \text{ тыс. т};$$

$$P_{п2} = 65 \cdot 0{,}5 \cdot 35 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1{,}573}{4} + \frac{60}{150} \right) = 566{,}5 \text{ тыс. т};$$

$$P_{п3} = 65 \cdot 0{,}2 \cdot 50 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{3}{4} \cdot \frac{2{,}74}{6} + \frac{40}{150} \right) = 284{,}7 \text{ тыс. т.}$$

В целом по руднику

$$P_{п} = 320{,}6 + 566{,}5 + 284{,}7 = 1171{,}8 \text{ тыс. т},$$

или $1171{,}8 : 65 = 18{,}0$ мес.

Норматив минимально необходимых вскрытых запасов определяется по формуле

$$P_{вi} = Q_{м}\tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{2n-1}{n} \cdot \frac{K_i}{q_{вi}} + \frac{\eta_i}{q_{нi}} + \frac{l_i}{q_{пi}} \right);$$

$$K_i = K_{сi} K_{шi} K_1 K_2;$$

$$P_{в1} = 65 \cdot 0{,}3 \cdot 30 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1{,}379}{3} + \frac{65}{150} + \frac{40}{120} \right) = 514{,}4 \text{ тыс. т};$$

$$P_{в2} = 65 \cdot 0{,}5 \cdot 35 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{1{,}573}{4} + \frac{60}{150} + \frac{30}{120} \right) = 850{,}8 \text{ тыс. т};$$

$$P_{в3} = 65 \cdot 0{,}2 \cdot 50 \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{3}{4} \cdot \frac{2{,}74}{6} + \frac{40}{150} + \frac{20}{120} \right) = 393{,}2 \text{ тыс. т}.$$

Суммарные запасы в целом по руднику:

$$P_{в} = 514{,}4 + 850{,}8 + 393{,}2 = 1365{,}2 \text{ тыс. т},$$

или $1365{,}2 : 65 = 27$ мес.

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ ПЕСКОВ ПРИ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННОМ СПОСОБЕ ИХ РАЗРАБОТКИ

Пример 1. Прииск разрабатывает россыпи открытым и подземным способами. Объем промывки песков и горной массы за сезон $Q_{сез} = 1$ млн. м^3, в том числе песков открытой разработки 600 тыс. м^3, песков подземной разработки 300 тыс. м^3, техногенной горной массы 100 тыс. м^3. Соотношение: $r = 0{,}6$, $S = 0{,}3$, $t = 0{,}1$. Эксплуатационная уходка по пескам $h = 1{,}15$ м/мес, по торфам $H = 2{,}0$ м/мес. Мощность песков $m_{п} = 1{,}2$ м, торфов $H_{т} = 4{,}5$ м. Продолжительность промывочного сезона 4 мес. Все запасы относятся к категории C_1 ($\mu = \pm 45\%$). Число блоков 16.

Определяем действующую площадь отрабатываемых полигонов по формуле (3.1):

$$S_{д} = \frac{600}{1{,}15 \cdot 4} = 133 \text{ тыс. м}^2.$$

Коэффициент резерва вычисляем по формуле (3.3)

$$K_{з} = 1 + \frac{0{,}45}{\sqrt{16}} = 1{,}11.$$

Число замен отработанных площадей

$$W = \frac{4 \cdot 1{,}15}{1{,}2} = 4.$$

Норматив подготовленных к промывке песков вычисляем по формуле (3.2)

$$PQ_{гв} = 1{,}11 \frac{600}{1{,}15 \cdot 4} 1{,}2 = 174 \text{ тыс. м}^3.$$

В процентах к плану этот норматив промывки песков открытой разработки находим по формуле (3.8).

$$P'_{гв} = \frac{100 \cdot 1,11}{4} = 27,8\%.$$

То же, к объему промывки — по формуле (3.9)

$$P''_{гв} = \frac{100 \cdot 1,11 \cdot 0,6}{4} = 16,6\%.$$

Уровень подготовленности на начало промывочного сезона определяем по формуле (3.10)

$$P_{общ} = 16,6 + 100(0,3 + 0,1) = 56,6\%.$$

Количество песков, планируемых к промывке с учетом коэффициента резерва, определяем в объеме, равном

$$Q_{оп} = 1,11 \cdot 600 = 666 \text{ тыс. м}^3.$$

Площадь оперативных запасов на полигонах определяем по формуле (3.3)

$$S_{оп} = \frac{666}{1,2} = 555 \text{ тыс. м}^2.$$

Норматив входящего остатка вскрытых торфов в счет первого года вычисляется по формуле (3.19)

$$\eta_{оп.вх} = \left[1 - 0,5\frac{(1,15 \cdot 4 - 1,2) \cdot 2 \cdot 4}{1,15 \cdot 4 \cdot 4,5}\right] 100 = 34,3\%.$$

Максимальная, минимальная и средняя остаточные мощности торфов на подготавливаемых полигонах будут соответственно равными:

$$H_{max} = 8 - 2,1 = 5,9 \text{ м}; \quad H_{min} = 2,1 \text{ м}; \quad H_{ср} = 4,0 \text{ м}.$$

Площадь полигонов, подготавливаемых к отработке в планируемом периоде, равна

$$S_в = 555 - (1,13 \cdot 133) = 405 \text{ тыс. м}^2.$$

Пример 2. Прииск разрабатывает россыпи только открытым способом. Задание по промывке песков 1,0 млн. м³. Эксплуатационная мощность песков 4,5 м, мощность торфов 5,0 м. Сезонная эксплуатационная уходка по пескам и торфам 4,5 м. Категория запасов C_1. Количество эксплуатационных блоков 9.

Коэффициент резерва находим по формуле (3.3)

$$K_з = 1 + \frac{0,45}{9} = 1,15.$$

Количество оперативных запасов

$$Q_{оп} = 1,15 \cdot 1000 = 1150 \text{ тыс. м}^3.$$

Норматив подготовленных к промывке песков определяем по формуле (3.9)

$$P_{гв} = 50 \cdot 1,15 = 57,5\%.$$

Находим норматив входящего остатка вскрытых торфов в соответствии с формулой (3.19), заменив $m_п$ на $\frac{m_0}{2} = \frac{h_{сез}}{2}$

$$\eta_{оп.вх} = \left(1 - 0{,}25\,\frac{H_{сез}}{H_т}\right)100 = \left(1 - 0{,}25\,\frac{4{,}5}{5{,}0}\right)100 = 77{,}5\%.$$

Если проектировать полную отработку пласта песков, то нормативы подготовки песков к промывке и входящего остатка (транзита) торфов должны быть:

$$P_{гв} = 115\%, \quad \eta_{оп.вх} = 115\%.$$

Пример 3. В последующие годы мощность торфов и песков на разведанных участках месторождений может быть иной: $H_т = 6{,}0$ м, $m = 1{,}5$ м. Остальные данные те же, что и в примере 1. Вычисляем норматив переходящего количества торфов:

$$\eta_{тр.вх} = \left[1 - 0{,}5\,\frac{(4{,}5 - 1{,}5)\cdot 2\cdot 4}{6{,}0\cdot 1{,}15\cdot 4}\right]100 = 57{,}5\%.$$

Вычисляем процент выполнения плана вскрыши торфов с учетом изменения коэффициента вскрыши с 3,75 до 4,00 по отношению к плану списания их в рассматриваемом году:

$$V_{пр} = 100 - \eta_{вх.оп} + \frac{K_{в.тр}}{K_{в.оп}}\,\eta_{вх.тр} =$$

$$= 65{,}7 + \frac{4{,}0}{375}\cdot 57{,}5\cdot 100 = 128{,}2\%.$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

ПРИМЕР РАСЧЕТА НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ ДРАЖНОЙ РАЗРАБОТКИ РОССЫПИ

Разрабатывается россыпь, пораженная многолетней мерзлотой. Оттаивание мерзлоты после вскрыши торфов осуществляется солнечной радиацией и с применением полиэтиленовой пленки.

Исходные данные: средняя мощность драгирования по площади планируемой сезонной отработки по данным 100 скважин ($n = 100$) после вскрыши торфов составляет $\bar{h} = 6{,}8$ м при среднем квадратическом отклонении случайного колебания $\sigma_{сл} = 0{,}9$ м согласно рис. 4. Среднее квадратическое отклонение значений содержаний по этим скважинам составляет $\sigma_{сл} = 200$ усл. г/м³ при среднем значении содержания $\bar{c} = 120$ усл. г/м³, значение $\bar{c}_{мп} = 80$ условных г/м³. Относительное значение площади, не оттаявшей к моменту разработки драгой, на погашенном участке россыпи составляет $m_{гт} = 0{,}10$. Драга не выполняет проектную сезонную производительность $V_{проект} = 900$ тыс. м³ из-за отставания горноподготовительных работ. Средняя фактическая сезонная производительность драги за последние годы (рис. 6) составляет

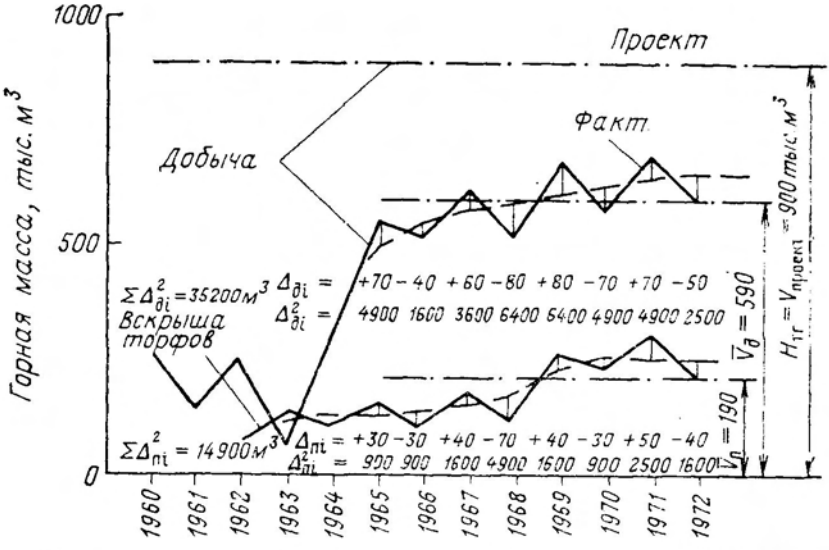


Рис. 6. Определение $H_{тг}$, $\overline{V}_д$ и отклонений $\Delta_{дi}$, $\Delta_{пi}$ от сглаженных кривых для драги, работающей в условиях Забайкалья

$$\overline{V}_д = 590 \text{ тыс. м}^3$$

при $\sigma_д = \sqrt{\frac{35\,200}{8-1}} = 71$ тыс. м³.

Объем производства сезонных объемов вскрыши торфов

$$\overline{V}_п = 190 \text{ тыс. м}^3$$

при $\sigma_п = \sqrt{\frac{14\,900}{8-1}} = 45$ тыс. м³.

Для определения $K_з$ найдем:

$$m_h = \pm \frac{3 \cdot 0{,}9}{\sqrt{100}} = \pm 0{,}27 \text{ м.}$$

$$m_c = \pm \frac{3 \cdot 200}{\sqrt{100}} = \pm 60 \text{ условных г/м}^3,$$

$$\Delta m_c = 80 - (120 - 60) = 20 \text{ условных г/м}^3.$$

При $\frac{mS}{S} = 0{,}03$ значение $M_з$ составит

$$M_з = \sqrt{(0{,}03)^2 + \left(\frac{0{,}27}{6{,}3}\right)^2 + \left(\frac{20}{120}\right)^2} = 0{,}18.$$

Подставляя значения $M_з$ в формулу (4.9), получим

$$K_з = 1 + 0{,}18 = 1{,}18.$$

Значение коэффициента $K_{гт}$ при $m_{гт}=0{,}10$ составит

$$K_{гт} = 1 + 0{,}10 = 1{,}10.$$

Затем находим значения коэффициентов $K_д$ и $K_п$:

$$K_д = \frac{590+71}{590} = 1{,}12; \quad K_п = \frac{590+71+45}{590+71} = 1{,}07.$$

При найденных значениях $K_з$, $K_{гт}$, $K_д$, $K_п$ и $H_{тг}=900$ тыс. м³ величина $P_г$ составит

$$P_г = 900 \cdot 1{,}18 \cdot 1{,}10 \cdot 1{,}12 \cdot 1{,}07 = 1390 \text{ тыс. м}^3.$$

Отсюда нормативная обеспеченность драги готовыми к выемке запасами при достижении проектной производительности и $T_{сез}=8$ мес будет:

$$P_{1г} = 1390 - 900 = 490 \text{ тыс. м}^3;$$

$$P_{м.г} = \frac{(1390-900)\,8}{900} = 4{,}4 \text{ мес.}$$

Для определения нормативов обеспеченности подготовленными запасами по графику рис. 5 для случая протаивания рыхлых отложений мощностью $\bar{h}=6{,}3$ м под действием солнечной радиации с применением пленки $t_{оп}=2$ года. Отсюда нормативная обеспеченность подготовленными запасами (включая готовые к выемке) составит:

$$P_{1п} = 490 + 2 \cdot 900 = 2290 \text{ тыс. м}^3;$$

$$P_{м.п} = \frac{(490+2\cdot 900)\,8}{900} = 20{,}4 \text{ мес.}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

ПРИМЕР РАСЧЕТА НОРМАТИВОВ ЗАПАСОВ НА РОССЫПЯХ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ДРАГАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ГИДРОИГЛОВОЙ ОТБОЙКИ МНОГОЛЕТНЕЙ МЕРЗЛОТЫ

Россыпь, сплошь пораженная многолетней мерзлотой, разрабатывается драгой в условиях Северо-Востока страны. Оттаивание мерзлоты осуществляется с помощью гидроигл после уборки растительного слоя. Промывочный сезон драги — с мая по ноябрь.

Исходные данные: средняя мощность драгирования на площади планируемой сезонной отработки по данным 70 скважин ($n=70$) после уборки растительного слоя составляет $h_п=6$ м при $\sigma_{сл}=0{,}8$ м согласно рис. 4, минимально возможная мощность драгирования $h_{min}=3{,}5$ м. Среднее квадратическое отклонение значений содержаний по этим скважинам составляет $\sigma_{сл}=400$ усл. г/м³ при среднем значении $\bar{c}=240$ усл. г/м³, значение $c_{мп}=160$ усл. г/м³. Относительное значение площади, на которой были встречены валуны, неоттаявшая мерзлота при плотине по опыту отработки составляет 0,05. Драга не выполняет проектную сезонную произ-

водительность $V_{\text{проект}}=700$ тыс. м³ из-за отсутствия работ по оттаиванию многолетней мерзлоты. Средняя фактическая сезонная производительность драги за последние годы составила 600 тыс. м³ при $\sigma_д=60$ тыс. м³, среднее значение объемов сезонного оттаивания $V_п=550$ тыс. м³ при $\sigma_п=50$ тыс. м³. Необходимое превышение количества готовых к выемке запасов составляет во времени $t_{оп}=1{,}5$ мес, или 0,2 сезона.

Для определения $K_з$ найдем:

$$m_h=\frac{3\cdot 0{,}8}{\sqrt{70}}=\pm 0{,}29 \text{ м};$$

$$m_c=\frac{3\cdot 400}{\sqrt{70}}=\pm 144 \text{ условных г/м}^3;$$

$$\Delta m_c=160-(240-144)=64 \text{ условных г/м}^3.$$

При $\frac{m_S}{S}=0{,}03$ значение $M_з$ составит

$$M_з=\sqrt{(0{,}03)^2+\left(\frac{0{,}29}{6}\right)^2+\left(\frac{64}{240}\right)^2}=0{,}27.$$

Значение коэффициента $K_м$ при $h_п=6{,}0$ м и $h_{min}=3{,}5$ м по формуле (4.15) равно

$$K_м=\frac{6-3{,}5}{6{,}0}=0{,}42.$$

Отсюда значение коэффициента $K_з$ составит

$$K_з=1+0{,}27\cdot 0{,}42=1{,}13;$$

значение коэффициента $K_{гт}$ при $m_{гт}=0{,}05$ и $K_м=0{,}42$ равно

$$K_{гт}=1+0{,}05\cdot 0{,}42=1{,}02.$$

Затем находим значения $K_д$ и $K_п$:

$$K_д=\frac{600+60}{600}=1{,}10; \quad K_п=\frac{600+60+50}{600+60}=1{,}07.$$

При найденных значениях $K_з$, $K_{гт}$, $K_д$, $K_п$ и $H_{тг}=700$ тыс. м³ величина $H_г$ составит

$$H_г=700\cdot 1{,}13\cdot 1{,}02\cdot 1{,}10\cdot 1{,}07=950 \text{ тыс. м}^3.$$

Отсюда нормативная обеспеченность драги готовыми к выемке запасами при достижении проектной производительности и $T_{сез}=6$ мес равна:

$$P_{Vг}=950-700=250 \text{ тыс. м}^3;$$

$$P_{м.г}=\frac{(950-700)\,6}{700}=2{,}15 \text{ мес.}$$

Нормативная обеспеченность подготовленными запасами (включая готовые к выемке) составит:

$$P_{Vп}=250+0{,}2\cdot 700=390 \text{ тыс. м}^3;$$

$$P_{м.п} = \frac{(250 + 0{,}2 \cdot 700)\,6}{700} = 3{,}3 \text{ мес.}$$

Если произвести расчет при $h_{min} = h_п = 6{,}0$ м, то в этом случае $K_з = 1{,}0$, $K_{гт} = 1{,}0$, что указывает на нецелесообразность их применения. Тогда при $H_{тг} = 700$ тыс. м³

$$H_г = 700 \cdot 1{,}10 \cdot 1{,}07 = 820 \text{ тыс. м}^3.$$

Отсюда нормативная обеспеченность драги, готовыми к выемке и подготовленными запасами соответственно должна составить:

$$P_{Уг} = 820 - 700 = 120 \text{ тыс. м}^3; \quad P_{м.г} = \frac{(820 - 700)\,6}{700} = 1{,}0 \text{ мес;}$$

$$P_{Уп} = 120 + 0{,}2 \cdot 700 = 260 \text{ тыс. м}^3;$$

$$P_{м.п} = \frac{(120 + 0{,}2 \cdot 700)\,6}{700} = 2{,}2 \text{ мес.}$$

Из этих расчетов видно значительное снижение нормативной обеспеченности запасами по степени подготовленности их к добыче при условии, когда на участках с непромышленным содержанием полезного ископаемого и сложными горно-геологическими условиями разработки осуществляют на полную их мощность.

ПЕРЕЧЕНЬ ДЕЙСТВУЮЩИХ ПОЛОЖЕНИЙ, ПРАВИЛ, ИНСТРУКЦИЙ И ДРУГИХ НОРМАТИВНЫХ ДОКУМЕНТОВ ПО МИНИСТЕРСТВУ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

Временная инструкция по геологическому обслуживанию горнорудных предприятий. М., изд. Министерства геологии и охраны недр СССР, 1960.

Временная инструкция по гидрогеологическому и инженерно-геологическому обслуживанию горноэксплуатационных работ на месторождениях твердых полезных ископаемых. М., изд. Министерства геологии и охраны недр СССР, 1960.

Временная инструкция по геологическому обслуживанию горных предприятий, разрабатывающих месторождения угля и горючих сланцев. М., изд. Министерства геологии и охраны недр СССР, 1960.

Временная инструкция по геологическому обслуживанию горных предприятий, разрабатывающих россыпные месторождения полезных ископаемых. М., изд. Министерства геологии и охраны недр СССР, 1960.

Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на рудных месторождениях с неизученным процессом сдвижения горных пород. Изд. Всесоюзного научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1966.

Временные правила охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках Джезказганского горно-металлургического комбината. Изд. Всесоюзного научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1970.

Временные указания по охране зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных разработок Никитовского ртутного месторождения. Изд. Днепропетровского горного института, 1955.

Временные указания по охране сооружений и горных капитальных выработок от вредного влияния подземных разработок рудника им. Матросова. Изд. Всесоюзного научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1966.

Временные указания по охране сооружений от влияния подземных разработок рудника «Валькумей». М. изд. Минцветмета СССР, 1974.

Временные указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на Тасеевском золоторудном месторождении. М., изд. Минцветмета СССР, 1974.

Инструкция о порядке утверждения мероприятий по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок и о порядке ведения горных работ в предохранительных целиках. М., Углетехиздат, 1955.

Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. Изд. Всесоюзного научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1959.

Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и откосов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Изд. Всесоюзного научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1971.

Инструкция по учету запасов полезных ископаемых и по составлению отчетных балансов по формам № 5-гр и 5-гр (уголь). Изд. Всесоюзного геологического фонда, 1971.

Инструкция по составлению и оформлению обменных маркшейдерских пла-

нов горных работ на горнодобывающих предприятиях Министерства цветной металлургии СССР. М., 1967.

Инструкция по заполнению формы № 70-тп «Отчет о потерях полезных ископаемых». Утверждена ЦСУ СССР, 1973.

Инструкция по планированию, учету и калькулированию себестоимости продукции на предприятиях цветной металлургии. Утверждена Минцветметом СССР от 21.XI. 1973.

Инструкция по сведению товарного баланса на обогатительных фабриках. М., изд. Минцветмета СССР, 1968.

Методика определения ставок возмещения затрат на геологоразведочные работы (ГРР) в цветной металлургии. М. изд. Минцветмета СССР, 1974.

Основы земельного законодательства Союза ССР и союзных республик. Газета «Правда» от 14.XII.1968 г., № 349 (18396).

Положение о порядке использования и охраны подземных вод на территории СССР, М., Госгортехиздат, 1962.

Положение о Госгортехнадзоре СССР. М., изд. Госгортехнадзора СССР, 1968.

Положение о геодезическо-маркшейдерской службе в строительно-монтажных организациях. М., изд. Госстроя СССР, 1970.

Правила охраны сооружений от вредного влияния подземных горных разработок для Уральских медных рудников. Свердловск изд. Свердловского совнархоза, 1960.

Правила по технике безопасности на топографо-геодезических работах. М., «Недра», 1969.

Практическое руководство по изготовлению, составлению и размножению маркшейдерской графической документации при разработке россыпей Северо-Востока. Магадан. 1975.

Руководство по определению параметров процесса сдвижения горных пород, охране сооружений и горных выработок на месторождениях цветных металлов. Л., 1973.

Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ. М., «Недра», 1971.

Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. Изд. Всесоюзного геологического фонда, 1972.

Типовая инструкция по эксплуатации хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. Л., 1972.

Указания по охране сооружений от вредного влияния горных работ при разработке полиметаллических месторождений Салаирского рудного поля. М., изд. Минцветмета СССР, 1975.

Указания по охране сооружений и горных выработок для месторождений Коммунаровского рудного поля. Л., 1969.

СОДЕРЖАНИЕ

Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР 3

Раздел 1. Основные методические положения по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков 5
Раздел 2. Определение потерь и разубоживания для нормирования и учета при подземной разработке рудных месторождений 21
Раздел 3. Определение потерь и разубоживания для нормирования и учета при открытой разработке рудных месторождений 42
Раздел 4. Определение потерь и разубоживания для нормирования и учета при разработке россыпных месторождений 59
Приложения. 79

Инструкция по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды и песков, классификация горных работ и порядку погашения затрат на их проведение на предприятиях Министерства цветной металлургии СССР 112

I. Классификация запасов по степени подготовленности к добыче. 112
II. Порядок учета движения вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды (песков) 121
III. Классификация горных работ 123
IV. Порядок погашения затрат на проведение горных работ . . . 128
V. Инвентаризация горных работ 131
Приложения. 132

Отраслевая инструкция по геолого-маркшейдерскому учету состояния и движения разведанных запасов полезных ископаемых на горнодобывающих предприятиях и в организациях Министерства цветной металлургии СССР. 147

I. Общая часть. 147
II. Учет состояния и движения разведанных запасов на горнодобывающих предприятиях МЦМ СССР. 149
Приложения. 151

Методика расчета нормативов запасов руды (песков) по степени подготовленности к добыче на предприятиях Министерства цветной металлургии СССР 158

Общие методические положения 158
Коренные месторождения 161
Раздел 1. Определение нормативов запасов руды по степени их готовности к добыче при подземном способе разработки 161
Раздел 2. Определение нормативов запасов руды различных категорий готовности к добыче при открытом способе разработки . . . 165
Россыпные месторождения 169
Раздел 3. Определение нормативов подготовки запасов при гидромеханизированном способе разработки россыпных месторождений . . . 169
Раздел 4. Определение нормативов запасов при дражном способе разработки россыпей 173
Приложения. 180

Перечень действующих положений, правил, инструкций и других нормативных документов по Министерству цветной металлургии СССР . . . 194

ИБ № 1494

СБОРНИК ИНСТРУКТИВНЫХ МАТЕРИАЛОВ ПО ОХРАНЕ И РАЦИОНАЛЬНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Редактор издательства Л. И. Игнатьева

Обложка художника А. Д. Чучканова

Художественный редактор О. Н. Зайцева

Технический редактор Л. Г. Лаврентьева

Корректор Э. А. Ляхова

Сдано в набор 23/IX 1976 г.
Подписано в печать 18/II 1977 г.
Т-00584 Формат 60×90¹/₁₆ Бумага № 2
Печ. л. 12,5 Уч.-изд. л. 13,44 Тираж 2500 экз.
Заказ 2415/12152-13 Цена 67 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12.
Третьяковский проезд, 1/19
Московская типография № 6 Союзполиграфпрома
при Государственном комитете Совета
Министров СССР по делам издательств,
полиграфии и книжной торговли.
109088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.

Уважаемый товарищ!

В издательстве „Недра" готовятся к печати новые книги

НИКОЛАЕНКО В. Г., СОЛОВЬЕВ В. Н. Маркшейдерские работы при сооружении вертикальных стволов шахт. 1 р. 15 к.

В книге рассмотрены маркшейдерские работы при сооружении вертикальных стволов шахт обычными и специальными способами, заключающиеся в разбивке элементов проекта на местности и в контроле за соблюдением проектных условий в процессе строительства. Описано производство геологической и гидрогеологической съемок в стволе, рассмотрены различные способы ориентирования. Изложены маркшейдерские работы при углубке вертикальных стволов. Освещены вопросы, связанные с замерами горнопроходческих работ, маркшейдерской отчетностью и документацией при сооружении и сдаче ствола.

Книга предназначена для инженерно-технических работников маркшейдерской службы и может быть полезна преподавателям и студентам горных вузов.

ТЕХНИКА и технология рекультивации на открытых разработках. 20 л. 1 р. 32 к. Авт.: Полищук А. К., Михайлов А. М., Заудальский И. И. и др.

В книге изложен широкий круг вопросов технологии, механизации и организации работ по горнотехнической рекультивации земель, нарушенных при производстве открытых горных работ. Обоснованы критерии использования земельных отводов горных предприятий. Освещены вопросы технологии разработки плодородного слоя и потенциально плодородных вскрышных пород, а также селективной укладки их на отвалах. Приведены методические положения по выбору рациональной технологии рекультивационных работ и экономической оценке рекультивации земель.

Книга предназначена для работников горнодобывающей промышленности, проектных, научно-исследовательских организаций и может быть использована студентами горных вузов.

БАЙКОВ Б. Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. 20 л. 1 р. 32 к.

В книге освещено состояние добычных работ на карьерах цветной металлургии, намечены пути совершенствования технологии основных производственных процессов с целью получения наиболее рациональных показателей потерь. Даны анализ и теоретическое обоснование технико-экономического нормирования потерь и разубоживания руд, рассмотрена новая методология в различных геологических и горнотехнических условиях разработки месторождений.

Предложены различные методы определения параметров рациональной технологии буровзрывных и выемочно-погрузочных работ с учетом нормативных потерь и разубоживания. Приведена программа ЭВМ «Наири-2» с целью повышения производительности вычислительных работ по нормированию потерь и оптимизации показателей добычи руды.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горнодобывающей промышленности, органов госгортехнадзора, научно-исследовательских и проектных институтов.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «книга — почтой» магазинов:

№ 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61;

№ 59 — 127412, Москва, И-412, Коровинское шоссе, 20.

Издательство «Недра»