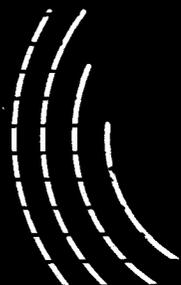




Б. П. ЮМАТОВ  
Г. В. СЕКИСОВ  
М. И. БУЯНОВ

# НОРМИРОВАНИЕ И ПЛАНИРОВАНИЕ

ПОЛНОТЫ  
И КАЧЕСТВА  
ВЫЕМКИ  
РУДЫ  
НА КАРЬЕРАХ



622.34

6П1.2  
Ю42

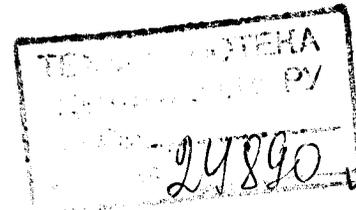
Б.П.ЮМАТОВ  
Г.В.СЕКИСОВ  
М.И.БУЯНОВ

# НОРМИРОВАНИЕ И ПЛАНИРОВАНИЕ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ

6П1.2 24890  
Ю42 ЮМАТОВ  
И ДР.

Нормирование  
и планирова-  
ние полноты

576 X/vic



МОСКВА "НЕДРА" 1987

Юматов Б.П., Секисов Г.В., Буянов М.И. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах. — М.: Недра, 1987. — 183 с.

Изложены современные методы определения оптимального уровня полноты и качества извлечения руд на карьерах. Даны рекомендации по обоснованию нормативных и плановых показателей извлечения в зависимости от применяемой технологии горных работ и горно-геологических особенностей месторождений, а также методы определения рационального уровня извлечения руд и область их применения. Приведены обоснования выемочных единиц и дана оценка достоверности нормативов потерь и разубоживания. Показаны организационные формы и методы обоснования и согласования нормативных и плановых показателей.

Для инженерно-технических работников карьеров, проектных и научно-исследовательских институтов горнодобывающей промышленности.

Табл. 19, ил. 44, список лит. — 36 назв.

Рецензент: В.Г. Шитарев, канд. техн. наук (Ин-т проблем комплексного освоения недр АН СССР)

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Планирование и нормирование полноты и качества выемки руд являются составной частью крупной народнохозяйственной проблемы — охраны окружающей среды, рационального использования природных ресурсов.

В Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986 — 1990 годы и на период до 2000 года предусмотрено улучшить охрану недр и комплексное использование минеральных ресурсов; снизить потери полезных ископаемых при их добыче, обогащении, переработке.

Рациональному использованию минеральных ресурсов, снижению потерь металла при добыче и переработке всегда уделялось большое внимание.

Особое значение имели принятые специальные директивные документы. В постановлении Верховного Совета СССР "О мерах по дальнейшему улучшению охраны природы и рациональному использованию природных ресурсов" (1972 г.) проблему охраны природы и недр признано считать одной из важнейших государственных задач. В постановлении ЦК КПСС и Совета Министров СССР "Об усилении охраны природы и улучшении использования природных ресурсов" (1973 г.) даны указания в целях уменьшения потерь полезных ископаемых при их добыче и переработке утвердить по соответствующим министерствам планы мероприятий, предусматривающие внедрение более эффективных способов и систем разработки месторождений полезных ископаемых и технологических схем переработки минерального сырья, обеспечивающих наиболее целесообразное извлечение из недр запасов полезных ископаемых и использование содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение. В Основах законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах (1975 г.) регламентированы геологическое изучение недр, добыча полезных ископаемых, контроль за использованием и охраной недр и другие вопросы землепользования и охраны окружающей среды.

Для разработки нормативных материалов по охране недр, которыми должны руководствоваться работники производства, проектные и научно-исследовательские институты, были привлечены крупные ученые и научные коллективы из Института Физики Земли АН СССР, Центрального экономико-математического института АН СССР и других организаций. Возглавил работу научных коллективов акад. М.И. Агошков.

Были разработаны Типовые методические указания по определению и учету потерь твердых полезных ископаемых при добыче, Типовые методические указания по оценке экономических последствий

потерь полезных ископаемых при разработке месторождений, Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче. Все они были утверждены Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 г. и вошли в Сборник руководящих материалов по охране недр [25].

На базе Типовых методических указаний (ТМУ) разработаны и утверждены отраслевые инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды, а также по другим вопросам охраны недр на рудниках министерств черной и цветной металлургии. Были также пересмотрены и утверждены нормы технологического проектирования горнорудных предприятий, правила технической эксплуатации рудников и опубликовано большое количество работ, связанных с проблемой рационального использования минеральных ресурсов нашей страны.

Анализ отчетных материалов по ряду карьеров цветной и черной металлургии за 1975—1985 гг. и проведенные исследования непосредственно на производстве показали, что не везде нормативы потерь и разубоживания руды рассчитываются по блокам (участкам), как это предусмотрено ТМУ. Широкому внедрению прямого метода определения потерь, технико-экономической оценке извлечения полезных ископаемых из недр еще не уделяется должного внимания. Для месторождений с криволинейными контактами руды с породой удовлетворительных методов расчета нормативов также не предложено. Сам процесс выделения блоков и участков для нормирования потерь и разубоживания руды на предприятиях не унифицирован. Обычно формируются блоки, представляющие собой часть заходки, обрабатываемой самостоятельными средствами отбойки и погрузки; взрывные блоки, параметры которых определяются специальными расчетами с учетом многих горно-геологических и технологических факторов; элементарные блоки, параметры которых определяются с учетом качества руды на данном интервале заходки, а также эксплуатационные и резервные блоки.

При разработке месторождений, требующих буровзрывной подготовки, происходит трансформация формы оконтуренного в эксплуатационном блоке рудного тела или рудной зоны, что снижает достоверность нормативов потерь и разубоживания. На многих карьерах отсутствует классификация разрабатываемых блоков и участков по сложности конфигурации контактов руды с породой, часто не выделяются представительные сечения по эксплуатационным блокам и не проводятся исследования, направленные на разработку научно обоснованных нормативов потерь и разубоживания с учетом динамики горных работ в карьерах и изменяющихся геоморфологических особенностей месторождения на разных глубинах.

Снижение достоверности нормативов потерь и разубоживания руды оказывает негативное влияние на все процессы, связанные с планированием развития горных работ. Отмеченные недостатки нормирования и

планирования полноты и качества выемки руд существенно влияют на показатели эффективности производства и ведут к неоправданным потерям металла. В новых условиях хозяйствования, когда рациональное и эффективное использование минеральных ресурсов становится стратегическим курсом экономической политики, организация нормирования и планирования показателей извлечения полезных ископаемых при добыче требует коренной перестройки, более глубокого изучения вопросов нормирования и совершенствования методических положений, лежащих в их основе.

Решению поставленных задач и разработке рекомендаций по совершенствованию нормирования и планирования показателей извлечения и рациональному использованию природных ресурсов посвящается данная работа.

**СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВОПРОСОВ  
НОРМИРОВАНИЯ И ПЛАНИРОВАНИЯ ПОЛНОТЫ И  
КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУД**

**§ 1. Исходные принципы и структура процессов  
нормирования и планирования**

Проблема рационального использования недр и формирования качества руд тесно связана с процессами нормирования и планирования полноты выемки и качества добываемых руд на карьерах. Успешное решение всех возникающих при этом вопросов должно базироваться на изучении существующего опыта и разработки новых научно обоснованных рекомендаций.

Следует отметить, что сравнительно длительное время исследователями большее внимание уделялось вопросам совершенствования технического метода оценки потерь и разубоживания руды, а не проблеме нормирования. Одни исследователи (Е.П. Прокопьев, Р. И. Каплунов, П.А. Рыжов, А.Н. Омельченко, М.М. Глейзер, А.А. Сергеев, М.П. Рудаков и др.) давали экономическую оценку уровня извлечения полезных ископаемых, другие (П.Э. Зурков, Б.П. Боголюбов, Ф.Г. Грачев и др.) занимались разработкой вопросов селективной добычи руды и технико-экономического обоснования уровня потерь. Большое внимание было уделено определению полноты и качества извлечения из недр полезных ископаемых, экономической оценке последствий потерь и некоторым другим вопросам, непосредственно связанным с формированием качества добываемой руды [31]. Предложена новая Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых, в которой потери делятся на два класса: общешахтные (общекарьерные) и эксплуатационные. Нормированию подлежат эксплуатационные потери, которые в свою очередь делятся на потери в массиве и потери отделенного от массива полезного ископаемого. Рекомендовано также разделить потери на количественные (потери части балансовых запасов) и качественные (снижение содержания полезных компонентов в добытой руде — разубоживание). Приведены Экономические основы нормирования показателей полноты и качества извлечения полезных ископаемых.

В Единой классификации потерь установлены виды потерь и указаны места, где они происходят, — в лежачем боку рудного тела, в различных целиках, при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами, при селективной выемке; в местах перегрузки, сортировки и складирования.

При оценке типов и видов качественных потерь, кроме приведенных в Единой классификации потерь твердых полезных ископаемых [25, 31], необходимо выделять и оценивать новые типы качественных потерь — потери, обусловленные смешиванием различных типов, а также сортов руд в процессе их добычи, которые приводят к весьма существенным отрицательным последствиям при переработке руд.

В связи с этим представляется возможным единую классификацию дополнить следующими типами качественных потерь полезных ископаемых:

I. Потери, обусловленные смешиванием природных или технологических типов полезных ископаемых.

II. Потери от смешивания промышленных сортов полезных ископаемых.

Качественные потери руд, обусловленные смешиванием типов и сортов, приводят в большинстве случаев одновременно к количественным и качественным потерям при ее переработке (обогащении и прямом металлургическом переделе), реже — к количественным и еще реже — только к качественным потерям (например, к снижению качества концентрата, получаемого при обогащении рудной массы).

Потери, происходящие в процессе обогащения полезного ископаемого или прямой металлургической переработки (например, при металлургическом переделе мономинеральных ртутных руд) и обусловленные смешиванием типов и сортов руд в процессе из добычи, целесообразно учитывать по следующей методике.

1. При количественных и качественных потерях (одновременно) устанавливаются зависимости типа:

а) для мономинеральных руд

$$\epsilon_0' = \phi (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta' = F (\Gamma_{cm})$$

или

$$\epsilon_m' = \phi_m (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_m' = F (\Gamma_{cm});$$

б) для комплексных руд

$$\epsilon_{01}' = \phi_1 (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_1' = F_1 (\Gamma_{cm});$$

$$\epsilon_{02}' = \phi_2 (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_2' = F_2 (\Gamma_{cm});$$

$$\dots \dots \dots$$

$$\epsilon_{0n}' = \phi_n (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_n' = F_n (\Gamma_{cm})$$

или

$$\epsilon_{m1}' = \phi_{m1} (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_{m1}' = F_{m1} (\Gamma_{cm});$$

$$\epsilon_{m2}' = \phi_{m2} (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_{m2}' = F_{m2} (\Gamma_{cm});$$

$$\dots \dots \dots$$

$$\epsilon_{mn}' = \phi_{mn} (\Gamma_{cm}) \text{ и } \beta_{mn}' = F_{mn} (\Gamma_{cm}),$$

где  $\epsilon_0'$  и  $\beta'$  — соответственно коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат и содержание его в концентрате при обогащении рудной массы;  $\epsilon_M'$  и  $\beta_M'$  — соответственно коэффициент извлечения полезного компонента из руды и содержание его в продукте металлургической переработки руды;  $\Gamma_{см}$  — коэффициент смешивания типов или сортов руд;  $\epsilon_{01}', \epsilon_{02}', \dots, \epsilon_{0n}'$  — коэффициенты извлечения соответственно первого, второго, ...,  $n$ -го полезного компонента в концентрате (или концентраты) при обогащении комплексной рудной массы;  $\beta_1', \beta_2', \dots, \beta_n'$  — содержание соответственно первого, второго, ...,  $n$ -го полезного компонента в концентрате;  $\epsilon_{M1}', \epsilon_{M2}', \dots, \epsilon_{Mn}'$  — коэффициент извлечения при металлургическом переделе рудной массы соответственно первого, второго, ...,  $n$ -го полезного компонента.

Причем зависимости типа  $\epsilon_0 = \phi(\Gamma_{см})$  или  $\beta = F(\Gamma_{см})$  устанавливаются первоначально в графической форме (рис. 1 и 2) на основе обработки статистических данных переработки смешанной рудной массы на обогатительной фабрике (или металлургическом заводе) или данных специально поставленных экспериментальных работ по переработке смешанной рудной массы. Полученные зависимости могут быть (в допустимых пределах) экстраполированы и аппроксимированы.

В тех случаях, если по тем или иным организационным причинам не представляется возможным установить графические (или аналитические) зависимости типа  $\epsilon_0 = \phi(\Gamma_{см})$  и  $\beta = F(\Gamma_{см})$ , можно (с допустимой степенью погрешности исходных данных) ограничиться величинами  $\epsilon_0, \beta$  или  $\epsilon_M$  и  $\beta_M$ , установленных для отдельной переработки каждого типа руды и для переработки рудной массы одного-двух или трех уровней ее смешивания.

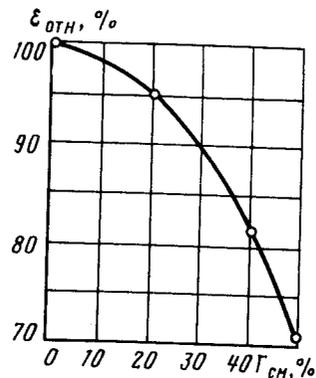


Рис. 1. График зависимости коэффициента извлечения полезного компонента в концентрат  $\epsilon_{отн}$  от коэффициента смешивания двух типов руд  $\Gamma_{см}$

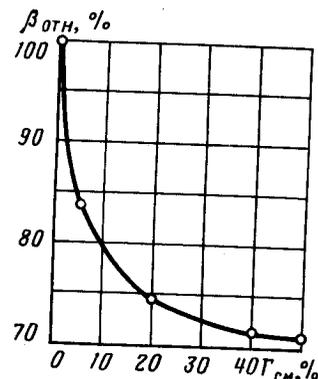


Рис. 2. График зависимости содержания полезного компонента в концентрате,  $\beta_{отн}$  от коэффициента смешивания двух типов руд  $\Gamma_{см}$

Величина коэффициента смешивания типов или сортов руд определяется по формуле  $\Gamma_{см} = \Delta A/D$ , где  $\Delta A$  — количество руды другого типа или сорта, примешавшейся к исходной руде;  $D$  — количество добытой рудной массы (смешанной рудной массы).

2. При количественных последствиях переработки смешанной рудной массы устанавливаются зависимости типа  $\epsilon_0 = \phi(\Gamma_{см})$  или  $\epsilon_M = \phi_M(\Gamma_{см})$ , и только при качественных последствиях — зависимости типа  $\beta = F(\Gamma_{см})$  или  $\beta_M = F_M(\Gamma_{см})$ .

3. На основе полученных зависимостей данного типа устанавливаются величины количественных и качественных потерь при обогащении или металлургической переработке, вызванных переработкой смешанной рудной массы.

Количественные потери можно оценить как непосредственно через абсолютное количество потерянных полезных компонентов (металлов)  $\Delta M$ , так и относительно — через коэффициент количественных потерь при переработке  $k_n$ .

Абсолютные потери полезного компонента ( $\Delta M$ ) определяются с использованием следующих расчетных зависимостей.

1. Для мономинеральных руд: при обогащении

$$\Delta M_0 = D(a\epsilon_0 - a'\epsilon_0');$$

при металлургическом переделе руды

$$\Delta M_M = D(a\epsilon_M - a'\epsilon_M').$$

2. Для комплексных руд:

а) по отдельным полезным компонентам при обогащении рудной массы

$$\Delta M_{01} = D(a_1\epsilon_{01} - a_1'\epsilon_{01}');$$

$$\Delta M_{02} = D(a_2\epsilon_{02} - a_2'\epsilon_{02}');$$

$$\dots$$

$$\Delta M_{0n} = D(a_n\epsilon_{0n} - a_n'\epsilon_{0n}');$$

при металлургическом переделе рудной массы

$$\Delta M_{M1} = D(a_1\epsilon_{M1} - a_1'\epsilon_{M1}');$$

$$\Delta M_{M2} = D(a_2\epsilon_{M2} - a_2'\epsilon_{M2}');$$

$$\dots$$

$$\Delta M_{Mn} = D(a_n\epsilon_{Mn} - a_n'\epsilon_{Mn}');$$

б) по сумме полезных компонентов при обогащении

$$\Sigma \Delta \bar{M}_0 = \frac{\sum_1^n \Delta M_{0i} C_{0i}}{\sum_1^n C_{0i}};$$

при металлургическом переделе

$$\Sigma \Delta M_M = \frac{\sum_1^n \Delta M_{Mi} \zeta_{Mi}}{\sum_1^n \zeta_{Mi}}$$

где  $a$  — среднее содержание полезного компонента (металла) в добытой мономинеральной руде определенного типа или сорта;  $a_1, a_2, \dots, a_n$  — среднее содержание соответственно первого, второго, ...,  $n$ -го полезного компонента в добытой комплексной руде определенного типа или сорта;  $a'_1, a'_2, \dots, a'_n$  — то же, но в добытой комплексной рудной массе, представляющей собой смесь одного типа с другим;  $a'$  — среднее содержание полезного компонента (металла) в добытой мономинеральной рудной массе, являющейся смесью одного типа с другим.

Относительные потери, или коэффициент количественных потерь при переработке смешанной рудной массы  $k_n$  определяется с использованием следующих расчетных зависимостей.

1. Для мономинеральных руд: при обогащении

$$k_{п.о} = \frac{a' \epsilon_0'}{a \epsilon_0};$$

при металлургическом переделе

$$k_{п.м} = 1 - \frac{a' \epsilon'_m}{a \epsilon_m}.$$

2. Для комплексных руд:

а) по отдельным полезным компонентам (металлам): при обогащении

$$k_{п.о1} = \frac{a'_1 \epsilon_{01}'}{a_1 \epsilon_{01}};$$

$$k_{п.о2} = 1 - \frac{a'_1 \epsilon_{02}'}{a_2 \epsilon_{02}};$$

.....

$$k_{п.он} = 1 - \frac{a'_n \epsilon_{on}'}{a_n \epsilon_{on}};$$

при металлургическом переделе руды

б) по сумме полезных компонентов (металлов): при обогащении

$$\Sigma k_{п.о} = \frac{\sum_1^n k_{п.оi} \zeta_{oi}}{\sum_1^n \zeta_{oi}};$$

при металлургическом переделе

$$\Sigma k_{п.м} = \frac{\sum_1^n k_{п.ми} \zeta_{mi}}{\sum_1^n \zeta_{mi}},$$

где  $\zeta_{oi}$  — цена  $i$ -го полезного компонента (металла) в концентрате;  $n$  — количество полезных компонентов, извлекаемых из рудной массы в концентрат;  $\zeta_{mi}$  — цена  $i$ -го полезного компонента (металла) в продукции металлургической переработки рудной массы.

Количественные потери, обусловленные переработкой смешанной рудной массы, целесообразно, удобно и надежно оценивать с помощью коэффициента (коэффициентов) снижения качества продукции обогащения (концентрата) или металлургического передела ( $k_{к.о}$  или  $k_{к.м}$ ).

1. В условиях переработки мономинеральных руд величина коэффициента снижения качества: при обогащении

$$k_o = 1 - \frac{\beta'}{\beta};$$

при металлургическом переделе

$$k_{к.м} = 1 - \frac{\beta'_m}{\beta_m}.$$

2. В условиях переработки комплексных руд:

а) по отдельным полезным компонентам: при обогащении

$$k_{к.о1} = 1 - \frac{\beta'_1}{\beta_1};$$

$$k_{к.о2} = 1 - \frac{\beta'_2}{\beta_2};$$

.....

$$k_{к.он} = \frac{\beta'_n}{\beta_n};$$

при металлургическом переделе

$$k_{к.м1} = 1 - \frac{\beta'_{m1}}{\beta_{m1}};$$

$$k_{к.м2} = 1 - \frac{\beta'_{m2}}{\beta_{m2}};$$

.....

$$k_{к.м.п} = 1 - \frac{\beta'_{мп}}{\beta_{мп}};$$

б) по сумме полезных компонентов:  
при обогащении рудной массы

$$\Sigma k_{к.о} = \frac{\sum_1^n k_{к.о.i} C_{оi}}{\sum_1^n C_{оi}};$$

при металлургическом переделе

$$\Sigma k_{к.м} = \frac{\sum_1^n k_{к.м.i} C_{ми}}{\sum_1^n C_{оi}}.$$

В условиях разработки ряда месторождений полезных ископаемых, в значительной части представленных сульфидными и смешанными рудами (что особенно характерно для полиметаллических месторождений и месторождений медно-молибденовых руд), необходимо учитывать снижение качества добытого полезного ископаемого вследствие его окисления или выщелачивания.

Окисление руды приводит к существенному снижению уровня извлечения в концентрат, а в некоторых случаях его качества из-за изменения минералогического состава и сокращения содержания в нем главным образом основного полезного ископаемого. Выщелачивание руды приводит в основном к ее обеднению и вследствие этого — к снижению уровня извлечения основного полезного компонента при обогащении.

В методическом отношении оценка потерь, происходящих в процессе обогащения руды, подвергшейся окислению или выщелачиванию при ее добыче, принципиально не отличается от оценки потерь при обогащении рудной массы вследствие смешивания различных типов и сортов руд. Здесь также первоначально устанавливаются аналогичные зависимости типа

$$\epsilon_0' = \phi(k_{ок}) \text{ и } \beta' = F(k_{ок})$$

или

$$\epsilon_0' = \varphi(k_{щ}) \text{ и } \beta' = \varphi(k_{щ}),$$

где  $k_{ок}$  — коэффициент окисления руды при ее добыче и складировании;  $k_{щ}$  — коэффициент выщелачивания руды.

При этом  $k_{ок} = \frac{\Delta C_{ф}}{C_{ф}}$  или  $k_{ок} = 1 - \frac{C_{ф}'}{C_{ф}}$ , где  $\Delta C_{ф}$  — уровень снижения природной сульфидности вследствие окисления руды при

ее добыче;  $C_{ф}$  — природная (первоначальная) сульфидность руды (или сульфидность руды в массиве);  $C_{ф}'$  — уровень сульфидности добытой руды;  $k_{щ} = 1 - \frac{c_{щ}}{c}$ , где  $c$  и  $c_{щ}$  — содержание полезного компонента в руде соответственно до и после ее выщелачивания.

Дальнейшие операции по установлению количественных и качественных потерь, происходящих при переработке руды вследствие ее окисления или выщелачивания, аналогичны таковым при определении потерь, обусловленных переработкой рудной массы, представляющей собой смесь различных типов или сортов руд.

Вышеприведенные особенности изменения качества руд и полноты выемки, а также их влияния на результаты переработки добытой рудной массы указывают на необходимость более широкого и вместе с тем более глубокого подхода к нормированию уровня полноты извлечения полезных ископаемых из недр и их качества, к самому нормированию как весьма сложному и ответственному процессу.

В связи с этим необходимо дать современное, наиболее точное определение понятия "нормирование уровня полноты выемки и качества добываемых полезных ископаемых".

*Нормирование* — в горнодобывающей промышленности — комплексный научно-производственный процесс, направленный на установление оптимальных (нормативных) величин показателей полноты извлечения из недр и качества добываемых полезных ископаемых в конкретных горно-геологических, технических, организационно-технологических и социально-экономических условиях их добычи и переработки на определенном отрезке времени.

*Нормативы* показателей полноты выемки и качества добываемых полезных ископаемых — объективно установленные (как правило, расчетные) величины этих показателей, используемые в нормировании, планировании и управлении производственной деятельностью горнодобывающих и перерабатывающих предприятий. Нормативы должны быть прогрессивными, т. е. отражающими современные достижения в области науки и техники, методы и средства управления и организации горного производства, передовой опыт. Прогрессивность нормативов обеспечивается также путем их систематического пересмотра в соответствии с изменением природных, материальных и экономических условий производства и труда.

*Планирование* уровня полноты выемки и качества добываемых полезных ископаемых — научно-производственный процесс установления на предстоящий период рациональных величин показателей полноты извлечения из недр и качества добываемых полезных ископаемых в определенных горно-геологических (природных), организационно-технических, технологических и социально-экономических условиях развития горных работ, добычи и переработки полезных ископаемых.

Первая стадия — установление исходных условий и формирование плана горных работ.

Вторая стадия — обоснование планового уровня показателей.

Третья (заключительная) стадия — реализация планового уровня показателей.

Структура каждой из этих составных частей общего процесса планирования может быть представлена в следующем виде.

1. Установление исходных условий и формирование плана горных работ:

при перспективном планировании — уточнение запасов полезного ископаемого в пределах обрабатываемой части карьерного поля;

выявление (на основе опережающей эксплуатационной разведки) конкретных рудных тел и условий их залегания;

установление величин исходных технико-экономических показателей эксплуатации карьера и переработки руд на планируемый период времени;

определение основных технических средств, технологии и общего порядка отработки конкретной части карьерного поля;

формирование первоначального плана горных работ.

2. Обоснование планового уровня показателей:

принятие основополагающих принципов планирования показателей полноты и качества выемки (в установленных условиях ведения добычных работ);

формирование выемочных единиц на планируемый период времени;

обоснование рациональных методов и параметров отработки этих выемочных единиц;

установление механизма и закономерностей формирования уровня полноты и качества выемки руд при данных методах отработки, а также при прогнозируемой переработке добытых руд;

формирование детального плана горных работ;

установление системы плановых показателей полноты и качества выемки руд для конкретных условий ведения горных работ;

обоснование нормативных величин этих показателей;

установление планового уровня полноты и качества выемки руд.

3. Реализация планового уровня показателей:

рассмотрение плана горных работ и установленного уровня полноты и качества выемки руд в вышестоящих организациях и ведомствах;

внесение корректив в рассмотренный план горных работ и ранее установленные величины показателей полноты и качества выемки руд;

согласование плана горных работ и величин показателей полноты и качества выемки руд с органами Госгортехнадзора СССР;

представление согласованного плана горных работ и показателей полноты и качества выемки руд в отраслевое министерство и их реализация на предприятии.

Основные принципы нормирования показателей полноты и качества выемки полезных ископаемых следующие.

Организационные. Нормирование показателей полноты и качества выемки полезных ископаемых организуется горнодобывающими предприятиями с привлечением научно-исследовательских организаций.

Установленные нормативы согласовываются с местными органами Госгортехнадзора СССР.

Контроль за соблюдением утвержденных нормативов выполняется местными органами Госгортехнадзора СССР.

Нормирование показателей полноты и качества выемки полезных ископаемых осуществляется в неразрывной связи с их учетом.

Организационно-методические. При разработке месторождения нормированию подлежат только эксплуатационные потери. Нормирование количественных и качественных потерь осуществляется исходя из конкретных горно-геологических, организационно-технологических и экономических условий разработки месторождений.

Оптимальные величины количественных и качественных потерь устанавливаются для каждого выемочного блока отдельно. При этом необходимо учитывать различие в ценности извлекаемой и теряемой части полезного ископаемого и технологические свойства разубоживающих пород.

При установлении нормативов количественных и качественных потерь руды на карьерах целесообразно учитывать возможность выделения и отдельного складирования временно некондиционной рудной массы в процессе раздельной экскаваторной выемки, т. е. выделение той части некондиционной рудной массы, содержание полезного компонента (или компонентов) в которой по своей величине является близким к браковочному (бортовому), хотя и ниже его. Это позволит обеспечить повышение полноты использования недр, поскольку при современных высоких темпах научно-технического прогресса временно некондиционная рудная масса в течение короткого промежутка времени (3—5 лет) может быть переведена в кондиционную и переработана.

Методические. При установлении (обосновании) метода нормирования необходимо учитывать различную экономическую природу количественных и качественных потерь: технологически взаимосвязанных, когда снижение потерь руды неизбежно вызывает существенное увеличение разубоживания, и наоборот; практически не зависимых друг от друга (например, потери руды от разлета кусков при взрывании).

Нормирование взаимосвязанных потерь должно осуществляться, как правило, на базе технико-экономического обоснования.

Надежность и эффективность технико-экономического обоснования при нормировании предопределяются прежде всего достоверностью установленной взаимосвязи между количественными и качественными потерями при отработке конкретной выемочной единицы и правильным выбором методической основы экономической оценки.

добытой рудной массы они, как правило, извлекаются вместе с полезными компонентами балансовых запасов руды и в дальнейшем перерабатываются.

Соотношение между истинным и видимым разубоживанием составляет  $\rho' = (\rho c) / (c - e)$ . Кроме того, истинное разубоживание определяют иногда как

$$\rho' = B/D \quad (5)$$

где  $B$  — количество примешанной при добыче породы или некондиционной руды, т, м<sup>3</sup>;  $D$  — количество добытой руды, т, м<sup>3</sup>.

Использование этого показателя возможно в качестве вспомогательного и только в тех случаях, когда в примешиваемых породах не содержатся полезные компоненты. Однако и в этом случае его применение затруднено вследствие различия плотностей руды, породы и разубоженной рудной массы.

В качестве вспомогательных иногда применяют коэффициент примешивания  $\Pi$ , равный отношению количества примешиваемых вмещающих пород к погашенным балансовым запасам, который определяется по формуле

$$\Pi = B/B, \quad (6)$$

а также коэффициент извлечения количества  $k_{\text{кол}} = D/B$ .

Из приведенных значений коэффициентов можно получить следующие взаимосвязи:

$$\begin{aligned} k_n &= k_{\text{кол}} k_k; \\ D &= B - \Pi + B = B(1 - \Pi + \Pi) = B(1 - \Pi) / 1 - \rho; \\ \rho' &= \Pi B / D = \Pi / k_{\text{кол}}. \end{aligned} \quad (7)$$

Рассмотренные выше показатели на данном отрезке времени в принципе достаточно полно характеризуют полноту и качество извлечения полезных ископаемых из недр при добыче.

Однако для более широкой, комплексной оценки производственной деятельности предприятия может быть применен коэффициент полноты использования запасов недр, представляющий собой отношение фактически полученной ценности при добыче и использовании руд к величине ценности, которую могло бы получить предприятие за тот же период, но при оптимальных технологиях и показателях добычи и переработки, а также при комплексном использовании руд. По своему содержанию это соотношение аналогично соотношению фактического и оптимального уровней количественных и качественных потерь руды [26].

В зависимости от условий эксплуатации могут быть использованы только кондиционные или некондиционные и временно некондиционные руды.

Соответственно этому коэффициент

$$\eta_s = \Sigma I_{\Phi} / \Sigma I_0 \text{ и } t_{\eta_s} = \Sigma^t I_{\Phi} / \Sigma^t I_0,$$

$$\text{причем } \Sigma^t I_{\Phi} = \Sigma I_{\Phi} + \Sigma I_{\Pi} + \Sigma^t I_{\Pi}$$

$$\text{и } \Sigma^t I_0 = \Sigma I_0 + \Sigma I_{\text{оп}} + \Sigma^t I_{\text{оп}},$$

где  $\Sigma I_{\Phi}$  — суммарная извлекаемая ценность, получаемая предприятием при добыче и переработке кондиционной рудной массы, руб.;  $\Sigma^t I_{\Phi}$  — суммарная извлекаемая ценность, получаемая при добыче и переработке кондиционной и временно некондиционной рудной массы, руб.;  $\Sigma I_0$  — суммарная извлекаемая ценность, предусмотренная проектом или при оптимальном использовании руд, руб.;  $\Sigma I_{\Pi}$  — суммарная извлекаемая ценность, получаемая при текущем использовании ранее заскладированной временно некондиционной рудной массы, руб.;  $\Sigma I_{\text{оп}}$  — суммарная приведенная извлекаемая ценность, которую предприятие предполагает получить в ближайшем будущем из фактически добытой и заскладированной временно некондиционной рудной массы, а также при оптимальных технологиях и параметрах выемки и складирования временно некондиционной рудной массы, руб.

Для комплексной оценки использования недр на стадии проектирования может быть применен коэффициент  $\eta_{\Pi}$ , представляющий собой отношение суммарной приведенной извлекаемой ценности  $\Sigma^t I_{\Pi}$ , которую должно получить предприятие (в соответствии с заложенными в проекте техникой, технологией, организацией добычи и переработки руд и степенью их комплексного использования), к суммарной приведенной извлекаемой ценности  $\Sigma^t I_{\Pi, \text{в}}$ , которую могло бы в принципе получить предприятие, если бы в проекте была заложена наиболее совершенная (для данных горно-геологических условий и рассматриваемого периода) техника, технология, организация добычи и переработки руд, а также наиболее высокая и практически возможная степень комплексного использования руд. При этом может быть экономически целесообразно использование некондиционной рудной массы (если срок существования предприятия ограничен). В соответствии с этим коэффициент

$$\eta_{\Pi} = \Sigma I_{\Pi} / \Sigma I_{\Pi, \text{в}} \text{ и } t_{\eta_{\Pi}} = \Sigma^t I_{\Pi} / \Sigma^t I_{\Pi, \text{в}},$$

$$\text{причем } \Sigma^t I_{\Pi} = \Sigma I_{\Pi} + \Sigma I_{\Pi, \text{п}} + \Sigma^t I_{\Pi, \text{п}}$$

$$\text{и } \Sigma^t I_{\Pi, \text{в}} = \Sigma I_{\Pi, \text{в}} + \Sigma I_{\Pi, \text{п, в}} + \Sigma^t I_{\Pi, \text{п, в}},$$

где  $\Sigma I_{\Pi}$ ,  $\Sigma I_{\Pi, \text{п}}$ ,  $\Sigma^t I_{\Pi, \text{п}}$ ,  $\Sigma I_{\Pi, \text{в}}$ ,  $\Sigma I_{\Pi, \text{п, в}}$ ,  $\Sigma^t I_{\Pi, \text{п, в}}$  — величины, аналогичные ранее приведенным, но установленные на стадии проектирования карьеров.

Для научно-исследовательских целей может быть использован коэффициент теоретической полноты использования недр  $\eta_{\tau}$ , идентичный по

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых с использованием карьерных экскаваторов циклического действия намечают варианты отработки с учетом условий залегания полезного ископаемого (горизонтальное или слабонаклонное, наклонное, крутопадающее). Необходимо иметь в виду различное геологическое строение выемочных участков: наличие или отсутствие четких, визуально (или с помощью специальных приборов) различимых контактов между полезным ископаемым и вмещающей породой, а также конфигурацию этих контактов. Потери при пологом залегании представляют собой объемы полезного ископаемого, теряемые при зачистке кровли и почвы уступа, а разубоживание возникает за счет примешиваемых при этом в добываемую руду объемов пород (рис. 3). При наклонном залегании потери и разубоживание можно схематично представить на разрезах в виде "треугольников" руды или породы, величина которых зависит от угла падения залежи. При крутом падении рудных тел потери и разубоживание принято схематично представлять на разрезах в виде "треугольников" теряемой руды или примешиваемой породы, которые образуются из-за несоответствия угла падения рудного тела и траектории движения ковша экскаватора при черпании. Траектория черпания ковша экскаватора фактически имеет криволинейную форму, однако для упрощения расчетов ее обычно представляют прямолинейной [6, 25].

Для сравнения при отборе вариантов необходимо учитывать тот факт, что потери и разубоживание, возникающие при отработке приконтурных зон, связаны обратно пропорциональной зависимостью, поэтому варианты должны намечаться от минимума потерь и максимума разубоживания до максимума потерь и минимума разубоживания. Однако это возможно только при установившейся технологии горных работ и неизменных параметрах применяемого оборудования. Если же это условие не соблюдается, то возможно наличие прямо пропорциональной зависимости (например, в случае применения наклонных скважин, пробуренных под углом, близким к углу падения контакта, вместо вертикальных скважин) или изменение величины только потерь (разубоживания) при сохранении допустимой величины другого показателя.

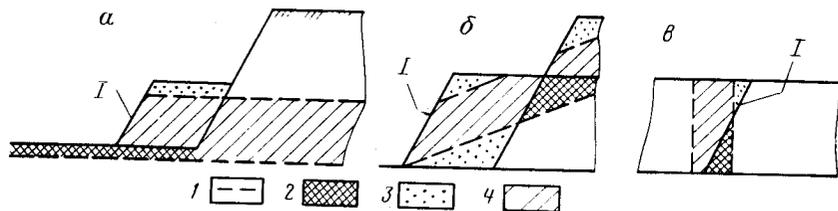


Рис. 3. Потери и разубоживание при разработке горизонтальных или слабонаклонных (а), наклонных (б) и крутопадающих (в) залежей;

1 — контакт залежи; 2 — теряемое полезное ископаемое; 3 — примешиваемая порода; 4 — руда; I — откос уступа

Вариантный способ получил широкое освещение в отраслевых инструкциях и инструкциях, разработанных применительно к району и отдельным предприятиям. Это во многом объясняется его универсальностью, простотой и доступностью. Вместе с тем он требует значительных затрат времени и труда для расчетов многочисленных вариантов, особенно на карьерах, применяющих разные виды выемочного оборудования на различных участках месторождения и при значительной изменчивости горно-геологических факторов. Кроме того, полученные с использованием этого способа значения потерь и разубоживания нельзя считать, строго говоря, оптимальными, так как между принятыми смежными вариантами может оказаться наилучший. С уменьшением трудоемкости вычислений снижается точность полученных результатов и, наоборот, желание повысить точность приводит к увеличению числа сравниваемых вариантов.

В работе [7] предложены специальные таблицы, позволяющие выбрать наилучший вариант без расчетов, однако в основу таблиц положено определение нормативов по "приконтактным треугольникам" теряемой руды и примешиваемой породы.

Метод "треугольников" пока еще широко используется и в отраслевых инструкциях. В инструкциях Министерства цветной металлургии СССР даны схемы расчетов для различных условий. В качестве примера рассмотрим схемы, приведенные на рис. 4. Для определения высоты  $h$  в "треугольниках" потерь, соответствующей оптимальному варианту, предварительно находят коэффициент  $\mu$  (по специальной методике) или рассчитывают бортовое содержание (браковочное)  $c_6$ :

$$h = H \frac{\mu \gamma_2}{\mu \gamma_2 + \gamma_1} \quad \text{или} \quad h = H \frac{(c_6 - b) \gamma_2}{(c - c_6) \gamma_1 + (c_6 - b) \gamma_2},$$

где  $H$  — высота уступа, м;  $\gamma_1$  и  $\gamma_2$  — плотность соответственно руды и породы, т/м<sup>3</sup>;  $b$  — содержание в примешиваемых породах;  $c$  — среднее содержание в блоке.

Затем по значениям углов  $\alpha$  и  $\beta$  устанавливают площади рудных  $S_n$  и породных  $S_b$  треугольников. Объем теряемой при этом руды  $\Pi_n$  определится как произведение площади треугольника  $S_n$  и длины контакта руды с породой на данном участке блока  $L$ .  $\Pi_n = S_n L$ . Поскольку коэффициент потерь в данном случае равен отношению  $\Pi_n/B$ , нормативные потери  $\Pi_n = 100 \Pi_n/B$ .

Балансовые запасы  $B$  на данном участке блока будут равны произведению площади сечения  $(BB')H$  рудного тела на данном разрезе на длину контактов на данном участке блока:  $B = (BB')HL$ . Объем примешиваемых пород  $B_b$  также определится как произведение площади треугольника  $S_b$  и величины  $L$ . Нормативная величина коэффициента

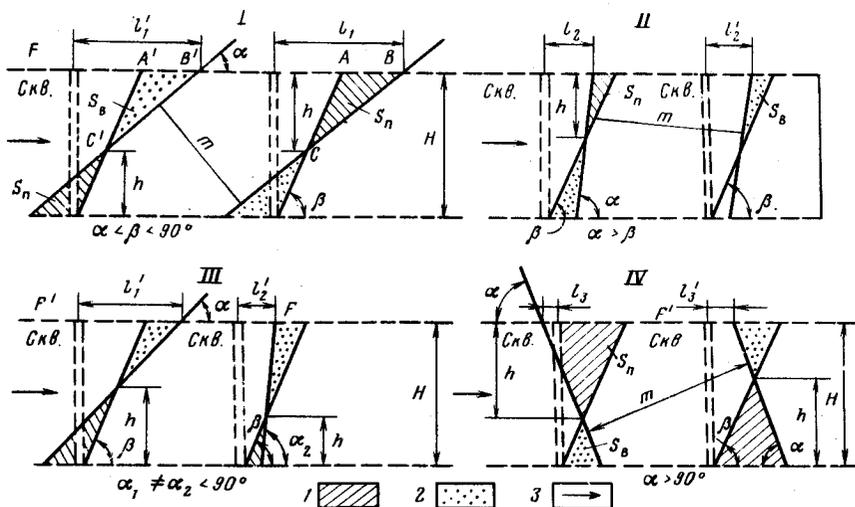


Рис. 4. Схемы для расчета нормативных потерь и разубоживания руды в приконтактных зонах по отраслевой инструкции Министерства цветной металлургии СССР:

1 — руда; 2 — порода; 3 — направление отработки уступа; I—III — схемы выемки рудного тела, залегающего под углом  $\alpha < 90^\circ$  (I —  $\alpha < \beta$ ; II —  $\alpha > \beta$ ; III —  $\alpha_1 \neq \alpha_2$ ,  $\beta$  — угол траектории ковша экскаватора при черпании), IV — схема выемки рудного тела, залегающего под углом  $\alpha > 90^\circ$

$\rho_n = 100B/D$ . Объем получаемый на данном участке блока руды  $D = B - P_n + B_n$ .

Как видно из рассматриваемых примеров, нормирование включает следующие операции.

1. На основе планов и разрезов определяют контуры горных работ, соответствующие плановой производительности карьера при условии соблюдения принятой технологии горных работ и обеспечения установленного количества подготовленных и готовых к выемке запасов.

2. Определяют длины обрабатываемых в нормируемом периоде контактов и горнотехнические условия их отработки (тип примешиваемых пород, содержание металла в теряемой руде, угол падения контакта, форма забоя).

3. Контакты группируют по типам примешиваемых пород и содержанию металла в теряемой руде. Для каждой группы рассчитывают браковочное (бортовое) содержание.

4. По зависимостям между количествами теряемой руды и примешиваемых пород при отработке контактов различными типами заходок определяют нормативные количества теряемой руды и примешиваемых пород.

5. Делением суммы нормативных количеств теряемой руды и примешиваемых пород по всем контактам в нормируемом периоде соответственно на количество погашаемых балансовых запасов и добытой рудной массы определяют нормативы потерь и разубоживания, а также другие показатели использования недр.

6. Для управления горными работами при отработке контактов с нормативными потерями и разубоживанием определяют границы выемки руды (породы) на кровле уступа.

В Министерстве по производству минеральных удобрений действуют два методических руководства: Отраслевая инструкция по экономической оценке и нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче на предприятиях Министерства химической промышленности и Отраслевая инструкция по определению и учету количественных и качественных потерь полезных ископаемых при добыче на предприятиях Министерства химической промышленности. Оба документа разработаны в 1975 г. на основании приказа по этому министерству, утверждены руководством и согласованы с Госгортехнадзором СССР. После образования Министерства по производству минеральных удобрений эти документы действуют и там. Они составлены с учетом горнотехнических и горно-геологических условий разработки месторождений всех видов горнотехнического сырья, к которым относятся апатиты, барит, сера, фосфорит и др.

Из всего многообразия месторождений фосфатных руд можно условно выделить две группы:

месторождения фосфоритов платформенного типа (Егорьевское, Полпинское, Вятско-Камское, Прибалтийского бассейна и др.);

мощные пластообразные крутопадающие месторождения, отличающиеся сложными внешней конфигурацией и внутренним строением. В них имеются включения пород или разнородных и некондиционных полезных ископаемых.

Для месторождений первой группы характерно наличие размытого волнообразного контакта пластов полезного ископаемого с разубоживающими породами, а также изменчивость качества полезного ископаемого по мощности пласта.

При разработке месторождений горно-химического сырья применяют в основном бестранспортные, транспортные и транспортно-отвальные системы. Используется различное вскрышное и добычное оборудование: драглайны с ковшами вместимостью 10–15 м<sup>3</sup>, механические лопаты с ковшами вместимостью 4–8 м<sup>3</sup>, многочерпаковые цепные и роторные экскаваторы.

При разработке крепких пород применяют буровзрывные работы или используют механические рыхлители.

Величина потерь и разубоживания изменяется в значительных пределах. На рис. 5 показана динамика их изменения за пять лет на предприятиях по добыче фосфоритов.

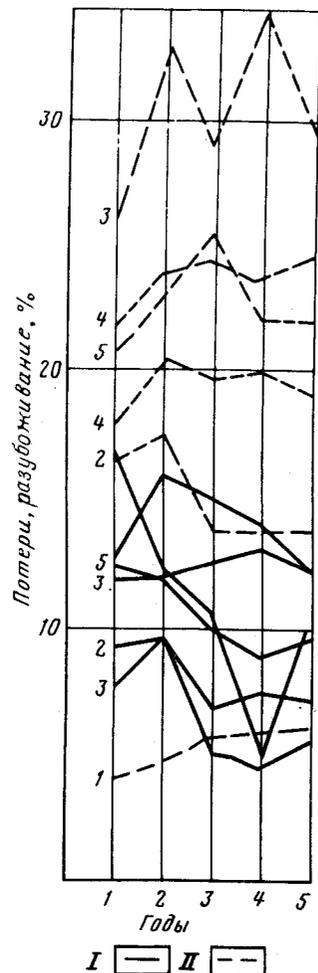


Рис. 5. Динамика изменения потерь (I) и разубоживания (II) на предприятиях по добыче фосфоритов:

1 — ПО "Фосфорит"; 2 — Подмосковский горно-химический завод; 3 — Брянский фосфоритный завод; 4 — Верхнекаемский фосфоритный рудник; 5 — Маардуский химический завод

Отраслевая инструкция по экономической оценке и нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче на предприятиях министерства химической промышленности разработана на основе ТМУ. В соответствии с этой инструкцией каждое горнодобывающее предприятие составляет Инструкцию по экономической оценке и нормированию потерь применительно к конкретным условиям и технологии разработки месторождения, которая должна быть согласована с местными органами Госгортехнадзора СССР и утверждена соответствующим производственным объединением. Нормативы потерь и разубоживания полезных ископаемых на горнодобывающих предприятиях рассчитываются согласно этим инструкциям, согласовываются с управлением округа (Госгортехнадзором союзной республики) и утверждаются министерством.

Плановые показатели потерь и разубоживания устанавливаются по карьере в целом в соответствии с планом горных работ и утвержденными нормативами.

Контроль за соблюдением этих нормативов поручен геолого-маркшейдерской службе предприятий.

При оценке экономических последствий потерь в Отраслевой инструкции по экономической оценке рекомендуется пользоваться утвержденными оптовыми ценами на конечную продукцию горно-химических предприятий, а при установлении замыкающих затрат признается целесообразность перехода на эти показатели. Выделяются народнохозяйственные (отраслевые) и хозрасчетные последствия потерь полезных ископаемых. Под народнохозяйственными экономическими последствия-

ми здесь понимается изменение затрат на получение заданного объема конечной продукции в масштабе отрасли, возникающее в результате изменения величины потерь на данном горном предприятии. Хозрасчетные последствия при этом выражают изменение величины прибыли на данном горном предприятии в расчете на единицу погашаемых балансовых запасов.

Фактор времени при сравнении вариантов не учитывается, если сроки отработки одинаковы или не превышают трех лет.

Нормативы потерь полезных ископаемых рассчитываются методом сравнения технически возможных вариантов отработки выемочного участка с различным уровнем потерь на основании их экономической оценки.

Величины потерь по вариантам определяются:

с использованием расчетных способов прогнозирования их объемов; непосредственным инструментальным замером на геолого-маркшейдерских планах и разрезах; на основе статистических данных, накопленных на этом предприятии, если нельзя применять первые два способа.

Нормированию подлежат:

потери неотбитого полезного ископаемого в приконтурных зонах, почве, лежащем боку залежи, целиках внутри выемочного участка;

потери отбитого полезного ископаемого в местах выемки на границах с вмещающими породами в подготовительных выработках, на контактах с породами или некондиционным полезным ископаемым в очистных забоях при раздельной разработке блока (участка);

разубоживание от примешивания пород или некондиционного полезного ископаемого при добыче с целью снижения потерь погашаемых балансовых запасов.

Целесообразность установления нормативов потерь в местах погрузки, разгрузки, складирования и сортировки руды, на транспортных путях определяется предприятием, ведущим разработку данного месторождения и контролируется органами Госгортехнадзора СССР.

В черной металлургии основным методическим руководством является Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР. В соответствии с ней разработаны инструкции по регионам и для отдельных горно-обогатительных комбинатов (например, НИИКМА — для карьеров Курской магнитной аномалии, ИГД МЧМ СССР — для Качканарского ГОКа и т. д.).

Нормативы потерь и разубоживания рассчитывают геолого-маркшейдерские службы предприятий совместно с научно-исследовательскими институтами. Для условий разработки крутопадающих месторождений Криворожского железорудного бассейна расчеты выполняет

НИГРИ, а для марганцевых месторождений — опорный пункт НИГРИ в г. Марганец. При этом горнодобывающие предприятия только представляют необходимую геолого-маркшейдерскую и технико-экономическую информацию. Плановые потери по согласованию с округом Госгортехнадзора и НИГРИ утверждаются отраслевым министерством в планах горных работ на год.

Изучение отраслевых инструкций выявило необходимость дальнейшего совершенствования их содержания, методических основ нормирования полноты и качества извлечения полезных ископаемых в конкретных горно-геологических и организационно-экономических условиях.

Принципы нормирования, приведенные в отраслевых инструкциях, существенно отличаются как по последовательности, так и особенно по полноте их изложения, а также по степени их значимости. Существует специфика производства горных работ и переработки (или использования) минерального сырья на предприятиях различных отраслей горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Однако имеются общие технические и организационно-технологические факторы, характерные для открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых, добываемых в виде кусковой массы (руда, уголь, большинство нерудных полезных ископаемых). В связи с этим исходные принципы нормирования должны быть едиными как по своей сути, так и по форме и последовательности изложения.

Отличаются в инструкциях и нормируемые показатели потерь и разубоживания, их типы и виды на карьерах.

В частности, в Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР в качестве единственного физико-технологического явления, приводящего к изменению (главным образом к снижению) содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, принимается разубоживание, а его количественная оценка осуществляется через показатель  $p$ , определяемый:

при снижении содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом  $a$  вследствие примешивания к нему пород, потерь обогащенной мелочи, выщелачивания полезных компонентов — по формуле (4);

при разубоживании, вызванном только примешиванием в руду вмещающих пород — по формуле (5).

В Отраслевой инструкции по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР наряду с разубоживанием, которое оценивается коэффициентом разубоживания, рассчитанным по формуле (4), вводятся еще категории "засорение руды при добыче" и "примешивание". Они оцениваются коэффициентами "засорения"  $b'$  и "примешивания"  $b$ :

$$b' = B/D \text{ и } b = B/B,$$

где  $B$  — количество погашенных балансовых запасов;  $B$  — количество примешавшихся пород.

Следует отметить, что нецелесообразно усложнять оценку изменения содержания полезных компонентов в рудах, вводя различные категории, такие, как "засорение", "примешивание" и т. д., и частичные показатели для их количественной оценки. Сложившееся на протяжении многих десятилетий в горнодобывающей промышленности понятие "разубоживание", отражающее в целом изменение (как правило, снижение) содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, необходимо и вполне достаточно для характеристики данного физико-технологического явления. Другое дело, чем вызвано (обусловлено) разубоживание как производственно-технологическое явление: примешиванием пород или забалансовых руд, потерями обогащенной мелочи или выщелачиванием полезных компонентов (компонента). В зависимости от этого несколько различными будут конкретные зависимости по определению коэффициента разубоживания  $p$ .

В Отраслевой инструкции по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче изменение качества угля характеризуется понятием "засорение угля". Ранее это явление характеризовалось понятием "разубоживание", которое является приемлемым, так как, по существу, правильно характеризует физико-технологическое явление, возникающее при добыче и приводящее к ухудшению качества любого твердого полезного ископаемого, добываемого в виде кусковой массы, вследствие примешивания вмещающих (или вмещаемых) пород или забалансового полезного ископаемого, потери части полезного компонента и его выщелачивания.

Таким образом, нет никакой необходимости в одних отраслевых инструкциях для характеристики изменения качества добытого полезного ископаемого использовать категорию "разубоживание", в других — "разубоживание" и "засорение", а в третьих — "засорение".

В отраслевых инструкциях имеются существенные отличия и в выделяемых группах, типах и видах эксплуатационных потерь и разубоживания, прежде всего — нормируемых типов и видов.

В частности, в Отраслевой инструкции Министерства цветной металлургии СССР выделяются две группы разубоживания: первичное разубоживание (при отбойке), вторичное разубоживание (при экскавации и погрузке). Такое разделение на группы (исходя их технологических процессов, при которых образуется разубоживание) вряд ли целесообразно.

Определенная последовательность в выделении нормируемых типов потерь наблюдается в Отраслевой инструкции по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче, где два типа

потерь (первый и четвертый) выделяются по месту их возникновения, а другие два — по технологическому процессу их образования.

Нет также единого подхода к выделению области рационального применения отдельных методов нормирования.

Так, в отраслевой инструкции Министерства цветной металлургии СССР отмечается, что нормативы потерь и разубоживания определяются на основе экономического сравнения технически возможных вариантов разработки. При этом выделяют расчетный и статистический методы нормирования потерь и разубоживания. Для получения исходных данных технико-экономического обоснования и расчета нормативов потерь и разубоживания руды применяют аналитический, экспериментальный, статистический методы и их сочетания.

В отраслевой инструкции Министерства черной металлургии СССР предусматривается использовать при нормировании потерь и разубоживания руды на карьерах метод вариантов и аналитический метод, а также нормировать потери и разубоживания монометаллических руд по натуральным показателям.

В отраслевой инструкции Министерства угольной промышленности СССР рассматривается по существу лишь один метод нормирования — технико-экономическое обоснование. Имеются также некоторые различия в смысловой и математической интерпретации экономических критериев оптимизации при нормировании потерь, разубоживания и засорения руды и угля.

#### § 4. Анализ мероприятий по увеличению полноты и качества выемки руды из недр на карьерах

Экономически обоснованные нормативы потерь и разубоживания внедрены или внедряются в настоящее время почти на всех крупных горнодобывающих предприятиях. В то же время, как показали результаты исследования, проведенного в цветной металлургии ВНИПИГорцветметом, на карьерах нет еще полного представления о всех тех мерах, которые необходимо предпринимать для поддержания оптимального уровня извлечения руды из недр. Рассмотрим состояние дел на конкретных карьерах.

Один из карьеров по добыче никелевой руды. Добыча руды — только в светлое время суток и в присутствии сменного геолога; зачистка кровли и почвы уступа — в рудных забоях; производство взрывных работ — вдоль контактной зоны только после тщательной очистки уступов, сбор рудных просыпей — на карьерных дорогах. Материальное стимулирование машинистов экскаваторов и их помощников. Снижение премии инженерно-техническим работникам при невыполнении плана по потерям и разубоживанию.

Ждановский карьер. Сгущение сети разведочных скважин, снижение высоты уступа, применение наклонных скважин.

Карьер "Медвежий ручей". Опережение добычных работ эксплуатационной разведкой. Добыча руды раздельным способом. Применение наклонных взрывных скважин при отработке крутопадающего рудного тела.

Черемшанский карьер. Добыча руды — преимущественно на участках с запасами категории "А" в светлое время суток и с разрешения геолога. Взрывные работы проводятся по индивидуальным проектам, перед началом добычных работ кровля уступа очищается от пород.

Карьер Алмалыкского горно-металлургического комбината. Проведение курсов по утвержденной программе с горными мастерами, машинистами экскаваторов и замерщиками на геологических работах; улучшение контроля за отработкой приконтактных зон при бурении и экскавации путем инструментальной выноски контактов на местность.

Сибайский карьер. Обеспечение экономически целесообразного расположения взрывных скважин при отработке приконтактных зон с учетом рационального соотношения "треугольников" потерь и разубоживания. Вскрытие и подготовка рудных блоков со стороны висячего бока, отработка рудных горизонтов с разделением уступов на подступы, маркшейдерская выноска границ между сортами руд на местность после проведения взрывных работ.

Карьер Учалинского горно-обогатительного комбината. Не допускается отставание вскрышных работ у рудных блоков. На пологопадающих участках висячего бока зачистка рудного тела от пород производится подступами. В приконтактной зоне производится изменение сетки скважин в соответствии с данными геолого-маркшейдерской документации. Проведение взрывных работ раздельно по руде и по породе. Зачистка рудных блоков перед взрыванием от кусков породы. Проведение взрывных работ осуществляется только после получения данных химического анализа взрывных скважин и уточнения контура рудного тела. Усреднение руд на рудных складах перед подачей на фабрику.

Кия-Шалтырский и Мазульский рудники Ачинского глиноземного комбината. Применение системы разделения потоков известняка по кондиционным условиям для глиноземного и цементного производства. Установка автоматического пробоотборника для головного опробования товарной нефелиновой руды. Применение коэффициентов к нормам выработки в геологически сложных забоях при селективной добыче известняка.

Карьер Шерловогорского горно-обогатительного комбината. Раздельная отбойка руды и породы. Взрывание рудных блоков в зажиме. Ежедневная дополнительная съемка рудных забоев. Тщательное оконтуривание рудных тел по данным опробования эксплуатационных, разведочных скважин и забойного опробования. Использование уменьшается размер квартальной премии.

ядерно-физических методов опробования. Проведение опережающего технологического опробования рудных блоков с целью исследования и отработки технологических режимов переработки.

Карьер Ярославского горно-обогатительного комбината (Приморский край). Проведение добычных работ на контактах с породами и крупными дайками со стороны висячего блока. Запрещение устройства временных съездов по взорванной руде. Бурение взрывных скважин с учетом положения и угла падения контактов между рудой и породой. Вынос на местность контактов между рудой и породой после проведения взрывных работ. Отработка рудных блоков пятиметровыми уступами. Ремонт и подсыпка внутрикарьерных дорог однотипным материалом. Загрузка автосамосвалов без перегруза.

Карьер "Восточный" Приморского горно-обогатительного комбината. Внедрение рентгенорадиометрического способа опробования взрывных скважин и товарной руды. Бурение в приконтактной зоне наклонных взрывных скважин. Проведение опытного контурного взрывания на контактах рудного тела с вмещающими породами. Запрещение очистных работ при отсутствии скважин эксплуатационной разведки по десятиметровой сетке.

Карьер Хайдарканского ртутного комбината. Внедрение ядер-

Карьер Зангезурского медно-молибденового комбината. Повышение достоверности геолого-маркшейдерской документации путем прогнозирования рудных тел и содержания компонентов, определенных по данным опробования взрывных скважин, на нижележащие горизонты. Раздельное взрывание руды и даек пород. В сложных забоях — дежурство геологов в сменах.

Карьер Карагайлинского горно-обогатительного комбината. Применение дипольного электромагнитного профилирования для уточнения контактов и рентгенорадиометрического способа определения содержания полезных компонентов по шламу взрывных скважин. Выдача некондиционных руд из приконтактных зон в специальный отвал.

Анализ и обобщение указанных мероприятий, а также показателей работы горнодобывающих предприятий других отраслей позволили выделить следующие группы мер (в соответствии с принятым на карьерах разделением обязанностей между различными службами), которые принимаются для увеличения полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр.

1. Улучшение геолого-маркшейдерского обслуживания. Изучение горно-геологического строения месторождения, морфологии рудных блоков, внедрение точных и экспрессных геофизических методов

3. Изучение технологических свойств добываемых руд с целью разработки соответствующих режимов обогащения.

4. Внедрение экономического стимулирования инженерно-технических работников различных служб и рабочих за соблюдение нормативных показателей потерь и разубоживания, а также разработку и внедрение новых технологических процессов, режимов, способов, способствующих их снижению при сохранении и улучшении экономических показателей.

Наличие большого количества различных служб и специалистов, занятых нормированием и реализацией нормативов потерь и разубоживания, обуславливает необходимость выделения единых для всех карьеров подразделений, ответственных за разработку и внедрение современных методик нормирования, мероприятий, обеспечивающих выполнение разработанных нормативов, и мер по дальнейшему повышению полноты и качества использования недр.

В настоящее время на большинстве карьеров расчетом нормативов и контролем за их выполнением занимаются геолого-маркшейдерская служба или в содружестве с ними научно-исследовательские институты. К этой работе мало привлекаются горняки-технологи, экономисты, обогатители. В результате складывается ситуация, когда технико-экономическое обоснование нормативов выполняется формально, без учета реального состояния горных работ, обогащения и экономических показателей работы карьера, транспортного цеха и обогатительной фабрики.

Вероятно, следует разделить функции разработки нормативов и контроля за их выполнением между производственно-техническими подразделениями горно-обогатительных комбинатов и карьеров и геолого-маркшейдерской службой. В этом случае производственно-техническое подразделение на основе исходных данных, представленных геологами, маркшейдерами, горняками, экономистами, обогатителями, может разрабатывать нормативы, обоснованные технически и экономически и обеспеченные всеми необходимыми условиями для их выполнения. А геолого-маркшейдерская служба сможет больше внимания уделять вопросам повышения достоверности исходной информации, учета фактических показателей потерь и разубоживания, контроля разработанных нормативов.

## ГЛАВА II

### НОРМИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУДЫ

#### § 1. Технико-экономическое нормирование

Типовыми методическими указаниями по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче четко регламентировано, что нормирование потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых осуществ-

ляется с учетом горно-геологических и экономических условий разработки месторождений и базируется на технико-экономическом обосновании рационального уровня извлечения балансовых запасов из недр. За нормативные потери и разубоживание принимается такой их уровень, который технически возможен и экономически оправдан при современном состоянии техники и технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

Нормированию, в соответствии с Единой классификацией потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений, подлежат только эксплуатационные потери, зависящие от технологии и организации работ. Нормируются потери как отбитого, так и неотбитого полезного ископаемого.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом основной объем потерь и разубоживания приходится на отработку приконтурных (приконтактных) зон, т. е. некоторой области около границы между рудной и породной частями уступа. Причем граница эта может быть четкой, визуальной или инструментально определенной, но также может быть рассчитана по данным опробования пар близлежащих скважин. Существенно меньшее значение имеет величина потерь в выработанном пространстве — при взрывании, погрузке и транспортировании. Далее в качестве примера приведены виды эксплуатационных потерь и разубоживания, их доля на одном из месторождений цветных металлов, %.

#### *Количественные потери*

Потери полезного ископаемого в массиве . . . . .	65,4
Потери отдельного (отбитого) от массива полезного ископаемого . . . . .	32,6
В том числе:	
в добычных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами . . . . .	24,5
в выработанном пространстве (от разлета при взрывании, погрузке) . . . . .	8,1

#### *Качественные потери (разубоживание)*

Разубоживание, возникающее при отделении полезного ископаемого от массива:	
вследствие оставления породы (или забалансовой руды) со стороны висячего бока рудного тела при производстве горно-подготовительных работ . . . . .	29,0
от прихвата породы со стороны лежащего бока рудного тела . . . . .	20,0
Разубоживание, возникающее при отработке взорванного массива:	
вследствие примешивания породы (или забалансовой руды) в верхней и нижней частях взорванного массива . . . . .	13,5
от разрушения частей породы со стороны лежащего бока рудного тела . . . . .	33,5
вследствие примешивания породы по откосу висячего бока . . . . .	4,0

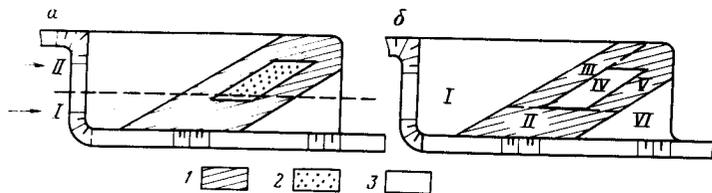


Рис. 6. Влияние вида транспорта (*а* — железнодорожного, *б* — автомобильного) на величину потерь и разубоживания:

1 — руда; 2 — некондиционная руда; 3 — порода; I—VI — порядок отработки блока

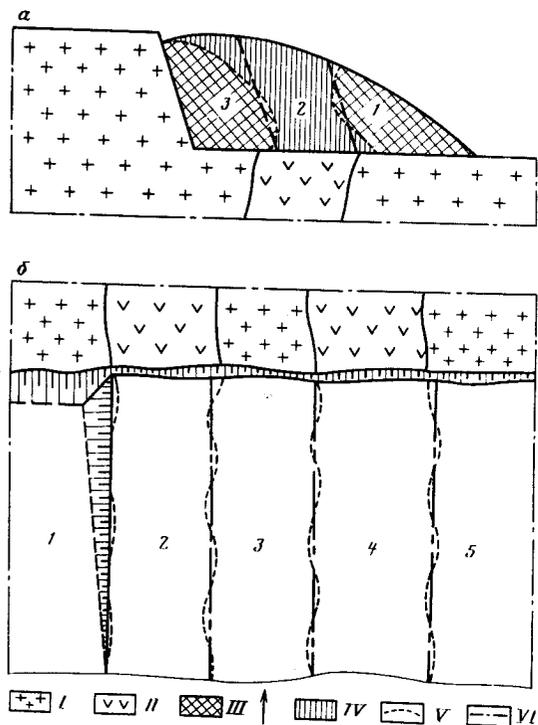


Рис. 7. Схемы экскаваторной отработки взорванного добычного блока на полную высоту уступа специальными (узкими) заходками:

*а* — продольными; *б* — поперечными; 1—5 — номера заходок; I — порода в массиве; II — руда в массиве; III — порода взорванная; IV — руда взорванная; V — контуры рудного тела после взрыва, VI — границы экскаваторных заходок (на рис. 8—10 обозначения те же)

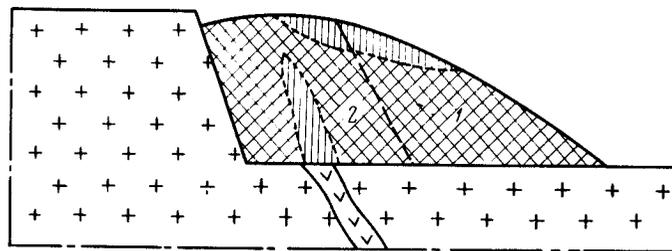


Рис. 8. Схема экскаваторной отработки взорванного добычного блока на полную высоту уступа обычными (широкими) продольными заходками (1 и 2 — номера заходок)

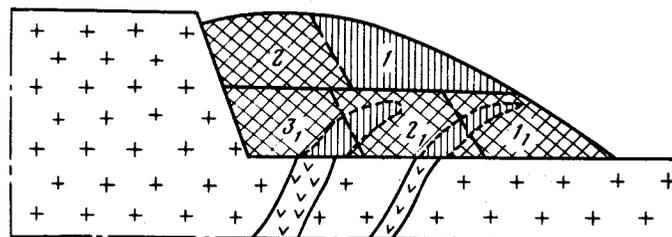


Рис. 9. Схема экскаваторной отработки взорванного блока с разделением его на два подступа и выемкой обычными заходками (1 и 2 — на верхнем подступе; 1<sub>1</sub>, 2<sub>1</sub> и 3<sub>1</sub> — на нижнем подступе)

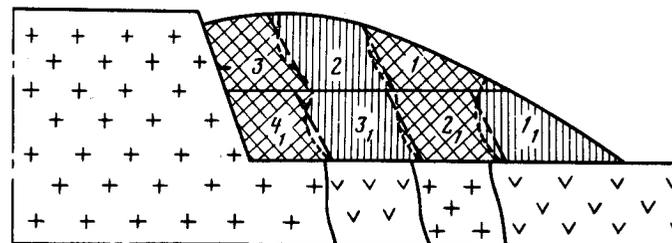


Рис. 10. Схема экскаваторной отработки взорванного блока с разделением его на два подступа и последующей выемкой специальными заходками (1, 2 и 3 — на верхнем подступе; 1<sub>1</sub>, 2<sub>1</sub>, 3<sub>1</sub> и 4<sub>1</sub> — на нижнем подступе)

Потери руды, отделенной (отбитой) от массива  $\Pi_o$ , возникающие в зонах отработки добычных блоков, перегрузок, складирования и т.д., рассчитываются как сумма потерь по видам:

$$\Pi_o = \Pi_{o.v} + \Pi_{o.n} = \Pi_{o.v1} + \Pi_{o.v2} + \Pi_{o.v3} + \Pi_{o.n1} + \Pi_{o.n2}.$$

Отдельные виды потерь отбитой руды, вследствие различной природы их образования, определяются по-разному.

Потери руды вследствие сильного перемешивания с породой при взрыве  $\Pi_{o.v.n}$ , когда вся рудная масса или ее определенная часть становится некондиционной, могут быть определены одним из следующих способов (в зависимости от конкретных организационно-технологических условий отработки добычного блока).

1. По объему балансовой руды  $V_p$  во взорванном блоке (если вся взорванная рудная масса становится некондиционной):

$$\Pi_{o.v.n} = V_p \gamma_p,$$

где  $\gamma_p$  — плотность руды,  $t/m^3$ .

2. По объему той части балансовой руды  $\Delta V_p$  в блоке, при взрывании которой образуется некондиционная рудная масса.

Причем теряемая часть руды  $\Delta V_p$  может быть установлена по разности между объемом общим балансовой руды в блоке и количеством руды  $V_{p.k}$ , вошедшей в кондиционную рудную массу, т.е.

$$\Delta V_p = V_p - V_{p.k}.$$

3. По объему некондиционной рудной массы взорванного рудного блока и степени ее разубоживания:

$$\Pi_{o.v.n} = V_{г.м} \gamma_{г.м} \frac{1}{k_p'} (1 - p'),$$

где  $V_{г.м}$  — объем некондиционной рудной массы в развале,  $m^3$ ;  $\gamma_{г.м}$  — ее плотность,  $t/m^3$ ;  $k_p'$  — коэффициент разрыхления некондиционной рудной массы взрывом;  $p'$  — средний уровень разубоживания некондиционной рудной массы.

Потери руды от разлета при взрывании  $\Pi_{o.v.p}$  обычно невелики и приближенно рассчитываются на основе планиметрического замера количества рудных кусков  $\Pi_k$ , приходящихся на единицу площади  $S_{p.n}$ , на которой разбросаны взрывом куски руды, и непосредственного определения среднего объема куска  $V_k$ :

$$\Pi_{o.v.p} \cong \Pi_k V_k S_{p.n} \gamma_p.$$

Наиболее ответственным и трудоемким является установление главных видов (по доле) потерь отбитой руды, возникающих в прикон-

турной зоне в процессе непосредственной отработки взорванного рудного блока:  $\Pi_{o.t}$ ,  $\Pi_{o.v}$ ,  $\Pi_{o.n}$ ,  $\Pi_{o.z}$ ,  $\Pi_{o.z}$ .

В основу определения этих видов потерь руды положен принцип установления доли руды  $\Delta P_j$  в смеси ее с породой, отгружаемой из приконтурной зоны добычных забоев и направляемой в отвалы пород или на склад бедных руд.

При этом доля руды  $\Delta P_j$  может быть определена планиметрически или (при возможности) фотопланиметрически, в забое или на отвале.

Планиметрическое (линейное) определение потерь взорванной руды в забое заключается в следующем:

1) экскаватором из приконтурной зоны извлекается (или управляемо обрушается) породная масса с включением теряемой руды и формируется в плоский навал на подошве уступа;

2) по данному навалу породно-рудной массы задаются линии измерений;

3) определяется длина линий, наложенных на поверхности навала,  $L_1, L_2, \dots, L_n$  и их суммарная длина  $\Sigma L_j = L_1 + L_2 + \dots + L_n$ ;

4) определяется длина отрезков измерения  $l_{p1}, l_{p2}, \dots, l_{pn}$ , занимаемых кусками руды в каждой линии измерения, и их общая длина по навалу  $\Sigma L_{pj}$ :

$$L_{p1} = l_{p1} + l_{p2} + \dots + l_{pn};$$

$$L_{p2} = l_{p1}' + l_{p2}' + \dots + l_{pn}';$$

$$L_{pn} = l_{p1}^n + l_{p2}^n + \dots + l_{pn}^n.$$

$$\Sigma L_{pj} = L_{p1} + L_{p2} + \dots + L_{pn};$$

5) вычисляется коэффициент примеси (доля руды в породной смеси)

$$\Delta p_j = \Sigma L_{pj} / \Sigma L_j; \quad (13)$$

6) устанавливается число автосамосвалов, загруженных породно-рудной смесью из навала;

7) вычисляется количество отгружаемой из навала породно-рудной смеси (в промежутке между двумя планиметрическими измерениями)

$$D_{п.рj} = Q_a N_{aj}, \quad (14)$$

где  $Q_a$  — средняя грузоподъемность автосамосвала,  $t$ ;

8) определяется количество руды, содержащейся в вывезенной из забоя породно-рудной смеси, т.е. потери руды в данном количестве породно-рудной смеси  $\Pi_{o.zj} = \Delta p_j D_{п.рj}$ ;

9) общие потери отбитой руды при экскаваторной выемке конкрет-

ного взорванного рудного блока  $P_{0.э}$  определяются как сумма отдельных порций потерь:

$$P_{0.э} = P_{0.э1} + P_{0.э2} + \dots + P_{0.эn}. \quad (15)$$

Планиметрическое (линейное) определение потерь отбитой руды на отвале заключается в следующем:

1) на верхней площадке отвала (на безопасном расстоянии от его откоса) разгружаются автосамосвалы с породно-рудной смесью, поступившей из приконтурной зоны взорванного рудного блока;

2) разгруженная на верхней площадке отвала породно-рудная смесь планируется бульдозером с образованием из нее горизонтального слоя сравнительно малой толщины  $h_c$  и площадью по поверхности  $S_c$ ;

3) по поверхности данного слоя задаются линии измерений (в принципе так же, как это делается в забое по навалу породно-рудной смеси);

4) определяется длина отдельных линий по слою  $L_1, L_2, \dots, L_n$  и их общая длина  $\Sigma L_i$ , а также длина отдельных рудных "отрезков"  $L_{p1}, L_{p2}, \dots, L_{pn}$  и их общая длина  $\Sigma L_{pi}$ ;

5) вычисляется коэффициент примешивания руды  $\Delta p_i$  по формуле (13);

6) определяется количество породно-рудной смеси  $D_{п.рi}$  в данном слое либо путем непосредственного замера его объема, либо по количеству разгруженных самосвалов, т. е. вычисляется по формуле (14);

7) определяется количество потерянной руды в данном слое на отвале по формуле (14);

8) данный слой сталкивается бульдозером под откос;

9) общие потери руды при экскаваторной выемке блока  $P_{0.э}$  определяются по формуле (15).

Потери отбитой руды в местах погрузки  $P_{0.п}$  складирования  $P_{0.с}$  и на транспортных путях  $P_{0.т}$  занимают небольшую долю в общих эксплуатационных потерях руды на карьере. В связи с этим их непосредственное определение необходимо лишь на первом этапе организации учета потерь и разубоживания руды на основе прямого метода, а на втором этапе эти виды потерь можно устанавливать статистически (не допуская завышенных потерь).

Потери руды при погрузке (за счет просыпания) рудной массы в автосамосвалы  $P_{0.п}$  рассчитывают на основе замера площади  $S_{р.пi}$  и высоты слоя  $h_{р.пi}$  просыпавшейся рудной массы:

$$P_{0.пi} = S_{р.пi} h_{р.пi} \frac{1}{k_p} (1 - p_i) \gamma_p,$$

где  $p_i$  — разубоживание отгружаемой руды, доли единицы.

Потери отбитой руды вследствие неполноты отгрузки рудной массы из забоя или со склада  $P_{0.о}$  определяются на той же методической ос-

нове, что и потери отбитой руды при погрузке, и в конечном счете вычисляются по формуле (15).

Аналогично устанавливаются потери отбитой руды при складировании  $P_{0.с}$  и транспортировании  $P_{0.т}$ . В случае малой величины этих потерь их определение может производиться так же, как и потерь руды при разлете от взрыва.

Общие потери руды при отработке конкретного рудного блока, как основной учетно-производственной единицы  $\Sigma P_i$ , определяются суммированием абсолютных величин всех видов потерь руды:

$$\Sigma P_i = P_{м.в} + P_{м.н} + P_{м.п} + P_{м.л} + P_{м.т} + P_{м.т'} + P_{о.в} + P_{о.л} + P_{о.в.п} + P_{о.в.р} + P_{о.э} + P_{о.п} + P_{о.о} + P_{о.т} k_{т.i},$$

где  $k_{т.i}$  — коэффициент, учитывающий долю потерь руды при транспортировании из  $i$ -го блока;  $P_{о.т'}$  — общие потери руды при транспортировании за определенный период времени.

При этом  $k_{т.i} = D_{р.ми} / D_{р.м}$ , где  $D_{р.ми}$  и  $D_{р.м}$  — количество рудной массы, перевезенной соответственно при выемке  $i$ -го блока и всего из добычных забоев за весь период (по отношению к которому определяются общие потери руды при транспортировании  $P_{о.т'}$ ).

Принимая за основу трактовку понятия и зависимость для определения коэффициента разубоживания, которые даются в ТМУ, авторы разработали методику установления определяющих исходных величин для основных видов разубоживания, возникающих в различных зонах выемки, перегрузки и складирования.

Сводится она главным образом к установлению величины  $B$  — количества примешавшейся породы к вынимаемому из массива (невзорванного и взорванного) полезному ископаемому, поскольку входящая в зависимость по определению коэффициента разубоживания  $p$  величина  $a$  — содержание полезного компонента (металла) в добытой рудной массе — для отдельного элемента выемки (а в большинстве случаев и для выемочной единицы в целом) достоверно и оперативно на карьерах может быть определена через параметр  $B$ .

В частности, разубоживание руды, возникающее в приконтурной зоне выемочного блока и обусловленное примешиванием породы при его формировании, имеет тесную технологическую связь с потерями руды в массиве и устанавливается через непосредственные замеры объемов породы  $V_{п}$ , включаемой в контур выемочного блока.

При этом в карьере замеряются длина  $l_{пi}$ , ширина  $b_{пi}$  и высота  $h_{пi}$  каждого породного элемента, входящего в общий объем выемочного блока, а по ним вычисляется объем породного элемента в блоке  $V_{пi}$ .

Количество разубоживающей породы в блоке  $B_i$  определяется простым расчетом:

$$\Sigma B_i = B_1 + B_2 + \dots + B_n = (V_{n1} + V_{n2} + \dots + V_{nn}) \gamma_n$$

Тогда коэффициент разубоживания руды по блоку  $\rho_n$  (если в дальнейшем не производится селективной экскаваторной выемки) определяется следующим образом:

$$\rho_n = \frac{\Sigma B_i}{V_6 \gamma_6} 100 \%,$$

где  $V_6$  — объем блока,  $\text{м}^3$ ;  $\gamma_6$  — плотность горной массы в блоке,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Разубоживание руды, возникающее в приконтурной зоне взорванного рудного блока в процессе его раздельной экскаваторной выемки, устанавливается на основе того же методического принципа, что и взаимосвязанные с ним потери отбитой руды, т.е. через установление доли породы  $\Delta B_i$  в добытой рудной массе.

При этом величина  $\Delta B_i$  устанавливается планиметрически или фотопланиметрически непосредственно в забое, на рудном складе или на обогатительной фабрике (если руда сразу поступает из забоя на переработку).

Порядок установления исходных величин планиметрическим методом при определении разубоживания в забое в принципе тот же, что и при определении потерь отбитой руды в забое.

Следовательно,  $\Delta B_i = \Sigma L_{ni} / \Sigma L_i$ , где  $\Sigma L_{ni}$  — общая длина породных интервалов по навалу добытой рудной массы. В данных условиях  $\rho_i = \Delta B_i \cdot 100$ .

Определение коэффициента разубоживания руды  $\rho_o$ , возникающей на рудном складе, осуществляется в принципе так же, как и коэффициента потерь отбитой руды т.е. линейным методом устанавливается доля породы в рудной массе  $\Delta B_i$ .

Разубоживание руды, обусловленное примешиванием породы, находящейся в почве рудного склада, рассчитывается на основе определения мощности слоя породы  $h_{c.n}$ , прихватываемого в основании откоса рудного склада при его отработке, и высоты рудного склада  $H_c$ . При этом коэффициент разубоживания  $\rho_{o.c} = 100 h_{c.n} / H_c$ .

Геометрически основные исходные величины для установления потерь и разубоживания руды на карьере целесообразно определять главным образом тогда, когда граничащие руды и породы визуально неразличимы (или слабо различимы), а внутризабойная экскаваторная селекция не применяется. В этих условиях для определения основных видов потерь руды и разубоживания используется общая геолого-маркшейдерская документация по добычному блоку, а также маркшейдерская документация, отражающая фактические границы отработки блока.

В связи с этим работа по определению потерь и разубоживания руды производится в следующем порядке:

1) по данным эксплуатационной разведки и опробования (канавного, бороздового и шламового опробования взрывных скважин) производится оконтуривание разнотипных руд и пород в массиве с нанесением их контуров на планы и разрезы выемочного блока, подготавливаемого к отработке;

2) исходя из установленных контуров выемочного блока определяются порядок, технология и параметры его взрывания, а затем границы руд и пород во взорванном блоке и порядок его экскаваторной отработки;

3) устанавливаются величины исходных данных, необходимых для расчета потерь и разубоживания руды при отработке данного блока.

Сам процесс нормирования может осуществляться на основе рассмотрения вариантов в диапазоне от минимума потерь и максимума разубоживания до максимума потерь и минимума разубоживания.

Последовательность проведения расчетов и расчетные формулы, рекомендованные ТМУ по нормированию, приведены в табл. 1.

В приложении 2 дан пример установления нормативных показателей полноты и качества выемки руды.

Расчеты вариантов по методу "треугольников" занимают много времени и все-таки дают решение, лишь приближенное к оптимуму. Так, по данным Б.Н. Байкова [6], для одного только блока необходимо сравнить 132 варианта, а для расчетов по 20 блокам потребуется 132 чел-дней. И все равно при этом возникают значительные отклонения.

Указанных недостатков лишен аналитический метод определения оптимальных коэффициентов потерь и разубоживания на 1 м протяженности контура.

Для получения формул, позволяющих находить оптимальные значения указанных коэффициентов, необходимо преобразовать выражения (18) и (8), подставив в них соответствующие значения  $C_u$  и  $C$  таким образом, чтобы получить зависимость от коэффициента потерь. Продифференцировав затем полученное выражение и приравняв первую производную к нулю, получим формулу, дающую возможность определять сразу оптимальное значение коэффициента потерь.

Общее выражение зависимости прибыли от коэффициента потерь получается в результате преобразований формулы (10):

$$C_u = 0,01c C_o I k_n$$

Подставляя в формулу (1) значения величин  $a$  и  $L$ , из формул (16) и (6) получим

$$k_n = \frac{\frac{B}{D} \cdot (c - cn + \frac{bB}{B}) D}{Bc} = 1 - n + \frac{bB}{Bc}$$

$$B = \left( \frac{H}{\sqrt{2 \operatorname{tg} \alpha}} - \sqrt{\frac{nB}{\gamma_p}} \right)^2 \gamma_p,$$

где  $B = B_V \gamma_n$ ;  $B_V = \left( \frac{H}{\sqrt{2 \operatorname{tg} \alpha}} - \sqrt{P_0} \right)^2$ ;  $P_0 = P/\gamma_p$ ,

$$n_{yt} = (C_T - 0,01 C_0 И b)^2 H^2 \gamma_n / 2B \operatorname{tg} \alpha (c - b)^2 (0,01 C_0 И)^2 \gamma_p. \quad (20)$$

В формулах, приведенных в ТМУ [25], величина  $B$  выражает балансовые запасы блока в целом. Так как в нашей методике рассчитываются потери на 1 м контакта, то и балансовые запасы необходимо привести к 1 м контакта, а это можно сделать, используя показатель сложности  $\psi$  из соотношения  $B/L = H/\psi$ . Подставляя в формулы (19) и (20) вместо  $B$  показатель  $\psi$ , получим значение коэффициента потерь на 1 м контакта  $n_{yt}$  для любого угла наклона контакта  $\beta$ :

$$n_{yt} = \frac{(C_T - 0,01 C_0 И b)^2 H \psi}{\frac{2 \gamma_p \sin \beta \sin \alpha}{\gamma_n \sin(\pm \beta \mp \alpha)} (c - b)^2 (0,01 C_0 И)^2}; \quad (21)$$

в частности, для угла  $90^\circ$

$$n_{yt} = (C_T - 0,01 C_0 И b)^2 H \gamma_n \psi / 2 \gamma_p \operatorname{tg} \alpha (c - b)^2 (0,01 C_0 И)^2. \quad (22)$$

Значение коэффициента разубоживания получается подстановкой в формулу (4) значения содержания в добытой руде  $a$ , выраженного через коэффициент потерь  $n_{yt}$ .

Для блоков II типа

$$P_{yt} = \frac{\left( \frac{H}{\sqrt{2 \operatorname{tg} \alpha}} - \sqrt{\frac{nB}{\gamma_p}} \right)^2 \gamma_n}{B(1-n) + \left( \frac{H}{\sqrt{2 \operatorname{tg} \alpha}} - \sqrt{\frac{nB}{\gamma_p}} \right)^2 \gamma_n}.$$

Для блоков I типа

$$P_{yt} = \frac{\left( \frac{H}{\sqrt{\frac{2 \sin \beta \sin \alpha}{\sin(\pm \beta \mp \alpha)}}} - \sqrt{\frac{nB}{\gamma_p}} \right)^2 \gamma_n}{B(1-n) + \left( \frac{H}{\sqrt{\frac{2 \sin \beta \sin \alpha}{\sin(\pm \beta \mp \alpha)}}} - \sqrt{\frac{nB}{\gamma_p}} \right)^2 \gamma_n}.$$

Сравнение результатов расчетов по вариантному методу и по предложенному аналитическому приведено в приложении 3.

Величину разубоживания можно также определить графически (рис. 11, б), зная величину потерь и показатель сложности.

Для эксплуатационного блока в целом нормативы потерь  $n_H$  и разубоживания  $\rho_H$  рассчитываются по формулам

$$n_H = \frac{\sum_{t=1}^T n_{yt} L_t}{\sum_{t=1}^T L_t};$$

$$\rho_H = \frac{\sum_{t=1}^T P_{yt} L_t}{\sum_{t=1}^T L_t},$$

где  $T$  — общее количество участков с длиной контакта в блоке  $L_t$ .

Пример расчета по предлагаемой методике приведен в приложении 3.

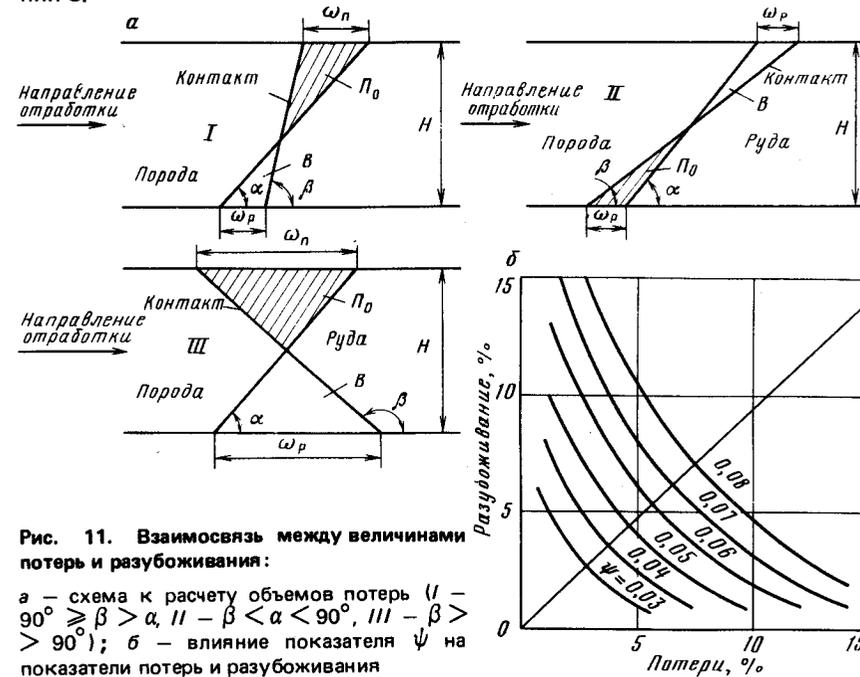


Рис. 11. Взаимосвязь между величинами потерь и разубоживания:

а — схема к расчету объемов потерь (I —  $90^\circ \geq \beta > \alpha$ , II —  $\beta < \alpha < 90^\circ$ , III —  $\beta > 90^\circ$ ); б — влияние показателя  $\psi$  на показатели потерь и разубоживания

Если затраты на геологоразведочные работы  $Z_p$  учтены в оптовых ценах (или замыкающих затратах) на данное полезное ископаемое, но не учтены в затратах  $C$  или, наоборот, учтены в затратах  $C$ , но не учтены в оптовых ценах (замыкающих затратах), то формула (8) прибыли (дифференциальной горной ренты) примет вид

$$P_p(R) = C_{и} - C \pm Z_p. \quad (23)$$

Здесь величина  $Z_p$  принимает положительное значение, если затраты на разведку учтены в затратах  $C$ , и отрицательное, если они учтены в оптовых ценах (замыкающих затратах). Величину затрат на разведку 1 т балансовых запасов можно определять посредством коэффициента  $\rho$ , учитывающего долю затрат на геологоразведочные работы в оптовых ценах:  $Z_p = C_{б\rho}$  [31].

В этом случае формула (23) примет вид

$$P_p = C_{и} - C - Z_p = C_{б}(Ик_{н} - \rho) - C,$$

где  $\rho = 0,08-0,12$  долей единицы в зависимости от вида полезного ископаемого.

Если затраты на разведку учитываются в общих затратах  $C$ , то величина  $Z_p$  принимается равной установленной плате за 1 т металла в недрах  $\Pi$ . В этом случае формула (23) примет вид

$$P_p = C_{и} - C + c\Pi_{м.н}c(C_{о}Ик_{н} + \Pi_{м.н}) - C.$$

Практическая реализация полученных оптимальных значений потерь и разубоживания возможна при вынесении на местность границы выемки, отстоящей от геологической границы между рудой и породой на расстоянии  $\omega_p$  или  $\omega_n$  (см. рис. 11, а) в зависимости от направления отработки — от руды к породе  $\omega_p$ ; от породы к руде  $\omega_n$ :

для контактов II типа

$$\omega_p = \sqrt{2\Pi_{yt} \frac{H}{\psi \operatorname{tg} \alpha}}; \quad \omega_n = \frac{H}{\operatorname{tg} \alpha} - \omega_p, \quad (24)$$

для контактов I типа

$$\omega_p = \sqrt{\frac{2\Pi_{yt} H \sin \beta \sin \alpha}{\psi \sin (\pm \beta \mp \alpha)}}.$$

Величина  $\omega_n$  определяется по той же формуле, что и для контактов I типа.

Сначала границы выемки наносятся на сортовой план, определяют места установки специальных вешек и их координаты. Затем эти ко-

ординаты выносятся в натуру и служат машинисту экскаватора ориентирами для разделения всей массы зоны контакта на руду и породу.

Такой способ реализации полученных нормативов возможен при многорядном взрывании и взрывании в зажиме, когда хорошо сохраняется структура массива. При однорядном взрывании (в настоящее время практически не применяется на крупных карьерах) лучше применять раздельное взрывание.

При наличии на месторождении надежного и экспрессного метода определения содержания полезных компонентов в забое или ковше экскаватора им также можно пользоваться для определения границы выемки с оптимальными значениями потерь и разубоживания.

Для доказательства этого положения приведем следующие расчеты относительно контактов (ТК) I типа.

На рис. 12 содержание полезного компонента в слое  $AOM$  определяется из соотношения

$$a' = \frac{\overline{AO}b + \overline{OM}c}{\overline{AM}},$$

где  $c$  и  $b$  — среднее содержание соответственно в руде и примешиваемой породе.

Выражая  $\overline{OM}$  и  $\overline{AO}$  через  $\omega_n$ , получим

$$\overline{OM} = \frac{\omega_n}{\cos \alpha};$$

$$\overline{AO} = \frac{H}{\sin \alpha} - \frac{\omega_n}{\cos \alpha},$$

откуда

$$a' = \frac{\left(\frac{H}{\sin \alpha} - \frac{\omega_n}{\cos \alpha}\right)b + \frac{\omega_n}{\cos \alpha}c}{\frac{H}{\sin \alpha} - \frac{\omega_n}{\cos \alpha} + \frac{\omega_p}{\cos \alpha}} = b + \frac{\omega_n \operatorname{tg} \alpha}{H} (c - b). \quad (25)$$

Подставляя в формулу (24) выражение (22), получим

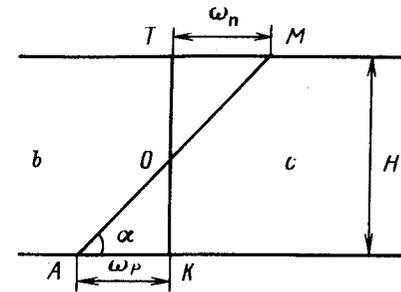


Рис. 12. Схема к определению величины предельного содержания полезного ископаемого в ковше экскаватора

$$\omega_n = \sqrt{\frac{H^2 (C_T - 0,01 C_{OI} b)}{\operatorname{tg}^2 \alpha (c - b)^2 (0,01 C_{OI})^2}} = \frac{H (C_T - 0,01 C_{OI} b)}{\operatorname{tg} \alpha (c - b) (0,01 C_{OI})}$$

Подставляя полученное выражение в формулу (25), получим

$$a' = b + \frac{\operatorname{tg} \alpha H (C_T - 0,01 C_{OI} b)}{H \operatorname{tg} \alpha (c - b) 0,01 C_{OI}} (c - b) = \frac{C_T}{0,01 C_{OI}} \quad (26)$$

Из формулы (26) видно, что граничное содержание полезных компонентов в добываемой руде не зависит непосредственно от параметров отработки блока и горно-геологических условий. Их действие проявляется косвенно, через себестоимость добычи и переработки руды, а величина себестоимости, как цена и извлечение при обогащении на стадии эксплуатации месторождения, достаточно хорошо известно. Поэтому при имеющемся на предприятии экспрессном и надежном методе определения содержания металла в забое или ковше экскаватора лучше рассчитывать его значение по формуле (25) и пользоваться им для контроля качества руды.

Аналогичную формулу предлагают использовать и в работе [30], где указывается, что если известна функциональная зависимость  $k_k = f(a)$ , то уровень экономически целесообразного извлечения руды можно установить по величине предельного содержания полезного компонента в добытом полезном ископаемом:

$$a = \frac{C_D + C_{TP} + C_{пер}}{0,01 C_{OI}}$$

Оставшаяся неизвлеченной часть потерянных запасов относится к категории нормируемых потерь.

В расчетах по формулам учитываются только затраты на добычу  $C_D$ , транспортирование  $C_{TP}$  и переработку  $C_{пер}$  потерянных запасов.

К технико-экономическому нормированию можно отнести также метод, разработанный ВНИИПРОЗолото. Данный метод можно использовать в том случае, если на горнодобывающем предприятии имеется научно обоснованное значение браковочного содержания металла в рудной массе в ковше экскаватора.

Нормативная величина разубоживания  $\rho_n$  при общей ширине вынимаемой полосы по границе "руда — порода", равной ширине ковша экскаваторов, пропорциональна мощности слоя разубоживания пород  $\omega_p$ , попадающих в руду, а величина потерь  $\eta_n$  пропорциональна мощности слоя потерянной руды  $\omega_n$ , попадающей в породу. Величины  $\omega_n$  и  $\omega_p$  рассчитываются из того, что среднее содержание металла в рудной массе в ковше экскаватора при отработке контактной зоны должно быть равно браковочному содержанию  $c_{\min}$ :

$$\omega = \pm \sqrt{\frac{c - c_{\min}}{c - b}}$$

Положительное значение  $\omega$  определяет ширину полосы разубоживающих масс  $\omega_p$ , попадающих в руду, отрицательное значение  $\omega$  — ширину полосы руды, попадающей в породу  $\omega_n$ .

Нормативные показатели потерь и разубоживания следующие:

$$\eta_n = \gamma_p L_K^n \omega_n H \cdot 100 / \gamma_p S_p H = L_K^n \omega_n \cdot 100 / S_p;$$

$$\rho_n = \gamma_n L_K^p \omega_p \cdot 100 / (\gamma_p S_p + \gamma_n L_K^p \omega_p - \gamma_p L_K^n \omega_n),$$

где  $\gamma_p$  и  $\gamma_n$  — средняя плотность соответственно руд и пород,  $\text{т/м}^3$ ;  $S_p$  — площадь сечения рудного тела,  $\text{м}^2$ ;  $L_K^n$  и  $L_K^p$  — длины контактов, по которым происходят соответственно потери и разубоживание руды, м, или

$$\eta_n = S_{TP} \cdot 100 / S_p;$$

$$\rho_n = \gamma_n S_n \cdot 100 / (\gamma_p S_p + \gamma_n S_n - \gamma_p S_{TP}),$$

где  $S_n = L_K^p \omega_p$  и  $S_p = L_K^n \omega_n$  — площади прихватываемых разубоживающих пород и теряемой руды.

Расчет нормативных потерь и разубоживания производится по следующей схеме.

1. По данным опробования взрывных скважин составляется сортовой план промышленного блока и определяется суммарная площадь рудных тел в пределах блока.

2. Из сравнения данных содержаний по парам близлежащих скважин в контуре рудного тела  $c$  и за его контуром  $b$  определяются величины  $\omega_n$  и  $\omega_p$ .

3. По вычисленным значениям  $\omega_n$  и  $\omega_p$  отстраивается контур выемки рудного тела.

4. По остроенному контуру выемки рудного тела определяются  $S_{TP}$  и  $S_n$ .

5. Определяются нормативные показатели потерь  $\eta_n$  и разубоживания  $\rho_n$ .

## § 2. Статистическое и опытное нормирование

Статистическим методом, как показали экспериментальные исследования на карьерах, могут быть установлены нормативы потерь, доля которых невелика. Это потери руды:

за счет разброса при взрывании — устанавливаются на основе фактических данных предприятия или специально поставленных экспериментальных работ. Например, на карьерах Средней Азии, где применяют автомобильный транспорт, потери руды данного вида составляют обычно 0,1–0,3 %;

при транспортировании рудной массы  $\Pi_T$ , которые можно определить по формуле  $\Pi_T = k_T \Delta (1 - p)$ , где  $k_T$  — коэффициент потерь рудной массы при ее транспортировании (величина  $k_T$ , выявленная на основе опытных работ, равна 0,0007—0,001; обычно уровень потерь руды при транспортировании в автосамосвалах составляет 0,1—0,2 %);

при погрузке  $\Pi_n$ , абсолютная величина которых может быть рассчитана по формуле  $\Pi_n = k_n \Delta (1 - p)$ , где  $k_n$  — коэффициент потерь рудной массы при погрузке, найденный опытным путем (в условиях вышеуказанных карьеров  $k_n \approx 0,0001—0,003$ ).

Разубоживание руды (засорение или степень смешивания типов) вследствие прихвата породы (или руды другого типа) при зачистке подошвы забоя  $P_3$  и в кровле уступа  $P_T$  можно определить в конечном счете по формуле

$$P_3 (P_T) = B_n L_6 h_n \gamma_n \cdot 100 / \Delta k_p,$$

где  $B_n$  и  $L_6$  — соответственно ширина зоны зачистки и длина рудного блока, м;  $h_n$  — высота слоя прихватываемой породы при зачистке подошвы уступа или породного слоя в кровле уступа, м.

Аналогично могут быть определены потери в местах разгрузки и складирования.

Для сопоставления величины потерь полученных по разным методикам, можно рассмотреть определение потерь и разубоживания руды при взрывных работах в тех случаях, когда потери руды образуются за счет рудной массы, отброшенной за пределы развала на породный участок уступа [19].

Параллельно уступу взорванная рудная масса обычно распределяется приблизительно равномерно. В перпендикулярном направлении ее количество уменьшается по мере удаления от взрывного блока. Для установления объема руды, теряемой на породной части нижележащего уступа, необходимо сначала определить зависимость между количеством руды, приходящейся на  $1 \text{ м}^2$ ,  $t$  и расстоянием до блока  $l$ .

Для установления зависимости  $t = f(l)$  на подошве уступа перед взрывом через каждые 10 м по нормали к простиранию блока выставляются пикеты: первый на расстоянии средней ширины развала, последний — в 100 м от нижней бровки уступа (рис. 13). Квадрат площадью  $1 \text{ м}^2$  вокруг каждого пикета тщательно зачищается. После взрыва рудная масса, попавшая в контуры квадрата, взвешивается.

Установив зависимость  $t = f(l)$ , определяют количество потерянной руды при взрывании одной заходки, приходящейся на единицу длины обрабатываемого участка  $\Delta T$ , по формуле

$$\Delta T = \int_g^L t dl,$$

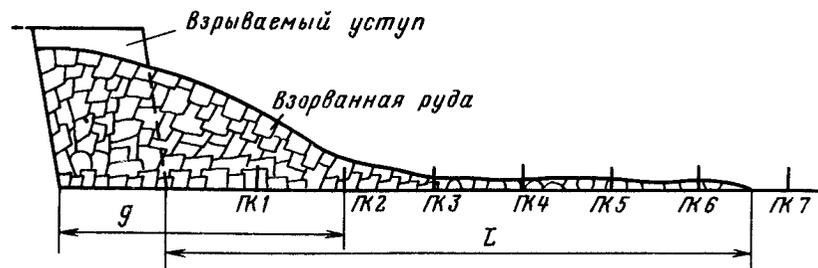


Рис. 13. Схема расстановки пикетов

где  $g$  — ширина развала, м;  $L$  — максимальная дальность разлета кусков, м.

В общем виде количество рудной массы, теряемое при взрывании одной заходки,  $T_i = L_n \Delta T$ , где  $L_n$  — длина породной части уступа, на котором размещается взорванная масса.

Общее количество потерянной рудной массы по карьере на планируемый период определяется суммированием количества рудной массы, потерянной за данный период по всем отработанным блокам:

$$T = \sum_{i=1}^n T_i.$$

Для определения потерь были проведены экспериментальные работы на гор. 670 м при взрывании блока № 70 для экскаватора № 1 на Главном участке Сорского горно-обогатительного комбината.

Первый пикет был выставлен на расстоянии 20 м от нижней бровки уступа, последующие — через 10 м. Всего было выставлено восемь пикетов. Площадки размером  $2 \times 2$  м вокруг каждого пикета зачищались. В качестве пикетов применялись стальные прутки высотой 200 мм и диаметром 14 мм. Развал породы заканчивался посередине между первым и вторым пикетами.

После взрыва около пикета (со второго по восьмой) с площадки размером  $1 \times 1$  м были собраны попавшие туда куски руды. Собранная рудная масса взвешивалась на весах в ОТК обогатительной фабрики. В результате был построен график распределения разбросанной рудной массы в зависимости от расстояния до взрывного блока (рис. 14).

После отработки результатов была найдена аналитическая зависимость количества рудной массы, теряемой на  $1 \text{ м}^2$  зоны разброса ( $y = P$ ), от расстояния до взрываемого блока ( $x = l$ ) по программе, в основу которой был положен метод аппроксимации с помощью наименьших квадратов:

$$y = 4566,11/x^2 + 48,26/x - 1,08.$$

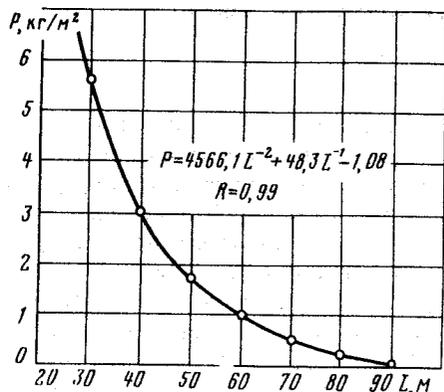


Рис. 14. График зависимости массы терпящей руды  $P$  от расстояния до взрывного блока  $L$

Для этого многочлена среднее квадратичное отклонение  $\sigma = 3,08 \times 10^{-2}$  (при  $y$  среднее 1,73). Коэффициент корреляции  $R = 9,93 \cdot 10^{-1}$ .

Для определений рудной массы, приходящейся на 1 м простирания блока, интеграл

$$\int y(x) dx,$$

25

где за  $y(x)$  был взят ранее найденный многочлен

$$\int (4566,11/x^2 + 48,26/x - 1,08) dx,$$

25

просчитан по стандартной программе, в основу которой положен метод Симпсона. Результат счета (с точностью  $\epsilon = 0,1$ ) составил  $113,6 + 9,5 = 123,1$ .

Таким образом, при взрывании одной заходки на 1 м по простиранию уступа теряется 123 кг рудной массы.

В участке блока шириной 70 м на 1 м простирания уступа при высоте 10 м содержится 1855 т руды. В этом случае коэффициент потерь

$$n = \Delta T \cdot 100/B = 123 \cdot 100/185\,500 = 0,066 \%$$

Такая величина потерь позволяет сделать вывод о том, что нормировать отдельно расчетным методом потери от разлета руды при взрывных работах не следует. Достаточно их величину определять статистическим методом.

### § 3. Принципы формирования эксплуатационных блоков

#### Оценка сложности строения выемочных блоков

В ТМУ по нормированию потерь указывается, что при эксплуатации месторождений разрабатываются залежи самой разнообразной формы и геологического строения. Однако в пределах уступа они могут быть подразделены на блоки (участки) простого и сложного строения.

При этом отмечается, что простые блоки характеризуются однородным строением и не содержат существенных включений пород и некондиционного полезного ископаемого; сложные блоки характеризуются неоднородным строением и содержат "некондиционные" сорта руды и прослойки пород.

Блок — это произвольная часть залежи с относительно выдержанными прямолинейными контактами по простиранию, в пределах которой возможно выделение представительного сечения; участок — это произвольная часть залежи со сложной конфигурацией контактов по простиранию, в пределах которой невозможно выделение представительного сечения.

За последние годы в горнотехнической литературе получило распространение понятие "выемочная единица".

Выемочную единицу следует рассматривать как обобщенную категорию, как своего рода обобщающее понятие объекта выемки, а единичными категориями, единичными объектами выемки считать выемочный участок, выемочный блок, выемочный элемент и т. д.

В соответствии с этим под выемочной единицей в общем случае следует понимать любой четко выделенный (в пределах добычного горизонта или добычной зоны) эксплуатационно-геологический объект добычных работ. При этом термином "выемочная единица" целесообразно пользоваться в таком же смысле по отношению к ее конкретным выражениям, в каком мы пользуемся термином "горная выработка" по отношению к ее конкретному выражению — "штрек", "квершлаг", "разрезная траншея" и т. д.

Для количественной оценки объектов выемки предложены различные показатели. В частности, В.В. Шарин для оценки сложности рудных тел обосновал коэффициент развития контактных зон:

$$\gamma = V_p/S_k,$$

где  $V_p$  — объем рудного тела;  $S_k$  — площадь его поверхности.

В качестве критерия сложности предложен показатель [12]  $\lambda = V_{п.к}/V_{об.}$  где  $V_{п.к}$  — часть объема залежи в приконтактной зоне, отрабатываемая с примешиванием боковых пород;  $V_{об.}$  — общий объем залежи.  $V_{п.к} = S_k a$ , где  $S_k$  — общая площадь поверхности контакта залежи;  $a$  — усредненный линейный размер мощности приконтактного слоя залежи.

Таблица 2

Значение коэффициента	Значение середины интервала	Частота	Частость
0,22—0,20	0,21	4	0,0363
0,20—0,18	0,19	5	0,0460
0,18—0,16	0,17	9	0,0817
0,16—0,14	0,15	8	0,0726
0,14—0,12	0,13	26	0,236
0,12—0,10	0,11	32	0,290
0,10—0,08	0,09	20	0,182
0,08—0,06	0,07	6	0,0495

Таблица 3

Эксплуатационные блоки	Значение коэффициента	Распространенность, %
В высшей степени сложные	0,22—0,18	8
Весьма сложные	0,18—0,14	15
Сложные	0,14—0,12	54
Средней сложности	0,10—0,06	23

Рабочая классификация эксплуатационных блоков использовалась для обоснования раздельной выемки и выбора методики оконтуривания блоков.

В некоторых случаях удобнее вместо вертикальных геологических разрезов по блокам пользоваться сортовыми погоризонтными планами и определять значения коэффициентов  $\bar{\varphi}$  по такой же методике. Подобное исследование было выполнено по рудному карьере, где величина  $\varphi$  использовалась для определения нормативных потерь и разубоживания. Сам процесс нормирования был разделен на несколько этапов: технико-экономическое обоснование допустимой величины  $\omega$ ; определение коэффициентов  $\varphi$ ; расчет коэффициента потерь  $n$ ; промежуточное определение разубоживания  $p'$ ; расчет нормативных коэффициентов разубоживания  $p$ .

При определении коэффициента потерь  $n = \Pi_6/B$  учитывалось, что количество теряемых балансовых запасов  $\Pi_6$  по блоку составило

$$\Pi_6 = \sum_{i=1}^{i=p} L_{\kappa i} \omega_p = \bar{\varphi}_p \sum_{i=1}^{i=p} S_i, \quad \text{а } B = \sum_{i=1}^{i=n} S_{pi},$$

где  $S_{pi}$  — площадь рудных включений блока. Величина  $\sum_{i=1}^{i=n} S_i$  равна об-

щей площади эксплуатационного блока  $S_6$ , тогда

$$n = \bar{\varphi}_0 S_6 / S_p,$$

а нормативные потери

$$n_n = \bar{\varphi}_p S_6 \cdot 100 / S_p.$$

Коэффициент "истинного" разубоживания

$$p' = \frac{B}{D} - \frac{B}{B - \Pi + B},$$

где

$$B = \sum_{i=1}^{i=p} L_{\kappa i} \omega_n = \bar{\varphi}_n S_6.$$

Тогда

$$p' = \frac{\bar{\varphi}_n S_6}{S_p - \varphi_p S_6 + \varphi_n S_6},$$

а нормативное разубоживание

$$p_n = \frac{\bar{\varphi}_n S_6 c}{(S_p - \bar{\varphi}_p S_6 + \varphi_n S_6) (c - b)} 100.$$

Предполагаемая методика использовалась для установления нормативных показателей потерь и разубоживания на одном из сложноструктурных месторождений цветных металлов с криволинейными контактами между рудой и породами.

По данным замеров длины контактов  $L_{\kappa}$  и площадей эксплуатационных блоков  $S_6$  на сортовых погоризонтных планах была составлена таблица, представляющая собой вариационный ряд коэффициентов сложности в возрастающем порядке. Площади  $S_6$  и  $S_p$  замерялись планиметром в пределах каждого блока, а величины  $L_{\kappa}$  — курвиметром.

Аналогичные таблицы составлены для различных значений величин  $\omega_n$  и  $\omega_p$  и соответствующего содержания металла в балансовой руде  $c$ , исходя из того, что содержание его в рудной массе было бы не ниже минимального промышленного содержания.

Учитывалось также содержание металла в разубоживающих приконтактных породах. Обработка данных производилась на ЭВМ "Одра-1204". Программа состоит из двух основных операций:

1. Формирования коэффициентов системы уравнений вида

$$\sum_{i=1}^n [y_i - f(x_i; a, b, c, \dots)] (\partial f / \partial a) = 0;$$

$$\sum_{i=1}^n [y_i - f(x_i; a, b, c, \dots)] (\partial f / \partial b) = 0;$$

$$\sum_{i=1}^n [y_i - f(x_i; a, b, c, \dots)] (\partial f / \partial c) = 0,$$

...  $(\partial f/\partial a)_j = f(x_j; a, b, c, \dots)$  — значение частной производной функции  $f$  по параметру  $a$  в точке  $x_j$ ;  $(\partial f/\partial b)_j$ ,  $(\partial f/\partial c)_j$  — соответственно значения частных производных функций  $f$  по параметрам  $b$  и  $c$  в точке  $x_j$ ;

2. Решения системы линейных алгебраических уравнений методом Гаусса.

Степень многочлена задается с пульта ЭВМ по выбору оператора. По телетайпу на печать выдается среднее квадратическое отклонение фактических значений от значений, полученных аппроксимационным многочленом. По величине этого отклонения выбирается оптимальное значение степени аппроксимационного многочлена.

Для решения задачи выбора оптимального значения степени аппроксимационного многочлена последовательно аппроксимировались многочленом до четвертой степени. Ввиду того что полученные значения средних квадратических отклонений для всех рассмотренных степеней практически не различались, решено было выбрать наиболее простой многочлен — первой степени. С этой степенью многочлены были заданы в счетно-решающее устройство ЭВМ для получения окончательных результатов обработки.

В конечном счете на печать для каждого уравнения выведены следующие данные: средние значения  $X$  и  $Y$  ( $X$  — значения коэффициента сложности;  $Y$  — значения нормативных потерь или разубоживания); среднее квадратическое отклонение от среднего  $\sigma_X$  и  $\sigma_Y$ ; коэффициент корреляции  $M$ ; надежность коэффициента корреляции  $M$  (согласно теореме Ляпунова  $M \geq 2,6$ ); значения коэффициентов многочлена.

В результате математической обработки между коэффициентом сложности  $\bar{\varphi}$ , нормативными потерями и разубоживанием установлены зависимости вида  $\eta_H, \rho_H = A_1 \bar{\varphi} + A_2$ .

Коэффициенты  $A_1$  и  $A_2$  для различных значений содержания металла в руде с приведены в табл. 4.

Таблица 4

Содержание металла в руде $c$ , %	Потери $\eta_H$		Разубоживание $\rho_H$	
	$A_1$	$A_2$	$A_1$	$A_2$
0,02	2,2994	0,0125	1,0547	0,0063
0,03	1,5919	0,0125	1,5820	0,0063
0,04	1,2381	0,0125	1,9356	0,0063
0,06	0,8844	0,0125	2,2851	0,0063
0,08	0,7075	0,0125	2,4609	0,0063
0,12	0,6306	0,0125	2,6367	0,0063

Из рассмотренного примера видно, что оценка сложности строения выемочных блоков по изложенной выше методике зависит от технико-экономических факторов, обобщенных величиной  $\omega$ . В определенных условиях (при стабильных значениях технико-экономических показателей, используемых при нормировании) такой подход имеет положительное значение, так как при этом учитываются возможности применяемой горной техники.

В условиях часто изменяющихся величин технико-экономических показателей необходимо оценивать сложность только морфологии рудных тел в выемочных блоках. В этом случае технико-экономические расчеты и обоснование величины  $\omega$  выполняются при нормировании полноты выемки руды из недр отдельно от определения сложности строения выемочных блоков и на более поздней стадии.

Для оценки сложности морфологии рудных тел в блоке рекомендуется применять показатель сложности оруденения  $\psi$ , который определяется как частное от деления суммарной длины контактов между рудой и породой в эксплуатационных блоках на площадь рудной части блока. Для расчета показателя  $\psi$  используются сортовые планы горизонтов. При этом возможны три варианта.

I. Если площади на верхней площадке уступа и на подошве уступа одинаковы (рис. 17, а), то коэффициент  $\psi_I = L_K/S_P$ , где  $L_K$  — длина контактов между рудой и породой на верхней (или нижней) площадке уступа, м;  $S_P$  — рудная площадь блока на верхней (или нижней) площадке, м<sup>2</sup>.

II. Если указанные площади разные (рис. 17, б), то длины контактов измеряются отдельно по верхней площадке  $L_B$  и по нижней  $L_H$ ; соответственно измеряются площади  $S_B$  и  $S_H$ , тогда коэффициент

$$\psi_{II} = \frac{L_B + L_H}{S_B + S_H}.$$

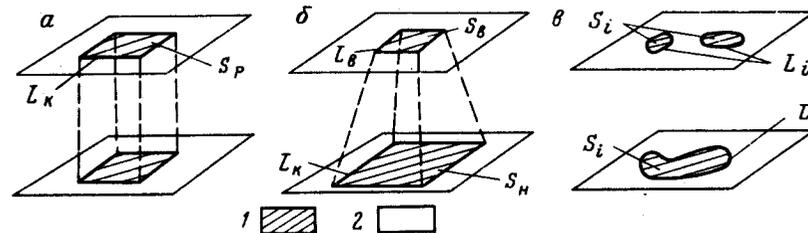


Рис. 17. Схема к определению показателя  $\psi$ :

1 — руда; 2 — порода

III. При сложных криволинейных контактах (рис. 17, в)

$$\psi_{III} = \frac{\sum_{i=1}^n L_i}{\sum_{i=1}^n S_i},$$

где  $\sum_{i=1}^n L_i$  — сумма длин контактов на верхней и нижней площадках, м;

$\sum_{i=1}^n S_i$  — сумма площадей сечения рудных тел на верхней и нижней площадках, м<sup>2</sup>;  $n$  — число рудных тел.

Связь между балансовыми запасами блоков  $B$  и коэффициентами  $\psi$  для рассмотренных трех случаев выражена зависимостями

$$\psi_I = L_{\kappa} H \gamma_p / B;$$

$$\psi_{II} = (L_{\text{в}} + L_{\text{н}}) H \gamma_p / 2B,$$

$$\psi_{III} = H \sum_{i=1}^n L_i \gamma_p / 2B.$$

Для карьера молибденового комбината по изложенной выше методике составлена рабочая классификация эксплуатационных блоков (табл. 5). При ее составлении использовались данные по 156 блокам, отработанным за два года.

С технологической точки зрения величина показателя сложности  $\psi = 0,24$  принадлежит рудному "пятну" на сортовом плане с радиусом кривизны  $r = 8,3$  м, что соответствует радиусу черпания на уровне стояния экскаватора ЭКГ-4,6.

На рис. 18 приведены сортовые планы блоков, характерные для каждой категории разработанной классификации.

С точки зрения технологии разработки необходимо отметить следующие присущие им особенности.

Таблица 5

Категория	Характеристика эксплуатационного блока	Коэффициент $\psi$ , м/м <sup>2</sup>	Значение середины интервала	Частота $m$	Частота $\bar{m}$	Распространенность, %
V	В высшей степени сложный	0,24		11	0,080	8
IV	Весьма сложный	0,18–0,24	0,21	9	0,065	7
III	Сложный	0,12–0,18	0,15	20	0,145	14
II	Средней сложности	0,06–0,12	0,09	41	0,297	30
I	Ниже средней сложности и простой	0,06	0,03	57	0,413	41

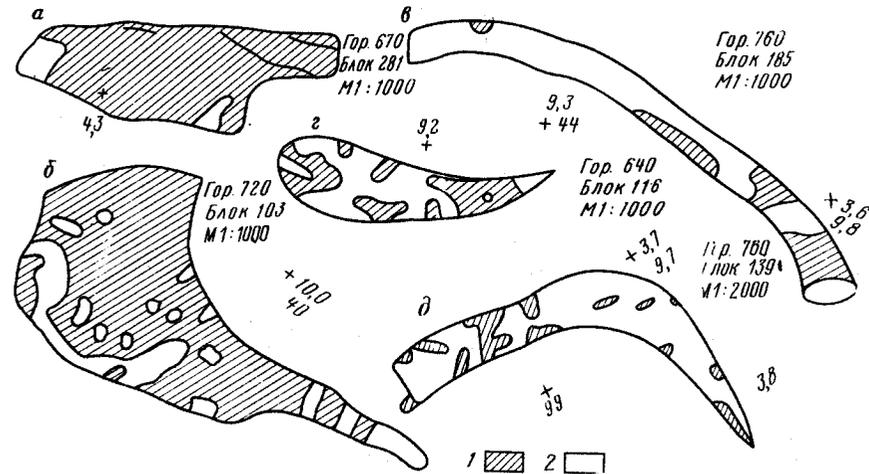


Рис. 18. Типичные планы взрывных блоков:

1 — руда; 2 — порода

I категория (см. рис. 18, а). Основная масса блока — рудная. Протяженность контактов незначительная, конфигурация простая. Породные включения обычно незначительны.

II категория (см. рис. 18, б). Преобладающая масса в блоке — рудная. Наблюдаются включения мелких пятен и полос породы. Конфигурация контактов — различная, с преобладанием не очень сложной.

III категория (см. рис. 18, в). Примерно равное соотношение между рудой и породой. Рудная масса рассредоточена отдельными, относительно крупными пятнами по всей площади блока. Форма контактов — различная.

IV категория (см. рис. 18, г). Приблизительно равное соотношение в блоке между рудой и породой с преобладанием породы. Характерна частая перемежаемость рудных и породных "пятен". Рудная масса рассредоточена по всей площади блока. Контакт различной формы, большей частью сложной.

V категория (см. рис. 18, д). Для блоков этой категории характерно наличие отдельных мелких рудных пятен в общей безрудной массе и сложных криволинейных контактов.

Методические основы формирования эксплуатационных блоков<sup>1</sup>

При разработке классификаций эксплуатационных блоков по сложности строения использовались геолого-маркшейдерская документация карьеров по сформированным блокам и найденные коэффициенты

<sup>1</sup> Написан при участии А.Г. Секисова.

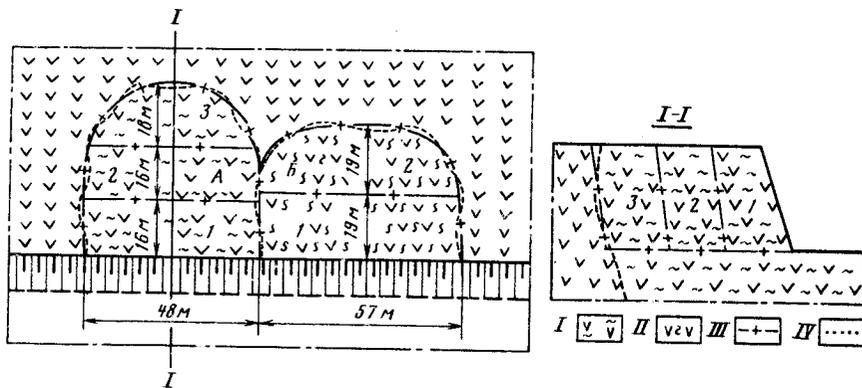


Рис. 19. Схема к выделению эксплуатационных блоков (1, 2 и 3) в пределах двух участков (А и Б) добычного горизонта, представленных двумя типами руд:

I — руда 1-го типа; II — руда 2-го типа; III — порода; IV — границы выделенных блоков; V — контуры рудных тел

$\varphi$  и  $\psi$ . В настоящее время существуют понятия "забойные блоки" и "элементарные сортовые блоки", которые связаны с параметрами экскаваторных заходов. Существуют определенные требования к выделению понятия "взрывные блоки". Карьерное поле районировается по бурности и взрываемости горных пород на блоки и участки [24].

Понятия "выемочный блок" и "эксплуатационный блок" фактически адекватны. В связи с тем что горные работы производятся на горизонтах (уступах) карьера, границами эксплуатационных блоков по глубине карьерного поля является принятая высота уступа.

При формировании эксплуатационных блоков по горизонтам необходимо учитывать требования к отдельным сортам руд, наличие естественных границ оруденения, возможность раздельной выемки руд различного качества по простиранию рудного тела, возможность применения вертикальной или горизонтальной экскаваторной селекции после производства рыхления, а также ряд других факторов.

Если границы оруденения определяются на основании кондиций, то контуры блоков фиксируются по данным опробования. Таким образом, эксплуатационные блоки имеют фиксированные границы по мощности (высота уступа) и со стороны фронта горных добычных работ (плоскость откоса уступа). Ширина эксплуатационного блока (по линии, перпендикулярной к фронту горных работ) и длина (вдоль фронта горных работ) рассчитываются с учетом указанных выше факторов. Желательно, чтобы число блоков на горизонте было кратным длине фронта горных работ.

На конкретном примере покажем порядок формирования эксплуатационного блока в условиях, когда контуры оруденения устанавливаются на основе кондиций, а границы блоков — на основе данных опробования.

На рис. 19 показаны конкретные эксплуатационно-геологические условия двух участков добычного горизонта редкометалльного карьера. Требуется в его пределах выделить эксплуатационные блоки и установить их границы.

В общем случае выделение эксплуатационных блоков на добычных участках должно осуществляться исходя прежде всего из обеспечения принципа рационального "сопряжения" двух основных категорий требований: обеспечения наивысшего уровня полноты и качества выемки полезного ископаемого, с одной стороны, и рациональных параметров (длины, ширины и высоты) выемочного блока с позиций производительной работы основного горнотранспортного оборудования — с другой. Строго говоря, такая задача должна решаться на основе обеспечения комплексной оптимизации, т. е. путем разработки экономико-математической модели функционирования карьера (в его взаимосвязи с перерабатывающим производством) и ее реализации с использованием ЭВМ. Однако, как показывает практика решения подобных сложных комплексных задач с использованием ЭВМ, это весьма трудоемкая и длительная работа, которая не обеспечивает оперативного, надежного и четкого определения отдельных параметров конкретного блока.

В этих сложных условиях вполне допустимо использование исходного принципа локальной оптимизации, а точнее говоря — "оперативной рационализации" параметров эксплуатационных блоков.

В рассматриваемом случае (см. рис. 19) высота эксплуатационных блоков (исходя прежде всего из особенностей оруденения)  $H_6$  может быть принята равной высоте добычного уступа  $H_d$ , которая на данном карьере составляет 7,5 м, т. е.  $H_6 = H_d = 7,5$  м. Ширина  $B_6$  этих блоков и их длина  $L_6$  несколько различны, хотя с позиций обеспечения производительной работы горнотранспортного оборудования на данном карьере в среднем они составляют соответственно 15—17 и 50—55 м. В этих условиях выделение эксплуатационных (выемочных) блоков осуществляем исходя из рациональной "раскройке" в плане отдельных участков оруденения (технологически однородных по качественному составу), обеспечивающей число блоков, кратное ширине и длине этих участков, полное включение руды определенного типа в контур блока и минимальное наличие прослоев с некондиционным содержанием или с другим вещественным составом.

В результате такого подхода в пределах рассматриваемого участка добычного горизонта карьера выделено несколько эксплуатационных блоков—объектов непосредственной выемки.

В случае незакономерного характера распределения полезных компонентов в рудных телах формирование эксплуатационных рудных блоков может быть осуществлено с привлечением математического аппарата прикладной теории информации.

Задача сводится к нахождению зависимости между предельной погрешностью измерения и количеством интервалов разбиения (чис-

лом градаций) при условии, что количество информации  $H(x)$  об измеряемой величине  $x$  максимально для данной точности измерения случайной величины. При наиболее простых условиях, когда плотность распределения случайной величины выражается равномерным или нормальным законом распределения, такая зависимость получена и использована для решения практических задач. Необходимо найти зависимость  $N = f(\xi)$  при некоторых законах распределения случайной величины, занимающих важное место в практическом приложении теории вероятностей и математической статистики.

Если  $\Delta x$  — абсолютная ошибка измерения величины  $X$ , то на любом участке изменения  $X(\alpha, \beta)$  уложится  $N = \frac{\beta - \alpha}{\alpha \Delta x_{\text{ср}}}$  различных дискретных интервалов шириной  $\Delta x_{\text{ср}}$ . Когда  $\Delta x = \text{const}$ , т. е. не зависит от  $x$ , тогда  $\Delta x = \Delta x_{\text{ср}}$ ; если же  $\Delta x = \xi x$ , где  $\xi$  — относительная погрешность измерения, не зависящая от  $x$ , то  $N = \frac{1}{2\xi} \ln \left| \frac{\beta}{\alpha} \right|$

$$\Delta x_{\text{ср}} = \frac{(\beta - \alpha) 2\xi}{\ln \left| \frac{\beta}{\alpha} \right|}$$

Если  $X$  является случайной величиной, подчиняющейся закону распределения  $H = f(x)$ , то в общем случае не происходит извлечения максимума информации об измеряемой величине, ибо величина количества информации (или уничтоженной в результате измерений неопределенности), т. е. энтропия  $n$ , достигает наибольшего значения лишь при соблюдении равенства  $\log_2 n = H(x)$ .

Число  $n$ , удовлетворяющее данному условию, обозначим через количество его градаций. Очевидно, что при установленном законе распределения относительной погрешности и числа измерений более полную информацию об  $x$ , чем при количестве градаций, равном  $N$ , получить нельзя. Поскольку в процессе математических преобразований удобнее всего оперировать с натуральными логарифмами, равенство можно записать в виде

$$\ln N = - \int_{-\infty}^{+\infty} f(x) \ln f(x) dx - \ln \frac{2\xi(\beta - \alpha)}{\ln(\beta/\alpha)}$$

Для месторождений цветных и редких металлов характерно разнообразие особенностей распределения полезных компонентов, сульфидности руд и других свойств, которые могут быть описаны законами распределений (рис. 20). В тех случаях, когда  $H(x)$  (например, при бета-распределении случайной величины) в элементарных функциях не выражается, она вычисляется посредством приближенного интегрирования в конечных пределах  $(\alpha, \beta)$ . При гамма-распределении

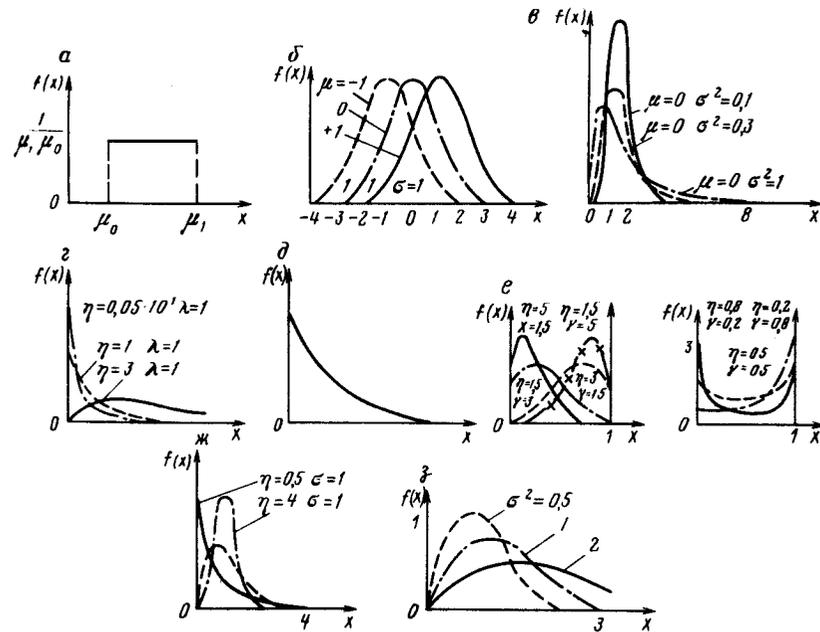


Рис. 20. Законы распределения, которыми могут быть описаны в общем случае основные геологические особенности руд цветных и редких металлов:

a — равномерное; б — нормальное; в — логарифмическое нормальное; г — гамма-распределение; д — экспоненциальное; е — бета-распределение; ж — распределение Вейбулла; з — Рэлеяское распределение

$$H(x) = \ln \left[ \frac{e^\eta - C_{\eta} \lambda \Gamma(\lambda)}{\lambda^\eta} \right],$$

где  $C_{\eta} \lambda = - \frac{(\eta - 1) \lambda^\eta}{\Gamma(\eta)} \int_0^{\infty} x^{\eta - 1} e^{-\lambda x} \ln x dx$ , в элементарных функциях также не выражается, но имеются затабулированные функции, к которым  $C_{\eta} \lambda$  легко приводится.

При решении практических задач за основу берутся следующие положения: рассматриваемые показатели являются непрерывной случайной величиной; результаты их измерений независимы, а законы распределения не изменяются с течением времени.

С позиций теории информации выделение эксплуатационных рудных блоков на месторождениях штокверкового типа представляет собой замену непрерывного распределения ступенчатым. В границах каждой отдельной ступени (эксплуатационного рудного блока) величина показателя предполагается постоянной. Число таких ступеней при условии

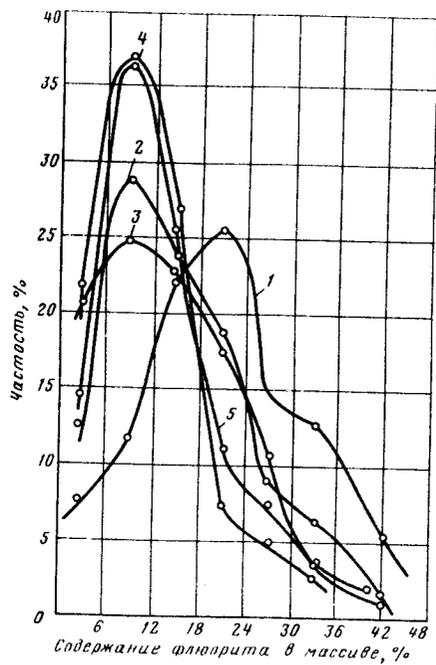


Рис. 21. Характер распределения флюорита в комплексной руде Хайдарканского месторождения по горизонтам:  
1 — 2160 м; 2 — 2150 м; 3 — 2140 м;  
4 — 2130 м; 5 — 2120 м

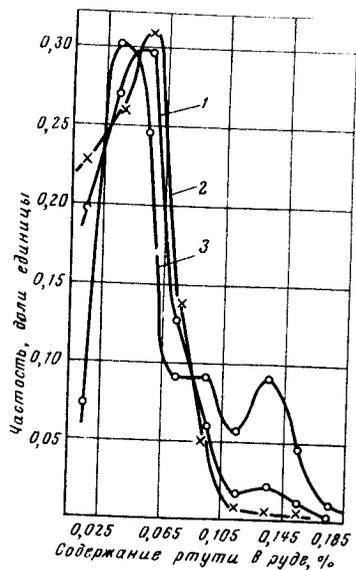


Рис. 22. Характер распределения ртути в мономинеральной руде по горизонтам:  
1 — 2160 м; 2 — 2150 м; 3 — 2140 м;  
4 — 2130 м; 5 — 2120 м

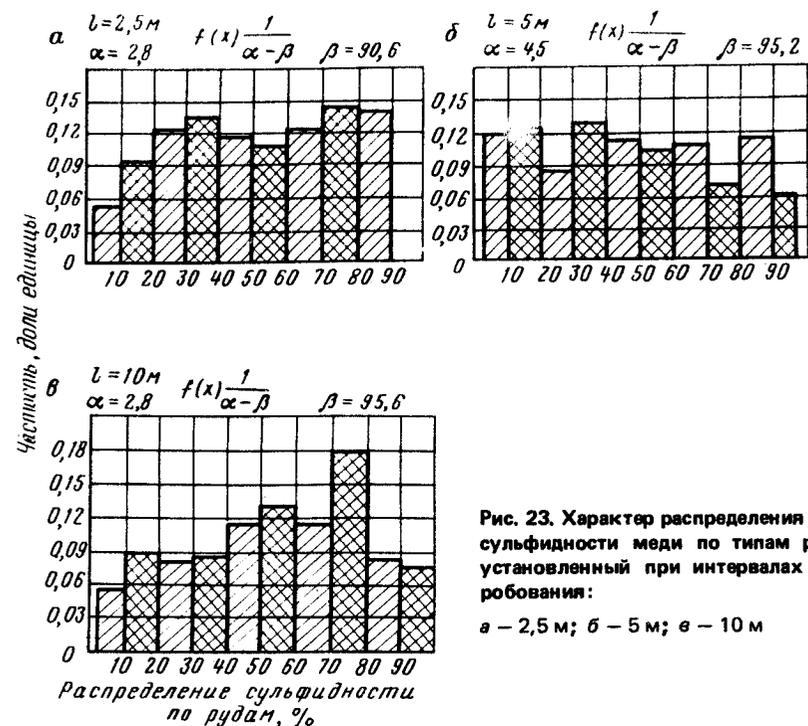


Рис. 23. Характер распределения сульфидности меди по типам руд, установленный при интервалах опробования:

а — 2,5 м; б — 5 м; в — 10 м

извлечения максимума информации о его величине по ограниченному числу наблюдений (в случае предельной погрешности определения показателя) дает градации (типы или сорта руд) для совокупности, подлежащей разбиению. Можно решить также и обратную задачу — при существующем расчленении совокупности дать заключение об избыточной или недостаточной точности определения показателя.

Характер распределения основных полезных компонентов в комплексной трехкомпонентной руде в результате обработки данных экспериментов и промышленного опробования скважин на ртутном карьере представлен на рис. 21, а киновари в мономинеральных ртутных рудах — на рис. 22.

По результатам экспериментального опробования 12 промышленных блоков месторождения меди ( $t_{ин} = 2,5; 5 \text{ и } 10 \text{ м}$ ) построены эмпирические кривые распределения содержания меди в руде и руд по степени сульфидности. Для каждой из них подобраны теоретические распреде-

ления, не противоречащие выборочным данным при 10 %-ном уровне значимости.

На рис. 23 приведены эмпирические определенные гистограммы характера распределения сульфидности меди по типам руд, где  $\beta$  и  $\alpha$  — нижний и верхний пределы области изменения случайной величины. Придавая предельной относительной погрешности измерения содержаний и сульфидности значения от 5 до 50 % (через 5 %), получили графические зависимости, позволившие установить, что величина интервала шламового опробования (2,5–10 м) не оказывает существенного влияния на закон распределения содержаний меди в руде и сульфидности по рудам. При имеющейся точности опробования руд на карьере возможно разделение руд средних горизонтов месторождений не более чем на два-три сорта. Для надежного разделения добываемой горной массы на пять-шесть сортов (порода, убогая рудная масса, некондиционная рудная масса, бедная кондиционная рудная масса и т. д.) необходимо обеспечить точность опробования, равную 0,88–0,92, т. е. погрешность не должна превышать 8–12 %.

При непосредственном оконтуривании выемочных единиц по дан-

ным эксплуатационной разведки необходимо устанавливать реальные размеры переходных участков между зонами с различным характером оруденения и концентрацией полезных компонентов в соответствии с выделенными сортами руд, поскольку проведение разделяющих контуров посередине между смежными точками опробования вследствие несоразмерности параметров разведочной сети параметрам рудных тел часто приводит к существенному искажению истинных геологических или геолого-экономических границ, а следовательно, к неоправданным потерям, разубоживанию и смешиванию различных типов и сортов руд. Кроме того, при оконтуривании выемочных блоков с содержанием полезного компонента выше среднего уровня необходимо принимать во внимание то обстоятельство, что в аномально обогащенных зонах (рудных столбах) размах колебаний и соответственно средние квадратические отклонения содержания металлов по единичным пробам в 1,5–2 раза выше, чем в целом по месторождению. Поэтому такие зоны для исключения эффекта разусреднения рудной массы в процессе выемки должны быть выделены в самостоятельные участки.

Для установления параметров переходных участков и определения на его основе наиболее достоверного положения разделяющих контуров между проекциями разведочных выработок, предлагается производить эксплуатационную разведку месторождения в две стадии.

На первой (предварительной) стадии производится бороздвое опробование по простиранию и вкрест простирания рудной зоны и керновое опробование скважин по ее падению, причем длину секции опробования принимают переменной соответственно с размерами участков, имеющих различный петролого-минералогический состав, структурно-текстурные особенности и тектоническую нарушенность (исключая избирательное выкрашивание минералов). Все это после получения данных химических анализов позволяет перейти к минералогическому опробованию по известному методу проф. Н.В. Иванова.

На второй стадии производится опробование бурового шлама взрывных эксплуатационных скважин (минералогическое и химическое), после чего определяется наиболее вероятное положение контуров, разделяющих разнокачественные блоки. Расчеты производятся по следующему формуле:

$$L_{б.с} = k_{вг} (\bar{T}_б - \sigma_{I_б});$$

$$L_{рн} = k_{вг}' (\bar{T}_р + \sigma_{I_р}),$$

где  $L_{б.с}$  — линейная область распространения пробы с высоким содержанием металла на границе с зоной среднего содержания, м;  $k_{вг}$  — коэффициент, учитывающий соотношение вертикального и горизонтального размера области распространения пробы, доли единицы;  $\bar{T}_б$  — средний линейный размер переходного участка по данным бороздвоего опробова-

ния, м;  $\sigma_{I_б}$  — среднее квадратическое отклонение значений линейного размера переходного участка;  $L_{р.н}$ ,  $k_{вг}'$ ,  $I_р$ ,  $\sigma_{I_р}$  — соответствующие параметры для определения области распространения пробы на границе между рудной и безрудной (некондиционной) зонами.

При этом переходным участком считается граничная часть рудной зоны, характеризуемая соседними точками опробования первой стадии эксплуатационной разведки, содержания полезных компонентов по которым ниже среднего по зоне, но при этом отвечают требованию

$$\sqrt{\frac{\sum_{j=1}^n (c_{гj} - \bar{c})^2}{n-1}} \leq \sigma_c + \delta_c,$$

где  $c_{гj}$  — содержание в граничных пробах;  $n$  — число граничных проб;  $\bar{c}$  — среднее содержание по зоне;  $\sigma_c$  — среднее квадратическое отклонение содержаний по зоне;  $\delta_c$  — погрешность определения содержания при химическом анализе.

По мере накопления горно-геологической информации о характере изменчивости распределения полезных компонентов в недрах и установления зависимостей показателей извлечения при обогатительном переделе от стабильности качества рудной массы, поступающей на переработку, могут быть установлены уже конкретные числовые значения границ каждого сорта руды.

При этом предлагается исходить из принципа обеспечения допустимого по условиям переработки диапазона значений содержания полезного компонента для каждого сорта руды, соответствующего установленным требованиям к стабильности качества рудной массы при обогащении, что позволяет исключить эффект непрогнозируемого разусреднения в процессе объединения рудопотоков с симметрично смещенными относительно среднего значения уровнями содержания.

Таким образом, границы сортов на этом этапе определяются исходя из условия:

$$\frac{(C_{гп} - \bar{c}_j)^2 n}{n-1} = f(\Delta\epsilon),$$

где  $C_{гп}$  — граничное значение сорта, %;  $\bar{c}$  — среднее содержание металла в руде (для данного сорта), %;  $n$  — число анализируемых проб;  $\Delta\epsilon$  — допустимое отклонение извлечения (по условию точности определения), %;  $f$  — обратная функция зависимости извлечения от дисперсии.

После некоторого преобразования получим

$$C_{гп} = \bar{c} \pm \sqrt{f(\Delta\epsilon) \frac{n-1}{n}}.$$

В условиях разработки месторождений с изменчивыми веществен-

ным составом руд и структурно-текстурными характеристиками необходима организация исследований по установлению зависимости от этих параметров показателей эффективности обогащительного и металлургического процессов и обоснования на этой основе количества технологических (промышленных) типов руд.

По данным исследований П.К. Бекетова, С.М. Бибика, В.А. Хакулова и некоторых других авторов, технологическими показателями, на основе которых должны определяться промышленные типы руд, являются измельчаемость, флотуемость и гранулометрический состав рудной массы. В зависимости от контрастности этих показателей для различных генетических типов руд принимается цикличная (раздельная) или совместная схема рудоподготовки и обогащения.

В ряде случаев, когда разнотипные руды обладают существенно различными прочностными характеристиками, но при этом наиболее эффективно перерабатываются в виде шихты, рекомендуется производить раздельное измельчение по типам руд в соответствующем режиме, с последующей аккумуляцией и смешиванием пульпообразных продуктов в оптимальных соотношениях.

#### § 4. Принципы учета комплексности руд

Для учета комплексности руд используются следующие принципы приведения.

##### 1. Приведение к условному содержанию

$$c_y = c_1 + c_2 \frac{C_2}{C_1} + \dots + c_n \frac{C_n}{C_1}, \quad (28)$$

где  $c_1, c_2, \dots, c_n$  — содержание соответственно первого, второго,  $n$ -го полезных компонентов в балансовых запасах, %;  $C_1, C_2, \dots, C_n$  — оптовые цены на конечную продукцию (готовые металлы, металлы в концентратах) соответственно первого, второго,  $n$ -го компонентов.

##### 2. Приведенные к валовой ценности 1 т балансовых запасов

$$C_6 = \sum_{i=1}^n 0,01 c_i C_i, \quad (29)$$

где  $c_i$  — содержание  $i$ -го компонента ценой  $C_i$ , %.

##### 3. Приведение к условному извлечению при переработке

$$I_y = \frac{a_1 I_1 C_0 + \sum_{i=1}^n a_i I_i C_{0i}}{a_y I_1}, \quad (30)$$

где  $I_1, I_i$  — коэффициенты извлечения соответственно основного и  $i$ -го компонента;  $n$  — число извлекаемых компонентов.

##### 4. Коэффициент приведения

$$k_n = \frac{k_{ki} I_i Z_{3i}}{k_{k.o} I_o Z_{3.o}}, \quad (31)$$

где  $k_{k.}, I, Z_3$  — коэффициенты изменения качества, извлечения при обогащении, замыкающие затраты; основной компонент обозначен индексом "о", а попутные — индексами "i" ( $i = 1, 2, \dots$ ).

При выборе той или иной формулы необходимо учитывать, что формулы (28) и (29) учитывают только цену и содержание попутных компонентов, формула (30) — извлечение при обогащении, а формула (31) еще и изменение качества при добыче.

Следует также отметить, что учитывать разницу коэффициентов изменения качества для многокомпонентных руд в ряде случаев не нужно. И не только из-за технических трудностей такого учета. Если в руде содержатся два или много компонентов, то, как правило, один из них более ценный. Поэтому в процессе обогащения добываются прежде всего максимального извлечения основного компонента, а затем остальных. В этом случае извлечение в концентрат второстепенных минералов значительно ниже извлечения основного, а главное, его величина подвержена значительным колебаниям, что связано со стремлением добиться максимального извлечения основного компонента, и извлечение второстепенных минералов в концентрат связано с качественными характеристиками не этих руд, а в первую очередь руд основного компонента.

Другой случай, когда не обязательно учитывать коэффициент изменения качества второстепенных минералов, связан с низкими абсолютными содержаниями полезных компонентов и точностью определения их величин, т. е. если изменение условного содержания за счет разницы в коэффициентах изменения качества не превышает возможной ошибки в определении содержания. Так, например, для руд одного из месторождений цветных металлов изменение условного содержания за счет учета коэффициентов изменения качества составило  $c_y = 0,0700 + (0,0017 \div 0,0020)$  условных единиц, тогда как средняя абсолютная ошибка определения содержания  $|\Delta_{cp}| = 0,0025$  условных единиц, а средняя квадратическая  $\sigma = 0,0032$ .

Для более полного учета комплексности освоения недр необходимо принимать во внимание также возможное использование вскрышных пород. Наиболее часто встречающийся случай — применение вмещающих пород для производства строительных материалов (щебня, гравия и т. д.). В этом случае условное содержание  $c_y$  полезных компонентов, приведенное к основному, должно увеличиваться на значение

$$k_b C_{щ} I_{щ} / C_1 I_1.$$

где  $k_b$  — коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т;  $C_{щ}$  — цена 1 м<sup>3</sup> производимых строительных материалов, руб.;  $I_{щ}$  — выход пород для производства строительных материалов, доли единицы.

Наряду с производством щебня, из вскрышных пород можно получать дополнительно и другие полезные ископаемые, если вскрышные породы в той или иной степени минерализованы. Если при этом подобрать такие способы и режимы дробления, при которых менее прочные (рудные) составляющие будут разрушаться с высокой степенью дробления, а более прочные (безрудные) — с меньшей, то можно получать определенный класс продукта, обогащенный полезным компонентом. За счет учета данного фактора условное содержание должно увеличиться на величину

$$c_B k_B \frac{C_i I_i I_{щ} I_{Д}}{C_1 I_1 \gamma_B},$$

где  $I_D$  — дополнительное извлечение  $i$ -го полезного компонента из вскрышных пород при производстве строительных материалов;  $c_B$  — содержание полезного компонента во вскрышных породах;  $\gamma_B$  — плотность вскрышных пород,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Полную формулу учета комплексности руд с учетом сделанных дополнений можно представить в следующем виде:

$$c_V = c_1 + c_2 \frac{C_2 I_2 k_{K2}}{I_1 I_1 k_{K1}} + \dots + c_i \frac{C_i I_1 k_{Ki}}{C_1 I_1 k_{K1}} + \\ + \frac{k_B C_{щ} I_{щ}}{C_1 I_1} + c_B \frac{k_B C_i I_i I_{щ} I_D}{C_1 I_1 \gamma_B}.$$

## § 5. Достоверность нормативов

Численное решение задач определения нормативных показателей потерь и разубоживания, как правило, не может быть осуществлено абсолютно точно, так как при определении исходных показателей неизбежно возникают погрешности. Окончательная погрешность вычислений — это результат сложного взаимодействия исходных погрешностей, наложения их друг на друга. В результате получаемые данные представляют собой лишь приближенно истинные значения. Поэтому возникает необходимость дать оценку точности выполненных вычислений.

Проанализируем точность определения прибыли предприятия в расчете на 1 т балансовой руды. Исходная формула имеет следующий вид:

$$\Pi_p = \frac{C_0 C (cD - cB + bB) - D(C_D + C_{тр} + C_{пер})}{B}, \quad (32)$$

где  $C_0$  — оптовая цена полезного компонента в концентрате;  $I$  — извлечение полезного компонента в концентрат при обогащении, доли единицы;  $D$  — количество добытой руды, т;  $B$  — количество разубоживающей породы, т;  $B$  — количество балансовых запасов, т;  $c$  — содержание полезного компонента в добытой руде, доли единицы;  $b$  — содержание полезного компонента в разубоживающей породе, доли единицы;  $C_D$ ,

$C_{тр}$  и  $C_{пер}$  — соответственно себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.

При этом следует учесть, что объем балансовой руды рассчитывается суммированием объемов по каждому обрабатываемому блоку. Для определения объема блока производится маркшейдерский замер отметок подошвы и кровли уступа. По вычисленным средним арифметическим значениям отметок  $h_n$  и  $h_k$  определяется средняя высота уступа:  $H = h_n - h_k$ .

Планиметром измеряются площади  $S_i$  рудных тел и затем вычисляются объемы балансовых запасов  $V_i$ . Суммарный объем находится как сумма объемов по замерам. Погрешность в определении объема балансовых запасов составляет

$$mV_i = \frac{V_i}{100} \sqrt{M_{S_i}^2 + M_{H_i}^2},$$

где  $M_{S_i}$  — относительная погрешность определения площади рудного тела, % (принимается равной  $\pm 2\%$ );  $M_{H_i}$  — то же высоты уступа, %.

Погрешность в определении среднего значения высоты уступа рассчитывается по средним значениям ( $\bar{h}$ ) отметок подошвы и кровли уступа и разности между единичными значениями ( $h_i$ ) и средним.

Среднюю квадратическую погрешность находят по формуле

$$m = \pm \sqrt{\frac{\sum (h_i - \bar{h})^2}{n(n-1)}}.$$

По вычисленным средним квадратическим погрешностям устанавливается также суммарная погрешность определения высоты уступа по каждому горизонту и в целом по карьере:

$$M_H = \pm \sqrt{\frac{n_K m_{п.к}^2 + n_n m_{п.п}^2}{n_K + n_n}},$$

где  $n_K$  и  $n_n$  — число отметок соответственно кровли и подошвы уступа;  $m_{п.к}$  и  $m_{п.п}$  — относительные погрешности определения отметок соответственно кровли и подошвы уступа, %.

Суммарная погрешность в определении объема балансовых запасов за некоторый период вычисляется как средневзвешенная из частных запасов погрешностей:

$$m_V = \pm \sqrt{\frac{m_{V_1}^2 V_1 + m_{V_2}^2 V_2 + \dots + m_{V_n}^2 V_n}{V_1 + V_2 + \dots + V_n}}$$

Принимая во внимание, что ошибки в определении величин  $D$  и  $B$ , как правило, на порядок меньше величин  $B$  и  $c$  (по данным исследований института ВНИПИгорцветмета), в рассматриваемых условиях их можно не учитывать.

Таким образом, выражение для определения величины прибыли следует рассматривать как функцию  $\Pi_p = f(c, B)$ .

Задача сводится к определению влияния погрешностей аргументов  $c$  и  $B$  на точность вычисления функции. Для учета влияния погрешностей аргументов используются формулы:

при вычислении абсолютной погрешности

$$|\Delta \Pi_p| \leq \sum_{i=1}^n |df/dx_i| |\Delta X_i|,$$

где  $|\Delta \Pi_p|$  — абсолютная погрешность функции;  $|\Delta X_i|$  — абсолютная погрешность аргументов;

при вычислении относительной погрешности

$$\delta \Pi_p \leq \sum_{i=1}^n \left| \frac{df}{dx_i} \frac{1}{\Pi_p} \right| |\Delta X_i|.$$

Такой способ для анализа точности определения показателей потерь и разубоживания вполне приемлем, но для более строгой количественной оценки этих показателей необходимо определять среднюю квадратическую ошибку результатов расчета. Для этого следует воспользоваться известной формулой Гаусса:

$$M_f(x_1, x_2, \dots, x_n) = \pm \sqrt{\left(\frac{df}{dx_1}\right)^2 M_{x_1}^2 + \left(\frac{df}{dx_2}\right)^2 M_{x_2}^2 + \dots + \left(\frac{df}{dx_n}\right)^2 M_{x_n}^2}$$

где  $M_f$  — ошибка функции;  $M_{x_1}, M_{x_2}, \dots, M_{x_n}$  — ошибки аргументов.

Таким образом, средняя квадратическая ошибка расчета прибыли определится по следующей формуле:

$$M_{\Pi_p} = \pm \sqrt{\left(\frac{d\Pi_p}{dB}\right)^2 M_B^2 + \left(\frac{d\Pi_p}{dc}\right)^2 M_c^2}$$

Рассмотрим на конкретном примере влияние погрешностей исходных данных на расчет прибыли, используя формулы табл. 1, пересчитанные на 1 м контакта.

Исходные данные:  $B = 568$  т — балансовые запасы, приходящиеся на 1 м контакта;  $C_0 = 121$  — оптовая цена металла в концентрате, руб/т;  $I = 0,89$  — извлечение при обогащении, доли единицы;  $c = 0,0569$  — содержание полезного компонента, %;  $D = 544$  — количество добытой руды, приходящейся на 1 м контакта, т;  $B = 5,61$  — количество примешанной породы на 1 м контакта, т.

Прибыль рассчитываем по формуле (32)

$$\begin{aligned} \Pi_p &= \frac{121 \cdot 0,89 (0,0569 \cdot 544 - 0,0569 \cdot 5,61 + 0,011 \cdot 5,61) - 544 \cdot 4,64}{568} = \\ &= \frac{781,4995}{568} = 1,3758. \end{aligned}$$

Для установления относительной погрешности прибыли вычисляем частные производные переменных величин  $c$  и  $B$ :

$$\begin{aligned} \frac{d\Pi_p}{dc} &= \frac{C_0 I (D - B)}{B} = \frac{121 \cdot 0,89 (544 - 5,61)}{568} = \frac{57979,2191}{568} = 102,076; \\ \frac{d\Pi_p}{dB} &= -\frac{C_0 I (cD - cB + bB) - D(C_D + C_{тр} + C_{пер})}{B^2} = -0,0026. \end{aligned}$$

Абсолютная погрешность величины прибыли:

$$\begin{aligned} \Delta \Pi_p &= \left| \frac{d\Pi_p}{dc} \right| |\Delta c| + \left| \frac{d\Pi_p}{dB} \right| |\Delta B| = \\ &= 102,076 \cdot 0,0025 + 0,0026 \cdot 45,44 = 0,3834. \end{aligned}$$

Относительная погрешность составит

$$\delta \Pi_p = \frac{\Delta \Pi_p}{\Pi_p} \cdot 100 = \frac{0,3834}{1,3758} = 27,867 \%$$

Найдем среднюю квадратическую ошибку величины прибыли

$$M_{\Pi_p} = 100 \sqrt{(0,0026)^2 (45,44)^2 + (102,076)^2 (0,0025)^2} = 27,362 \%$$

Приведем пример установления точности показателей полноты и качества отработки запасов месторождения. Расчет погрешностей исходной информации и определения потерь разубоживания был выполнен во ВНИПИгорцветмете по данным отработки одного из месторождений цветных металлов. В табл. 6 приведены исходные данные для определения погрешностей, а в табл. 7 — погрешности исходной информации при определении потерь и разубоживания руды.

Погрешность в определении среднего содержания в балансовых запасах и разубоживающих породах вычисляется по формуле Гаусса. Среднее значение средней квадратической погрешности содержания найдено как средневзвешенное из частных значений погрешностей, соответствующих обрабатываемому блоку. Погрешность определения массы добытой горной массы соответствует точности взвешивания и составляет  $\pm 1,5$  %. Из приведенных цифр видно, что основное влияние на точность установления показателей полноты и качества оказывает величина погрешности в определении балансовых запасов и содержания полезных компонентов в недрах.

Таблица 6

Показатели	I полугодие	II полугодие
Объем погашенных балансовых запасов руды, тыс. м <sup>3</sup>	1324,80	1259,40
Средняя плотность, т/м <sup>3</sup>	2,67	2,67
Количество добытой рудной массы, тыс. т	3677,90	3502,90
Среднее содержание, %:		
в погашенных запасах	6,10	6,14
в добытой рудной массе	5,70	5,73
в разубоживающих породах	2,00	2,00
Коэффициент:		
потерь, %	3,10	3,10
разубоживания, %	6,80	6,90
извлечения количества полезного ископаемого, доли единицы изменения качества, доли единицы извлечения из недр, доли единицы	0,934	0,933
	0,971	0,970

Таблица 7

Погрешность в определении	I полугодие	II полугодие
Объема погашенных балансовых запасов руды, %	3,89	3,95
Среднего содержания в балансовых запасах, %	6,34	9,06
Средней плотности, %	2,00	2,00
Количества балансовых запасов, %	7,70	10,07
Среднего содержания в добытой рудной массе, %	0,40	0,45
Среднего содержания с разубоживающих породах, %	8,34	7,93
Количества потерянных балансовых запасов:		
абсолютная, тыс. т	666,00	890,00
относительная, %	607,10	854,10
Количества разубоживающих пород:		
абсолютная, тыс. т	647,00	876,00
относительная, %	258,70	362,40
Коэффициента, доли единицы:		
потерь (абсолютная)	0,186	0,252
разубоживания (абсолютная)	0,176	0,237
извлечения количества полезного ископаемого	0,048	0,049
изменения качества	0,059	0,027
извлечения из недр	0,076	0,096

## ГЛАВА III

ПЛАНИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛНОТЫ  
И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУД

## § 1. Стадии планирования

Обоснованное планирование объемов добычи рудного сырья с заданными качественными показателями — основа планомерной и бесперебойной работы не только горнорудных предприятий, но и предприятий перерабатывающей промышленности. Планирование количественных и качественных показателей добычных работ затрудняется сложностью залегания руд, изменчивым характером распределения полезных компонентов, недостатком информации и трудностью прогнозирования технических, стоимостных и качественных показателей разработки месторождения.

Обеспечение выемки запланированных объемов руды с нужным качеством осуществляется посредством определения рациональных плановых показателей потерь и разубоживания.

Различают перспективное, текущее и оперативное планирование.

Перспективное планирование осуществляется в процессе проектирования разработки месторождения и составления календарного плана горных работ на основе данных детальной разведки. Качество добываемого сырья обуславливается выбором схемы развития горных работ и оптимальных параметров системы разработки, соответствующих рациональным показателям потерь и разубоживания. Перспективное планирование ведется также и в процессе эксплуатации месторождения при составлении пятилетних планов горных работ. При этом используются данные не только детальной, но и эксплуатационной разведки. Здесь качественный состав сырья по годовым объемам добычи обеспечивается изменением темпов подвигания и углубки горных работ по карьеру, величины рабочей зоны, угла рабочего борта карьера и др.

Практика показывает, что оптимальное перспективное планирование горных работ с учетом обеспечения качества рудного сырья из-за большого числа вариантов и наличия жестких ограничений, определяемых технологией добычи и переработки руды, возможно лишь при использовании экономико-математического моделирования и ЭВМ.

Текущее планирование выполняется в масштабе годового, квартального и месячного объемов работ на основе данных эксплуатационной разведки и эксплуатационного опробования. Технологически оно реализуется изменением величины подвигания забоев с разным качеством сырья, варьированием количества подготовленных к выемке запасов, разной степенью резервирования добычных машин, изменением порядка отработки уступов.

Текущее планирование горных работ имеет целью обеспечить: планомерную разработку месторождения согласно утвержденному техническому проекту;

плановую добычу всех отдельно извлекаемых сортов руд требуемого качества с рациональным соотношением потерь и разубоживания; плановые объемы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов всех отдельно извлекаемых сортов руд;

высокопроизводительную работу основного горнотранспортного оборудования, рост его производительности и производительности труда; увязку работы горных цехов с работой обогатительных фабрик.

Квартальное планирование горных работ осуществляется на основе годового плана. При планировании определяют квартальные объемы пород, суммарные объемы отдельно извлекаемых руд и средневзвешенное содержание основного полезного компонента в недрах по каждому из них. Затем устанавливают местоположение этих объемов на погоризонтных планах уступов, на которых намечено ведение горных работ в рассматриваемом году. Полученные объемы должны удовлетворять плановым показателям по объемам добычи руды и пород вскрыши, также как и по среднему содержанию полезного компонента в добытой руде по сортам с учетом допустимых отклонений содержания компонента от планового.

Месячное планирование горных работ (на предстоящий месяц) осуществляется в конце каждого месяца по обуренным и частично взорванным запасам. Составление месячного плана заключается в выделении на сводном-плане горных работ блоков, подлежащих выемке в предстоящем месяце, и расчете для них нормативных показателей извлечения руды из недр.

Контурные различных промышленных сортов руд и пород, а также их качественную характеристику наносят на геолого-маркшейдерский план по данным документации эксплуатационного опробования забоев и взрывных скважин. Контурные и характеристику обуренных и взорванных запасов переносят на сводный план карьера. Затем намечают заходки экскаваторов, по которым устанавливается качественная характеристика подлежащих к выемке руд и вскрышных пород. Кроме того, по плану предусматривается выполнение необходимого объема буровзрывных, вскрышных и подготовительных работ на базе нормативов, принятых в годовом плане.

Основой для непосредственного управления ведением горных работ служит оперативное планирование. Этот этап планирования осуществляется по данным эксплуатационного опробования. Плановое качество сырья обеспечивается здесь регулированием нагрузок по сменам или суткам. В многостадийном процессе планирования оперативное планирование является завершающим звеном.

Управляемая добыча сырья, включающая планирование и непосредственное управление, невозможна без оперативного управления горными

работами. При оперативном планировании решаются задачи на более длительные периоды — декаду, неделю, сутки, смену. Оперативное управление, которое осуществляется непрерывно по ходу процесса, ведется производственными службами совместно с диспетчерской службой. Последняя оперативно увязывает работу всех горных и вспомогательных участков между собой и с другими цехами, контролирует ход производственного процесса в течение смены, анализирует работу горных и транспортных участков, дает указания горному надзору об изменении режима работы и ликвидирует нарушения хода производственного процесса.

Эффективность управления горными работами предопределяется при прочих равных условиях совершенством оперативного планирования, так как на нем основывается принятие решений. При оперативном планировании составляют либо пятидневные, либо декадные, либо недельные планы. Наибольшее распространение получило недельно-суточное планирование в виде недельно-суточных плано-графиков, охватывающих все основные виды работ по добыче и переработке руды.

Оперативное планирование осуществляется по сводному промышленному плану карьера, на котором нанесены обуренные и взорванные блоки, их качественная характеристика с учетом дополнительного перемешивания в процессе взрывания. В сводном промышленном плане приведена также характеристика сырья (с максимально возможной детализацией) и его выход по каждому сорту. Она определяет качество руды в объеме, подлежащем выемке с того или иного участка.

Все стадии календарного планирования имеют общую методическую основу и различаются между собой объемами стабилизации качества, используемой геологической информации и точностью расчетов.

## § 2. Определение плановых показателей

Плановыми называются потери и разубоживание руды, устанавливаемые для определенного планируемого периода времени производства добычных работ в конкретных горно-геологических условиях карьера, исходя из нормативных величин потерь и разубоживания руды, обоснованных для отдельных выемочных блоков или участков, отработка которых предусматривается в указанный период времени. Плановые показатели потерь и разубоживания представляют собой средневзвешенное значение нормативных показателей по отдельным участкам или блокам и устанавливаются в соответствии с планом развития горных работ на отчетный период.

Если выемочный участок (блок) обрабатывается в течение нескольких планируемых периодов времени, то средние значения плановых потерь по участку (блоку) должны быть равны их нормативным показателям в том же контуре.

Плановые потери руды (абсолютные) при отработке выемочного участка или горизонта в общем случае могут быть получены суммированием нормативных потерь по выемочным блокам данного горизонта или участка.

$$P_{\text{пл.у}} = \sum_{i=1}^n P_{\text{н}i},$$

где  $P_{\text{н}i}$  — нормативный уровень абсолютных потерь руды для  $i$ -го блока, входящего в данный выемочный участок, т;  $n$  — общее число блоков, входящих в данный выемочный участок.

Относительные плановые потери руды для выемочного участка, отработка которого планируется в намеченный период времени, могут быть определены из выражения

$$P_{\text{пл.у}} = \sum_{i=1}^n P_{\text{н}i} B_i / \sum_{i=1}^n B_i,$$

где  $P_{\text{н}i}$  — нормативный уровень относительных потерь руды для  $i$ -го блока, %;  $B_i$  — количество погашаемой балансовой руды при отработке  $i$ -го блока, т.

Плановый уровень разубоживания может быть определен аналогично:

$$P_{\text{пл.у}} = \sum_{i=1}^n P_{\text{н}i} D_i / \sum_{i=1}^n D_i,$$

где  $P_{\text{н}i}$  — нормативный уровень разубоживания руды для  $i$ -го блока, %;  $D_i$  — количество добытой рудной массы, которое планируется получить при отработке  $i$ -го блока, т.

Для карьера в целом плановые показатели потерь и разубоживания в общем случае могут быть рассчитаны исходя из следующих зависимостей:

$$P_{\text{пл}} = \sum_{j=1}^k P_{\text{пл.у}j},$$

где  $P_{\text{пл.у}j}$  — абсолютные плановые потери, установленные для  $j$ -го выемочного участка, т;  $k$  — общее число выемочных участков, составляющих добычную зону карьера, отработка которой планируется за указанный период.

$$P_{\text{пл}} = \sum_{j=1}^k P'_{\text{пл.у}j} B_{\text{у}j} / \sum_{j=1}^k B_{\text{у}j},$$

где  $P'_{\text{пл.у}j}$  — относительные плановые потери, установленные для  $j$ -го выемочного участка, %;  $B_{\text{у}j}$  — количество погашаемой балансовой руды при отработке  $j$ -го выемочного участка, т.

$$P_{\text{пл}} = \sum_{j=1}^k P_{\text{пл.у}j} D_{\text{у}j} / \sum_{j=1}^k D_{\text{у}j},$$

где  $P_{\text{пл.у}j}$  — плановый уровень разубоживания, установленный для  $j$ -го выемочного участка, %;  $D_{\text{у}j}$  — количество добытой рудно-породной массы, которое планируется получить при отработке  $j$ -го выемочного участка, т.

Необходимо отметить, что используемые при текущем и перспективном планировании нормативные величины показателей полноты и качества извлечения руд из недр при необходимости корректируются с учетом горно-геологических условий и особенностей технологии и добычных работ на каждом планируемом для отработки участке месторождения.

Однако такой подход к планированию показателей полноты и качества выемки руды из недр возможен лишь на месторождениях с довольно простыми горно-геологическими условиями, там, где достоверность исходных данных позволяет устанавливать нормативы по показателям эксплуатационной разведки. Но их не всегда можно использовать для обоснования нормативов потерь и разубоживания. Тем более не следует забывать, что задачу планирования уровня полноты и качества извлечения запасов нельзя решать в отрыве от вопроса развития горных работ, так как требования, налагаемые на качественные характеристики рудопотока, будут оказывать значительное влияние и на выбор параметров буровзрывных, экскаваторных работ, и на выбор участков выемки, и на экономические показатели.

Наличие природной изменчивости параметров оруденения предопределяет необходимость их количественной оценки при решении задач планирования показателей полноты и качества выемки руд, что приобретает особое значение при разработке руд цветных металлов.

Проблема оценки изменчивости нашла отражение в исследованиях специалистов различных профилей, что, в свою очередь, привело к развитию многочисленных методов ее решения. Достаточно сказать, что в настоящее время применяются методы: математической статистики и геостатистики, геометризации, аналитический, характеристики неслучайной изменчивости геометрических параметров и методы тренд-анализа. Использование указанных методов в определенной мере позволяет выявить основное направление изменчивости, оценить интенсивность варьирования количественно-качественных параметров залежей, установить геометрические размеры минимального однородного объема выемки (минимального объема селекции) и т. д.

### § 3. Достоверность информации о сложности строения рудных зон при планировании потерь и разубоживания

Информацию о сложности строения рудной зоны при планировании, так же как и информацию о содержании полезных компонентов, получают на основании данных опробования скважин эксплуатационной раз-

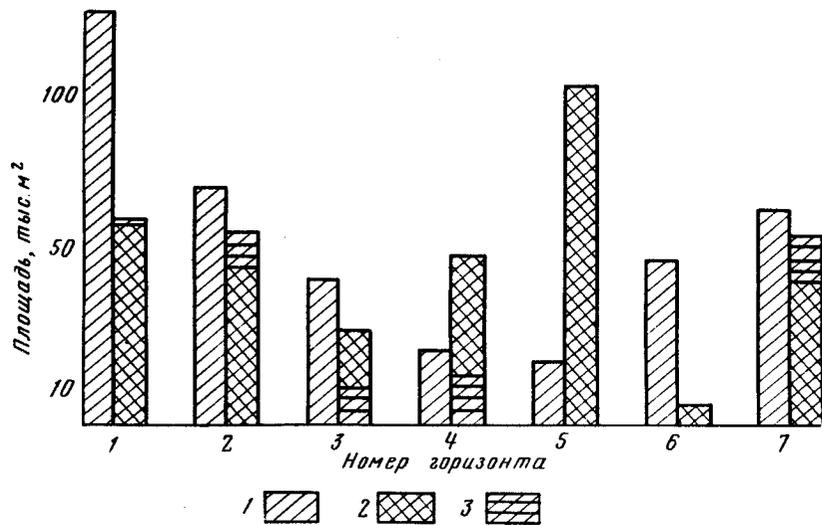


Рис. 24. Площади, запланированные к отработке (1), фактически отработанные в намеченных контурах (2) и отработанные сверх установленных границ (3) в течение года на карьере по добыче цветных металлов

ведки. Однако определение степени достоверности показателя сложности пока еще не достаточно изучено. С этой целью исследовались участки всех отработанных на одном из месторождений в течение года горизонтов 660, 670, 680, 690, 700, 710, 730, 740, 750, 760 м и отработанные в другие годы участки наиболее типичных горизонтов: в предшествующем — 670, 680, 690, 750 м, и в последующем — 730, 740, 750 м.

На каждом горизонте были измерены длины контактов и площади рудных горизонтов, установленные по данным сети разведочных скважин 25 x 25 м (эксплуатационная + детальная разведка) в пределах запланированных и фактически отработанных контуров, а также по данным сети 7 x 7 м (взрывные скважины) в пределах фактически отработанных контуров.

Необходимость определения показателя сложности в плановых и фактических границах обусловлена тем, что в процессе исследования было выявлено значительное несоответствие намеченных и отработанных контуров выемки.

Как видно из рис. 24, расхождения могут быть весьма значительные. Поэтому неверно сравнивать плановые значения показателей сложности оруденения, установленные для какого-либо горизонта, с фактическими по этому же горизонту.

Для обеспечения чистоты эксперимента следует сравнивать показатели сложности, найденные по данным эксплуатации, с показателями,

рассчитанными по данным эксплуатационной разведки в одних и тех же контурах.

При решении поставленной задачи можно применить формулы дисперсионного и корреляционного анализа, так как известно, что закон распределения отношения дисперсий случайных выборок из одной статистической совокупности с единым законом распределения показателей позволяет оценить степень расхождения двух выборок. Это достигается разложением общей дисперсии на дисперсию групповых средних и на среднюю из внутригрупповых дисперсий (остаточная дисперсия) и сравнением затем межгрупповых и внутригрупповых дисперсий, рассчитанных на одну степень свободы (оценочные дисперсии  $S^2$ ).

Различия между групповыми средними будут иметь случайный характер, если отношение дисперсии групповых средних к внутригрупповой дисперсии не превысит некоторого предела, определенного с доверительной вероятностью 0,05 или 0,01. Если же фактическое отношение дисперсий все же больше этого предела, то следует считать, что связь между факторным (по данным разведки) и результативным (по данным эксплуатации) признаками существенна и можно установить между ними корреляционную зависимость.

Известно, что дисперсия в статистике определяется как средняя величина из квадратов отклонений всех вариантов признака (показателя  $\psi$ ) от средней (взвешенной) арифметической:

$$\sigma = \frac{\sum (\psi_i - \psi)^2 f_i}{\Delta f_i},$$

где  $f_i$  — вес  $i$ -го признака.

В дисперсионном анализе в качестве меры вариации признака используется девиация — сумма квадратов отклонений от средней арифметической

$$D^2 = \sum (\psi_i - \psi)^2 f_i.$$

При переходе от показателя девиации к соответствующим оценочным дисперсиям необходимо учитывать число степеней свободы вариации признака, которое определяется числом независимых отклонений индивидуальных значений признака от величины средней. Соотношения между девиациями, степенями свободы и оценочными дисперсиями приведены в табл. 8 [18].

Для оценки существенности связи между факторным и результативным признаками служит критерий Фишера

$$F = S_2^2/S_1^2, \text{ если } S_2^2 > S_1^2,$$

или

$$F = S_1^2/S_2^2, \text{ если } S_1^2 > S_2^2.$$

Таблица 8

Девияция $D^2$	Степени свободы	Оценочные дисперсии
Общая $D^2 = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n (\psi_{ij} - \bar{\psi})^2 f_{ij}$	$n - 1$	$S^2 = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n (\psi_{ij} - \bar{\psi})^2 f_{ij}}{(n - 1)}$
Внутригрупповая $D_1^2 = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n (\psi_{ij} - \bar{\psi}_i)^2 f_{ij}$	$n - m$	$S_1^2 = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n (\psi_{ij} - \bar{\psi}_i)^2 f_{ij}}{(n - m)}$
Межгрупповая $D_2^2 = \sum_{i=1}^m n_i (\bar{\psi}_i - \bar{\psi})^2 f_i$	$m - 1$	$S_2^2 = \frac{\sum_{i=1}^m n_i (\bar{\psi}_i - \bar{\psi})^2 f_i}{(m - 1)}$

Примечание. Здесь  $n$  — число единиц в совокупности;  $m$  — число групп.

Если  $F_{\text{факт}} > F_{\text{теор}}$ , то есть основание утверждать, что взаимосвязь существенна. Если же  $F_{\text{факт}} < F_{\text{теор}}$  при определенных доверительных вероятностях (0,05 и 0,01), то взаимосвязь не выходит за пределы возможных случайных колебаний.

Для определения девиаций в рассматриваемом примере составим табл. 9.

В соответствии с формулами, приведенными в табл. 8,  $D_2^2 = 73,19 + 70,73 = 143,92$ ;  $D_1^2 = 376,03 + 192,05 = 568,08$ ;  $D^2 = 143,92 + 568,08 = 712$ ;  $S_1^2 = 568,08 : 29 = 19,59$ ;  $S_2^2 = 143,92 : 1 = 143,92$ ;  $F_{\text{факт}} = 143,92 : 19,59 = 7,35$ .

Сравнивая по таблице эти данные со значениями  $F_{\text{теор}}$ , находим, что  $F_{\text{факт}} = 7,35 < F_{\text{теор}} = 248$ . Так как даже для доверительной вероятности 0,05  $F_{\text{факт}} = 7,35 < F_{\text{теор}} = 248$ , то можно считать, что нулевая гипотеза о том, что вариация между групповыми показателями  $\psi$  всецело обусловлена случайными факторами и между ними нет никакой взаимосвязи, остается непроверяемой.

Об этом же свидетельствует и низкое корреляционное отношение, определенное по соответствующим парам значений по формуле

$$-r = \frac{n \sum \psi_1 \psi_2 - \sum \psi_1 \sum \psi_2}{\sqrt{[n \sum \psi_1^2 - (\sum \psi_1)^2] [n \sum \psi_2^2 - (\sum \psi_2)^2]}} = 0,29.$$

Таблица 9

№ п/п	$f_1/100$	$100\psi_1$	$\psi - \psi_1$	$(\psi - \psi_1)^2 f$	$f_2/100$	$100\psi_2$	$(\psi - \psi_2) f$	$(\psi - \psi_2)^2 f$
1	0,880	5,2	-0,26	0,079	0,850	8,9	+4,83	27,434
2	6,192	4,1	-8,67	12,138	6,122	5,8	+15,60	39,740
3	5,291	3,8	-8,99	15,283	5,020	3,8	+2,91	1,688
4	2,504	6,1	+1,50	0,900	5,342	5,2	+4,64	9,187
5	2,097	8,0	+5,41	13,958	—	—	—	—
6	0,190	0	-1,04	5,720	—	—	—	—
7	0,653	1,8	-2,42	8,954	0,696	0,0	-2,24	7,213
8	4,071	5,8	+1,22	0,366	4,489	1,4	-8,17	14,869
9	2,929	8,9	+9,96	33,863	2,056	3,2	-0,04	0,001
10	1,089	13,2	+8,38	64,530	—	—	—	—
11	2,422	3,1	-5,81	13,944	4,348	5,0	-2,70	1,677
12	9,940	3,2	-22,66	51,660	10,150	1,3	-19,60	37,632
13	7,241	4,4	-7,96	8,756	7,340	3,7	+3,52	1,690
14	0,915	14,1	+7,87	67,682	0,965	5,1	+1,81	3,403
15	3,715	9,2	+13,74	50,838	1,039	9,4	+6,42	39,676
16	2,222	8,9	+7,55	25,670	3,005	2,1	-3,37	3,774
17	2,637	6,3	+2,11	1,688	3,235	2,1	-3,62	4,054
Итого	54,988	5,49	0,0	376,030	51,667	3,22	0,0	192,046

$$\bar{\psi} \quad 100 \bar{\psi}_1 = 5,49 \quad 100 \bar{\psi} = 4,39 \quad 100 \bar{\psi}_2 = 3,22$$

$$(\bar{\psi}_1 - \bar{\psi}) f = +60,487 \quad -60,450$$

$$(\bar{\psi}_1 - \bar{\psi})^2 f \quad 73,189 \quad 70,727$$

Как видно из рассмотренного примера, данные предварительной эксплуатационной разведки обязательно должны быть дополнены данными опробования взрывных скважин.

#### § 4. Научные аспекты планирования горных работ на карьерах с обеспечением заданного уровня качества руды<sup>1</sup>

На месторождениях, где нельзя устанавливать нормативы потерь на основании данных эксплуатационной разведки, при планировании полноты и качества выемки руд важное значение приобретает создание и использование методов перспективного и оперативного планирования развития горных работ в режиме постоянного обеспечения заданного качества руд в грузопотоках. Решение данного вопроса позволяет стабилизировать и плановые показатели полноты и качества выемки руд.

<sup>1</sup> Написан при участии А.Г. Секисова.

Месторождения руд цветных, редких и благородных металлов, а также редкоземельных элементов в большинстве своем характеризуются неравномерным распределением полезных компонентов в промышленных контурах оруденения; причем у месторождений штокверкового типа изменчивость содержаний полезных компонентов проявляется главным образом на уровне относительно крупных зон, слагающих рудные залежи, а также на уровне областей влияния единичных проб.

Первый уровень изменчивости содержаний металлов вызывает так называемые длиннопериодные колебания качества добываемой руды, кратные (по периоду) годовым и квартальным интервалам планирования, влияние которых на эффективность работы горно-обогатительного комбината только технологическим показателем оценить невозможно. Это обстоятельство обуславливает необходимость управления развитием горных работ в целях обеспечения оптимального (по критерию максимума приведенной прибыли) уровня количества и качества добываемой и перерабатываемой рудной массы. Таким образом, для условий разработки сложных рудных месторождений открытым способом необходимо учитывать в комплексе количество извлекаемой горной массы, качество добываемой руды и его стабильность во времени.

В частности, анализ практики проектирования и эксплуатации медно-молибденовых карьеров показал, что в используемых методиках составления перспективных планов развития карьера не учитывается в должной мере зависимость режима горных работ от изменчивости качества руды в недрах. При этом проблема управления динамикой количества и качества добываемой руды по годам (планируемого периода) решается путем форсированной подготовки и отработки богатых блоков, временной консервации и складирования запасов бедных руд, что приводит в ряде случаев к сокращению допустимой ширины рабочих площадок на верхних уступах, неравномерному режиму горных работ в пределах эксплуатационного этапа, постепенному снижению показателей извлечения при обогащении и, как следствие, к неоправданным затратам средств и потерям металла.

В целях установления степени значимости изменчивости содержания металла в рудном массиве (как фактора, учитываемого при выборе варианта развития горных работ в карьере) на основе сортовых погоризонтных планов некоторых медно-молибденовых месторождений исследованы характер пространственного распределения зон различной концентрации металла и интенсивность колебаний содержаний при различных (практически возможных) направлениях перемещения экскаваторных заходок.

Рудные зоны различного качества выделялись исходя из установленных кондиций и среднего планового содержания металла в рассматриваемый период. При этом выделено четыре качественные категории таких зон по следующим интервалам значений содержания сульфидного молибдена в пробах:

$$0 - c_6, c_6 - c_{\min}, c_{\min} - c, > c,$$

где  $c_6$ ,  $c_{\min}$ ,  $c$  — соответственно бортовое, минимальное промышленное и среднее содержание металла в руде.

Интенсивность колебаний содержания (по отдельным категориям зон) оценивалась комплексом статистических показателей: размахом колебаний, средним квадратическим отклонением и коэффициентом вариации по различным направлениям перемещения заходок — продольному, поперечному и диагональным.

Выполненные нами в этой области исследования позволяют сделать следующие выводы:

для металлорудных месторождений штокверкового типа наиболее характерны длиннопериодные колебания содержания основного металла в добываемой руде, что необходимо учитывать при анализе режима горных работ, обосновании оптимального варианта их развития и определении планового уровня показателей полноты и качества выемки руд: с позиций обеспечения эффективного управления качеством руды (на уровне оперативного планирования) должно быть установлено рациональное перемещение экскаваторных заходок, при котором достигаются минимальные значения коэффициента вариации, размаха колебаний и средних квадратических отклонений.

На эффективность процесса обогащения флотационным методом длиннопериодные колебания оказывают двойное влияние:

во-первых, вследствие гиперболического (или параболического) характера функциональной зависимости извлечения от абсолютной величины среднего содержания в перерабатываемой руде длительное (кратное годам и кварталам) повышение содержания металла (по отношению к оптимальному значению) приводит к незначительному росту извлечения, в то время как снижение содержания в последующем периоде приводит к относительно резкому падению извлечения, т. е. прирост извлечения в первый период не компенсирует потери в последующем;

во-вторых, с ростом абсолютной величины среднего содержания увеличиваются и средние квадратические отклонения последнего, что усложняет организацию работ по управлению качеством непосредственно при добыче.

Стохастичность распределения металлов в контурах карьерного поля, ограниченные возможности управления параметрами формирующейся рабочей зоны, а также стадийность роста производственных мощностей карьера и обогатительной фабрики являются объективными ограничивающими условиями возможности полной долгосрочной стабилизации качества добываемой руды. Вместе с тем, учитывая значение теряемых в отходах обогатительных фабрик металлов, необходимо стабилизировать качество добываемой рудной массы в объемах годовой добычи по отдельным периодам эксплуатации карьера.

Количественная оценка длиннопериодных колебаний качества

имеет смысл только по отношению к конкретному варианту развития карьера, поэтому предварительное их исследование может быть осуществлено на основе анализа изменения содержания металла в годовых карьерных рудопотоках, формирующихся в процессе развития горных работ по определенному первоначальному (базовому) варианту.

В качестве базового варианта должен быть проанализирован режим горных работ, при котором обеспечивается минимум удельных эксплуатационных затрат.

Поскольку возможные варианты развития карьера отличаются объемами горных работ, временем их проведения и качеством конечной продукции, то, согласно выводам ведущих специалистов в области горной экономики, критерием оптимальности в этом случае может быть только максимум дифференциальной ренты или дисконтированной прибыли.

Поскольку в настоящее время фактические замыкающие затраты по отраслям народного хозяйства не установлены, рентная оценка нами не используется. За критерий оптимальности принимается максимум приведенной прибыли. Преимущества данного критерия (по отношению к критерию минимума себестоимости или приведенных затрат) широко известны и поэтому детально в данной работе не рассматриваются.

$$P_p = \sum_1^T \frac{1}{(1+E)^t} \left\{ P_t \gamma \left[ \frac{c_t k_n k_o C_o}{\beta} - (C_d + C_b k_b + C_o) \right] \right\}, \quad (33)$$

где  $T$  — продолжительность периода оценки;  $E$  — коэффициент приведения разновременных затрат;  $P_t$  — объем погашаемых за год балансовых запасов,  $m^3$ ;  $\gamma$  — плотность руды,  $t/m^3$ ;  $c_t$  — содержание металла в погашаемых балансовых запасах в  $t$ -м году, доли единицы;  $k_n$  — коэффициент извлечения из недр, доли единицы;  $k_o$  — коэффициент извлечения при обогащении;  $C_o$  — оптовая цена 1 т концентрата, руб/т;  $\beta$  — содержание металла в концентрате, %;  $C_d$ ,  $C_b$ ,  $C_o$  — себестоимость соответственно добычи, вскрыши и обогащения 1 т руды;  $k_b$  — текущий коэффициент вскрыши,  $m^3/m^3$ .

Принимая во внимание то обстоятельство, что число возможных вариантов развития горных работ в карьере достаточно велико, а точность определения и приведения технико-экономических и экономических показателей не соответствует детализации расчетов приведенной прибыли, данный критерий при выборе оптимального решения может быть реализован только следующим образом. Поскольку на величину прибыли [см. формулу (33)] основное влияние оказывают значение текущего коэффициента вскрыши (считая, что себестоимость по основным производственным процессам остается величиной постоянной для всех сравниваемых вариантов), содержание металла в добываемой руде и извлече-

ние при обогащении (так как конечной продукцией для всех вариантов являются концентраты определенных марок с установленной оптовой ценой), максимум прибыли обеспечивается за счет минимизации текущих объемов вскрыши и максимизации содержания (и в общем случае минимизации коэффициента горной массы и стабилизации качества руды, приводящей к росту извлечения и, следовательно, к увеличению выхода концентрата, т. е. к росту извлекаемой ценности).

В связи с изложенным оптимальный вариант развития горных работ в сложноструктурном карьерном поле, соответствующий максимуму приведенной прибыли, может быть найден в два этапа. На первом этапе выделяется область углубки карьера с минимальными текущими удельными объемами горной массы (что будет соответствовать минимуму удельных эксплуатационных затрат при одинаковом расстоянии транспортирования горной массы по вариантам). Это одновременно обеспечивает перенесение основных объемов горных работ на более поздний период. Технологическим критерием поиска оптимальной траектории углубки карьера нами принимается минимальный текущий коэффициент горной массы, предложенный Б.П. Юматовым, Ж.В. Буниным и В.И. Пачичевым:

$$k_{г.м} = \frac{Q}{M} = \frac{P+V}{M} = \frac{P+V}{\rho \gamma c} = \frac{1+k_b}{\gamma \bar{c}} \rightarrow \min,$$

где  $Q$  — объем извлекаемой горной массы,  $m^3$ ;  $M$  — количество получаемого металла,  $t$ ;  $P$  — объем добываемой руды,  $m^3$ ;  $V$  — объем удаляемых вскрышных пород;  $\bar{c}$  — среднее содержание металла в 1 т добываемой руды, доли единицы.

Так как полученное на первом этапе решение имеет сравнительно широкую область оптимальных значений (по данным М.И. Агошкова, допустимые отклонения составляют 10–20 % от найденного экстремального значения), далее предлагается рассмотреть несколько вариантов развития горных работ на горизонтах карьера, лежащих в области оптимальных значений функции  $Q = f(M)$ . Поскольку сравниваемые варианты различны по количеству конечной продукции и времени ее получения, определение оптимального варианта будет производиться по критерию максимума дисконтированной прибыли.

Исследованиями ведущих ученых страны в области разработки месторождений открытым способом обоснована экономическая целесообразность выделения этапов эксплуатации карьеров, что позволяет при проектировании наиболее рационально распределить по времени капитальные вложения и снизить текущие эксплуатационные затраты. При этом установлено, что от этапа к этапу текущий коэффициент вскрыши и производственная мощность карьера должны наращиваться в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатации и динамики пересмотра кондиций, а внутри этапа — оста-

ваться постоянными. Оптимизацию развития горных работ в карьере следует производить в соответствии с установленными параметрами этапов, т. е. в пределах каждого этапного контура. Как показали приведенные выше исследования изменчивости распределения полезных компонентов в сложноструктурном поле, при обосновании направления и порядка развития открытых горных работ необходимо анализировать не только количественные параметры режима, но и изменения качества руды в потоках по годам эксплуатационного этапа.

Наличие на сложноструктурных месторождениях относительно крупных зон с переменной концентрацией металла обуславливает длиннопериодные колебания качества руды в потоках при любом из возможных направлений развития горных работ в карьере (от центральной части к граничным контурам, от висячего блока рудного тела, от лежащего блока рудного тела, от торцевой части залежи). Безусловно, что каждое из возможных направлений развития горных работ будет характеризоваться различной интенсивностью (периодом и амплитудой) колебаний содержания металла в рудопотоках, а кроме того, объемами вскрышных и добычных работ, и в ряде случаев (в условиях разработки крутопадающих пласто-линзообразных залежей) различными потерями и разубоживанием. Поэтому при выборе оптимального варианта развития необходим комплексный анализ режима горных работ. Следовательно, при обосновании оптимального варианта развития горных работ в карьере должны решаться две взаимосвязанные задачи: установление области возможных вариантов развития, обеспечивающих минимальные текущие объемы горнотранспортных работ и исключающих сверхнормативные потери полезного компонента; комплексный анализ режима горных работ и выбор окончательного варианта развития, обеспечивающий стабилизацию качества добываемой руды и, как следствие, — оптимальное увеличение извлечения полезных компонентов при обогащении, что в целом приводит к достижению максимума приведенной прибыли.

Исследованиями А.И. Арсентьева, С.С. Резниченко установлено, что для условий разработки месторождений высокоценных руд цветных металлов открытым способом при любых геометрических параметрах залежей наибольшую прибыль обеспечивает углубка по их центральной части. В работах Ж.В. Бунина, М.С. Градусова, В.Ф. Коробейникова, В.И. Папичева и других исследователей обоснована целесообразность котлованного способа подготовки рудных горизонтов для месторождений штокверкового типа. Основываясь на результатах, полученных ранее другими авторами, а также учитывая влияние степени стабильности содержания в рудопотоках на величину приведенной прибыли (для условий открытой разработки месторождений со сложным распределением полезных компонентов), предлагаем разработанную нами методическую последовательность решения проблемы оптимизации развития горных работ в карьере.

На основе исследования характера изменчивости распределения полезных компонентов в карьерном поле устанавливаются рациональные направления перемещения экскаваторных заходок, соответствующие минимальному значению коэффициента вариации. Система разработки принимается в зависимости от установленного направления перемещения заходок, морфологии рудных залежей и особенностей условий их залегания. Параметры системы разработки и системы вскрытия принимаются на основе специальных расчетов по известным методикам В.В. Ржевского, А.И. Арсентьева, Б.П. Юматова.

В соответствии с установленными параметрами системы разработки производится анализ режима открытых горных работ на ЭВМ по известному методу "усеченного конуса". Результатом расчетов является установленная по критерию минимума коэффициента горной массы траектория углубки карьера при заданных минимальных параметрах рабочих площадок, а также размерах и форме подготовительной выработки.

Данный показатель позволяет установить (при вскрытии внутренними съездами) траекторию углубки карьера, обеспечивающую минимальные удельные затраты на горнотранспортные работы, поскольку разница эксплуатационных затрат по вариантам определяется в этом случае только объемами горных работ.

Для обеспечения максимума приведенной прибыли предлагается исследовать возможность работы карьера в найденной области оптимальных значений функции  $Q = f(m)$  с различным периодом стабилизации. С целью анализа изменения содержания в рудопотоках при базовом варианте развития горных работ в карьере строятся кумулятивные графики  $P = \varphi(m)$  и предлагаемая нами кумулятивная прямая стабильного качества  $c = \text{const}$  (рис. 25), характеризующая работу карьера с постоянным средним содержанием металла в добываемой руде.

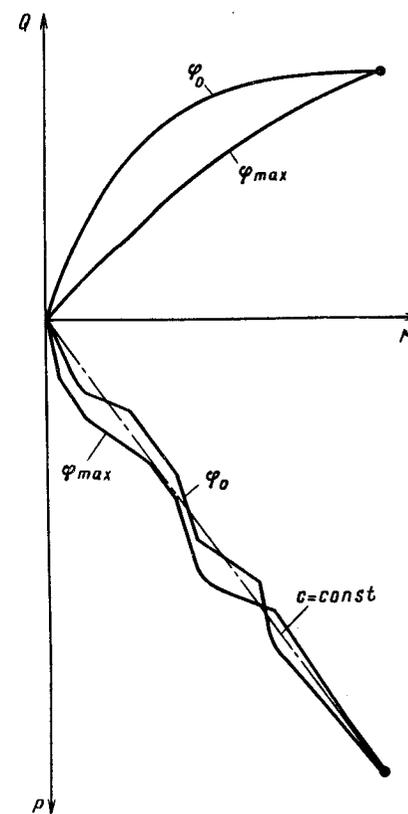


Рис. 25. Кумулятивные графики для анализа режима горных работ

Стабилизация содержания по периодам эксплуатационного этапа осуществляется путем управления порядком развития горных работ на горизонтах, а следовательно, углом откоса рабочего борта карьера в области  $\varphi_0 - \varphi_{\max}$  (по А.И. Арсентьеву).

При этом под  $\varphi_0$  понимается вариант развития горных работ с минимальным углом откоса рабочего борта карьера (последовательная погоризонтная отработка рудного тела), а под вариантом  $\varphi_{\max}$  — развитие горных работ с максимальным углом откоса рабочего борта, т. е. с опережением фронта очистной выемки относительно нижележащего горизонта на ширину рабочей площадки.

Сравнение вариантов с различной продолжительностью периодов стабилизации в пределах найденной области углубки, как было отмечено выше, производится по критерию максимума приведенной прибыли.

Таким образом, окончательный вариант развития горных работ в сложноструктурном поле будет найден с учетом степени значимости всех факторов, определяющих соотношение извлекаемой ценности и затрат на ее получение, а следовательно, эффективность разработки месторождения в целом.

Поскольку область возможных вариантов развития горных работ на горизонтах карьера ограничивается технологической очередностью отработки экскаваторных заходок, заданной скоростью годового понижения очистной выемки и допустимыми текущими объемами вскрыши, стабилизацию качества добываемой руды возможно осуществлять только по отдельным периодам эксплуатационного этапа.

Учитывая эффект дисконтирования прибыли, получаемой предприятием по годам эксплуатационного этапа, целесообразно стремиться к постепенному снижению содержания металла в добываемой рудной массе.

При отсутствии возможности управления формированием рудопотоков вследствие изменения угла откоса рабочего борта и при увеличении в отдельные периоды объемов вскрышных работ (или весьма неравномерном их распределении по годам эксплуатационного этапа) необходимо управлять процессом формирования рудопотоков изменением уровня кондиций по периодам разработки месторождения (в интервале от бортового уровня до минимального промышленного).

В процессе проведения эксплуатационной разведки месторождения появляется новая информация о количестве, качестве и местоположении отдельных рудных включений внутри контуров крупных зон оруденения, которые на стадии перспективного планирования рассматривались как однородные по качеству объекты разработки. В связи с этим возникает необходимость уточнения и постоянной корректировки планов горных работ на каждый текущий год эксплуатации. При объединении рудопотоков, поступающих со всех рудных горизонтов, элементарные потоки руды, формирующиеся при разработке каждого

эксплуатационного блока, должны быть разделены в общем случае в зависимости от содержания основного полезного компонента на богатые (с содержанием больше среднего), средние и бедные. Количество бедной руды из блоков, вошедших в текущий контур карьера, которое может быть включено в общекарьерный рудопоток в течение планируемого года, будет определяться исходя из условий обеспечения нулевого текущего баланса металла:  $\sum_{i=1}^N \Delta M = |\sigma|$  при  $|k_T - k_{cp}| \leq \delta$ , где  $\sum \Delta M$  —

соотношение металла, полученного в избытке из богатых блоков и недополученного из бедных,  $\tau$ ;  $\sigma$  — точность определения количества металла в блоке,  $\tau$ ;  $k_T$  и  $k_{cp}$  — соответственно текущий и средний коэффициент вскрыши,  $m^3/\tau$ ;  $\delta$  — допустимые колебания коэффициентов вскрыши,  $m^3/\tau$ .

#### ГЛАВА IV

### ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ

#### § 1. Требования к эксплуатационной разведке

Для обоснованного выделения выемочных (эксплуатационных) блоков на различных горизонтах и разработки нормативных и плановых показателей извлечения полезных компонентов необходимо иметь количественные данные о геоморфологических особенностях рудных тел, характере пространственного распределения полезных компонентов, закономерностях изменения коэффициентов рудоносности, а также о степени расчлененности рудных тел или зон в карьерном поле. Все они могут быть получены при проведении разведочных работ как до эксплуатации месторождения, так и в период его эксплуатации.

В результате детальной разведки, которая проводится до эксплуатации месторождения, имеются относительно достоверные данные о форме залежей, их размерах, запасах, химико-минералогическом составе по крупным участкам. Они служат основой для составления проекта разработки месторождения и для перспективного планирования на действующих карьерах.

Эксплуатационная разведка осуществляется по более густой сети разведочных выработок с учетом текущего планирования горных работ и принятого порядка отработки месторождения, технологии, добычных работ (валовая или селективная выемка), допустимой величины потерь и разубоживания полезного ископаемого и др. Реальное сгущение сети разведочных работ ограничено экономической целесообразностью, а также рядом организационно-технических факторов.

Цель эксплуатационной разведки:

установление наличия рудных тел, их запасов, качества, а также сорта и типа руд;

выявление ранее неизвестных скоплений полезного ископаемого в пределах карьерного поля и их оценка;

установление морфологии и элементов залегания рудных тел с целью последующего их оконтуривания и выделения границ выемки;

осуществление оперативного учета движения запасов и контроля за полнотой и качеством выемки руд.

Эксплуатационное опробование — это основа геолого-маркшейдерского обслуживания. Оно включает организацию системы опробования; составление первичной геолого-маркшейдерской документации; обслуживание буровзрывных и эксплуатационных работ, а также работ по усреднению руды, учету ее добычи, потерь и разубоживания, движения запасов; контроль качества и полноты выемки руды. Результаты опробования в недрах, в процессе добычных работ и на обогатительных фабриках служат основным источником информации о качестве товарной продукции.

В системе управления качеством продукции эксплуатационное опробование — один из важнейших процессов, выполняемых на всех стадиях добычи и подготовки сырья. Пробы отбираются из выработок (скважин) эксплуатационной разведки, бурового шлама взрывных скважин, транспортных средств, на входе руды в усреднительные и резервные склады и выходе из них, из товарного сырья и хвостов. Эксплуатационное опробование обеспечивает оконтуривание по каждому эксплуатационному блоку запасов всех сортов сырья и породных прослоев, установление качества сырья по взрывным блокам, определение характера распределения основных качественных признаков и степени их изменчивости и получения ряда других данных, необходимых для управления качеством товарной продукции карьера.

Опробование выполняется несколькими способами: бороздовым, задириковым, точечным, шламовым и геофизическим.

Бороздовое опробование применяют при разработке пластовых и жильных месторождений. Борозды постоянного поперечного сечения проводят по кровле уступа на ширину взрывающего блока или на всю мощность рудной залежи. Расстояние между бороздами 5—25 м.

Задирковое опробование — разновидность бороздового опробования. В скальных породах пробы отбираются одним из крайних зубьев ковша экскаватора по откосу на всю его высоту. Расстояние между линиями отбора проб 4—12 м.

Точечное опробование применяют для контроля качества отгружаемого сырья в транспортных сосудах. Пробы отбирают по диагонали (3—5 точек), "конвертом" (5 точек), в шахматном порядке (8—20 точек). Представительность пробы определяется не массой пробы, а числом точек отбора. Достоверность точечного опробования невысокая.

Шламовое опробование применяют на всех карьерах, разрабатывающих месторождения, залегающие в скальных породах. Опробование заключается в отборе бурового шлама по мере бурения взрывных скважин. Пробы в зависимости от сложности геологического строения обрабатываемого блока по всей длине скважины или поинтервально. Недостатками, присущими шламовому опробованию (как и другим названным выше способам), являются неполная достоверность опробования из-за разделения операций отбора проб и анализа, а также большие затраты времени, что не соответствует требованиям оперативного управления качеством сырья и механизированной обработки геологической информации. Эти недостатки исключаются при геофизическом опробовании.

Геофизическое опробование базируется на различии физических свойств руды и вмещающих пород. Геофизическим способом опробуют стенки взрывных скважин и забои. В зависимости от характера полезного ископаемого применяют следующие виды геофизического опробования: каротаж магнитной восприимчивости (КМВ), радиоактивный каротаж (РК), гамма-гамма методы (ГГМ), рентгенорадиометрический метод (РРМ), нейтронные методы (НМ), спектрофотометрический, флуорометрический, эмиссионный, масс-спектральный и др.

По многим видам полезных ископаемых в настоящее время существует возможность заменить бороздовое, задириковое, шламовое и другие способы опробования геофизическим. Это позволяет повысить точность опробования, своевременно обеспечить исполнителей информацией по необходимым качественным показателям с целью управления качеством руды.

Результаты эксплуатационного опробования полезного ископаемого и маркшейдерские замеры — база для составления первичной геолого-маркшейдерской документации, номенклатура и объем которой зависят от сложности состава и строения месторождения, общего состояния его геологической изученности, производственной мощности карьера. Первичную документацию используют для составления сводных геолого-маркшейдерских материалов в виде геолого-маркшейдерского плана карьера, детальных и прогностических разрезов, погоризонтных геологических планов, погоризонтных качественных (сортowych) планов, выполняемых в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000.

Основным исходным материалом при разработке нормативных и плановых показателей потерь и разубоживания являются погоризонтные качественные планы, дающие наглядную картину изменения состояния сырья, помогающие установить закономерности этой изменчивости и способствующие оперативному управлению горными работами в режиме селективной разработки и усреднения сырья.

Базой для составления погоризонтных качественных планов служат детальные и прогностические геологические разрезы, а также погори-

зонтные геологические планы. На планы наносят данные всех проб, взятых в пределах горизонта при разведке и эксплуатационном опробовании. На погоризонтных качественных планах отражают все залегающие сорта руды с указанием качества и выхода каждого из них. По мере продвижения фронта работ не реже одного раза в квартал производят пополнение и уточнение качественных планов как обрабатываемых, так и нижележащих горизонтов.

Обслуживание основных технологических процессов добычных работ включает подготовку геолого-маркшейдерских данных для бурения скважин, корректировку и дополнение их в процессе обустройства взрывного блока, составление в масштабе 1 : 200 или 1 : 500 сортового плана подлежащего выемке блока, обеспечение копиями сортового плана экскаваторного и транспортного цехов, сбор и обобщение данных после выемки взрывного блока. Окончательно подсчитывают запасы руды в блоке по раздельно извлекаемым сортам после полной выемки взорванного полезного ископаемого. Тогда же делают зарисовки нового откоса, рассчитывают по нему выход различных разновидностей руды и породы, качественные показатели по каждой из них, а также технико-экономические показатели добычных работ.

Улучшение геолого-маркшейдерского обслуживания связано прежде всего с повышением достоверности результатов эксплуатационной разведки, оконтуривания рудных тел и опробования руд. В данном случае рассматриваются возможные способы повышения достоверности исходной информации для нормирования и планирования полноты и качества выемки руд на карьерах, что находится в строгом соответствии с требованиями ТМУ. В них ставится обязательное условие введения нормативных показателей — высокая достоверность оконтуривания залежи в пределах выемочного блока (участка), а также подсчетов балансовых запасов и содержания в них полезных компонентов.

В условиях эксплуатации месторождений под оконтуриванием понимается определение положения в пространстве контуров рудных тел, других раздельно извлекаемых включений и их размеров на основании данных геологического изучения залежи или по результатам опробования.

Объектом оконтуривания могут быть различные участки минерализованных зон, представленных рудными телами или их частями. Для штокверковых месторождений или при рассеянном вкрапленном оруденении оконтуриваются участки с кондиционной минерализацией или же некондиционные объемы, находящиеся внутри их.

Оконтуривание промышленных рудных тел на стадии эксплуатации месторождений имеет своей целью также определение количества подлежащих выемке запасов полезного ископаемого и прогнозирование геологической ситуации.

Оконтуривание при эксплуатации производится различными методами в зависимости от морфологии рудных тел. Там, где имеются четкие

геологические границы между рудой и вмещающими породами, контуром служат границы естественные. Остается только проверить соответствие качества минерального сырья или мощность рудных тел установленным кондициям. Такой прием оконтуривания, как правило, пригоден для пластообразных и линзоподобных рудных тел с четкими границами [4]. Во всех остальных случаях оконтуривание производят по данным систематического опробования при эксплуатационной разведке на основе установленных для данного месторождения кондиций.

В качестве промышленных кондиций обычно принимаются бортовое и минимальное промышленное содержание, максимальная величина мощности безрудных интервалов, предельное содержание вредных примесей, включаемых в рудный контур.

Бортовое содержание геометрически отражает геологическое наименьшее содержание полезного компонента в пробе на контуре рудного тела, которая включается в выемочный продуктивный контур и, следовательно, в подсчет запасов. От величины бортового содержания зависят размер и строение промышленных рудных тел и уровень среднего содержания в них полезных компонентов. Поэтому чем ниже бортовое содержание, тем проще морфология рудных тел и ниже содержание полезного компонента в подсчитываемых запасах.

Минимальное промышленное содержание относится в целом к участку или блоку, подлежащему добыче, и отражает технологические условия отработки и переработки руд, а экономически — определяет возврат затрат на добычу и переработку при реализации полученного продукта.

Эти показатели относятся к категории технико-экономических. Имеются различные суждения о необходимости использования одной или нескольких кондиций [4, 10], в том числе и допустимости использования нескольких уровней бортового содержания для одного месторождения, но в настоящее время при определении числа и уровня кондиций руководствуются инструкцией Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ СССР).

На современных горнодобывающих предприятиях в качестве технических средств разведки применяются скважины и разведочные каналы. В этой связи опробование производится интервалами различной длины, и поэтому, если длина интервала отбора проб при опробовании вертикальных скважин равна высоте уступа, то в качестве кондиции чаще всего используется бортовое содержание по скважине и минимальное промышленное в целом по блоку. Во всех остальных случаях к ним добавляется предельно допустимая мощность рудных прослоев, не подлежащих раздельной выемке, или мощность некондиционной горной массы, не подлежащей отделению от руды.

Проведение границ между отдельными пересечениями производится методами интерполяции и экстраполяции. В обоих случаях имеется

в виду, что изменение свойств залежи и рудных тел происходит по прямолинейному закону.

Из многочисленных вариантов линейной интерполяции при оконтуривании в процессе эксплуатации месторождений применяется самый примитивный — простейшая линейная интерполяция. Здесь границы между кондиционными и некондиционными пересечениями проводят на середине расстояния между ними. При этом не учитывается уровень содержания в кондиционном и некондиционном интервале. Аналогично проводят границы за крайними пересечениями, как правило, значение признака по нему распространяется (экстраполируется) тоже на половину расстояния между смежными пересечениями.

Проведение границ по результатам опробования на основании установленных кондиций методами интерполяции и экстраполяции обусловлено тем, что все они носят условный характер. Это предполагает возможность применения при анализе характера распределения погрешностей оконтуривания вероятностно-статистического подхода, суть которого сводится к следующему: при проведении границы на половине расстояния между скважинами 1 и 2 (рис. 26) максимально возможные отклонения от условной границы могут быть равны  $a/2$ , а положение самой границы на участке между скважинами 1 и 2 равновероятно в любой точке, т. е. закон распределения вероятности равномерный. Следовательно, относительно условной границы смещение математического ожидания равно 0, дисперсия будет определяться выражением  $\sigma_a^2 = a^2/12$ , где  $a$  — расстояние между пересечениями.

Поскольку возможна вероятность отклонения в ту и другую стороны, равная 0,5, то, видимо, уровень погрешности оконтуривания в данной точке  $\Delta a = 0,2a/\sqrt{3}$ , т. е. она полностью зависит от расстояния между пересечениями.

Опыт разработки месторождений различных морфогенетических типов позволил создать и использовать традиционные способы оконтуривания, имеющие много общего с оконтуриванием запасов при детальной разведке. Способы оконтуривания на многих месторождениях цветных, редких и благородных металлов помимо общих черт имеют и свои особенности. Так, на месторождениях, где рудные тела отличаются определенными элементами залегания, хотя границы между разновидностями горной массы проводятся по данным опробования, учитывают углы падения, направление фронта горных работ, и контуры намечаются не на половине расстояний, а по самой кондиционной или некондиционной скважине (пробе).

В других случаях устанавливают вероятный размер зоны "контактной неопределенности", в пределах которой статистическими испытаниями пытаются наметить границу. Примером такого вида оконтуривания могут быть работы, выполненные на отдельных никелевых месторождениях, где контуры проводились через разведочные пересечения

(по скважине), учитывались также условные контакты, находящиеся в пределах определенной зоны. В зависимости от мощности этих зон и колебалась величина погрешности запасов.

Аналогично производят оконтуривание на месторождении "Мишн" (США). Промышленные запасы меди находятся в рудных телах крутого, а иногда и пологого падения при мощности до 60 м. Основные рудные тела состоят из тацитов и роговиков со средним содержанием меди 0,9 %, в оруденелых аргиллитах содержание более низкое. Все взрывные скважины, пробуренные по сетке 5,5 x 7,2 м, опробуются интервалами 12,5 м, т. е. на всю высоту уступа.

При оконтуривании выемочных рудных тел по их контакту с породой или некондиционной горной массой устанавливается зона мощностью 3 м с каждой стороны. Сам контакт проводится на половине расстояния между скважинами. Считается, что эта трехметровая зона в процессе добычи будет неизбежно перемешана. Установлено, что она, как правило, пониженного содержания. Названная зона относится ко всему смежному рудному блоку, обуславливая его разубоживание. Если поверхность между рудой и породой лежит под углом  $30^\circ$ , то на сортовом плане зона мощностью 3 м увеличивается до 12 м. Содержание и плотность руды или горной массы в такой зоне с каждой стороны контакта относятся к соответствующему рудному или породному участку по критериям суммарного в нем содержания. Если оно меньше 0,4 % меди, то прирезки со стороны породной части блока считаются породой, если больше или равно 0,4 %, — включаются в рудную массу блока и относятся в данном случае к разубоживающей массе.

Экспериментальные работы по определению достоверности условных контактов проведены на нескольких рудных месторождениях [27]. Здесь руды и породы визуально неразличимы, поэтому между ними устанавливаются условные границы на основании опережающей разведки скважинами, пробуренными по сетке 18 x 20 м, и взрывными скважинами с расстоянием между ними 8 м. Для установления абсолютной величины отклонения условных границ в зависимости от расстояния между скважинами по кровле горизонтов проходили канавы, где бороздой отбирали секционные пробы. По результатам опробования построены сортовые планы для скважин, пробуренных по сетке 4 x 4, 8 x 8,

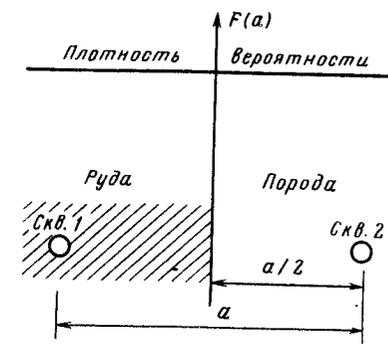


Рис. 26. Схема к оценке дисперсии установления условных границ рудных тел по утвержденным кондициям

8 x 16, 16 x 16 м. С расширением сетки опробования взрывных скважин зона вероятного положения контакта увеличивается, составляя соответственно для расстояний между скважинами 8 и 16 м 1,2–2 и 2,5–3 м. Мощность средней вероятной зоны приблизительно 1,6 м для скважин, пробуренных по сетке 8 x 8 м, и 2,6 м — для скважин, пробуренных по сетке 16 x 16 м, т. е. положение границы может колебаться около середины между скважинами в пределах  $\pm 0,8$ –1,4 м.

В зависимости от сложности месторождений оконтуривание как процесс иногда расчленяется на этапы. Поэтапное оконтуривание имеет целью уточнение выемочных контуров тел полезных ископаемых. В работе [27] выделяется предварительное и детальное оконтуривание. Для осуществления этих этапов используются сведения эксплуатационной разведки, полученные в различное время, предшествующее непосредственной выемке.

Предварительное оконтуривание, как показывают анализ разработки месторождений открытым способом, многочисленные наблюдения и эксперименты, необходимо при использовании раздельной отбойки руд и пород. Оно позволяет установить степень сложности морфологии рудных тел и возможность применения метода раздельного взрывания или же рекомендовать валовое рыхление. На этом этапе можно ориентировочно определить промышленную ценность запасов и их объем, а также наметить рациональные способы осуществления детальной эксплуатационной разведки.

Эффективность оконтуривания зависит от размеров рудных тел, компактности и однородности оруденения. На месторождениях, представленных крупными рудными телами, наиболее эффективный способ — опробование перебура взрывных скважин.

Детальное оконтуривание, как окончательный этап определения характера, размеров и пространственного положения рудных тел, осуществляется с целью выбора методов отбойки и экскаваторной выемки. Оно производится по данным текущей эксплуатационной разведки. В тех случаях, когда рудные тела просты по структуре, имеют четкие природные границы и устойчивые элементы, нет необходимости прибегать к технико-экономическим обоснованиям для установления конечных контуров. Критерии эффективности оконтуривания должны соответствовать достижению минимальных уровней количественных и качественных потерь руды, поскольку затраты на оконтуривание рудных тел простой морфологии меньше экономического эффекта, обусловленного снижением потерь и разубоживанием руды.

Оконтуривание промышленных рудных тел, не имеющих выраженных геологических границ, должно базироваться на детальных технико-экономических расчетах и достоверной информации о необходимых геолого-промышленных параметрах.

## § 2. Информативность опробования руд

Эксплуатационная разведка взрывными скважинами с опробованием шлама широко применяется для месторождений пластообразного или жильного типа при пологом залегании рудных тел, у которых контуры с вмещающими породами нечеткие и условные границы устанавливаются по результатам опробования. Постоянные элементы залегания и известные углы падения залежи, а также принятая высота уступа определяют интервал отбора проб и плотность разведочной сети.

Технология отработки на таких месторождениях включает валовую отбойку и селективную эксплуатационную выемку. При постоянных элементах залегания возможна организация селективной отбойки с использованием данных текущей разведки вышележащих горизонтов для предварительного определения пространственного положения условных границ между кондиционной рудой и некондиционными рудами и породами.

На месторождениях жильного или прожилкового типов со сближенными жилами крутого падения и нечеткими контактами эксплуатационная разведка производится взрывными скважинами. При небольших масштабах горнодобывающих предприятий используется способ текущей разведки с помощью разведочных каналов.

Отработка жил и пропластков мощностью 2–5 м ценных, но бедных руд подобных месторождений обычно производится высотой уступа 7,5 или 10 м, что способствует организации селективной отбойки и действию высоких показателей извлечения полезного ископаемого из недр. Уменьшение высоты выемочного уступа позволяет при введении в отработку большого числа горизонтов резко увеличить интенсивность разработки и повысить годовую производственную мощность предприятия.

Месторождения жильного типа с рудными телами средней и большой мощности крутого падения, с четкими естественными границами оконтуриваются канавами с опробованием борозд интервалами, кратными расстоянию между взрывными скважинами. Канавы обычно проводят вкрест простирания рудных тел, расстояния между ними зависят от изменчивости оруденения и высоты уступа и составляют 7,5–20 м. Данные опробования по канавам распространяются на всю высоту уступа, а элементы залегания рудных тел устанавливаются анализом и сопоставлением пространственного расположения выявленного оруденения на нескольких смежных горизонтах.

При значительной изменчивости свойств промышленных рудных тел по падению или при наличии внутрирудных некондиционных включений, эффективным способом эксплуатационной разведки является дополнение к проходке канав по кровле горизонта бурения горизонтальных скважин по почве уступа. В этом случае интервалы опробования по канавам и скважинам должны быть равны и пространственно согласованы.

При этих методах эксплуатационной разведки средства ее производства не связаны с другими процессами технологии добычи, поэтому затраты обычно увеличиваются.

Опробование по канавам обеспечивает поступление геологической информации до обурирования участка предстоящей добычи взрывными скважинами, поэтому технология отбойки применяется, как правило, селективная.

Месторождения гнездообразного типа, наиболее сложные как для разведки, так и для последующей отработки, характеризуются рудными включениями различного объема, совершенно незакономерным пространственным расположением, отсутствием определенных элементов залегания, весьма высокой изменчивостью содержания полезных компонентов.

Наиболее рациональный метод эксплуатационной разведки на таких месторождениях — это систематическое опробование шлама взрывных скважин. При этом интервал опробования выбирается, как и высота добычного уступа, 5–7,5 м (реже до 10 м). Точность оконтуривания и полное выявление рудных включений достигаются при большом числе скважин на блоке.

Таким образом, можно выделить следующие особенности эксплуатационной разведки.

1. Характер оруденения, тип контуров руды с вмещающими породами и параметры элементов залегания определяют использование конкретных методов и средств эксплуатационной разведки, среди которых большим распространением пользуются взрывные скважины, разведочные каналы и разрезные траншеи.

2. Методы и средства эксплуатационной разведки, так же как и плотность разведочной сети, во многом зависят от производственной мощности горного предприятия и среднего содержания полезных компонентов в добываемых рудах.

3. Выбор плотности разведочной сети зависит от морфологии рудных тел и характера распределения содержания полезных компонентов в них. При использовании взрывных скважин устанавливается связь между формой объекта разработки и параметрами добычных работ.

4. Способы отбора проб определяются техническими средствами разведки, типом месторождения и масштабами горного предприятия. В связи с разработкой бедных руд месторождений штокверкового типа преобладает способ отбора проб шлама или буровой мелочи при шарошечном или пневмоударном бурении скважин.

5. Рациональный интервал опробования зависит от ценности минерального сырья, типа месторождения, а также физико-механических свойств руды и вмещающих пород. Интервал опробования определяется техническими возможностями выемочно-погрузочного оборудования и способностью его производить селекцию по высоте взорванного развала.

6. Информативность различных способов отбора проб неодинакова. При значительной изменчивости геолого-промышленных параметров рудных тел и низких содержаниях полезных компонентов большей информативностью обладает способ опробования шлама взрывных скважин.

7. Высокую экспрессность обеспечивает внедрение различных геофизических методов опробования.

Получение достоверной информации о качестве добываемого полезного ископаемого — важный процесс, предшествующий разработке месторождения. Эта информация существенно влияет не только на уровень использования недр, но и на эффективность технологии обогащения.

В связи со значительным уменьшением содержания полезных компонентов в минеральном сырье жесткость требований, предъявляемых технологиями переработки к сортам и типам руд, усиливается, что вынуждает изыскивать более надежные способы получения сведений о качестве руд.

С целью определения приемлемости способа опробования шлама взрывных скважин с помощью лоткового пробоотборника применительно к существующим вариантам технологии добычи на одном из полиметаллических месторождений были проведены экспериментальные работы [27]. Месторождение относится к вкрапленно-прожилковому типу с гнездообразными и линзообразными рудными телами. Локализация оруденения в пределах карьерного поля ясно выражена, тяготеет к его центру. Оконтуривание промышленных рудных тел возможно только на основании опробования. Эксплуатационная разведка производится посредством проведения канав с бороздовым отбором проб секциями длиной 1,5 м, по химическим анализам которых строят сортовые планы, планируют и организуют добычу. Канавы, как правило, проводят вкрест простирания рудного тела, расстояние между ними 10 м. Результаты опробования по канавам распространяются на всю высоту уступа. По данным секционных проб производится оконтуривание рудных тел, минимальная выемочная мощность рудных и безрудных разновидностей горной массы принята 3 м. При оконтуривании выделяются кондиционные руды по сумме содержаний комплекса элементов. Разделение руд по сортам и типам обусловлено различными показателями извлечения при обогащении.

Вскрышные уступы обычно имеют высоту 15 м, а добычные подразделяются на подуступы высотой 7,5 м. В этом случае практикуется как селективная, так и валовая выемка. Перед подачей на обогатительную фабрику руда усредняется на промежуточных складах, созданных для каждого типа руд.

Методика экспериментальных работ состояла в следующем. На горизонте 2413 м опробовали бороздовым способом канавы, затем

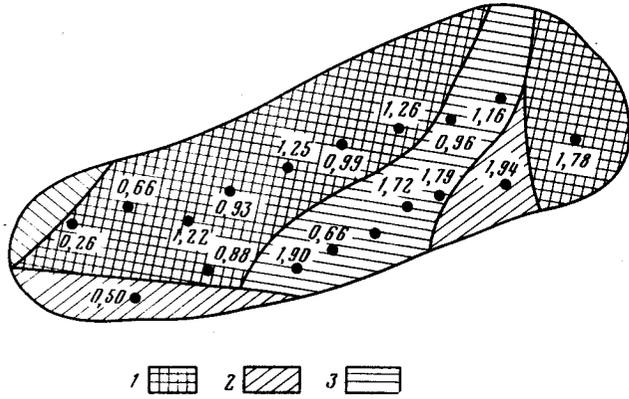


Рис. 27. Контуры рудных тел по результатам детальной разведки и эксплуатации южного фланга месторождения "Саяк-1" при опробовании различными интервалами:

1 — контуры рудных тел по данным детальной разведки; 2 — площади рудных тел при интервале отбора проб 15 м; 3 — дополнительные площади рудных тел при интервале опробования 7,5 м

блок обуривали шарошечными станками. Расстояние между скважинами составляло 5—5,5 м.

В процессе бурения отбирали пробы шлама с помощью лотков, установленных в 1,2—1,5 м от устья скважин. Интервалы отбора проб приняты 0—7,5 и 7,5—15 м, что соответствовало высоте уступа. После взрывания и полной отработки по гор. 2398 м в тех же пространственных координатах проводили канавы с отбором бороздовых проб. На рис. 27 приведены результаты этих работ. Содержание одного из полезных компонентов дано в условных единицах, в каждой секции указана величина по гор. 2413 и 2398 м (затушеванными точками обозначены опробованные скважины со средним содержанием по двум интервалам). Все пробы по канавам и скважинам подвергались обработке и химическому анализу на четыре ведущих элемента А, Б, В<sub>1</sub> и В<sub>2</sub>. Массовое опробование взрывных скважин и канав позволило вычислить среднее содержание полезных компонентов по блоку (табл. 10).

В качестве опорного варианта выбран способ опробования по канавам на двух смежных горизонтах и по нему устанавливается степень приемлемости других вариантов. Сравнивались варианты, используемые для планирования и осуществления добычи руд.

Именно поэтому во всех вариантах технологии добычи руд (см. табл. 10) содержатся результаты, полученные при опробовании по канавам на гор. 2413 м и скважинам в соответствующих интервалах для случаев отработки полным уступом и подступами.

Таблица 10

Опробование	Содержание полезных компонентов, условных единиц							
	А		Б		В <sub>1</sub>		В <sub>2</sub>	
	абсолютное	отклонение, %	абсолютное	отклонение, %	абсолютное	отклонение, %	абсолютное	отклонение, %
По канавам на гор. 2398 м	109	—	163	—	330	—	106	—
По канавам на гор. 2413 м	166	+52,4	166	+1,8	446	+35,2	122	+15,2
По скважинам в интервале 0—7,5 м	137	+25,7	177	+8,6	246	-25,5	89	-16,0
По скважинам в интервале 7,5—15 м	105	-3,5	161	-1,2	380	+15,1	135	+27,3
По скважинам в интервале 0—15 м	121	+11,0	169	+3,7	313	-5,1	112	+5,7
<i>Опорный вариант</i>								
1. По канавам на гор. 2413 м	166	—	166	—	446	—	122	—
По скважинам в интервале 0—7,5 м	137	-17,2	177	+6,6	246	-45,0	89	-27,0
2. По канавам на гор. 2413 м	166	—	166	—	446	—	122	—
По скважинам в интервале 7,5—15 м	105	-3,0	161	-3,0	380	-14,8	135	+10,7
3. По канавам на гор. 2413 м	166	—	166	—	446	—	122	—
По скважинам в интервале 0—15 м	121	-27,0	169	+1,8	313	-20,0	112	-8,2
<i>Варианты</i>								

Анализ данных табл. 10 показывает, что при ориентировании на результаты опробования по канавам содержание почти всех элементов по блоку будет завышено в среднем на 27 %, в то время как по скважинам (0–15 м) завышение равно 8 %. Аналогичное положение наблюдается по вариантам технологии, где среднее содержание при опробовании по канавам выше на 19 %.

Различие результатов анализов материала отобранных проб по канавам и скважинам обусловлено неравномерным распределением полезных компонентов по высоте и, следовательно, значительной изменчивостью содержаний по глубине. Проникновение с помощью бурения в глубь массива и извлечение из скважин материала среднего состава с данного интервала является основной причиной более высокой представительности проб шлама. Если рассматривать в проведенном эксперименте отбор проб как опытную точку, то можно оценить надежность опробования по канавам и скважинам.

Изложенные результаты находят подтверждение при выборе более надежного способа отбора проб.

Известно, что для системы, изменяющей свое состояние дискретно, количество информации можно определить по формуле

$$Y = H = - \sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i, \quad (34)$$

где  $P_i$  – вероятность возникновения того или иного состояния.

В нашем случае любой способ отбора проб носит дискретный характер. Если обозначить через  $n$  число уравнений квантования (равновероятных состояний системы), то формулу (34) можно записать в виде

$$Y = H = - \sum_{i=1}^n \log_2 \frac{1}{n} = \log_2 n,$$

так как  $P_i = 1/n$ .

Чем меньше точность поддержания определяющего параметра, тем меньше сложность управления процессом и тем меньшее количество информации требуется для управления. Связь между этими статистическими характеристиками может быть выражена соотношением

$$Y = H 2 \log_2 t \sigma / \epsilon; \quad t \sigma / \epsilon = \sqrt{n},$$

где  $t$  – коэффициент Стьюдента;  $\sigma$  – среднее квадратическое отклонение;  $\epsilon$  – допустимая погрешность опробования.

Каждый способ опробования характеризуется не только количеством информации, но и информативностью. В качестве критерия информативности принимается безразмерный показатель  $i = \Delta x / \sigma_x$ , где  $\Delta x$  – среднее абсолютное отклонение, например, среднего содержания полез-

Таблица 11

Опробование, элементы	Количество информации, двоичных единиц		Информативность способа			
	по элементам	по всем компонентам	по способу	по компонентам	среднее	
					по всем компонентам	по способу
По скважинам в интервале 0–15 м						
А	7,20			0,691		
В <sub>1</sub>	4,46	5,41	–	0,791	0,714	–
В <sub>2</sub>	4,59			0,660		
По скважинам в интервале 0–7,5 м						
А	7,19			0,787		
В <sub>1</sub>	7,48	4,83	–	0,708	0,722	0,746
В <sub>2</sub>	2,85			0,673		
По скважинам в интервале 7,5–15 м						
А	6,20			0,877		
В <sub>1</sub>	5,42	5,65		0,823	0,802	
В <sub>2</sub>	5,34			0,703		
По канавам по гор. 2413 м						
А	8,80			0,723		
В <sub>1</sub>	6,95	7,10	6,39	0,561	0,642	0,613
В <sub>2</sub>	5,56			0,643		
По канавам по гор. 2938 м						
А	6,00			0,679		
В <sub>1</sub>	5,29	5,68		0,562	0,584	
В <sub>2</sub>	5,76			0,513		

ного компонента в серии опробования (взрывного блока);  $\sigma_x$  – среднее квадратическое отклонение среднего содержания.

Критерий информативности здесь не может быть  $> 1$ .

Принимая за цикл управления количество и качество руды в одном взрывном блоке, оценим необходимое количество сведений [27], поступающих при опробовании различными способами, и уровень их информативности. Условимся, что допустимая погрешность опробования во всех случаях одинакова и должна быть не выше, чем регламентировано инструкциями ГКЗ СССР для соответствующих абсолютных содержаний полезных компонентов и случайной погрешности химического анализа.

При расчете меры информативности (табл. 11) не принимали во внимание коэффициент, учитывающий потерю части информации ввиду длительности опробования канавами.

вительной, если степень соответствия содержания полезного компонента в ней и в забое, от которого отобрана проба, будет достаточно высокой. В.М. Крейтер понимает под представительностью пробы степень соответствия содержания компонентов в пробе содержанию их в целом, от которого она отобрана. Л.И. Четвериков считает пробу представительной и достоверной, если содержание компонента в ней полностью соответствует его содержанию в том объеме, из которого она отобрана.

А.Б. Каждан [10] указывает, что при опробовании массива полезного ископаемого в коренном залегании каждая отдельная проба не может быть представительной; представительными могут стать оценки средних содержаний, вычисленные по нескольким пробам.

Эти оценки будут распространяться в условиях эксплуатационной разведки на объемы, непосредственно прилегающие к скважине или разведочной канаве. Степень представительности зависит от достоверности оценки и плотности сети опробования.

Уточнение понятия представительности является методически принципиальной основой для сравнения результатов различных способов отбора проб между собой и каждого в отдельности относительно некоторой контрольной пробы, принятой за эталон.

В качестве эталона может служить, например, вся масса шлама, удаленная от скважины (валовая скважинная проба) или вся масса разведочной канавы. При постановке экспериментов следует предусмотреть сохранение всей выбуренной буровой мелочи, ее тщательное перемешивание, квартование и отбор от нее пробы массой, значительно большей, чем обычная рядовая проба.

Самый распространенный способ опробования — отбор проб для химического анализа шлама взрывных скважин, пробуренных станками шарошечного типа. Этот способ обеспечивает достаточную достоверность оконтуривания блоков при высокой плотности разведочной сети, равной расстоянию между скважинами.

Приемлемость тех или иных методов и способов отбора проб должна быть доказана экспериментально с последующей оценкой степени их надежности. Под надежностью способа опробования понимается вероятность удовлетворительного отбора проб. Тогда коэффициент надежности может быть определен по формуле

$$k_n = \frac{A_{об} - A_n}{A_{об}},$$

где  $A_{об}$  — общее число проб, отобранных данным способом;  $A_n$  — число неудовлетворительных результатов.

Результаты удовлетворительного исхода отбора проб, очевидно, должны заключаться в интервалах, не превышающих заданной ошибки химического анализа, установленной инструкциями ГКЗ СССР.

Следует отметить, что надежность одного и того же способа отбора проб на различных месторождениях неоднозначна, что обусловлено морфогенетическими особенностями рудных тел, а также физико-механическими свойствами руд и пород.

Наряду с этими объективными причинами различной надежности одних и тех же способов опробования имеются и субъективные, в основе которых лежит отбор проб вручную. Механизация процесса или использование средств, обеспечивающих стандартизацию условий извлечения части шлама при бурении взрывных скважин, позволят стабилизировать величину ошибки и тем самым решить одну из основных проблем эксплуатационного опробования — получение представительной пробы и повышение достоверности исходных данных, необходимых для налаживания действенного контроля за использованием недр.

Выбор рационального интервала и шага опробования в целом преследует цель минимизировать погрешности, причем конкретная величина интервала, очевидно, будет различной в условиях проведения детальной, опережающей и текущей эксплуатационной разведок.

Величина интервалов зависит от естественных параметров месторождения, его сложности, морфологии и изменчивости основных его геолого-промышленных показателей. Все они в той или иной мере учитываются в ходе предпроектной и детальной разведки. В условиях непосредственной эксплуатации месторождения появляется еще и необходимость учитывать возможную технологию и технику добычи.

Общей предпосылкой к выбору рационального интервала и шага опробования является стремление к наиболее полному извлечению полезного ископаемого из недр при условии обеспечения заданного качества минерального сырья. В этой связи на некоторых месторождениях, особенно ценных руд, для уточнения геолого-промышленных параметров требуется сгущение буровой сети детальной разведки.

Например, на карьере "Инкур" первоначальная сеть 35x35 м сгущается до 17,5x17,5 м, при этом глубина скважин опережающей разведки принимается равной 20 м, а для бурения используются станки шарошечного типа. В процессе проходки скважин с каждого 10-метрового интервала отбирают пробу шлама для последующего химанализа.

На Коунрадском карьере скважины эксплуатационной опережающей разведки бурят по сети 30x40 м, глубиной 30 м с интервальным отбором проб через 15 м. Интервал отбора проб соответствует высоте добычного уступа.

Детальная разведка на карьерах Саякской группы месторождений проведена скважинами по сети 50x50 м. С целью уточнения всех параметров залежи в течение нескольких лет эксплуатации разведку вели станками колонкового бурения по сети 25x25 и даже 12,5x12,5 м.

На примере доразведки южного фланга месторождения "Саяк-1" можно оценить эффективность эксплуатационной разведки скважина-

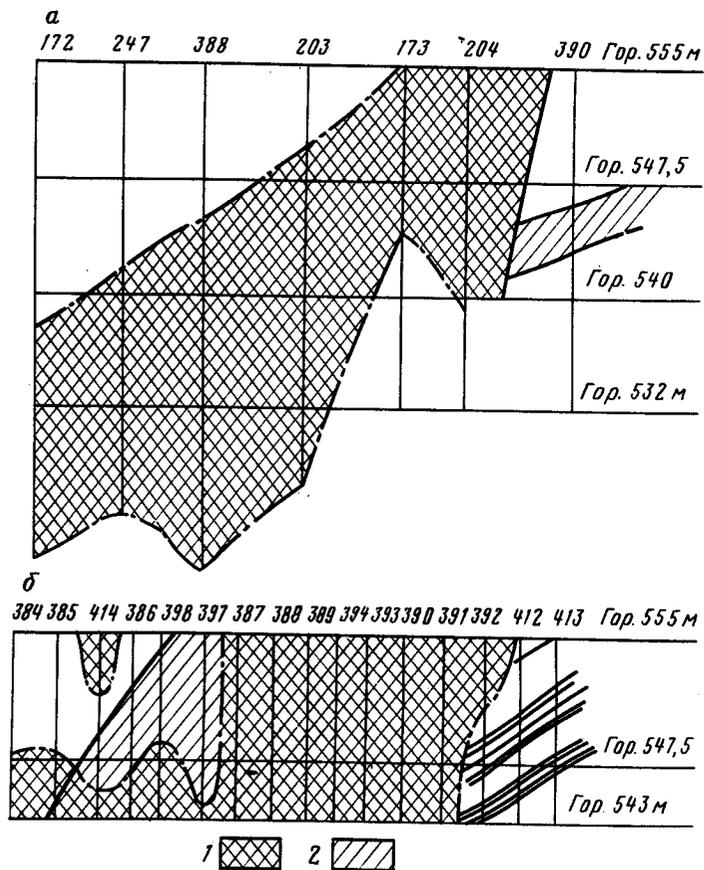


Рис. 29. Результаты поинтервального опробования скважин колонкового бурения по разведочному профилю 21 (а) и по данным текущей эксплуатационной разведки (б)

ми колонкового бурения с опробованием керна интервалами 1 м. В пределах одного из разведочных профилей № 21а, где имелись скважины детальной разведки, были пробурены скважины колонкового бурения через 12,4 м друг от друга (рис. 29), а в 15 м от линии профиля обурен блок, предназначенный для выемки, последний ряд которого также опробован интервалами 1 м.

Анализ результатов опробования керна скважин одновременно с текущей разведкой показывает, что они существенно отличаются друг от друга.

Сопоставление данных детальной разведки и результатов опробования шлама взрывных скважин в районе опорных скважин детальной разведки позволяет судить, что по одному из профилей первые дают содержание металла в руде в среднем равным 48, а вторые — не более 30,4 условных единиц; по другому профилю соответственно 82 и 17,2 условных единиц. Аналогичная картина наблюдается и в пределах третьего профиля, где скважина № 428 показала 142 условные единицы, а четыре взрывные, в центре которых находится эта скважина, показали в среднем 24 условные единицы.

Результаты опережающей эксплуатационной разведки, полученные с использованием скважин колонкового бурения, имеют большое значение для перспективного планирования горных работ.

Как было отмечено выше, главной предпосылкой к выбору рационального интервала опробования является требование наиболее полного использования недр. Основным методом решения частных задач, определяемых этим положением, признан технико-экономический анализ на базе перспективного сравнения вариантов отработки месторождения при разных интервалах отбора проб. При этом учитываются известные зависимости между качеством сырья и результатами обогатительного и металлургического переделов.

## ГЛАВА V

### ВЛИЯНИЕ ОСНОВНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ И СТАБИЛИЗАЦИИ КАЧЕСТВА РУДЫ НА ПОКАЗАТЕЛИ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУД

#### § 1. Буровзрывные работы

Некоторые особенности технологии разработки месторождений цветных металлов изложены в работе [34] и сохраняют свою актуальность в настоящее время. На рис. 30 показаны структурные связи основных технологических процессов (буровзрывные работы и экскавация) при разработке рудных месторождений различных типов. Краткая характеристика процессов приведена ниже.

Взрывание с сохранением геологической структуры производится на буферный слой, образованный в результате предыдущего взрыва и примыкающий к откосу уступа. В этом случае происходит сравнительно небольшое смещение взорванной горной массы в блоке за счет главным образом деформации и перемещения буферного слоя. Коэффициент разрыхления скальных пород снижается с 1,5 до 1,15. При этом помимо максимально возможного сохранения структуры взрываемого блока (для последующей селективной выемки) достигается: более полное

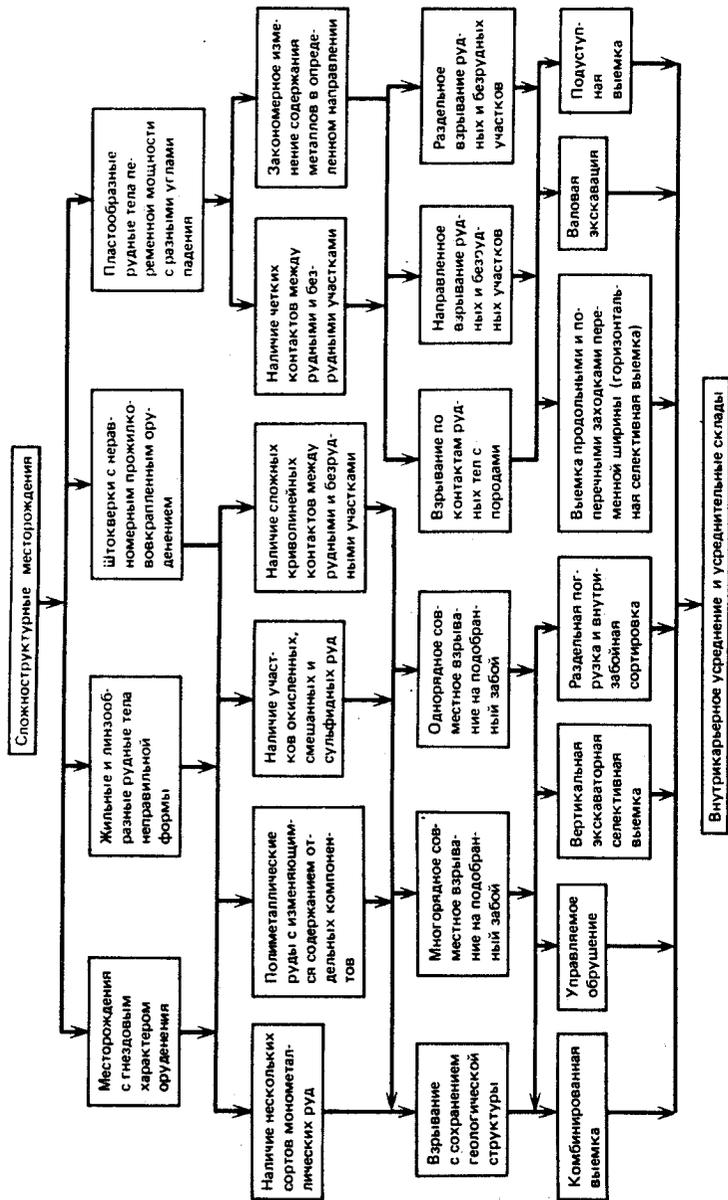


Рис. 30. Структуры связи основных технологических процессов при разработке сложноструктурных месторождений

использование энергии взрыва на дробление породы; сокращение времени на вспомогательные операции, производимые обычно на рабочей площадке до и после взрыва; более эффективная работа экскаваторов с постоянной высотой забоя.

Этот способ взрывания применяется при разработке сложноструктурных месторождений, представленных слабыми и средней крепости породами с хорошими показателями дробления.

Раздельное взрывание рудных и безрудных участков осуществляется в следующих случаях:

а) когда по фронту взрывного блока можно выделить участки, представленные кондиционной рудой или породами. В этом случае бурятся вертикальные скважины на всю высоту уступа, а затем взрываются рудные скважины. После валовой погрузки руды взрываются породные скважины;

б) когда разрабатываются горизонтально- или пологозалегающие пластообразные рудные тела и уступ можно разделить на подступы по контурам рудных тел. В этом случае рудная и безрудная части уступа взрываются и отрабатываются отдельно. Производительность оборудования при этом способе снижается, а затраты на разработку обычно увеличиваются.

Взрывание по контактам рудных тел с породами обеспечивает получение руды высокого качества, однако при этом требуется бурить наклонные или вертикальные скважины разной глубины, чтобы отрыв рудного массива происходил по линии, близлежащей к контактам.

Направленное взрывание, когда развал рудной массы смещается в сторону от развала породы, еще не нашло широкого применения в практике разработки сложноструктурных месторождений, однако в соответствующих условиях этот способ может оказаться весьма эффективным.

В практике применяется также совместное взрывание сложноструктурных блоков на подобранный забой с однорядным и многорядным расположением скважин.

При однорядном взрывании скважин производится раздельная отработка рудных и породных участков развала взорванной горной массы и раздельная ее погрузка в средства транспорта. Длина этих участков определяется главным образом на основе данных опробования взрывных скважин.

Многорядное взрывание применяется при сочетании по меньшей мере следующих условий: во-первых, при относительно сложном характере контуров и пространственного размещения рудных и породных элементов карьерного поля; во-вторых, при наличии достаточной ширины рабочих площадок (не менее 25–30 м) и длины обрабатываемых блоков. Первое условие особенно характерно для рудных месторождений штокверкового типа (например, месторождения медно-мо-

либденовых и редкоземельных руд), а второе — для крупных карьеров. Следует, однако, отметить, что в настоящее время из-за существенного отставания горно-подготовительных работ даже на ряде крупных рудных карьеров (например, Кальмакырском) многорядное взрывание не является преобладающим.

Выбор способа буровзрывного рыхления осуществляется в тесной связи со всеми остальными технологическими процессами, и в первую очередь с экскавацией и транспортированием.

При взрывании с сохранением геологической структуры применяется также комбинированная выемка, включающая в различных сочетаниях селективную выемку, приемы управляемого обрушения забоя, внутризабойную сортировку, а также различные методы вертикальной и горизонтальной экскаваторной селективной выемки.

Раздельная погрузка применяется на тех участках забоя, где руда и порода имеют четкие границы и где можно эффективно производить селективную выемку.

Приемы управляемого обрушения забоя включают различные варианты обрушения рудных участков забоя в заранее подготовленные экскаватором лоткообразные выемки в нижней (обычно породной) части развала взорванной горной массы для последующей погрузки руды в автосамосвалы. Возможны варианты обрушения пород для последующей погрузки их в автосамосвалы и транспортирования в отвалы. Управляемое обрушение в основном применяется начиная со второй экскаваторной заходки при достаточной устойчивости откосов забоев взорванного массива.

Внутризабойная сортировка осуществляется на тех участках, где имеется возможность выемки руды по сортам с размещением ее на заранее подготовленных призабойных площадках для последующей погрузки в транспортные средства.

Вертикальная экскаваторная селективная выемка применяется в забоях, разделенных по высоте на рудную и безрудную зоны. Зоны отрабатываются в определенном порядке с раздельной погрузкой руды и породы.

Горизонтальная экскаваторная селективная выемка применяется в забоях с четко выделенными рудными и безрудными участками по фронту развала взорванной горной массы. Выемка участков производится поперечными или продольными экскаваторными заходками переменной ширины в соответствии с конфигурацией и параметрами участков.

При раздельном взрывании рудных и безрудных участков, при взрывании по контурам рудных тел с породами и направленном взрывании применяются соответственно валовая экскавация, подступная выемка и горизонтальная экскаваторная селективная выемка.

При однорядном и многорядном совместном взрывании на подобранный забой применяются методы комбинированной выемки в раз-

личных сочетаниях. На многих предприятиях, разрабатывающих рудные месторождения, для обеспечения обогатительной (или агломерационной) фабрики рудой установленного качества производится внутрикарьерное усреднение или образуются специальные рудные усреднительные склады.

В большинстве случаев при методах селективной разработки месторождений наиболее целесообразно применять автомобильный внутрикарьерный транспорт, позволяющий отдельно выдавать руду различных сортов из сложных забоев, а также руду и породу. Особое место при селективной разработке в ближайшем будущем должны занять новые погрузочно-транспортные машины — одноковшовые погрузчики на пневмоколесном и гусеничном ходу, экскаваторы с гидроприводом.

В целях установления взаимосвязи между уровнем качественных и количественных потерь, геолого-морфологическими особенностями рудных тел и параметрами их отбойки при различных методах раздельного взрывания был разработан графоаналитический метод [26]. В его основу положено реальное сопряжение контуров рудного тела и границ отбойки, обусловленное вероятностно-статистическим характером распределения полезных компонентов в рудах с учетом расположения взрывных скважин, поверхности отбойки и глубины отрыва при взрывании. Принципиальная схема раздельной отбойки выдержанных по мощности и углу падения рудных тел приведена на рис. 31.

Для построения зависимостей типа  $n = f(p)$  необходимо иметь на плоскости по меньшей мере три основные точки: центральную и две на флангах строящейся кривой.

Для определения координат этих узловых точек необходимо получить минимум три пары зависимостей, выражающих количественные соотношения между показателями потерь и разубоживания руды в указанных точках:

первая зависимость устанавливается для условий, когда коэффициент разубоживания  $p$  равен нулю или минимален, т. е.  $p \rightarrow 0$ , а коэффициент потерь  $n$  максимален для условий  $p \rightarrow 0$ ;

вторая зависимость между коэффициентами потерь и разубоживания устанавливается, если они численно равны (или примерно равны), т. е.  $n \approx p$ ;

третья зависимость обратна первой, т. е. когда потери отсутствуют,  $n = 0$ , разубоживание является максимальным, т. е.  $p \rightarrow \max$ .

Поскольку условия производства раздельной отбойки руд и пород весьма разнообразны (по мощности и углу рудного тела, способам его оконтуривания, диаметру и углу наклона взрывных скважин и т. д.), в данной работе даются указанные зависимости для наиболее характерных условий определения. Когда угол падения рудного тела  $\alpha_p$  больше или равен предельному углу наклона скважины  $\alpha_c$ , т. е.  $\alpha_p > \alpha_c$ , а рудные тела имеют небольшую мощность ( $M_p$  равна 4–7 м).

При небольшом и среднем диаметре наклонных скважин (125 и

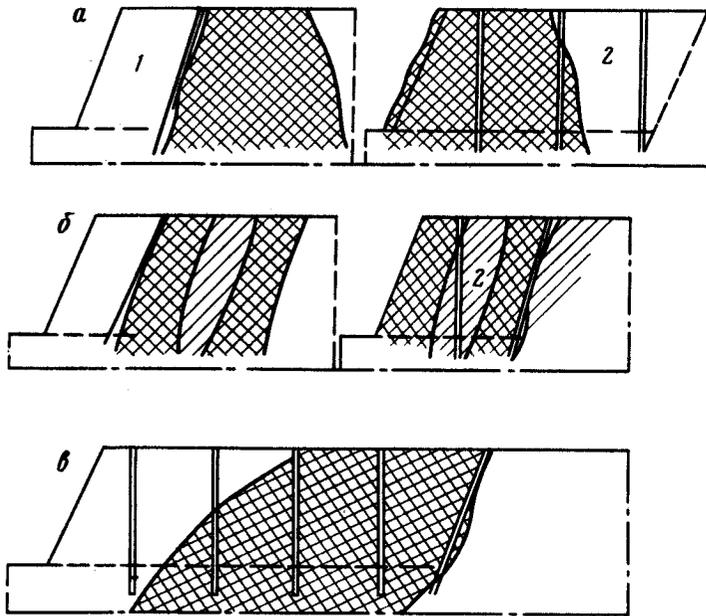


Рис. 31. Схемы раздельной отбойки:

*a* — раздельное взрывание со стороны висячего бока и совместное — со стороны лежащего; *b* — раздельное со стороны лежащего и висячего боков, но совместное с прослоями породы или руды другого типа; *в* — совместное взрывание со стороны висячего бока и раздельное — со стороны лежащего; 1 и 2 — первая и вторая ленты

175 — 190 мм), если  $\alpha_p = 90^\circ$ , фактическая величина коэффициентов разубоживания  $p$  и потерь  $n$  определится:

$$n = 0; \quad p = \frac{W_1 + 0,1 H \operatorname{ctg} \alpha_c - M_p}{W_1 + 0,1 H \operatorname{ctg} \alpha_c},$$

где  $W_1$  — линия сопротивления по подошве, м;  $\alpha$  — угол откоса уступа при взрывании, градус.

Когда  $\alpha_p = \alpha_c$ :

1. При оконтуривании рудного тела (имеющего природные геологические границы) по данным опробования двух горизонтов (верхнего и нижнего):

при установленных потерях  $n_y = 0$   $n_\phi = 0$ , если

$$M_p + 2l_{p,n} > W_1, \quad p_\phi = 2l_{p,n} / (2l_{p,n} + M_p);$$

$$\text{при } p = 0 \quad n = 2l_{p,n} / M_p;$$

$$\text{при } n_y = p_y \quad n_y = \Delta m / 3M_p,$$

что возможно при условии  $M_{p1} \geq W_1$ ,

если же  $M_{p1} < W_1$ , то

$$n_\phi = \frac{H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{2M_{p1}} + \frac{l_{p,n}}{4M_{p1}} \text{ и}$$

$$p_\phi = \frac{H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) \operatorname{ctg} \alpha_c]}{4} \left\{ \frac{1}{M_{p1}} - \frac{1}{M_{p1} + H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) \operatorname{ctg} \alpha_p]} \right\},$$

где  $\Delta \alpha_c$  и  $M_{p1}$  — соответственно отклонение угла наклона скважины от угла падения рудного тела ( $\Delta \alpha_c = 30^\circ$ ) и горизонтальная мощность рудного тела, м;  $l_{p,n}$  — ширина зоны вероятного отклонения плоскости фактического отрыва горной породы взрывом от проектной, м;  $\Delta m$  — высота неровностей отрыва горной породы при взрывании наклонных скважин, м;  $p_y$  и  $n_y$  — установленные величины (не фактические) коэффициентов соответственно разубоживания и потерь, доли единицы.

2. При оконтуривании по данным опробования верхнего горизонта и геологического прогнозирования элементов залегания рудного тела на нижний:

$$\alpha_{p,y} = \alpha_{p,\phi} \pm \Delta \alpha_p$$

при  $n_y = 0$

$$n_\phi = \frac{H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{4M_{p1}} + \frac{l_{p,n}}{H M_{p1}},$$

$$p_\phi = \frac{3l_{p,n} + H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{4l_{p,n} + 2M_{p1}},$$

что справедливо при  $M_p \geq W_1$ ;

$$\text{при } p_y = 0 \quad n_\phi = \frac{3l_{p,n} + H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{2M_{p1}},$$

$$\text{при } p_y = n_y = p_\phi = \frac{H [\operatorname{ctg} (\alpha_p - \Delta \alpha_p) - \operatorname{ctg} \alpha_p] - l_{p,n}}{2M_{p1} - 4l_{p,n}},$$

$$n_{\Phi} = \frac{H}{8M_{p1}} [\operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_p - \Delta\alpha_c) + \operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_p + \Delta\alpha_c) + \operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_p + \Delta\alpha_p) - \operatorname{ctg}(\alpha_p + \Delta\alpha_p) - \operatorname{ctg}(\alpha_p + \Delta\alpha_p) - \operatorname{ctg}(\alpha_p + \Delta\alpha_p - \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg} \alpha_p] + \frac{l_{p,n}}{HM_{p1}},$$

$$p_{\Phi} = \frac{H}{8M_{p1}} [\operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_p - \Delta\alpha_c) + \operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_p + \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg}(\alpha_p + \Delta\alpha_p - \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg}(\alpha_p + \Delta\alpha_p + \Delta\alpha_c)] + \frac{l_{p,n}}{HM_{p1}};$$

при условии  $M < W_1$  возможен только вариант  $n_{\Phi} = 0$  и  $p_{\Phi} = \frac{W_1 - M_{p1}}{W}$ .

При раздельном взрывании значительное влияние на уровень потерь оказывают многие факторы: выдержанность рудных тел по углу падения и мощности, средства и методы их оконтуривания, высота уступа, мощность рудного тела, диаметр скважин.

Методы отбойки наклонными скважинами (с точки зрения уровня полноты и качества выемки руд) могут оказаться целесообразными при следующем сочетании условий:

угол падения сравнительно выдержанных рудных тел

$$\alpha_c' = \alpha_p \leq (1 \div 1,1) \alpha_{\max},$$

где  $\alpha_{\max}$ ,  $\alpha_c'$  — соответственно максимальный угол естественного откоса уступа и минимальный угол наклона скважины, при котором происходит отрыв горной породы по плоскости, параллельной наклону скважины, градус;

горизонтальная мощность рудного тела  $M_{p1} \geq (1,05-1,15) W_{\min}'$ ; рудные тела не содержат крупных внутриконтурных породных включений;

фронт горных работ параллелен простиранию рудных тел или близок к нему.

До последнего времени повышенный интерес проявляется к использованию контурных методов раздельного взрывания руд и пород, и прежде всего — к щелевому взрыванию.

Гладкий или щелевой способ взрывания получил сначала промышленное применение (например, при строительстве гидроэлектростанций), затем для заоткоски бортов карьеров, улучшения дробления

Таблица 12

Карьер, рудник	$M_p$	$\alpha_p'$ , градус	$H$	Отбойка скважинами			
				наклонными		вертикальными	
				$n$	$p$	$n$	$p$
"Солнечный"	2-5	60-80	—	—	—	55	
	10	—	12	—	—	25-30	
	20	—	—	—	—	18-20	
"Молодежный"	4,5	—	10	8-13	14-18	—	
	5-7	—	7-9	5-7	8,5-10,2	—	
Редкометалльный "Белгородский"	5-14	55-70	10	6,6	14,0	—	
	10	70-90	10	4-7	10-12	8-13	
"Кургашиканский"	5	—	—	—	—	—	
	5-10	60-90	10	—	—	—	
	12-15	—	—	4-9	4,6-8,5	12-15	

скальных пород и позднее — для раздельной отбойки руд. Имеющиеся данные по использованию указанного метода отбойки на карьерах являются единичными и не позволяют в достаточной мере оценить во взаимосвязи качественные и количественные потери, установить влияние на их уровень таких важных исходных параметров, как мощность рудного тела, угол его падения, выдержанность элементов залегания, степень изученности, и сделать четкие выводы об условиях его целесообразного применения. В табл. 12 приведены данные о разубоживании и потерях при методах раздельной отбойки руд и пород (%).

Положив в основу аналитического (при выдержанных элементах залегания рудных тел) и графо-аналитического методов определения потерь исходные параметры, полученные различными исследователями в производственных условиях, а также учитывая вероятностный в определенной мере характер процесса бурения скважин, можно получить графическую взаимосвязь, которая приведена на рис. 32.

При этом для выдержанной мощности и угла падения рудного тела величины  $p$  и  $n$  определялись на основании следующих зависимостей.

1. Оконтуривание рудных тел производится по данным опробования двух горизонтов:

$$\text{при } n = 0 \quad p = \frac{2l_{p,k}}{2l_{p,n} + M_{p1}};$$

$$\text{при } p = 0 \quad n = \frac{2l_{p,k}}{M_{p1}};$$

при  $n \approx p_y \rightarrow 0$

$$n_{\phi} = \frac{H [\operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{2M_{p1}} + \frac{l_{p,k}}{4M_{p1}}$$

$$\text{и } p_{\phi} = \frac{H [\operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg} \alpha_p]}{4} \left\{ \frac{1}{M_{p1}} + \frac{1}{M_{p1} + H [\operatorname{ctg}(\alpha_p - \Delta\alpha_c) - \operatorname{ctg} \alpha_p]} \right\} + \frac{l_{p,k}}{4M_{p1}}$$

При этом  $\Delta\alpha_c = \sqrt{\Delta\alpha_{c,y}^2 + \Delta\alpha_{c,n}^2 + \Delta\alpha_{c,b}^2}$ ,

где  $\Delta\alpha_c$ ,  $\Delta\alpha_{c,y}$ ,  $\Delta\alpha_{c,n}$ ,  $\Delta\alpha_{c,b}$  — угол отклонения скважины при бурении от заданного направления, углы отклонения скважин вследствие соответственно неточности установки станка над проектной отметкой отклонения оси скважины от проектного направления, отклонения от заданного направления скважины, градус;  $l_{p,k}$  — ширина зоны возможного отклонения плоскости фактического отрыва от проектной, м.

2. Оконтуривание рудных тел осуществляется по данным опробования верхнего горизонта и геологического прогнозирования ( $\alpha_{p,y} = \alpha_{p,\phi} \pm \Delta\alpha_p$ ), использовались аналогичные расчетные зависимости, полученные исходя, по существу, из тех же принципов построения.

Из приведенных на рис. 32 графиков можно заключить, что главное достоинство контурного метода — это возможность взрывать сравнительно выдержанные рудные тела с уровнем разубоживания в 1,2–1,5 раза ниже, чем при обычной технологии их выемки. Однако у данного метода есть и существенные недостатки: значительное снижение разубоживания и потерь осуществимо лишь при сравнительно выдержанных по мощности и углу падения рудных тел; требуется весьма детальное и надежное оконтуривание рудных тел, которое должно осуществляться со значительным опережением по отношению к обурированию добычного блока; необходимо обеспечение строгого сопряжения контуров рудного тела с границами их отбойки и применение направленных скважин малого диаметра (50–125 мм); метод весьма трудоемок, приводит к значительному снижению интенсивности горных работ и повышению себестоимости добычи руды.

В связи с этим его применение на карьерах цветной металлургии может быть оправдано при следующем сочетании условий: выемке высокоценных руд, выдержанных по мощности и углу падения рудных тел, значительной мощности ( $M_{p1} \geq 10 - 15$  м), достоверном и оперативном их оконтуривании; выемке руд обычной ценности, но контактирующих с вмещающими породами, небольшая примесь которых приводит к резкому снижению качества руды.

Предложен эффективный метод раздельного взрывания — с естествен-

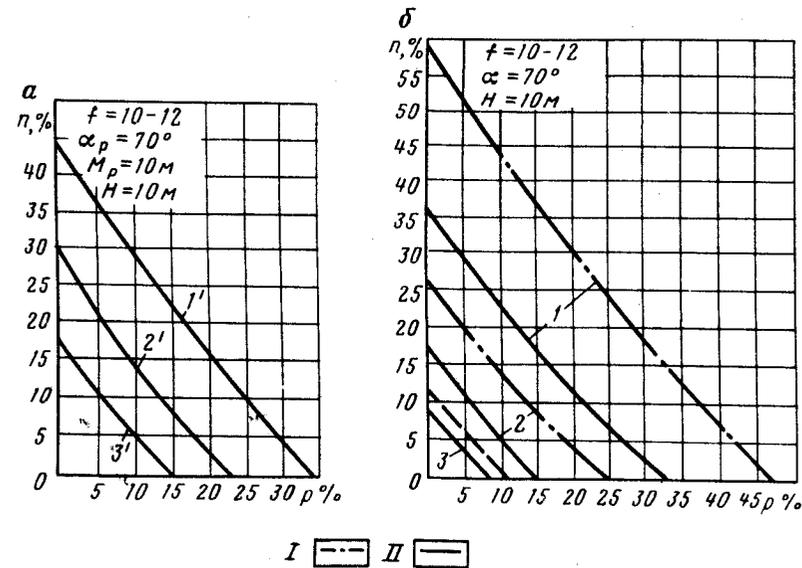


Рис. 32. Взаимосвязь между величинами потерь  $n$  (%) и разубоживания  $p$  (%): а — при весьма невыдержанном (1'), невыдержанном (2') и выдержанном (3') углах падения рудного тела; б — при мощности рудного тела 5 м (1), 10 м (2) и 20 м (3); I — оконтуривание рудных тел производилось по данным опробования двух горизонтов; II — то же, по данным опробования верхнего горизонта

нным "экранированием" [26]. Сущность его заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факторов: четких контактов руды с породой, которыми могут быть тектонические разломы; наличия плоскостей скольжения на границе "руда — порода"; существенно различной акустической жесткости руд и вмещающих пород (рис. 33). Наличие, в частности, на одном из свинцово-цинковых месторождений естественного "экрана" на границе рудной брекчии с вмещающими серпентинитами благоприятствовало применению этого метода взрывания на полную высоту уступа (14 м). Это позволило обеспечить идеально гладкое взрывание, при котором разубоживание и потери руды, обусловленные отбойкой, практически исключались.

Исследования трансформации (изменения формы) рудных тел при взрывании были начаты в основном с использованием моделирования. Позднее они были продолжены в производственных и лабораторных условиях.

В процессе опытных работ использовались достаточно надежные средства, обеспечивающие необходимую точность конечных результа-

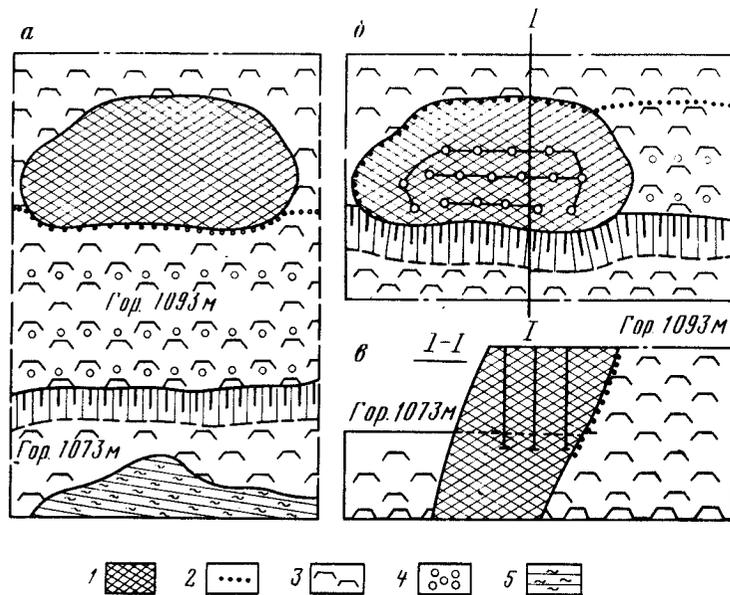


Рис. 33. Раздельное взрывание с естественным экранированием:

а, б — эксплуатационный блок до и после отбойки породы со стороны всячего бока рудного тела; в — поперечный разрез блока; 1 — рудная брекчия, 2 — границы взрывных блоков, 3 — сланцы; 4 — взрывные скважины; 5 — серпентиниты

тов и небольшие затраты труда и денежных средств: репера, которые закладывались в специальные ("холостые") скважины, пробуренные между взрывными скважинами на полную высоту уступа. Реперами служили деревянные стержни диаметром 150–200 мм и длиной 1–5 м, а также отрезки обсадных труб и красящие вещества (известковый порошок). Положение самих скважин и реперов по их длине (высоте уступа) до взрыва и в развале строго фиксировалось инструментальной съемкой. Перемещение отдельных частей взрываемого массива определялось как при методах взрывания на обнаженную плоскость откоса уступа, так и при взрывании на неподобранный забой ("буфер" различной ширины). Проводились также экспериментальные исследования взрывания горных пород в зажиме.

При "буферном" взрывании качественные особенности трансформации структуры взрываемого рудного массива связаны прежде всего с тем, что имеют место три основных вида изменения формы рудных тел:

1. Не происходит существенного перемещения взорванного массива относительно его первоначального положения (коэффициент раз-

рыхления изменяется от 1,05 до 1,15). В этом случае трансформации массива присущи изометрические преобразования. Такого рода изменения характерны для легко- и средневзрываемых горных пород при оптимальной ширине буфера  $B_6$ , равной 12–18 м, рациональных величинах других основных параметров буровзрывных работ.

2. Трансформация массива блока выражается в заметном смещении его отдельных частей в горизонтальной плоскости ( $k_p = 1,15–1,27$ ), что приводит к изменению рудных тел.

3. Взрывание труднодробимых пород (обычно с небольшой шириной буфера  $B_6$ , равной 4–8 м) характеризуется более существенным перемещением нижней и особенно верхней частей массива, его значительным разрыхлением ( $k_p = 1,2–1,35$ ) и существенной трансформацией границ внутренних зон. Однако и при этом нарушения структуры взрываемого массива не выходят за пределы топологических (замкнутых, неразрывных) преобразований.

Таким образом, правильное использование методов взрывания на неподобранный забой ("на буфер") позволяет практически исключить существенное перемешивание руд и пород как массовое явление при обычном взрывании.

Необходимо отметить, что под термином "трансформация" авторы понимают комплекс главным образом механических последствий непосредственного воздействия взрыва на структуру массива горной породы (как определенной части уступа), заключающихся прежде всего в разрушении и перемещении его отдельных частей. В соответствии с этим под термином "трансформация массива" следует понимать прежде всего нарушение морфологической структуры массива горной породы (в пределах определенной части уступа, которая может включать как руду, так и породу одновременно). Здесь нельзя воспользоваться понятием "деформация", так как оно уже и есть понятие "трансформация" и может рассматриваться как важная его составная часть.

При отбойке на свободную плоскость откоса уступа выделены взрывы:

с компактным развалом (при малой его ширине  $B_p$ ), когда  $B_p = (1,4–1,6)H$  при  $H_{p,з} > H$ ;

средней величины параметрами развала  $B_p = (1,8–2,2)H$  при  $H_{p,з} > H$ ;

со значительной шириной развала  $B_p > (2,2–3)H$  и небольшой его высотой  $H_{p,з}$ , когда  $H_{p,з} < (0,7–0,8)H$ .

В последнем случае при однорядном и двухрядном взрывании происходит полное перемешивание руды с породой, однако при многорядном взрывании только зоны первого и второго рядов скважин характеризуются заметным перемещением, а остальная часть трансформируется в меньшей степени.

Выявленная на основе экспериментов и наблюдений, а также данных

лабораторных исследований качественная картина трансформации рудного массива взрывом позволила обосновать показатели ее количественной оценки, исходя прежде всего из требований раздельной экскаваторной выемки руд.

Для оценки степени трансформации рудного блока взрывом предложены следующие частные показатели:

1. Абсолютные горизонтальные  $l_r$  и вертикальные  $l_b$  смещения отдельных частей уступа и соответствующие им коэффициенты горизонтального  $k_{см.г}$  и вертикального  $k_{см.в}$  смещений (рис. 34):

$$k_{см.г} = l_r/H; \quad k_{см.в} = l_b/H,$$

где  $H$  — высота уступа.

2. Коэффициент перемешивания руды с породой (или выхода руды в зону перемешивания)

$$k_{п.ш} = \frac{S_{п.ш}' - S_p}{S_p k_{рj}},$$

где  $S_{п.ш}'$ ,  $S_p$  — площадь зоны перемешивания и площадь породы в зоне перемешивания;  $S_p$  — площадь рудного тела в массиве взрывного блока;  $k_{рj}$  — коэффициент разрыхления в зоне перемешивания.

3. Коэффициент деформации контуров (или контактов) рудного тела

$$k_c = \frac{\Delta B_d l_k}{2S_p k_{р.с}},$$

где  $\Delta B_d$ ,  $l_k$  и  $k_{р.с}$  — соответственно средневзвешенная ширина зоны трансформации, длина контактов, которые подвергаются трансформации, и средневзвешенный коэффициент разрыхления горной массы в зоне трансформации контактов.

4. Коэффициент изменения угла падения рудного тела

$$k_\alpha = \frac{\alpha_p' - \alpha_p}{\alpha_p},$$

где  $\alpha_p$  и  $\alpha_p'$  — угол падения рудного тела соответственно до и после взрывания, градус.

5. Обобщающий показатель для оценки трансформации рудного тела взрывом — коэффициент трансформации

$$k_d = \frac{S_{р.к}'}{S_p k_{рi}} - k_c,$$

где  $S_{р.к}'$  — площадь, занимаемая собственно рудной массой в попереч-

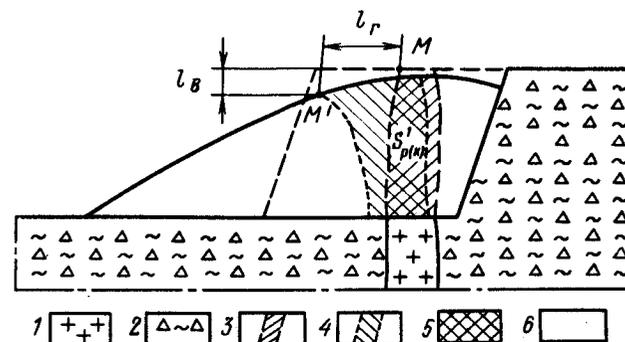


Рис. 34. Схема, иллюстрирующая горизонтальное  $l_r$  и вертикальное  $l_b$  смещений отдельных частей уступа  $M$  в плоскости поперечного сечения массива добычного блока:

1 — руда в целике; 2 — порода в целике; 3 — рудное тело до взрыва; 4 — рудное тело после взрыва; 5 — площадь  $S_{р.к}'$ ; 6 — взорванная порода

ном сечении взорванного массива в условных границах первоначального контура рудного тела (см. рис. 34);  $k_c$ ,  $k_{рi}'$  — коэффициенты соответственно деформации контуров рудного тела и разрыхления взорванной рудной массы в пределах площади  $S_{р.к}'$ .

Эти показатели, и прежде всего коэффициент перемешивания руды с породой и коэффициент трансформации, необходимы как для количественной оценки методов взрывания в целом и результатов каждого взрыва в отдельности, так и для получения исходных данных при нормировании показателей полноты и качества выемки руд на карьерах. На основе обработки данных опытно-промышленных взрывов, осуществленных в разнообразных условиях и при различных параметрах, составлены таблицы для определения исходных показателей трансформации рудных тел при взрывании (приложение 4). Исходя из конкретных условий взрывания, по этим таблицам определяются показатели трансформации рудных тел взрывом, а по ним — воспроизводятся достоверное положение и основные параметры рудного тела во взорванном массиве. Эта достаточно реальная картина служит исходным объектом для установления взаимосвязи между количественными и качественными потерями, прежде всего типа  $n = f(p)$ , при рассматриваемых технологических вариантах выемки.

## § 2. Экскаваторная выемка<sup>1</sup>

Качество добываемых руд и полнота их выемки на карьерах в значительной степени зависят от процесса экскавации, который является основным в общем производственном комплексе открытых горных ра-

<sup>1</sup> Написан при участии А.А. Таскаева.

бот. Важная особенность данного процесса — его сравнительно невысокая доля в общих трудовых и денежных затратах на добычу.

Несмотря на многолетнюю практику эксплуатации экскаваторов и выполненные исследования в области раздельной выемки руд, вопросы формирования количественных и качественных потерь остаются недостаточно изученными. Кроме того, нет весьма достоверных и дифференциальных данных об их уровне.

Основными факторами, определяющими качество извлекаемых при экскавации руд, являются особенности взорванного рудного массива как объекта выемки, а также средства, методы и параметры выемки:

Взорванный рудный массив как объект экскаваторной выемки характеризуется следующими свойствами: структурно-морфологическими, под которыми понимаются форма и внутреннее строение взорванного блока (пространственное положение в нем рудных тел или их отдельных элементов), и параметрическими (размеры самого взорванного блока и его структурных элементов). Кроме того, взорванный рудный массив характеризуется конкретными физико-механическими свойствами, которые существенно влияют не только на производительность экскаваторов, но и на величину количественных и качественных потерь руды при выемке.

В объеме добычного блока взорванный рудный массив является неоднородной связно-сыпучей средой, в которой можно выделить зоны сыпучей, собственно связно-сыпучей и связной среды. Доля и пространственное положение указанных зон определяются главным образом методами и параметрами взрывания и первоначальными структурно-прочностными свойствами массива горных пород.

Неоднородность рассматриваемой среды обуславливается также различным гранулометрическим составом отдельных зон и коэффициентами их разрыхления, изменяющимися в пределах от 1,03 до 1,67. С уменьшением кусковатости среды  $d_k$  и увеличением высоты уступа  $H$  неоднородность ее уменьшается, о чем свидетельствуют установленные величины отклонений напряжений от их среднего значения. При  $H = 10$  м и  $d_k = 200$  мм отклонения составляют 36,5 %, а при уменьшении среднего диаметра куска до 100 мм они равны 25 %, что обеспечивает вполне допустимую точность расчетов и других взаимосвязанных параметров.

Установленные величины ошибок в определении напряжений позволяют заключить, что при  $H = 10$  м законы механики сыпучих сред справедливы для соответствующих зон взорванной среды с погрешностью 30–40 %, а при  $H = 15$  м — с погрешностью 30 %.

Таким образом, чем меньше кусковатость среды, тем более правомерно применение законов механики сыпучих сред для характеристики соответствующих зон взорванного массива. К другим характеристикам среды относятся плотность горных пород в массиве  $\gamma$  и во взорванном состоянии  $\gamma_B$ , пористость  $\rho$ , коэффициент пористости  $\eta$ , а к дефор-

ции — коэффициент разрыхления. Взаимосвязь между показателями плотности и деформации количественно выражается следующим образом:

$$\gamma_B = \frac{\gamma}{k_p (1 + \eta_p)}; k_p = \frac{V_B}{V} = \frac{1 - \rho_M}{1 - \rho_p}; \rho = \frac{\eta_p}{1 + \eta_p},$$

где  $V$  и  $V_B$  — объем породы соответственно в невзорванном массиве и во взорванном состоянии;  $\rho_M$  и  $\rho_p$  — пористость породы соответственно в невзорванном (в целике) и во взорванном массиве.

Пористость среды изменяется в пределах от 25 до 85 % и при одинаковых величинах  $d_k$  зависит только от характера сложения кусков. Она существенно влияет на величину  $k_p$ . Характер изменения  $k_p$  в пределах поперечного сечения развала (в зависимости от глубины  $H$ ; расположения слоя пород), установленный на основе экспериментальных исследований в условиях меднорудного карьера, представлен на рис. 35.

Установлена взаимосвязь показателей плотности и деформации среды с прочностными характеристиками, к которым относятся угол внутреннего трения  $\rho$ , угол естественного откоса  $\alpha$ , коэффициенты сцепления  $\eta_c$  и трения  $\eta_r$ , угол обрушения  $\theta$ , сопротивление сдвигу  $\eta_{сд}$ . При этом существенную роль играют касательные  $\tau$  и нормальные  $\sigma$  напряжения, взаимосвязь между которыми выражается третьим законом Кулона:

$$\tau = \eta_n \sigma' + \eta_c.$$

Предельный угол сдвига по существу есть угол обрушения в момент наступления предельного равновесия среды. Между углами  $\alpha$  и  $\beta$  и обрушения (сдвига)  $\theta$  существует взаимосвязь:

$$\theta = (\alpha + \beta) / 2.$$

Комплексным и наиболее удобным для использования в производственных условиях показателем прочности взорванной среды является угол обрушения  $\theta$ , с увеличением которого коэффициент сдвига возрастает, а коэффициенты связности и сцепления снижаются.

Угол обрушения, градус . . . . .	40	50	60	70	80	90
Коэффициенты:						
сопротивление сдвигу . . . . .	0,84	1,19	1,74	2,75	5,67	—
связности . . . . .	2,44	1,73	1,32	1,12	1,00	0,0
сцепления . . . . .	0,30	0,21	0,14	0,09	0,04	0,0

Зная величину угла обрушения и применяя основные положения теории предельного равновесия, можно установить высоту черпания, усилия на зубья ковша, характер влияния траектории черпания на показатели копания. При этом обрушение рассматривается как результат совместного влияния динамических и объемных сил, когда имеют место равенства

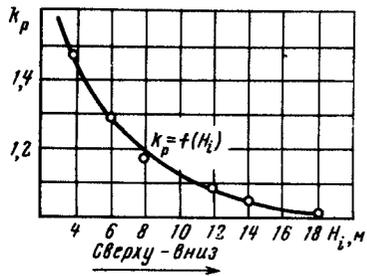


Рис. 35. Характер изменения коэффициента  $k_p$  на меднорудном карьере.

$$\Sigma \sigma_n = \sigma_n' + \sigma_n'' \quad \text{и} \quad \Sigma \tau_n = \tau_n' + \tau_n''$$

где  $\sigma_n'$  и  $\sigma_n''$  — соответственно статические и динамические нормальные напряжения.

Установление прочностных и деформационных характеристик взорванной среды позволяет создать объективную базу для решения вопросов экскавации взорванного рудного массива и установления механизма образования качественных и количественных потерь.

Основное влияние на результаты раздельной экскаваторной выемки оказывают два параметра экскаваторной машины: траектория и высота черпания (рис. 36). Траектория черпания прямой механической лопаты описывается уравнением логарифмической спирали

$$z_{p,k} = z_{p,n} e^{k\varphi}$$

где  $z_{p,k}$  и  $z_{p,n}$  — длина рукояти с ковшом соответственно в конце и в начале черпания, м;  $\varphi$  — угол поворота рукояти от положения "начало" черпания до положения "конец черпания", градус;  $k$  — котангенс угла между осью рукояти и касательной к траектории черпания ( $k = \text{ctg } \alpha_j$ , для существующих типов прямых механических лопат  $\alpha_j = 90 - 98^\circ$ );  $e$  — основание натуральных логарифмов.

При данной траектории черпания образуется криволинейная поверхность забоя, которая в большинстве случаев оказывается малоблагоприятной для производства раздельной выемки и руд и пород.

Важным параметром при раздельной выемке является высота нормального (эффективного) черпания экскаватора  $H_{н,ч}$ , которая определяется уровнем, где угол, образуемый траекторией черпания с вертикальной плоскостью, равен углу устойчивого откоса верхней части уступа

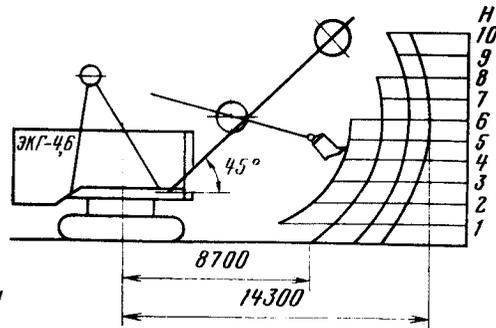


Рис. 36. Параметры экскавации

$\alpha_b$ . Причем  $H_{н,ч} \leq H_B$  ( $H_B$  — высота установки напорного вала рукояти).

Экскаваторная отработка взрывного массива сопровождается взаимосвязанными процессами (подробки) и обрушения горных пород.

В результате многократного черпания прямой механической лопатой в нижней части забоя создается свод подработки, характеризующийся глубиной  $a_n$ , шириной  $b_n$ , высотой  $h_n$ , с увеличением параметров которого верхняя часть взорванной горной массы уступа переходит из состояния устойчивого равновесия в неустойчивое, что вызывает обрушения. При расчете параметров подработки нижняя часть траектории черпания в целях допустимой простоты расчетов аппроксимируется прямой линией с углом наклона к горизонту  $\theta_1$ . Верхняя часть траектории заменяется также прямой линией, угол наклона которой к вертикали зависит от радиуса  $R_q$  и высоты  $H_q$  черпания.

Глубина подработки, равная шагу обрушения, может быть определена исходя из принципиальной схемы экскавации и закона равновесия кусковой массы:

$$a_n = \frac{h_{c \max} \cos \rho \cos \theta_1}{\gamma \cos \theta \sin (\theta - \rho)}$$

а высота подработки

$$h_n = H_{чi} + \frac{h_{c \max} \cos \rho}{\gamma \cos \theta \sin (\theta - \rho)}$$

Ширина подработки  $b_n$  может быть приближенно вычислена на основе гипотезы М.М. Протодьяконова о наличии сил бокового распора, действующих по периметру наклонного свода подработки у основания уступа, по формуле

$$b_n = 2\eta_{c,d} h_n = 2\eta_{c,d} \left[ H_{чi} + \frac{h_{c \max} \cos \rho}{\gamma \cos \theta \sin (\theta - \rho)} \right],$$

а глубина обрушения по формуле

$$a_0 = 1 - \frac{h_B}{H - H_q} \frac{4 h_{c \max}}{\gamma \sin^2 \theta - \eta_{B,T} \sin \frac{\theta}{2}} - h_B (\text{ctg } \theta - \text{ctg } \theta_1),$$

полученной исходя из принципиальной схемы подработки и обрушения и третьего закона Кулона, где  $H_y$ ,  $H_q$  и  $h_B$  — высота соответственно уступа, черпания и зоны отрыва, м;  $\eta_{B,T}$  — коэффициент внутреннего трения, доли единицы;  $\theta$  и  $\theta_1$  — углы соответственно первоначального обрушения и наклона поверхности отрыва в верхней части забоя, градус.

Объем подработки  $V_n$  может быть рассчитан из зависимости

$$V_n = \frac{a_n}{2 \sin \theta} (H_{н.в} + H_ч),$$

объем обрушения

$$V_o = \frac{a_o}{\sim 2} (H + h_o - H_ч),$$

где  $H_{н.в}$  — высота установки напорного вала рукояти, м.

Значительное влияние на качество добываемых руд и полноту их выемки оказывают методы экскаваторной отработки взорванных рудных блоков, включающие: определенную последовательность (порядок) отработки блока по его высоте, длине и ширине, т. е. схему экскаваторной отработки; определенные приемы внутризабойной экскаваторной выемки, которые в дальнейшем будем называть методами внутризабойной экскаваторной выемки, или просто — методами экскаваторной выемки.

В общем случае возможно выделить следующие основные схемы экскаваторной отработки взорванных рудных блоков.

А. Схемы отработки одним уступом.

1. Схемы отработки узкими заходками (см. рис. 7) :

с перемещением экскаваторного забоя вдоль взорванного блока (см. рис. 7, а) ;

с поперечным перемещением экскаваторного забоя (см. рис. 7, б) ;

2. Схемы отработки обычными заходками (см. рис. 8) :

с применением методов внутризабойной селекции; без применения внутризабойной селекции.

Б. Схемы отработки взорванного рудного массива с подразделением его на экскаваторные уступы.

1. Схемы отработки обычными (широкими) заходками (см. рис. 9) :

с внутризабойной селекцией;

без внутризабойной селекции.

2. Схемы отработки узкими заходками (см. рис. 10).

При схеме отработки узкими экскаваторными заходками (обычно без внутризабойной селекции) уровень количественных и качественных потерь руды определяется пространственным сопряжением контуров взорванного рудного тела с контурами экскаваторной заходки, углом естественного откоса взорванного массива  $a'$  и минимальной шириной приконтурной полосы  $b_3'$  возможных отклонений поверхности откоса от ее среднего положения (табл. 13).

Исходя из ранее установленной степени трансформации рудных тел при взрывании, а также величин  $a'$  и  $b_3'$  определены значения  $n$  и  $p$  графоаналитическим методом для схемы отработки взорванных блоков

Таблица 13

Высота экскаваторного уступа, м	Кусковатость, мм	Ширина приконтурной полосы для экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8 (м) при коэффициенте разрыхления горной массы		
		$k_p = 1,1$	$k_p = 1,3$	$k_p = 1,5$
5	200	0,50–0,65	0,35–0,65	0,25–0,35
	300	0,65–0,80	0,50–0,70	0,40–0,55
10	400	0,85–1,00	0,65–0,80	0,50–0,67
	200	0,60–0,75	0,40–0,60	0,30–0,45
	300	0,75–0,95	0,60–0,80	0,45–0,60
	400	1,00–1,20	0,75–0,90	0,60–0,80
15	200	0,80–1,00	0,60–0,80	0,40–0,60
	300	0,95–1,10	0,80–1,00	0,60–0,75
	400	1,20–1,40	0,90–1,10	0,75–1,00
20	200	1,00–1,20	0,80–1,00	0,55–0,75
	300	1,25–1,40	2,00–1,20	0,80–1,20
	400	1,50–1,80	1,15–1,35	1,00–1,25

узкими экскаваторными заходками и с использованием исходных данных, установленных экспериментальным путем (в производственных и лабораторных условиях).

При этом для рудных тел с различными морфологией, элементами залегания и пространственным положением в массиве эксплуатационного блока, отстраивались схемы размещения их в развале при различных методах совместного взрывания. Далее на каждой из этих схем наносились границы узких экскаваторных заходок в пяти технологических вариантах: первом — при  $n = C$  ( $n = \min$ ) и  $p = \max$ ; втором — при  $p = 0$  (или  $p = \min$ ) и  $n = \max$ ; третьем — при  $n = p$ ; четвертом и пятом — промежуточные варианты (между первым и третьим, третьим и вторым). По каждому из этих вариантов определялась (в поперечном сечении взорванного блока) величина  $n$  (или  $p$ ) и соответствующая ей величина  $p$  (или  $n$ ), исходя из соотношения площадей, занимаемых рудной массой и породой соответственно за контуром заходки и в ее пределах. Всего было построено и отработано более 1150 схем.

На основе установленных значений  $n$  и  $p$  (по вариантам) можно построить номограммы, отражающие изменение  $n$  в зависимости от  $p$  при отработке взорванных рудных тел узкими заходками [32].

При отработке взорванного рудного массива обычными экскаваторными заходками и внутризабойной селекцией качество и полнота выемки руд определяются пространственным положением рудного тела во взорванном массиве и его параметрами; направлением перемещения экскаваторного забоя относительно элементов рудного тела; степенью

визуальной различимости руд и пород; методами и параметрами внутри-забойной селекции; физико-механическими свойствами взорванной среды. Указанные факторы в совокупности обуславливают сложный механизм образования количественных и качественных потерь и конкретный их уровень. Установить при этом величины  $n$  и  $p$  теоретическим путем весьма сложно.

В этих условиях сравнительно надежным и простым методом решения этой задачи является метод физического моделирования. В частности, механизм образования количественных и качественных потерь при раздельной экскаваторной выемке в рассматриваемых условиях изучался на объемной модели при масштабе 1 : 20. Модель представляла собой лабораторный стенд размером 2100 x 1000 x 750 мм, одна из боковых стенок которого закреплена неподвижно, а вторая откидывается вниз, торцевые стенки выполнены из оргстекла, а боковые — из деревянных щитов. В качестве материала модели использовали горные породы Хайдарканского месторождения — джаспероиды и углистые сланцы ( $f = 10-14$  и  $7-9$ ), а также магнетитовую руду ( $\gamma = 3,7 \text{ г/см}^3$ ), которые подвергали механическому дроблению в целях получения геометрически подобного гранулометрического состава. Методом сдвига предварительно был установлен угол внутреннего трения, который при  $k_p = 1,6$  составил  $31^\circ$ . Обеспечение степени разрыхления материала модели, близкой к среднему разрыхлению массива при взрывании на свободную плоскость откоса уступа ( $k_p = 1,35 - 1,4$ ), достигалось путем послойной укладки модели и максимально возможного уплотнения ее механическим способом. Средством выемки служили изготовленные в механических мастерских действующие модели экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8, геометрически подобных серийным экскаваторам по траекториям и параметрам.

Условия подобия. Основным критерием в рассматриваемых условиях является геометрическое подобие, предусматривающее равенство всех относительных величин и пропорциональность всех линейных размеров:  $l_{n1}/l_{m1} = l_{n2}/l_{m2} = \dots = l_{ni}/l_{mi} = n_l$ , где  $l_n = l_m$  — линейные размеры в натуре и на модели. Кинематическое подобие достигалось обеспечением движения частиц материала по геометрически подобным траекториям с прохождением их геометрически подобных путей в промежутки времени ( $t_n$  и  $t_m$ ), характеризующееся постоянным множителем:

$$t_{n1}/t_{m1} = t_{n2}/t_{m2} = \dots = t_{ni}/t_{mi} = n_t.$$

Динамическое подобие, как известно, обеспечивается при следующем соотношении массы частиц в натуре  $m_n$  и в модели  $m_m$ :

$$m_{n1}/m_{m1} = m_{n2}/m_{m2} = \dots = m_{ni}/m_{mi} = n_m.$$

Или, выразив массу через плотность  $\rho$ , имеем  $n_m = n_\rho / n_l^3$ , где  $n_\rho = \rho_n / \rho_m$ .

При изготовлении модели из материала природы, когда физико-механические свойства модели и природы одинаковы, т. е.  $N_n \cong N_m$ , должно соблюдаться условие  $\gamma_m \neq \gamma_n$ , где  $\gamma_m$  и  $\gamma_n$  — плотность материала модели и природы, причем  $\gamma_m = \gamma_n l_n / l_m$ . Обычно для обеспечения данного условия применяется метод центробежного моделирования. В результате достигается полное подобие параметров и объемов подработки и обрушений с натурой. Этим также обеспечивается подобие механизма перемешивания руды с породой, формирование количественных и качественных потерь при селективной и валовой экскаваторной выемке и установление корреляционной связи между  $n$  и  $p$ .

С помощью физического моделирования процесса экскаваторной выемки руд (и в целом выемочно-погрузочных работ в карьере) можно оперативно и достаточно надежно устанавливать:

рациональные технологические схемы отработки выемочных единиц (в том числе эксплуатационных блоков и их отдельных элементов); эффективные методы экскаваторной выемки при отработке конкретных выемочных единиц;

взаимосвязь между количественными и качественными потерями в конкретных горно-геологических и организационно-технологических условиях выемки и погрузки руд и пород.

При дальнейшем совершенствовании экскаваторной техники для разработки рудных месторождений открытым способом весьма перспективным представляется создание машин с горизонтальной траекторией черпания [26].

### § 3. Стабилизация качества руд<sup>1</sup>

Процесс формирования качества руды с учетом рационального использования недр, снижения уровня потерь и разубоживания при добычных работах, повышения извлечения является сложным и многостадийным.

Известно, что доля потерь полезных ископаемых составляет (%): на стадии добычи 15—30, обогащения 45—65 и химико-металлургического передела 10—20 [2]. Причем невозмещаемый ущерб от потерь на каждой последующей стадии больше, чем на предыдущей, так как в этом случае затраты, понесенные на предыдущей стадии, накладываются на себестоимость конечной продукции. Для того чтобы уменьшить потери при последующем переделе, приходится осуществлять комплекс дополнительных мероприятий при добыче полезных ископаемых: производить выемку различных типов и сортов руд (селекция) и стабилизацию качества рудопотока, поступающего на обогатительную фабрику (усреднение).

Уровень качества полезных ископаемых определяет в значительной

<sup>1</sup> Написан при участии П.К. Бекетова.

степени технологические и экономические показатели производств, перерабатывающих и потребляющих минеральное сырье. В то же время эффективность работы предприятий-потребителей зависит не только от качественных характеристик добытого сырья за определенный отрезок времени или в определенной партии, но также уровнем стабильности этих характеристик в течение смены. Это обстоятельство объясняется тем, что режим переработки (обогащения, плавки и т. д.) настраивается на определенный качественный состав полезного ископаемого. Высокие показатели работы перерабатывающего предприятия обеспечиваются лишь при полном соответствии режима переработки качеству поступающего полезного ископаемого. В условиях частой изменчивости качественных характеристик в течение смены перерабатывающее производство не в состоянии быстро изменить режим технологического процесса. Это объясняется и отставанием информации о качестве сырья, и сложностью перестройки процесса.

В связи с этим перед горным производством ставится задача не только выдачи полезного ископаемого определенного качества в среднем за календарные сроки, но и обеспечение постоянства качественных характеристик в рудопотоке, т. е. стабилизация качества. Под стабилизацией качества руды понимается процесс обеспечения той или иной степени качественной однородности добываемой руды (в диапазонах, целесообразных в технико-экономическом отношении) путем регулирования технологических процессов и проведения соответствующих организационно-технических мероприятий на различных этапах добычи, транспортировки и переработки сырья.

Развитие горных работ на каждом этапе эксплуатации определяется в проектах на основании исследования режима (по В.В. Ржевскому и А.И. Арсентьеву) и выбора оптимального направления погружения вскрывающих выработок в карьерном поле.

Для принятого варианта составляется календарный план горных работ, определяются направление перемещения фронта вскрывших и добычных работ, а также объемы добываемой руды и ее качество по годам эксплуатации.

На предприятии в процессе эксплуатации каждый год составляют подробные календарные планы, в которых объемы распределяются по участкам и горизонтам карьера. Как указывалось выше, для каждого периода эксплуатации можно построить кумулятивную прямую стабильного качества, выход на которую гарантирует выполнение плана и стабильное качество руды.

В пределах карьерного поля качественные характеристики ископаемого часто варьируют в весьма широких пределах. Например, по карьере № 1 Гайского ГОКа среднее содержание меди в пробах эксплуатационного блока относительно нормируемого в потоке изменяется от +200 до -350 %, на руднике "Медвежий ручей" Норильского ГМК — от +200 до -250 % и т. д.

В процессе разработки месторождений качество сырья претерпевает изменения степени его однородности. Так, в процессе взрывных работ, экскавации и поступления в бункера фабрик однородность сырья по сравнению с природной однородностью повышается соответственно на 12—15, 20—25 и 30—35 %. Однако попутная усредненность сырья не обеспечивает требуемых показателей однородности, что вызывает необходимость осуществления комплекса мероприятий по усреднению качества сырья.

Степень стабилизации качественных показателей ископаемого в процессе работ часто характеризуется показателем  $K_{усп} = \sigma_1/\sigma_2$ , где  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  — средние квадратические отклонения качественных признаков соответственно до и после процесса усреднения.

Под усреднением понимают комплекс технологических операций и организационных мероприятий по доведению до однородного (химического, вещественного, гранулометрического и др.) состояния сырья в определенных объемах путем механического воздействия на разнородную рудную массу.

Существующие способы усреднения руд объединяют в четыре большие группы:

- внутрикарьерное усреднение руд;
- усреднение на складах дробленой и недробленой руды;
- усреднение в бункерах обогатительных фабрик;
- комбинированные способы усреднения.

Внутрикарьерное усреднение основано на валовой или селективной выемке различных сортов сырья в таких объемах, которые в сумме по всему руднику обеспечивали бы допустимые отклонения качества сырья от планового при минимально необходимых объемах усреднения.

При современных высоких требованиях в отношении равномерности качества минерального сырья в потоке, необходимо достижение степени стабилизации качественных характеристик в карьере порядка 2,5—5, возможное лишь путем поэтапного решения данной задачи.

Первым этапом этого процесса является изыскание и планирование такого порядка развития горных работ в карьере, который бы не только обеспечил нормируемый коэффициент вскрыши, но и способствовал бы сглаживанию качественных характеристик в пределах длительных календарных сроков. За счет рационального порядка развития работ в карьерном поле возможно достичь значения показателей стабильности порядка 1,5—2,5 в среднем за отчетный календарный срок. При этом посменные и суточные отклонения качества могут быть весьма велики.

Относительно высокая стабильность показателей усреднения качества может быть достигнута за счет организации гибкого управления забоями и транспортом в течение суток и смен. Наиболее эффективной такая организация работ может быть при обеспечении управляющих звеньев своевременной и достоверной информацией о фактическом качестве руды по забоям и в потоке.

Высокая степень однородности состава руды при этом может быть достигнута путем раздельной выемки качественно разнородных участков забоев, поддержания резервных забоев с разными качественными характеристиками руды и применения подшихтовочных прикарьерных складов.

Уровень стабилизации качества при оперативном внутрикарьерном усреднении может достичь 2,5–3 и более.

Для управления нагрузками на забои, а также обоснования количества и качества бедных руд, складываемых в специальные отвалы, разработаны методика и программы, реализуемые на ЭВМ [32].

Перед расчетом на ЭВМ предварительно выполняется следующая подготовка: на сортовых планах горизонтов наносят контуры экскаваторных заходок в соответствии с рабочими параметрами экскаваторов и технологией выемки. В зависимости от пересекаемых сортов руды каждая заходка разделяется на так называемые элементарные блоки, длины которых на сортовых планах определяются границами данного сорта руды.

Объем руды в элементарном блоке  $p_i = b_{\text{зах}} h l_i$ , где  $b_{\text{зах}}$  — ширина заходки по целику, м;  $h$  — высота уступа, м;  $l_i$  — длина  $i$ -го блока, м.

Количество металла, извлекаемого из элементарного блока, составит  $M_i = \rho_i \gamma 0,01 c_i k_{\text{и}} k_{\text{о}}$ , где  $\gamma$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $c_i$  — среднее содержание металла в блоке, %;  $k_{\text{и}}$  и  $k_{\text{о}}$  — коэффициенты извлечения балансовых запасов соответственно при добыче и обогащении, доли единицы.

После разделения экскаваторных заходок на элементарные блоки им дают номера, соответствующие качеству руды (например, 1 — богатые блоки, 2 — блоки с рудой среднего качества, 3 — бедные блоки). Затем устанавливают порядок отработки заходок на каждом горизонте с учетом создания необходимого опережения горных работ на вышележащих горизонтах.

Разработан алгоритм, позволяющий решить эту задачу с использованием ЭВМ. На рис. 37 приведена блок-схема программы управления рудопотоками (качественные показатели по основному полезному компоненту обозначены одним штрихом, а по сопутствующему — двумя).

Набор блоков для выполнения месячных планов производится следующим образом.

Подсчитываются суммарные объемы руды и металла в блоках первых заходок на всех добычных горизонтах (операторы 2, 3). Если план по металлу не выполняется, то переходят к набору объемов из следующих смежных заходок (операторы 4, 5).

Прирезка объемов производится по каждой смежной заходке по длине фронта горных работ на величину шага прироста, равного  $\Delta l$  (оператор 6). Эта величина принимается равной ширине заходки  $b_{\text{зах}}$ .

В целях обеспечения планомерного развития фронта горных работ

и создания необходимого опережения на вышележащих уступах, прирезка объемов начинается с верхних горизонтов на величину шага прироста  $\Delta l$  и затем производится на нижележащих (операторы 7, 8). Если объемы руды и металла не набираются, то цикл набора повторяется до тех пор, пока план по металлу не будет выполнен. Далее осуществляется сравнение набранной суммы объемов руды с их плановым значением (условный оператор 9).

В том случае, если плановый металл получен, а суммарный объем руды превышает плановый уровень, производится замена части объемов руды из бедных блоков на равноценные по металлу объемы, получаемые из богатых блоков, путем автоматического перебора ряда вариантов (оператор 10).

Аналогичным образом, только в обратной последовательности, производится замена и в том случае, если план по металлу набран, а объемов руды, планируемой к отработке, недостаточно для планового значения.

Заключительный этап программы — процесс вычисления количества получаемого сопутствующего компонента (оператор 11) и объемов внутренней вскрыши (оператор 12). Работа по программе завершается печатью результатов оптимальных перемещений погоризонтных контуров, общего количества руды и металлов (оператор 13) и остановкой ЭВМ (оператор 14).

В результате формируются рудопотоки со всех добычных горизонтов, которые образуют общий кондиционный рудопоток с плановым объемом металла и руды, а также некондиционные рудопотоки, направляемые в специальные отвалы.

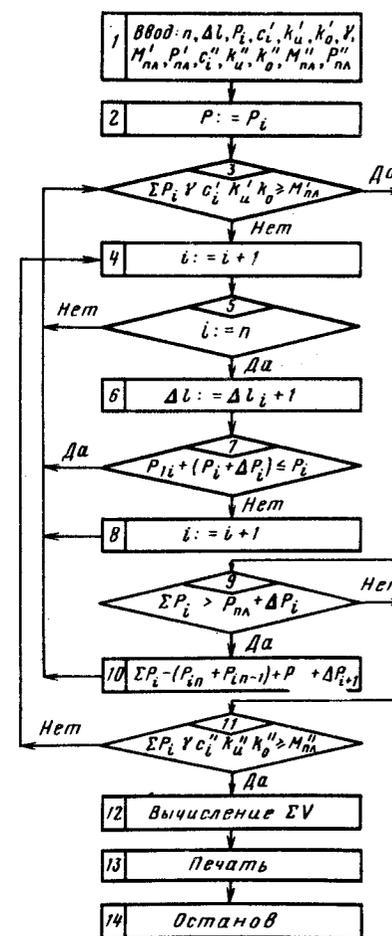


Рис. 37. Блок-схема программы управления рудопотоками

Аналогичные расчеты последовательно по всем месяцам дадут годовой план данного года и позволят построить обрабатываемые контуры на сортовых планах при текущем планировании.

Для реализации алгоритма геолого-маркшейдерская служба карьера ежемесячно должна подготавливать следующие данные.

1. Распределение элементарных блоков  $P_j$  по горизонтам, заходкам и их общее число.
2. Подсчет среднего содержания основного металла  $c_j'$  в блоках.
3. Данные о величинах  $k_{и}$ ,  $k_{о}$ ,  $\gamma$ ,  $b_{зах}$ ,  $h$ .
4. Месячный план по руде  $P_{пл}$  и металлу  $M_{пл}$ .
5. Аналогичные данные по сопутствующим компонентам.

Необходимо отметить, что для каждого элементарного блока необходимо заранее планировать значение коэффициента извлечения балансовых запасов  $k_{и}$  и коэффициента извлечения в концентрат  $k_{о}$ . Это возможно сделать только при обоснованном выборе технологической схемы выемки каждого блока.

При выборе схем следует также обеспечивать оптимальное значение коэффициентов  $k_{и}$  и  $k_{о}$ .

Разработанная методика формирования качества сырья обеспечивает не только стабилизацию качества руды с учетом динамики развития горных работ, но она обеспечивает также научно обоснованную связь текущего и перспективного планирования и повышение извлечения полезных ископаемых из недр.

Планирование режима горных работ с целью обеспечения стабильного качества руды в относительно большие периоды времени (год, квартал, месяц, неделя) путем составления квартально-месячных и недельно-месячных планов отработки имеет большое значение для железорудных карьеров. Однако долгосрочное планирование развития горных работ с учетом качества рудной массы из-за пространственной перемежаемости разносортных и разнотипных руд на месторождениях цветных металлов (по сравнению с железорудными месторождениями) не может надежно обеспечить обогатительную фабрику усредненной руды на относительно длинный период времени.

Внутризайное и оперативное усреднение руды за счет дозированной подачи разнотипных руд из забоев также не является достаточно эффективным способом усреднения руд цветных металлов из-за относительно малого количества погрузочного оборудования (1–2, реже 3–5 добычных забоя, одновременно находящихся в отработке).

При оперативном планировании горных работ в режиме усреднения используются различные методы современной математики, базирующиеся на вероятностно-статистических методах расчета с привлечением ЭВМ. Однако для мелких и средних карьеров цветной металлургии оказывается, что использование современных математических методов расчета и систем АСУ с применением ЭВМ не всегда является достаточ-

но эффективным при усреднении качества руд. Это объясняется следующим:

малым числом разнокачественных забоев, из которых руда поступает на обогатительную фабрику, и часто большой пространственной сложностью распространения руд в недрах;

недостаточной надежностью исходной информации, ограниченной малой достоверностью опробования;

отсутствием надежной аппаратуры для оперативного контроля за качеством добываемой руды;

относительной сложностью корректирования программ при влиянии факторов, не поддающихся математической формализации.

Усреднение на складах дробленой и недробленой руды часто является определяющим звеном в цепи многостадийной стабилизации качества рудной массы.

Прикарьерные усреднительные склады применяют при недостаточном выравнивании качества по всем предыдущим этапам. Стабилизация качественных показателей на прикарьерных усреднительных складах осуществляется за счет определенной последовательности укладки руды в штабеля и последующей погрузки. Этот способ наиболее дорогостоящий, но в ряде случаев, особенно в условиях высокой природной изменчивости полезного ископаемого в карьерном поле, он является необходимым.

Усреднительные склады создаются для поддержания на заданном уровне качественных показателей добытой руды.

Однако создание усреднительных складов, кроме прямого увеличения извлечения металла в концентрат и роста качества концентрата, способствует также увеличению производительности забойного оборудования, объемов взрывааемых рудных блоков, скорости вскрытия и отработки рудных горизонтов, снижению уровня потерь и разубоживания руды.

Если расстояние транспортирования от забоев до поверхности не превышает 3 км, то усреднительные склады сооружаются вблизи бортов карьера, образуя так называемые прикарьерные склады. Функции усреднительных складов нередко выполняют промежуточные склады перегрузочных пунктов глубоких карьеров в случае применения комбинированного транспорта. Сооружение таких складов осложнено стесненностью площадок и требует увеличения минимальной ширины рабочей площадки с 40–60 до 100–120 м. Иногда усреднительные склады могут быть сооружены на промежуточном горизонте карьера при применении только автомобильного транспорта.

Технология усреднения сырья на таких складах состоит в укладке в штабель в определенном порядке усредняемой руды и последующей отгрузке штабеля. Формирование штабелей на прикарьерных усреднительных складах осуществляется, как правило, с пионерной насыпи.



Рис. 38. Укладка руды в усреднительные штабели (1 – 12 – последовательность укладки руды)

При размещении усреднительных складов внутри контура карьера их формирование обычно ведется с откоса уступа. Руда может отсыпаться наклонными (а), горизонтальными (б) слоями, гребнями (в) и конусами (г) (рис. 38). Для возведения штабелей используют бульдозеры, экскаваторы и самоходные погрузчики. Отгрузка штабеля производится, как правило, на всю его высоту в направлении, перпендикулярном к направлению отсыпки (рис. 39).

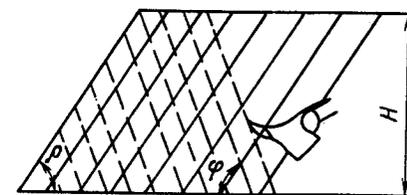
При отгрузке в каждую экскаваторную заходку попадает несколько слоев руды различного качества, в результате чего достигается их перемешивание. Для достижения лучшего усреднения перед погрузкой руды в транспортные сосуды может осуществляться ее дополнительное перемешивание путем одинарной, реже двойной переэкскавации.

По каждому сорту руды на складе должно быть два штабеля — один заполняется, а из другого производится отгрузка. Иногда формируется третий штабель — подготовленный к отгрузке. Такое штабелирование позволяет удобно маневрировать фронтом заполнения складов и равномерно заполнять их в поперечном направлении. Кроме того, имеется возможность организовать работу фабрик в течение 5–10 дней на руде определенного качественного состава, обеспечивающего оптимальный режим ее переработки.

Контроль за качеством руды, поступающей на склады и отгружаемой потребителям, осуществляется отделом технического контроля и геологической службой карьеров. Качество руды определяется по данным забойного опробования.

Усреднение руды на прикарьерных складах осуществляется в объеме 30–100 % общих объемов добываемого сырья. Число погрузочных средств на усреднительных складах предопределяется объемом усредняемого сырья и числом отдельно добываемых и отдельно усредняемых его сортов. Иногда число экскаваторов на усреднительных складах превышает число экскаваторов в забоях карьера.

Рис. 39. Схема отгрузки руды из усреднительного штабеля ( $\rho$  — угол естественного откоса;  $\varphi$  — угол черпания руды из штабеля;  $H$  — высота штабеля)



Усреднительные склады сооружаются, как правило, прямоугольной формы, однако их форма может быть и другой. Ширина штабеля является функцией длины фронта отсыпки, числа точек отсыпки, направления фронта отсыпки, объемов усредняемой руды и применяемых средств отсыпки и разгрузки штабеля. Длина склада зависит от емкости, числа штабелей и наличия свободных площадей. Ширина складов на ряде карьеров значительно превышает ширину одной заходки экскаватора, применяемого для разгрузки штабеля, что вызывает необходимость переэкскавации или передвижки железнодорожных путей. Высота штабеля является одним из основным технологических параметров, влияющих на усреднение руды. Высота склада изменяется от 5 до 12 м и предопределяется параметрами применяемого погрузочного оборудования и характером усредняемой руды. Емкость внутрикарьерных и прикарьерных усреднительных складов колеблется от 50 до 700 тыс. т. Объем усредняемой руды и емкость усреднительного склада определяется из условия совместного анализа допустимого потребителем распределения содержания полезного компонента в руде и фактического распределения содержания полезного компонента в руде, выдаваемой из карьера. Минимальное значение емкости склада имеет место при управлении добычными работами в режиме стабилизации качества сырья в рудопотоках, а максимальное — в условиях руд с сильной изменчивостью.

Практика показывает, что степень усреднения руды на прикарьерных складах в сменных и суточных объемах достаточно высокая и по карьерам цветной металлургии колеблется в пределах от 1,9 до 2,3, достигая в отдельных случаях 3.

Вследствие неравномерности гранулометрического состава поступающей из карьера руды, на усреднительных складах наблюдается ее сегрегация, что связано с необходимостью применения специальных способов отгрузки штабелей, вызывающих уменьшение производительности экскаваторов.

Существенным недостатком усреднительных складов являются относительно большие затраты на их содержание. Уменьшить эти затраты возможно за счет применения самоходных погрузчиков, потребность в которых, вследствие их высокой маневренности, на 40 – 50 % меньше по сравнению с потребностью в экскаваторах.

Строительство прикарьерных усреднительных складов усложняет поверхностный план карьеров, а в случае расположения усреднительных складов внутри карьера требует разноса бортов и дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат. Однако при применении комбинированного транспорта целесообразность применения усреднительных складов в местах перегрузки с одного вида транспорта на другой неоспорима.

Как показали экспериментальные работы в условиях Ярославского горно-обогатительного комбината, а также анализ данных опробования рудных отвалов в условиях Сорского молибденового комбината, проведенный сотрудниками геологического отдела и СибцветметНИИпроекта, эффективность усреднения на складах недробленной и дробленной руды для разных металлов и окружающих пород может быть различной. Так, более мелкие металлы (молибден), окруженные относительно твердыми минералами, при разгрузке из автосамосвалов обычно выкрашиваются и, приуроченные к мелкой фракции, обогащают верхние зоны штабеля. Обедненный средний и крупный материал накапливается у основания штабеля. В результате происходит "разусреднение" руды в сечении штабеля, т. е. руда поступает на склад более усредненной, чем выходит со склада.

Есть основание полагать, что экономический выигрыш шихтовки руды на складах недробленной руды с наклонными слоями для карьеров цветной металлургии ("Блявинский", "Кургашиканский", "Черемшанский", "Сибайский" и др.) больше объясняется "буферным" эффектом склада, нежели непосредственно усреднением. На карьерах черной металлургии значение указанного эффекта обычно меньше, так как железо и вмещающие минералы в основном близки по твердости, т. е. выкрашивание минералов при загрузке штабеля происходит в ограниченном размере.

Опыт усреднения руды в бункерах обогатительных фабрик показывает относительно высокую степень стабилизации качества рудной массы при этом способе [8]. Однако ограниченность объема бункера и сложность принудительной загрузки руды различного качества в ячейки и отсеки бункера сужают область применения данного способа усреднения.

Таким образом, основные способы стабилизации качества железных руд, нашедшие широкое распространение на отечественных и зарубежных карьерах, не являются достаточно эффективными для усреднения руд цветных металлов.

Примером комбинированного способа усреднения может служить работа карьера ЦГОКа. План горных работ составлен на основе кварталнo-месячных графиков, обеспечивающих режим работы карьера с наименьшими отклонениями содержания от среднего за планируемый период. Руда из забоев согласно суточным и сменным заданиям посту-

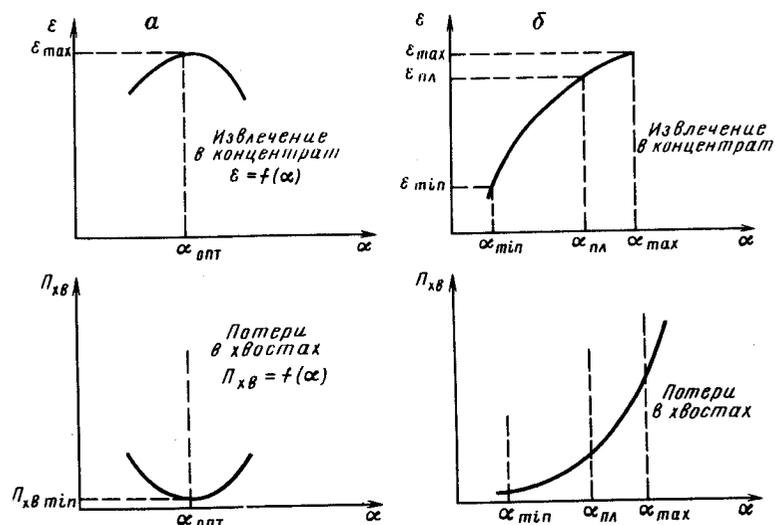


Рис. 40. Зависимость показателей извлечения в концентрат от качества руды: а — в черной металлургии; б — в цветной металлургии

пает на усреднительный склад недробленной руды (наклонные слои) и в специальные бункера-дозаторы, находящиеся на перегрузочной площадке из автомобильного в железнодорожный транспорт.

Практика усреднения руд на отечественных и зарубежных предприятиях показывает, что наибольшая однородность рудной массы достигается при комбинированной шихтовке руды в карьере (дозированная подача руд из разных забоев) и усреднении в штабелях дробленной руды с применением усреднительных комплексов непрерывного действия (УБ-120-1, УБ-350-1).

Высокая ценность металла, недоизвлекаемого и теряемого при флотации неусредненной руды в хвостах, увеличивает народнохозяйственное значение усреднения руд цветных и редких металлов.

Особое значение представляет оценка эффективности усреднения с использованием в карьерах и на усреднительных складах погрузчиков, позволяющих увеличить число забоев, находящихся в одновременной отработке и имеющих руду разного качества, а также значительно повысить однородность руды, поступающей из карьера на переработку.

В различных отраслях горнодобывающей промышленности имеется ряд общих свойств, которые проявляются по мере углубления карьеров (например, экспоненциальный рост вскрыши, снижение производительности основного горнотранспортного оборудования, удорожание буровзрывных и транспортных работ, усложнение способов поддержания

бортов карьеров и отвалов, водоотлива и вентиляции, повышение равномерности качества руд при увеличении доли низкосортных и трудно-обогатимых руд и пр.). Но имеется и своя специфика.

Зависимости показателей извлечения металлов в концентраты  $\epsilon = f(\alpha)$ , потерь в хвостах обогащения  $n_{\text{хв}} = f(\alpha)$  — от качества добываемых руд  $\alpha$  для железных руд носят преимущественно параболический характер с четко выраженными зонами оптимума (рис. 40, а)  $n_{\text{хв. min}}, \epsilon_{\text{max}}$ . Необходимость минимизации стандартов отклонений или вариации качества относительно  $\alpha_{\text{опт}}$  путем стабилизации (усреднения) качества рудопотоков здесь очевидна.

Для руд цветных металлов те же зависимости носят сложностепенной гиперболический характер (рис. 40, б). Формы этих зависимостей существенно различаются для конкретных руд и схем обогащения, имеют, как правило, низкие степени корреляции.

Поскольку абсолютные содержания большинства цветных металлов в рудах, добываемых открытым способом, на несколько порядков ниже, чем в железных рудах (1 — 0,003 против 30 — 60 %), они оказывают существенно меньшее влияние на показатели извлечения, чем изменение таких качественных параметров, как минерально-вещественный состав, структурно-текстурные особенности, характер сростания металлоносного зерна с вмещающими породами, крупность, форма, степень анизотропии и микродефектность минералов, контрастность физико-механических и флотационных свойств и др.

Зависимости, приведенные на рис. 40, б, в большинстве случаев не имеют зон оптимума. При этом повышение абсолютных содержаний металла (от  $\alpha_{\text{min}}$  до  $\alpha_{\text{max}}$ ) в рудах, как правило, благоприятно сказывается на технологических показателях обогащения, хотя при этом прогрессивно возрастают потери металлов в хвостах. Экономическая целесообразность усреднения руд цветных металлов по содержаниям полезных компонентов (относительно планового содержания  $\alpha_{\text{пл}}$ ) в каждом конкретном случае нуждается в специальных геолого-технологических и технико-экономических проработках и обоснованиях.

Если в черной металлургии вследствие нарушения шихтовки возможна аварийная остановка доменного процесса, то в цветной металлургии снижение качества руд и его дестабилизация обычно не приводят к остановке процесса, а только увеличивают потери металлов в отвалах, пыли, хвостах, шлака и снижают качество концентратов. Кроме того, если в черной металлургии качество стали определяется строго выраженным соотношением ее компонентов, т. е. высокими требованиями к стабильности состава шихты, то качество цветных металлов связано со степенью очищенности от любых других элементов.

Эффективность экспрессного контроля качества крупнодробленых руд цветных металлов (ориентированного на контроль абсолютных содержаний металлов, т. е. одного из качественных параметров руд,

слабо влияющего на показатели обогащения) всегда будет ниже по сравнению с железными рудами. Во-первых, изменчивость качества руд цветных металлов в недрах выше, а достоверность разведочных данных, как правило, ниже, чем на железорудных месторождениях. Во-вторых, при прочих равных условиях, одинаковые куски железной руды и руды цветных металлов по содержанию в них полезных (контролируемых при пусковом контроле) компонентов различаются, как отмечалось, на несколько порядков. В-третьих, большинство цветных металлов не обладает контрастностью к электромагнитным полям, а эффективный рентгенорадиометрический контроль возможен лишь на измельченной рудной фракции на фабрике, а не в забоях. И при этом тесная корреляция между абсолютными содержаниями металлов и другими качественными параметрами в рудах цветных металлов характерна лишь для технологически мало контрастных руд с равномерным распределением металла в минералах.

Возможности внутрикарьерного оперативного управления (усреднения) качеством руд "с колес" на железорудных карьерах, как правило, существенно выше, чем на рудных карьерах цветной металлургии. Это обусловлено в основном масштабами предприятий. При отработке железорудных месторождений (карьеры Кривого Рога, КМА, Урала) в одновременной отработке находятся 5—8 и более добычных забоев, в то время как на большинстве карьеров цветной металлургии работают 1—2 добычных забоя.

Наиболее эффективно усреднение железных руд на специализированных усреднительных складах дробленой руды. Но капитальные затраты на строительство таких складов (4—10 млн. руб.) могут окупаться лишь на наиболее крупных карьерах цветной металлургии, при этом эффективно усредняются далеко не все руды, что связано с сегрегацией по крупности и содержанию металлов в разных классах крупности. Дополнительным ограничением является необходимость строгого разделения по геолого-техническим типам-сортам, не допуская их перемешивания в едином рудопотоке. Скорость углубки небольших и средних карьеров цветных металлов, обрабатывающих преимущественно крутонаклонные рудные тела при небольших размерах в плане, как правило, выше, чем на железорудных карьерах.

Таким образом, если при разработке железорудных месторождений более выгодно усреднение качества руд, то в цветной металлургии более перспективны технологические схемы с применением селекции и рудосортировки.

Проводимые в СССР исследования позволяют усовершенствовать традиционные процессы разработок месторождений открытым способом и рекомендовать новые, позволяющие значительно повысить полноту использования недр и снизить потери полезных ископаемых на стадиях добычи и переработки руды. Достигается это целенаправленным воздействием на горную массу в процессе дробления.

При взрывной отбойке руды вследствие применения специально рассчитанных параметров буровзрывных работ добиваются повышения степени раскрытия минеральных зерен ("супервзрыв"), благодаря чему появляется возможность увеличить извлечение полезных компонентов при обогащении.

Широкое внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) позволяет создать предпосылки для дополнительного извлечения некоторых рудных минералов из забалансовых запасов, некондиционных руд, минерализованных пород вскрыши, а также балансовых руд, теряемых в приконтурных зонах. Сущность ее заключается в комплексном сочетании горнодобывающего оборудования (экскаваторы, автосамосвалы и т. д.), техники для первичной переработки руды (дробилки, грохоты и т. д.) и поточных видов транспорта (конвейеры, трубопроводы и т. д.). Использование данной технологии, как показали исследования лаборатории новой горной технологии ИПКОН АН СССР, позволяет только на стадии горных работ повысить производительность труда в 1,5–2 раза, сократить издержки производства на 0,3–0,5 руб/т, сократить потребность в большегрузных автосамосвалах и создать непрерывный поток горной массы из карьера. На карьерах Минчермета СССР в 1983 г. по этой технологии было переработано 67,5 млн. т горной массы. Значительно меньше объем внедрения ЦПТ в других горнодобывающих отраслях, особенно в цветной металлургии. Однако именно здесь имеется резерв для существенного его увеличения.

Желаемого результата можно достичь, если учесть минеральный состав и физико-механические свойства руд скальных вскрышных пород и забалансовых руд.

На многих месторождениях, особенно штокверкового типа, промышленные участки оконтуриваются по бортовому содержанию. Породы вскрыши при этом не являются абсолютно пустыми, а содержат в той или иной степени полезные компоненты.

В качестве примера можно привести распределение запасов руды и металла на одном из месторождений цветных металлов в зависимости от бортового содержания (рис. 41).

Вместе с тем физико-механические свойства рудных минералов и вмещающих пород (крепость, дробимость, абразивность и т. д.) зачастую весьма различны. Можно подобрать такие способы и режимы дробления, при которых менее прочные составляющие будут разрушаться с высокой степенью дробления, а более прочные — с меньшей, что позволяет получать определенный класс продукта, обогащенный полезным компонентом.

Так, на Сорском молибденовом комбинате проводился эксперимент по переработке вскрышных пород на щебень [11]. При этом в процессе дробления произошло обогащение мелких классов полезными компонентами: в классе —5 мм (при выходе класса 20 %) сосредото-

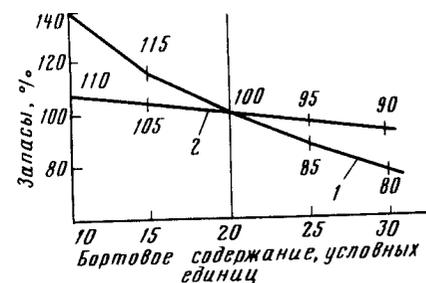


Рис. 41. Зависимость запасов руды (1) и металла (2) от величины бортового содержания на одном из месторождений цветных металлов

чилось 50 % молибденита и 35 % медных минералов. Содержание молибдена при этом увеличилось в 2,5 раза, достигнув промышленного значения.

В отличие от других способов разработки месторождений открытым способом использование дробильного (грохотильного) оборудования в ЦПТ является основным условием. Таким образом, применение ЦПТ создает предпосылки для извлечения полезных компонентов из вскрышных пород, забалансовых руд и руд, которые относятся к эксплуатационным потерям.

Оборудование, которое применяется в настоящее время в схемах ЦПТ, проходящее опытно-промышленную проверку на горных предприятиях и запроектированное, позволяет реально применить ЦПТ на карьерах. Основные требования к оборудованию при этом следующие: мобильность, незначительные затраты времени на монтаж и передвижки, возможность работы на относительно нешироких рабочих площадках, а также установки различных типов дробилок. Указанным требованиям отвечают самоходные дробильные и грохотильные агрегаты отечественного производства типа СДА, СГА, СВГУ, ДПА, агрегаты, изготавливаемые в Германской Демократической Республике, передвижные дробильные установки конструкции Днепропетровского филиала ВНИПИрудмаша и др.

Для экспериментальной проверки эффективности ЦПТ на вскрышных работах при добыче забалансовых руд и отработке приконтактных зон следует, видимо, создать опытные участки на действующих предприятиях с тем, чтобы обосновать и определить область применения способов и режимов дробления, грохочения и классификации с целью максимального выделения полезных продуктов при минимальных затрачиваемых ресурсах; определить рациональный способ транспортирования полученной мелкодробленной руды; разработать рациональные технологические схемы применения ЦПТ; оценить эффективность данной технологии в целом.

Выбор предприятия для организации опытного участка должен определяться следующими факторами:

рудной минерализацией вмещающей скальной массы в карьере; контрастностью рудных минералов и вмещающих пород по дробимости;

высокой ценностью и дефицитностью добываемого сырья; наличием опыта по избирательному дроблению и грохочению.

Кроме того, целесообразно использовать опыт, накопленный научно-исследовательскими институтами по первичной рудоподготовке (Механобр, ВНИПИГорцветмет, СибцветметНИИпроект, НИГРИ и др.).

Наиболее полно перечисленным требованиям отвечают предприятия Минцветмета СССР, ведущие разработку штокерковых месторождений, и в первую очередь Сорский молибденовый комбинат.

Ежегодный объем внутренней скальной вскрыши по комбинату составляет около 1,5–2 млн. м<sup>3</sup> [11], или 3–4 млн. т, что сравнимо с производительностью опытно-промышленного участка ЦПТ на Качканарском горно-обогатительном комбинате.

В состав комплекса ЦПТ стоимостью 5 млн. руб. входят самоходный дробильный агрегат СДА-3, стационарный дробильно-перегрузочный пункт с щековой дробилкой, система конвейеров общей протяженностью 1800 м и самоходный перегружатель СП-1000. Все оборудование изготовлено Донецким машиностроительным заводом им. ЛКУ.

Извлекаемая ценность 1 т вскрышных пород, определяется по формуле  $C_{и} = 0,01cC_{о}И$ , где  $c$  — содержание молибдена в породах вскрыши, %;  $C_{о}$  — оптовая цена 1 т металла в концентрате, руб.;  $И$  — сквозное извлечение молибденита в класс —5 мм и при флотации, доли единицы.

Как показали расчеты, окупаемость капитальных затрат даже при не серийном оборудовании и только за счет использования эффекта выдрабливания мягких минералов составляет около одного года.

#### § 4. Перспективные направления повышения полноты и качества извлечения руд на карьерах<sup>1</sup>

Отличительная черта современного этапа развития горнодобывающей промышленности — постепенный переход к автоматизации управления производством как в целом, так и по отдельным технологическим процессам.

Процесс формирования качества руды является многостадийным и зависит от большого числа определяющих факторов различной природы, оперативно учесть и оценить которые количественно при современных масштабах производства без ЭВМ невозможно, поэтому система управления полнотой и качеством извлечения — один из первоочеред-

ных объектов автоматизации в горнодобывающей промышленности. При этом система автоматизированного управления качеством должна решать локальные оптимизационные задачи для конкретного карьера на базе учета и оценки отраслевых (подотраслевых) планов выпуска основных и попутных видов минерального сырья, т. е. другими словами, система управления качеством на каждом руднике должна быть подсистемой управления функционированием группы взаимосвязанных производственных комплексов.

Полнота и качество извлечения непосредственно связаны с интенсивностью и порядком развития горных работ, а также уровнем кондиций, причем каждый из этих параметров определяет абсолютное и удельное количество конечной продукции, получаемой в единицу времени по горнодобывающим предприятиям отрасли (подотрасли), а следовательно (из-за разности в горнотехнических и горно-геологических условиях эксплуатации месторождений данных видов сырья), уровень средних экономических и технико-экономических показателей в целом по отрасли (подотрасли). Поэтому математическая модель управления функционированием производственных комплексов горнодобывающих и перерабатывающих предприятий должна включать в себя функционально связанные параметры, определяющие полноту и качество извлечения (по стадиям горно-обогатительного производства), интенсивность разработки месторождения, кондиции на качество руды и условия ее залегания, а также показатели, определяющие социально-экономическую значимость времени получения продукции, соотношение материальных и трудовых затрат по предприятиям отрасли (подотрасли), транспортные возможности и т. д.

Критериями оптимального функционирования модели в зависимости от дефицитности сырья могут быть либо максимум выхода конечной продукции с приведением по времени получения и промышленной значимости ее составляющих (при соблюдении ограничений на потребление ресурсов, объемов переработки, колебаний текущих коэффициентов вскрыши, технически предельный уровень качества руды в элементарном выемочном блоке), либо минимум приведенных отраслевых (подотраслевых) затрат на производство заданного количества конечной продукции также при соблюдении ряда технических и технологических ограничений.

Поскольку автоматизированный поиск оптимального функционирования состояния такой модели требует дискретного изменения величин (в заданном диапазоне) всех исходных параметров, определяющих в конечном счете значения показателя, положенного в основу критерия, то алгоритм решения такой задачи, очевидно, должен быть построен не на аналитических методах, а на применении приемов итерационного выбора оптимального варианта с адаптивным регулированием изменения значений исходных параметров модели.

<sup>1</sup> Написан при участии А. Г. Секисова.

На базе решений, полученных при моделировании функционирования предприятий в системе отрасли (подотрасли), на каждом карьере составляется локальная математическая модель управления формированием качества, ориентированная на выполнение оптимального для народного хозяйства плана. Такая локальная модель должна включать в себя систему численных параметров, характеризующих пространственную изменчивость качественных показателей в недрах, технологические процессы добычи, рудоподготовки и переработки, функциональные связи между этими параметрами, оценку надежности горно-геологической информации и работы оборудования, а также критерий оптимального функционирования — максимум конечного результата — выходы конечной продукции при установленных на первом этапе значениях исходных параметров: коэффициентов извлечения из недр, интенсивности и порядка развития горных работ и уровня кондиций.

При этом ЭВМ может выдавать пользователю информацию о положении разделяющих границ между типами и сортами руд (на основе заложенных в алгоритм принципов интерполирования), прогнозировать трансформацию рудных тел после взрыва, выбирать оптимальную технологию разработки конкретного блока, определять очередность подачи транспортных средств к забоям, оперативно управлять формированием рудопотоков, управлять порядком формирования и параметрами усреднительного склада, вести учет движения запасов и осуществлять планирование горных работ.

Наряду с широким использованием автоматизированных систем управления качеством, перспективным направлением повышения полноты и качества извлечения на рудных карьерах является разработка и внедрение средств дистанционного опробования качества руды, сопоставимых по точности определения уровня качественных показателей с современными методами химического опробования и скважинного геофизического каротажа, а также производительных сепараторов для разделения рудной массы по качеству на уровне отдельных кусков, что позволит соответственно существенно снизить потери и разубоживание руды за счет повышения точности и оперативности геологического оконтуривания, а также повысить качество добытой рудной массы и полноту ее извлечения за счет выборки из нее включений с некондиционными качественными характеристиками и доизвлечения кондиционных отдельностей из породной массы, залегающей на контакте с рудным массивом.

Кроме того, важным направлением повышения полноты использования недр при открытом способе разработки рудных месторождений является совершенствование существующих и создание новых геотехнологических методов извлечения полезных компонентов из некондиционных и упорных руд, залегающих за контурами нерабочих бортов карьера, а также из специальных отвалов этих руд, сформированных за предшествующие периоды эксплуатации.

Основные средства и методы добычи руд на карьерах скального типа, применяемые в настоящее время и предусматриваемые на ближайшую перспективу (10—15 лет), следующие:

совместное взрывание руд и пород скважинами диаметром 200—320 мм, пробуренных шарошечными станками, и раздельная экскаваторная выемка прямыми механическими лопатами типа ЭКГ-4,6 и ЭКГ-5, ЭКГ-8 и ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5 с погрузкой в автосамосвалы грузоподъемностью 27; 40; 65; 75 и 100 т и т. д.;

раздельное взрывание в небольшом объеме (3—8 %) руд и пород направленными скважинами диаметром 100—125; 145—160 и 190—230 мм и последовательная погрузка карьерными экскаваторами и тракторными погрузчиками с ковшами вместимостью 2,5—8 м<sup>3</sup>.

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования и анализ практики добычи руд на карьерах показывают, что при указанных средствах и методах выемки возможно добиться определенного снижения количественных и качественных потерь руды (в 1,2—1,5 раза) применением главным образом методов управляемого взрывания рудных блоков (обеспечивающих исключение или незначительное перемешивание руд и пород, оптимальный угол падения взорванного рудного тела и улучшение физико-механических свойств взорванного массива); рациональных методов и параметров экскаваторной подработки и управляемого обрушения при раздельной выемке руд и пород; эффективных систем добычных работ и их рациональных параметров за счет снижения высоты добычных забоев, которая не должна превышать высоты эффективного черпания экскаватора.

В комплексе с внедрением перспективной техники и технологии селективной выемки изложенные направления повышения полноты извлечения руд на карьерах позволят решать проблему обеспечения полноты и комплексного использования недр при открытом способе разработки на качественно новом уровне.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проблема рационального использования минеральных ресурсов в настоящее время и в ближайшие прогнозируемые десятилетия весьма актуальна. Намеченные высокие темпы роста добычи минерального сырья, продолжающееся снижение содержания полезных компонентов в рудах, усложнение технологических процессов в связи с увеличением глубины разработки открытым способом и вовлечением в эксплуатацию новых сложных месторождений требуют решения ряда взаимосвязанных проблем: дальнейшего ускорения научно-технического прогресса, совершенствования техники и технологии горного производства и оптимизации всех процессов. В этих условиях экономическая оценка последствий потерь, обоснование кондиций на минеральное сырье и ряд других задач, связанных с повышением эффективности использования недр, должны решаться на новом, более высоком уровне.

В качестве оценочной категории будет целесообразно использовать дифференциальную горную ренту и более широко применять расчетные цены, установленные с учетом дефицитности сырья.

Для повышения экспрессности анализов проб, а также непосредственного анализа руды в забоях должны в широких масштабах применяться такие способы, как гамма-гамма-картаж, рентгенорадиометрические, гамма-активизационный и другие физико-химические и ядерно-геофизические методы опробования.

Для управления качеством сырья на всех этапах эксплуатации и планирования, основные параметры карьера следует определять с использованием методов динамического программирования, календарные планы горных работ необходимо составлять на базе исследования режима открытых горных работ на ЭВМ с использованием новых методов (например, метода подвижного конуса).

Для стабилизации качества сырья целесообразно использовать анализ взаимосвязанных кумулятивных зависимостей, полученных при анализе режима открытых горных работ, и построенную на этой основе прямую стабильного качества для данного периода эксплуатации. Для выхода на эту прямую разработаны программы для ЭВМ, позволяющие управлять рудопотоками, поступающими из добычных забоев карьера, и определять качество сырья на всех этапах планирования (перспективное, текущее и оперативное планирование).

Таким образом, уже имеются методы, позволяющие осуществлять системный подход к планированию качества продукции, которые должны получить дальнейшее развитие. Формирование качества сырья следует осуществлять по рациональным технологическим схемам с использованием нового современного оборудования. Например, для сохране-

ния структуры рудных тел в эксплуатационном блоке целесообразно применять взрывание в зажатой среде или буферное взрывание на подпорную стенку из ранее взорванной горной массы. Для селективной разработки сложных забоев могут более широко использоваться гидравлические экскаваторы и колесные фронтальные погрузчики (типа ТО-21-1), имеющие удобную для выемки отдельных рудных включений криволинейную форму траектории черпания. Более широко должны также использоваться хорошо известные способы управляемого обрушения, раздельной погрузки и селективной комбинированной выемки при разработке сложноструктурных месторождений ценного сырья [34].

Нормирование показателей потерь и разубоживания, как и предусмотрено в ТМУ, следует производить по эксплуатационным блокам; по некоторым однотипным блокам должны составляться типовые паспорта буровзрывных и выемочно-погрузочных работ с учетом специфики каждого месторождения.

С переходом на ЦПТ существенно осложнятся требования к внутрикарьерному усреднению, чтобы обеспечить формирование на каждый магистральный рудоподъемный конвейер односортовых рудопотоков. В этом случае система нормирования и планирования показателей извлечения должна осуществляться на базе детального изучения месторождений, районирования карьерных полей по показателям сложности оруденения [36] и использования новых методик управления качеством сырья. В связи с намеченными высокими темпами роста добычи руд в ближайшие десятилетия в больших количествах будут использоваться бедные руды и предъявляться более жесткие требования к технико-экономическому обоснованию кондиций на минеральное сырье. Это должно способствовать рациональному и более полному использованию запасов недр.

В этих условиях нормирование и планирование показателей извлечения полезных ископаемых из недр необходимо привести в соответствие с намечаемыми темпами роста объемов горного производства.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Агошков М.И.* Оценка экономических последствий неполноты извлечения полезных ископаемых из недр. — В кн.: Научные основы оптимизации использования месторождений полезных ископаемых и охраны недр. М., изд. ИФЗ ЦЭМИ АН СССР, 1977, с. 81 — 123.
2. *Агошков М.И.* Развитие идей и практики комплексного освоения недр. М., изд. ИПКОН АН СССР, 1982.
3. *Адигамов Я.М., Мининг С.Э.* Нормирование потерь полезных ископаемых при добыче руд. М., Недра, 1978.
4. *Альбов М.Н.* Опробование месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1975.
5. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М., Недра, 1981.
6. *Байков Б.Н.* Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., Недра, 1977.
7. *Байков Б.Н.* Справочник по нормированию потерь руды на карьерах. М., Недра, 1980.
8. *Бастан П.П., Блошин Н.Н.* Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. М., Недра, 1981.
9. *Грачев Ф.Г.* Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. М., Недра, 1977.
10. *Каждан А.Б.* Разведка месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1977.
11. *Крутяков И.П., Давыдов Б.С., Страгис Ю.М.* Повышение комплексности использования руд Сорского месторождения. — Горный журнал, 1979, № 9, с. 3 — 5.
12. *Ломаносов Г.Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. М., Недра, 1975.
13. *Математические методы планирования и управления горным производством.* Под ред. С.А. Кулиша, М., Недра, 1978.
14. *Методика установления нормативных показателей потерь и разубоживания руды для сложных месторождений с криволинейными формами приконтактных зон/Б.П. Юматов, В.П. Смирнов, П.К. Бекетов и др.* Изв. ВУЗов, Геология и разведка, 1975, № 4, с. 20 — 22.
15. *Мечиков О.С., Карманович В.Ф., Бычин А.С.* Разработка и внедрение нормативов потерь при добыче руды на Карагайлинском карьере. — Горный журнал, 1980, № 12, с. 11 — 13.
16. *Мищенко В.М.* Единицы измерения норм потерь при добыче горно-химического сырья. — Горный журнал, 1980, № 8, с. 10 — 15.
17. *Новожилов М.Г., Райзен Я.Ш., Эрперт А.М.* Качество рудного сырья черной металлургии. М., Недра, 1977.
18. *Общая теория статистики/А.Я. Боярский, Г.Л. Громыко, М.Г. Трудова и др.* М., изд. МГУ, 1974.
19. *Оснеговский Е.Р., Соколов В.И.* Методика учета потерь руды от разлета при взрывных работах на карьерах. — Горный журнал, 1973, № 6, с. 8 — 9.
20. *Плеханов В.К.* Экономическая оценка и нормирование извлечения руды из недр. Кривой Рог, изд. НИГРИ, 1977.
21. *Практика планирования и учета потерь и разубоживания руды на карьерах цветной металлургии/Н.В. Симаков, В.Н. Попов, В.Г. Столчнев и др.* М., изд. Цветметинформация, 1978.
22. *Проблемы рационального использования и охраны недр.* М., изд. ИПКОН АН СССР, 1982.

23. *Ржевский В.В.* Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1978.
24. *Ржевский В.В.* Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
25. *Сборник руководящих материалов по охране недр.* М., Недра, 1973.
26. *Секисов Г.В.* Рациональное использование недр при открытой разработке рудных месторождений. Фрунзе, Илим, 1976.
27. *Секисов Г.В., Додис Я.М.* Эксплуатационная разведка на карьерах цветной металлургии. Фрунзе, Илим, 1983.
28. *Симкин Б.А., Невский В.Л.* Циклично-поточная технология добычи угля и руды на открытых разработках. М., изд. ВИНТИ, 1983, № 27, с. 53 — 81.
29. *Совершенствование методов управления извлечением запасов из недр при разработке рудных месторождений.* М., изд. ИПКОН АН СССР, 1981.
30. *Теория и практика открытых разработок/Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов и др.* М., Недра, 1973.
31. *Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр/М.И. Агошков, В.И. Никаноров, Е.И. Панфилов и др.* М., Недра, 1974.
32. *Управление качеством сырья в рудопотоках на карьерах/Б.П. Юматов, З.И. Валатка, А.Г. Секисов и др.* — Горный журнал, 1984, № 12, с. 24 — 26.
33. *Хохряков В.С.* Проектирование карьеров. М., Недра, 1980.
34. *Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П.* Открытая разработка сложно-структурных месторождений цветных металлов. М., Недра, 1973.
35. *Юматов Б.П.* Метод определения контуров карьера с учетом экономики отрасли промышленности. — Горный журнал, 1982, № 2, с. 24 — 25.
36. *Юматов Б.П., Кулагин В.С.* Оптимизация решений горно-геологических задач с использованием показателя сложности оруденения. — Горный журнал, 1984, № 11, с. 22 — 24.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ КОЭФФИЦИЕНТА  $\eta$  НА ПРИМЕРЕ ДОБЫЧИ КОМПЛЕКСНЫХ ТРЕХКОМПОНЕНТНЫХ РУД ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

На основе фактических данных принимаем:

а) количество руд (тыс. т) с кондиционным содержанием в них ртути (Hg), сурьмы (Sb) и флюорита ( $\text{CaF}_2$ ):  $N_{\text{Hg}} = 300$ ,  $N_{\text{Sb}} = 300$ ,  $N_{\text{CaF}_2} = 700$ ;

б) содержание в рудах полезных компонентов (условных единиц):  $c_1 = 6$ ,  $c_2 = 80$ ,  $c_3 = 2000$ ;

в) коэффициент извлечения из недр при добыче  $k_H$  — соответственно 0,94; 0,92 и 0,90, а коэффициент изменения качества  $k_K$  — соответственно 0,50; 0,60 и 0,65;

г) коэффициент извлечения при обогащении  $e_0$  — соответственно 0,90; 0,50; 0,45 и при металлургическом переделе  $e_M$  — 0,96 (для ртути) и 0,80 (для сурьмы);

д) цена ртути  $U_{\text{Hg}} = 20$ , сурьмы  $U_{\text{Sb}} = 3,2$  и флюоритового концентрата  $U_{\text{CaF}_2} = 0,1$  условных единиц.

Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении руды, идентичной по качеству руде массива, установлен равным соответственно 0,94; 0,65 и 0,55 — на основании данных переработки руды.

Таким образом, фактическая суммарная извлекаемая ценность по трем полезным компонентам составит:

$$\sum_i^3 = 0,01 (5 \cdot 10^5 \cdot 0,06 \cdot 0,94 \cdot 0,5 \cdot 0,9 \cdot 0,96 \cdot 2 \cdot 10^4 + 3 \cdot 10^4 \cdot 80 \cdot 0,9 \cdot 2 \cdot 0,6 \cdot 0,5 \cdot 0,8 \cdot 3,2 \cdot 10^3 + 7 \cdot 10^5 \cdot 10 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 15 \cdot 0,45 \cdot 0,1) = 77,2 \cdot 10^4 \text{ руб.}$$

Суммарная извлекаемая ценность, которую могло бы получить предприятие при оптимальных режимах добычи и переработки комплексной руды и концентратов:

$$\sum_i^3 I_0 = 0,01 (5 \cdot 10^5 \cdot 0,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 0,96 \cdot 0,96 \cdot 0,96 \cdot 2 \cdot 10^4 + 3 \cdot 10^5 \cdot 80 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,15 \cdot 0,80 \cdot 3,2 + 7 \cdot 10^5 \cdot 2000 \cdot 1 \cdot 0,55 \cdot 0,1) = 171,2 \cdot 10^4 \text{ руб.}$$

Следовательно, коэффициент полноты использования недр при эксплуатации месторождений комплексных руд данного ртутного комбината в настоящее время составляет

$$\eta_H = 77,2 \cdot 10^4 / 171,2 \cdot 10^4 = 0,45.$$

Это свидетельствует о наличии значительных резервов повышения полноты использования недр на данном предприятии.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

ПРИМЕР УСТАНОВЛЕНИЯ И ПРАКТИЧЕСКОЙ РЕАЛИЗАЦИИ НОРМАТИВНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ВЫЕМКИ РУДЫ НА ОДНОМ ИЗ КАРЬЕРОВ

1. Общая характеристика участка месторождения в пределах добычной зоны.

1. Рассматриваемая добычная (рудная) зона карьера заключена в пределах гор. 2353 — 2398 м, т.е. имеет в среднем 45-метровую мощность и включает три 15-метровых уступа (или шесть 7,5-метровых добычных уступов). Общая длина добычной зоны по фронту горных работ составляет около 160 — 170 м, ширина ее колеблется от 25 до 50 м. Балансовые запасы руды добычной зоны оцениваются величиной 345 условных единиц.

2. Добычная (рудная) зона карьера в пределах гор. 2353 — 2398 м характеризуется сравнительно высокой морфологической и структурно-литологической сложностью и особенно значительным развитием контактных зон. Представлена она в основном кварц-хлорит-серцититами, зелеными амфиболовыми сланцами, брекчированными сланцами, диорит-диабазами.

Вмещающие породы представлены зелеными амфиболовыми сланцами. В северной и северо-восточной части зоны рудное тело пересекается крутопадающими порфириновыми дайками малой мощности. Геологические контуры рудных тел не совпадают, как правило, с технико-экономическими вследствие частичной минерализации вмещающих пород (в приконтактных зонах).

3. Горные породы, слагающие добычную зону карьера, имеют коэффициент крепости  $f = 12 - 17$  (по шкале проф. М.М. Протодяконова), в основном трудновзрываемые. Средняя плотность руд и пород 2,64 — 2,65 т/м<sup>3</sup>.

4. Разделение зоны на выемочные блоки осуществляется с учетом необходимости обеспечения высокого уровня полноты выемки и качества добываемых руд в данных горно-геологических условиях и особенностей состояния горных работ в карьере. В пределах гор. 2390 — 2398 и 2383 — 2390 м выделяется по одному выемочному блоку, на нижележащих горизонтах — по два.

Характеристика добычных блоков рудной зоны карьера (гор. 2353 — 2398 м) приведена в табл. 1.

Таким образом, суммарные балансовые запасы по выемочным блокам соответствуют балансовым запасам, установленным по данным детальной геологической разведки.

5. Последовательность и направление отработки добычных блоков зоны принимаются исходя из расположения рудных и породных участков, характера контактов — по часовой стрелке.

II. Технология отработки добычных блоков рудной зоны.

1. Для породно-рудного блока № 1 рассматриваются следующие возможные схемы его отработки:

1) взрывание блока двумя лентами — породно-рудной и чисто породной (в первой — совместное взрывание руды и породы);

2) раздельное взрывание рудно-породной и чисто породной частей блока.

При первой схеме производится раздельная экскаваторная отработка (первой ленты) одной широкой заходкой с селекцией по глубине заходки (в зоне контактов БС-КХС и КХС-ЦД), исследуются два возможных направления отработки: запад — восток (З — В), восток — запад (В — З).

При раздельном взрывании возможны:

а) выборочное взрывание в первую очередь рудно-породной части блока;

б) первоначальное взрывание чисто породной части блока, а затем — рудно-породной.

2. Для породно-рудного блока № 2 возможны следующие схемы отработки:

Таблица 1

Номер блока	Горизонт	Тип блока	Балансовые запасы руды, условных единиц
1	2390 — 2398	Породно-рудный	6,197
2	2383 — 2390	То же	13,504
3	2376 — 2383	Рудно-породный	24,277
4	2376 — 2383	То же	31,799
5	2368 — 2376	—''—	28,148
6	2368 — 2376	—''—	50,436
7	2360 — 2368	—''—	26,063
8	2360 — 2368	—''—	64,484
9	2353 — 2360	—''—	26,944
10	2353	Преимущественно рудный	73,123
—	—	—	344,975

1) совместное взрывание блока и раздельная экскавация (направление отработки — З — В);

2) раздельное взрывание — сначала взрывается породная часть блока.

3) Рудно-породный блок № 3 может быть отработан по одной из двух схем:

1) совместное взрывание блока и раздельная отработка двумя заходками, преимущественно рудной и породной;

2) раздельное взрывание рудной и породной частей блока.

4. Для рудно-породного блока № 4 возможно:

1) совместное взрывание (с максимально возможным сохранением структуры блока) и раздельная экскаваторная выемка;

2) раздельное взрывание (сначала рудной, затем — породной части) и последующая экскавация каждой из частей блока.

5. Рассматриваются следующие возможные схемы отработки рудно-породного блока № 5:

1) совместное взрывание блока и раздельная отработка двумя заходками: первая — преимущественно рудная и вторая — породная;

2) раздельное взрывание рудной и породной частей блока.

6. Рудно-породный блок № 6 может быть отработан с применением одной из следующих схем:

1) совместное взрывание всей массы блока;

2) раздельное взрывание двумя лентами — рудной и породной.

При совместном взрывании рассматриваются два варианта раздельной экскаваторной отработки — в направлении С — Ю и Ю — С.

7. Для рудно-породного блока № 7 основным вариантом технологии является совместное взрывание и раздельная экскаваторная отработка (в направлении З — В).

8. Для рудно-породного блока № 8 рассматривается:

1) совместное взрывание блока с отработкой в направлении С — Ю (а) или Ю — С (б);

2) раздельное взрывание рудной и породной частей блока.

9. Для рудно-породного блока № 9 возможны:

1) совместное взрывание и раздельная экскаваторная отработка с селекцией по ширине заходки;

2) раздельное взрывание рудной и породной частей блока и последующая экскаваторная выемка.

10. Основной технологический вариант отработки преимущественно рудного блока № 10 — совместное взрывание и селективная экскавация.

III. Основные методические принципы установления показателей полноты и качества выемки руды.

1. При определении нормативного уровня  $n$  и  $p$  учитываются две различные по своей организационно-экономической природе категории потерь и разубоживания:

1) технологические тесно взаимосвязанные и взаимообусловленные;

2) в значительной степени технологически не зависящие друг от друга.

2. За критерий оптимизации уровня потерь и разубоживания руды первой группы принимается коэффициент полусквозного извлечения (при добыче и обогащении)  $k_{п.с}$ , при этом  $k_{п.с} = k_{п.с} e_0$  или  $k_{п.с} = (1 - n) e_0$ , где  $k_{п.с}$  — коэффициент извлечения из недр ( $k_{п.с} = 1 - n$ );  $n$  — уровень потерь (относительных) руды;  $e_0$  — коэффициент извлечения в концентрат при обогащении рудной массы.

3. Нормативный уровень потерь и разубоживания первой группы определяется графоаналитическим методом в такой последовательности:

а) строятся зависимости  $n = f(p)$  для каждого технологического варианта отработки всех добычных блоков;

б) для каждого блока выбирается вариант отработки, характеризуемый рациональным уровнем потерь и разубоживания руды при достаточно высокой интенсивности работ;

в) по экспериментальным данным обогатительной фабрики строятся зависимости коэффициента извлечения при обогащении от величины разубоживания  $e_0 = f(p)$ ;

г) для выбранных технологических вариантов отработки всех добычных блоков рассчитываются и строятся зависимости  $k_{п.с} = f(p)$  с использованием зависимостей  $n = f(p)$  и  $e_0 = f(p)$ ;

д) для каждого добычного блока определяется максимальное значение коэффициента полусквозного извлечения  $k_{п.с \max}$  и соответствующий ему оптимальный уровень разубоживания  $p_{\text{опт}}$ , принимаемый для данного блока за нормативный, т.е.  $p_{\text{опт}} = p_n$ ;

е) с использованием зависимости  $n = f(p)$  для каждого блока определяется оптимальный (нормативный) уровень потерь  $n_n$ .

4. Нормативный уровень второстепенных видов потерь и разубоживания руды определяется на основе данных практики и специальных опытных работ.

В частности, могут быть приняты:

уровень потерь при транспортировании рудной массы  $n_{т.н.} = 0,1\%$ ;

уровень потерь руды при погрузке  $n_{п.н.} = 0,1\%$ ;

уровень потерь за счет разброса при взрывании  $n_{р.н.} = 0,2\%$ .

5. Самой значительной составляющей второстепенных видов разубоживания является разубоживание вследствие примешивания ранее взорванной породы в кровлеступа.

IV. Определение нормативного уровня потерь и разубоживания руды для обрабатываемых блоков и добычной зоны карьера в целом.

На основе вышеизложенных методических принципов и имеющихся промышленных и промышленно-экспериментальных данных нами установлен нормативный уровень потерь и разубоживания руды для каждого добычного блока (табл. II).

Таким образом, установлен нормативный уровень потерь и разубоживания руд для условий разработки участка месторождения (в пределах гор. 2353 — 2398 м) открытым способом.

Таблица II

Номер добычного блока	Балансовые запасы руды в блоке, условных единиц	Технологические схемы обработки блоков	$n_n, \%$	$p_n, \%$
1	6197	Взрывание блока двумя лентами (в первой — совместное взрывание руды и породы) и раздельная отработка первой ленты с селекцией по глубине заходки	4,4	38,0
2	13504	Раздельное взрывание породной и рудной частей блока	2,8	23,3
3	24277	Раздельное взрывание блока и раздельная отработка двумя заходками — преимущественно рудной и породной	2,9	23,8
4	31799	Раздельное взрывание рудной и породной частей блока	8,1	6,6
5	28148	Раздельное взрывание рудной и породной частей блока	2,7	14,7
6	50436	Раздельное взрывание двумя лентами — рудной и породной	5,6	6,6
7	26063	Совместное взрывание и раздельная экскаваторная отработка	1,7	28,4
8	64484	Раздельное взрывание рудной и породной частей блока	5,2	6,2
9	16944	Раздельное взрывание рудной и породной частей блока и последующая экскаваторная выемка	2,8	21,7
10	73123	Совместное взрывание и раздельная экскавация	3,8	7,2
В целом по добычной зоне	—	—	4,3	11,6

Рассчитанный по предложенной методике нормативный уровень потерь  $n$  и разубоживания  $p$  руды (при рациональном выделении добычных блоков и выборе наиболее эффективных технологических вариантов их отработки) составил соответственно 4,3 и 11,6%.

Некоторое увеличение значений  $n$  и  $p$  по сравнению с аналогичными показателями для ранее обрабатываемых рудных зон карьера обусловлено высокой степенью сложности (морфолого-генетической и структурно-литологической) данного участка месторождения, в частности значительным развитием контактных зон.

V. Определение фактического уровня потерь и разубоживания руды при отработке юго-восточного участка.

1. Определение потерь руды.

В процессе отработки данного участка практически имелись и учитывались два вида потерь руды:

1) потери балансовой руды в породном отвале  $n_0$ , куда направлялась породно-рудная смесь при отработке выемочного элемента эксплуатационного блока, т.е. элемента в пределах нижней бровки контакта и примерно его середины;

2) потери руды при транспортировании рудной массы от добычного забоя до усреднительного склада ( $n$ ).

Потери руды при погрузке не допускалось, потери ее при взрывании за счет разлета малы и в данном случае не учитывались.

Потери руды при отработке приконтактной зоны блока (потери в породных отвалах)  $n_0$  устанавливались прямым методом.

Исходные величины при этом определялись двумя методами (в целях сравнения достоверности конечных величин); герметическим и натурным, поскольку позволяли горно-геологические условия и организационно-технические возможности.

Геометрическим методом рассчитывался объем теряемой рудной "призмы" на основе следующих параметров:

$b$  — горизонтальное ребро рудной призмы у основания контакта руды с породой (в трех ее сечениях по ширине блока) м;

$\alpha_k$  — угол падения контакта (руды с породой), градус;

$\alpha_0$  — угол откоса забоя в приконтактной зоне, градус;

$B_6$  — ширина блока или длина (высота) теряемой рудной призмы у основания контакта, м.

Параметр  $B$  определялся непосредственным замером рулеткой по пяти равномерно удаленным друг от друга горизонтальным отрезкам (на подошве забоя), перпендикулярным плоскости забоя.

Величина отрезков  $b_1, b_2, b_3, b_4, b_5$  при этом составила соответственно 2,45; 2,48; 2,54; 2,56 и 2,52 м, а средняя величина  $b = 2,51$  м.

При ширине блока  $B_6$  или длине рудной призмы (также установленной непосредственным замером), равной 33,4 м, угле падения контакта  $45^\circ$  и угле откоса забоя, равном в среднем  $65^\circ$ , средняя площадь сечения рудной "призмы" составила

$$S_{p.n} = \frac{b^2 \operatorname{tg} \alpha_k \operatorname{tg} \alpha_0}{2 (\operatorname{tg} \alpha_0 - \operatorname{tg} \alpha_k)} = \frac{2,51^2 \cdot \operatorname{tg} 45^\circ \cdot \operatorname{tg} 65^\circ}{2 (\operatorname{tg} 65^\circ - \operatorname{tg} 45^\circ)} \approx 6 \text{ м}^2.$$

Объем этой призмы  $V_{p.n} = S_{p.n} B_6$  или  $V_{p.n} = 6 \cdot 33,4 = 200,4 \text{ м}^3$ .

С учетом коэффициента разрыхления приконтактной зоны (ранее произведенным взрывом породного блока)  $k_{p.k}$ , равного 1,07, количество руды, потерянной в породных отвалах:

$$n_0 = \frac{V_{p.n}}{k_{p.k}} V_p.$$

При объемном весе руды  $\gamma_p$ , равном 2,64, количество потерянной руды в отвалах составит

$$n_0 = \frac{200,4}{1,07} \cdot 2,64 = 494,4 \text{ т.}$$

Потери части балансовой руды при транспортировании добытой рудной массы на усреднительный открытый склад  $n_T$  определяется на основе зависимости  $n_T =$

В соответствии с Отраслевой инструкцией нормирование потерь и разубоживания полезного ископаемого заключается в определении их величин, которые в горно-геологических условиях рассматриваемого блока (участка) соответствуют наиболее эффективному, с точки зрения экономики, варианту его разработки.

Критерием оценки экономической эффективности сравниваемых вариантов разработки блока (участка) является прибыль  $P$  в расчете на единицу погашенных балансовых запасов:

$$P_p = C_{\text{и}} - C_{\text{б}} \quad (II)$$

где  $C_{\text{и}}$  — ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых запасов полезного ископаемого, руб.;  $C_{\text{б}}$  — себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т полезного ископаемого, приведенная к 1 т балансовых запасов, руб.

За оптимальный принимается вариант с максимальной прибылью на единицу погашаемых балансовых запасов.

Основными видами потерь, подлежащих технико-экономическому нормированию, являются потери и разубоживание, образующиеся при добыче в приконтактных зонах и на контактах руды с породными прослоями, не включенными в подсчитанные запасы. При этом за нормативные величины принимаются количество потерянной руды и примешанных пород на 1 м приконтактной зоны.

Нормативные значения потерь при взрывных работах и на транспортных путях берутся на основании статистических данных. (Определение величин конструктивных потерь в данных методических указаниях не рассматривается).

Потери и разубоживание руды в приконтактных зонах возникают из-за несопадения угла откоса уступа с углом падения рудной залежи. Оптимальные значения рассчитывают по результатам технико-экономической оценки вариантов разработки с различными положениями откоса уступа относительно контуров залежи.

Оптимальные значения потерь и разубоживания, определенные для конкретного эксплуатационного блока, называются нормативом потерь и разубоживания для этого блока. Нормативы потерь и разубоживания служат для управления полнотой и качеством извлечения запасов при добыче.

Оптимальные значения потерь и разубоживания, установленные на какой-либо период (полгода, год), рассчитанные на основе планов развития горных работ и утвержденные вышестоящей организацией, называются плановыми показателями. Плановые показатели потерь и разубоживания определяются с целью правильного планирования необходимых объемов погашения балансовых запасов и добычи руды по количеству и качеству, чтобы при рациональном использовании недр обеспечить выпуск заданного количества металла.

2. Методика расчета нормативных величин потерь и разубоживания руды для эксплуатационных блоков.

В соответствии с изложенными выше основными положениями нормативные значения потерь и разубоживания устанавливаются для каждого эксплуатационного блока. Эксплуатационным блоком в условиях данного карьера является взрывной блок, так как только для него имеется наиболее полная информация о качестве руды и сложности геолого-морфологического строения рудной зоны, основанная на данных опробования взрывных скважин.

Показатель сложности геолого-морфологического строения рудной зоны  $\psi$  ( $\text{м/м}^2$ ) определяется отношением длины контактов между рудными и нерудными разновидностями к рудной площади блока:

$$\psi = L/S_p \quad (III)$$

Данный показатель представляет собой усредненное значение сложности строе-

ния рудной зоны блока по высоте уступа. Это обусловлено тем, что опробование взрывных скважин на данном карьере осуществляется на всю высоту уступа без разделения на интервалы, а экскавация — без применения селекции в вертикальной плоскости, и связано со спецификой горно-геологических условий, строения и технологии разработки данного месторождения.

Нормативные значения потерь руды на 1 м контакта  $n_k$  (%) определяются оптимизацией выражения (II) относительно величины потерь  $n$ :

$$n_k = \frac{(C_T - 0,016 C_{0M})^2 H \gamma_p \psi \cdot 100}{2 \operatorname{tg} \alpha [0,01 C_{0M} (c-b)]^2} \quad (III)$$

где  $C_T$  — себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб.;  $C_{0M}$  — цена 1 т молибдена в концентрате, руб.;  $I$  — извлечение молибдена при обогащении, доли единицы;  $H$  — высота уступа, м;  $b$  — приведенное содержание полезных компонентов в примешиваемой породе, %;  $c$  — приведенное содержание полезных компонентов в балансовой руде, %;  $\alpha$  — угол наклона траектории черпания экскаватора, градус;  $\gamma_r$  и  $\gamma_p$  — плотности соответственно руды и пород,  $\text{т/м}^3$ .

Приведение содержания к основному компоненту (молибдену) осуществляется по формулам

$$\left. \begin{aligned} c &= c_{\text{Mo}} + c_{\text{Cu}} \frac{C_{\text{Cu}} I_{\text{Cu}}}{C_{0M} I} \\ b &= b_{\text{Mo}} + b_{\text{Cu}} \frac{C_{\text{Cu}} I_{\text{Cu}}}{C_{0M} I} \end{aligned} \right\} \quad (IV)$$

где  $c_{\text{Mo}}$  — содержание молибдена в балансовой руде, %;  $b_{\text{Mo}}$  — содержание молибдена в примешанной породе, %;  $b_{\text{Cu}}$  — содержание меди в примешанной породе, %;  $c_{\text{Cu}}$  — содержание меди в балансовой руде, %;  $I_{\text{Cu}}$  — извлечение при обогащении меди, доли единицы;  $C_{\text{Cu}}$  — цена 1 т меди с попутными компонентами в концентрате, руб.

Нормативные значения разубоживания руды на 1 м контакта определяются из формулы

$$P_k = \frac{100}{\frac{H \gamma_p (1-n)}{\sqrt{2 \operatorname{tg} \alpha}} + 1} \quad (V)$$

Здесь  $n$  в долях единицы.

При различном содержании металла в руде вдоль контакта, разных углах траектории черпания, наличии нескольких сортов по обогатимости вся длина контакта  $L_k$  разбивается на  $k$  участков, каждый из которых характеризуется одинаковыми величинами указанных параметров:  $c_{\text{Mo}}$ ,  $c_{\text{Cu}}$ ,  $I$ ,  $\alpha$ ,  $b$ .

Нормативные значения потерь и разубоживания определяются для каждого  $k$ -го участка по формулам (III) и (V).

Нормативы (%) для эксплуатационных блоков в целом определяются по формулам

$$n_n = \frac{\sum_{k=1}^k n_k L_k}{\sum_{k=1}^k L_k}; \quad (VI)$$

$$p_n = \frac{\sum_{k=1}^k p_k L_k}{\sum_{k=1}^k L_k}. \quad (VII)$$

3. Обеспечение выполнения рассчитанных нормативов.

Для соблюдения рассчитанных нормативов при отработке блока границу добычных работ необходимо обозначить вешками, которые устанавливаются по кровле уступа на расстоянии  $\omega$  от границы рудной зоны.

Расстояние  $\omega$  (м), обеспечивающее оптимальность отработки приконтактной зоны, рассчитывается по формулам

$$\omega_k = \sqrt{2n_k \frac{H}{\psi \operatorname{tg} \alpha}}; \quad (VIII)$$

$$\omega_{\text{пп}} = \frac{H}{\operatorname{tg} \alpha} - \omega_k. \quad (IX)$$

Формула (IX) применяется при направлении отработки от руды к породе, формула (VIII) — при направлении отработки от породы к руде.

4. Определение плановых показателей потерь и разубоживания руды.

Плановые значения потерь и разубоживания руды рассчитываются для отдельных горизонтов в пределах выделяемых на месторождении участков на определенный период времени (квартал, полугодие, год).

Методический подход к определению плановых показателей аналогичен приведенному выше для эксплуатационных блоков.

Для их расчета необходимо:

1) определить показатель сложности  $\psi'$  по данным эксплуатационной и детальной разведки и умножить его на величину поправочного коэффициента, а при значительном отличии от средних условий провести уточнение показателя сложности по данным эксплуатации вышележащего горизонта;

2) определить содержание молибдена и меди по данным эксплуатационной и детальной разведки и уточнить их по данным отработки вышележащего горизонта;

3) принять средние значения:

- содержания меди и молибдена в примешиваемой породе;
- угла черпания экскаватора;
- высоты уступа;
- плотности руды и породы;
- извлечения при обогащении.

4) по формулам (III) и (V) рассчитать плановые величины потерь и разубоживания для каждого горизонта.

Планируемые показатели потерь и разубоживания для всего карьера находятся как средневзвешенные величины по всем добычным горизонтам из выражения

$$n_{\text{пл}} = \frac{\sum_{i=1}^N n_i B_i}{\sum_{i=1}^N B_i}; \quad (X)$$

где  $n_i$  и  $p_i$  — коэффициенты потерь и разубоживания для  $i$ -горизонтов;  $B_i$  — величина балансовых запасов, планируемых к отработке на  $i$ -м горизонте;  $D$  — планируемый объем добычи руды на  $i$ -м горизонте;  $N$  — число добычных горизонтов.

5. Определение себестоимости добычи 1 т руды.

В соответствии с принятым критерием оптимальности [см. формулу (I)] затраты на добычу и переработку руды необходимо считать на единицу массы погашенных балансовых запасов.

Для обеспечения выпуска запланированного количества металла обедненная часть извлеченных балансовых запасов руды в данный период времени складировается, а затраты на добычу руды относятся на ее более богатую часть.

Для приведенных отчетных стоимостных показателей в соответствии с разработанной методикой необходимо знать величину себестоимости добычи руды в расчете на 1 т всей добытой руды.

Пересчет себестоимости добычи осуществляется по формуле:

$$C = \frac{D_1}{D_2} \sum z_{\text{пер}} + \sum z_{\text{пост}}$$

где  $D_1$  — количество добытой богатой руды, тыс. т;  $D_2$  — количество всей добытой руды, тыс. т;  $z_{\text{пост}} - z_{\text{пер}}$  — соответственно постоянные и переменные затраты в калькуляции себестоимости добычи 1 т руды, руб.

К постоянным относятся затраты на вспомогательные материалы, электроэнергию, заработную плату, социальное страхование, транспорт. К переменным — на амортизацию, погашение горно-подготовительных выработок, содержание и эксплуатацию оборудования, отчисления за геолого-разведочные работы, цеховые расходы.

Пример 1. Сравнение нормативных значений потерь и разубоживания на 1 м контакта, определенных по методу треугольников и по формулам (III) и (V).

На рис. 1 показана девятивариантная схема для определения величины потерь и разубоживания по методу треугольников. Балансовые запасы, приходящиеся на 1 м контакта  $B$ , равны 627,1 т/м, что соответствует показателю сложности  $\psi = 0,0434$ . Приведенное содержание металла в недрах  $c = 0,0582\%$ , плотность руды  $\gamma = 2,72 \text{ т/м}^3$  и породы  $\gamma_n = 2,56 \text{ т/м}^3$ , высота уступа  $H = 10 \text{ м}$ , извлечение  $I^p = 0,89$ , содержание  $b = 0,012\%$ , себестоимость добычи, транспортирования и переработки  $C = 4,63 \text{ руб.}$

В табл. 1 приведены рассчитанные для каждого варианта значения количества теряемой руды  $L$ , т/м; примешиваемой породы  $B$ , т/м; добытой руды  $D$ , т/м; содержания в добытой руде  $a$ , %; извлекаемой ценности руды  $C_n$ , руб., себестоимости добычи, транспортирования и переработки  $C_p$ , руб., прибыли  $P_p$  (руб.); потерь  $n$ , % и разубоживания  $p$ , %.

По критерию  $P = \max$  за нормативный должен приниматься вариант IV, в котором:  $P_p = 1,502 \text{ руб.}$ ,  $n = 4,9\%$ ,  $p = 1,7\%$ . Величины потерь и разубожива-

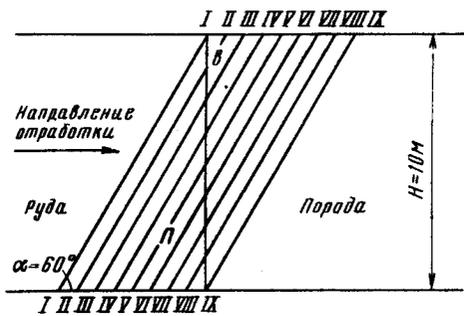


Рис. I. Схема определения потерь и разубоживания:  
I-IX — варианты; П — тертяемая руда;  
В — разубоживающая масса

ния, определенные по формулам (III) и (V), примут для приведенных выше условий следующие значения:

$$n = \frac{(4,63 - 0,012 \cdot 0,89 \cdot 121)^2 \cdot 10 \cdot 2,56 - 0,043 \cdot 100}{2 \cdot 2,72 \cdot 60^\circ [121 \cdot 0,89 (0,0582 - 0,012)]^2} = 5,3\%$$

$$p = \frac{100}{10 \cdot 2,72 (1 - 0,053) + 1 \left( \frac{10}{2 \operatorname{tg} 60^\circ} - \sqrt{\frac{10 \cdot 0,053}{0,0434}} \right)^2 2,56 \cdot 0,0434} = 1,4\%$$

На графике рис. II, построенном по данным табл. I, показана зависимость величины прибыли от коэффициента потерь. Из графика видно, что нормативные значения потерь и разубоживания более точно определяются по формулам (III) и (V), чем при помощи вариантного способа.

Пример 2. Расчет параметров потерь и разубоживания для эксплуатационного блока.

На рис. III приведен типичный блок с характеристиками:  $S = 3500 \text{ м}^2$ ;  $c_{Me_1} = 0,057\%$ ;  $b = 0,011$ ;  $c_{Me_2} = 0,05$ ;  $H = 10 \text{ м}$ ;  $\gamma = 2,68 \text{ т/м}^3$ ;  $\gamma_n = 2,56 \text{ т/м}^3$ ;  $\eta = 0,89$ ;  $L = 189 \text{ м}$ ;  $C_T = 4 \text{ руб. 12 коп.}$ ;  $\alpha = 60^\circ$ ;  $k = 10$ ; содержание металла в руде по скважинам приведено в табл. I.

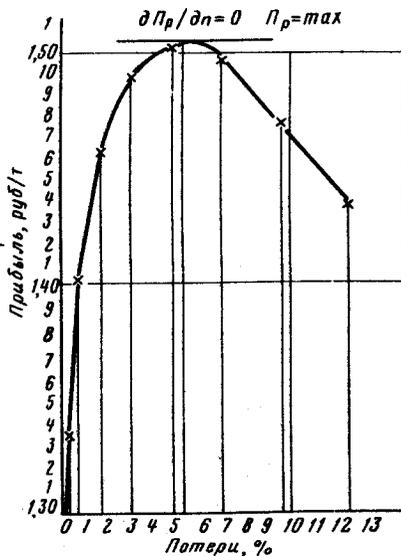


Рис. II. Зависимость величины прибыли  $P_p$  от коэффициента потерь

Таблица I

Условные обозначения	Вариант								
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
$P$	78,5	60,0	44,4	30,6	19,6	11,0	4,9	2,45	0
$B$	0	2,3	4,6	10,4	18,5	28,8	41,5	56,5	73,8
$n$	548,5	569,3	587,5	606,8	625,9	644,8	663,6	681,05	700,8
$a$	0,0582	0,0580	0,0578	0,0574	0,0569	0,0562	0,0553	0,0554	0,0533
$C_{Me}$	5,484	5,671	5,834	5,984	6,110	6,217	6,301	6,362	6,417
$C_{Me}^n$	4,051	4,204	4,338	4,482	4,621	4,760	4,900	5,028	5,176
$P^p$	1,433	1,467	1,496	1,502	1,489	1,457	1,401	1,334	1,241
$D$	12,5	6,6	7,0	4,9	3,1	1,75	0,78	0,4	0
$p$	0	0,43	0,8	1,7	2,9	4,4	6,3	8,2	10,6

По формуле (III) определяем показатель сложности  $\psi = 189 : 3500 = 0,054$ .  
Находим  $L = 189 : 10 = 18,9 \text{ м}$ .  
Вычисляем величины  $n_K$ ,  $p_K$ ,  $\psi$  по формулам (III), (V) и (VIII) и сводим результаты в табл. II.

$$n_n = \frac{18,9 (8,5 + 4,1 + \dots + 6,0)}{189} = 6,6\%$$

$$p_n = \frac{18,9 (1,0 + 3,4 + \dots + 2,0)}{189} = 2,5\%$$

Пример 3. Расчет плановых показателей потерь и разубоживания для гор. 680 м.

1. В пределах запланированной к выемке площади рассчитываем показатель сложности  $\psi$  по данным детальной и эксплуатационной разведки:  $\psi = 0,046$ .

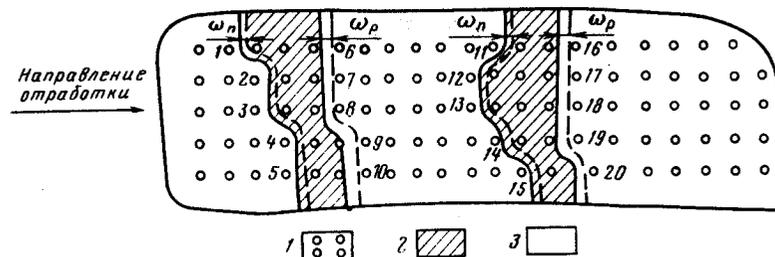


Рис. III. Схема типичного эксплуатационного блока (к расчету потерь и разубоживания):

1 — взрывные скважины; 2 — руда; 3 — порода



## ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие .....	3
<b>Глава I. Современное состояние вопросов нормирования и планирования полноты и качества выемки руд .....</b>	<b>6</b>
§ 1. Исходные принципы и структура процессов нормирования и планирования .....	6
§ 2. Показатели извлечения полезных ископаемых из недр, применяемые в горной промышленности .....	18
§ 3. Анализ методов нормирования .....	22
§ 4. Анализ мероприятий по увеличению полноты и качества выемки руды из недр на карьерах .....	32
<b>Глава II. Нормирование показателей полноты и качества выемки руды ..</b>	<b>36</b>
§ 1. Техничко-экономическое нормирование .....	36
§ 2. Статистическое и опытное нормирование .....	57
§ 3. Принципы формирования эксплуатационных блоков .....	61
Оценка сложности строения выемочных блоков .....	61
Методические основы формирования эксплуатационных блоков .....	69
§ 4. Принципы учета комплексности руд .....	78
§ 5. Достоверность нормативов .....	80
<b>Глава III. Планирование показателей полноты и качества выемки руд ...</b>	<b>85</b>
§ 1. Стадии планирования .....	85
§ 2. Определение плановых показателей .....	87
§ 3. Достоверность информации о сложности строения рудных зон при планировании потерь и разубоживания .....	89
§ 4. Научные аспекты планирования горных работ на карьерах с обеспечением заданного уровня качества руды .....	93
<b>Глава IV. Геолого-маркшейдерское обслуживание .....</b>	<b>101</b>
§ 1. Требования к эксплуатационной разведке .....	101
§ 2. Информативность опробования руд .....	109
§ 3. Отбор проб и выбор рациональных интервалов опробования .....	117
<b>Глава V. Влияние основных производственных процессов и стабилизации качества руды на показатели полноты и качества выемки руд .....</b>	<b>121</b>
§ 1. Буровзрывные работы .....	121
§ 2. Экскаваторная выемка .....	135
§ 3. Стабилизация качества руд .....	143
§ 4. Перспективные направления повышения полноты и качества извлечения руд на карьерах .....	158

Заключение .....	162
Список литературы .....	164
<i>Приложение 1.</i> Определение величины коэффициента $\eta$ на примере добычи комплексных трехкомпонентных руд открытым способом .....	166
<i>Приложение 2.</i> Пример установления и практической реализации нормативных показателей полноты и качества выемки руды на одном из карьеров .....	167
<i>Приложение 3.</i> Пример составления методических рекомендаций по нормированию и планированию потерь и разубоживания .....	173
<i>Приложение 4.</i> Таблицы для определения коэффициентов горизонтального $k_{с.г}$ и вертикального $k_{с.в}$ смещений .....	181