

**Х.Х. КОЖИЕВ  
Г.Г. ЛОМОНОСОВ**

**РУДНИЧНЫЕ**

**СИСТЕМЫ**

**УПРАВЛЕНИЯ  
КАЧЕСТВОМ  
МИНЕРАЛЬНОГО  
СЫРЬЯ**

**Издание 2-е, стереотипное**



**МОСКВА  
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА  
2008**

УДК 622.343.48:622.725

ББК 33.21/65.304.12

К 58

*Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей № 77.99.60.953.Д.008501.07.07*

**Рецензент** — заслуженный деятель науки РФ, д-р техн. наук, проф. *В.Ф. Кузин*

**Кожиев Х.Х., Ломоносов Г.Г.**

К 58 Рудничные системы управления качеством минерального сырья. — 2-е изд., стер. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2008. — 292 с.: ил.

ISBN 978-5-7418-0544-2 (в пер.)

Освещены вопросы формирования качества руд при их подземной добыче. Особенность книги — с системном подходе к решению проблемы качества минерального сырья. Показаны значение, состояние и тенденция изменения качества руд, традиционные и новые пути обеспечения требований потребителей в условиях закономерного ухудшения качества рудоминеральной базы. Дан анализ научных и инженерных разработок в части совершенствования средств и способов управления качеством руд, а также экспериментальных работ по ряду горно-добывающих предприятий. Предложены принципиальные положения и методологии, направленные на решение проблемы рудного сырья путем создания подземных горно-добывающих производств с адаптированными в них технологиями рудоподготовки. Основные решения по управлению качеством добычи рассмотрены с позиций получения конечных результатов всего горно-металлургического комплекса с их интегральной оценкой.

Для инженерно-технических работников рудников, обогатительных и металлургических предприятий, проектных, конструкторских и научно-исследовательских организаций. Может быть использована в учебном процессе горных вузов.

УДК 622.343.48:622.725

ББК 33.21/65.304.12

ISBN 978-5-7418-0544-2

© Х.Х. Кожиев, Г.Г. Ломоносов, 2005, 2008

© Издательство МГТУ, 2005, 2008

© Дизайн книги. Издательство МГТУ, 2005, 2008

Книга посвящена системному решению проблемы качества продукции горно-рудных предприятий.

К настоящему времени известны многие практические работы и исследования по ряду важных аспектов проблемы обеспечения качества полезных ископаемых при их добыче. В первую очередь это работы по стабилизации (усреднению) состава рудной массы и в меньшей мере — в части повышения концентрации в ней полезных компонентов. Последнее направление работ в основном связано с процессами рудоподготовки, осуществляемыми при обогатительных фабриках.

В условиях прежней социально-экономической системы, когда главным критерием эффективности хозяйственной деятельности были в основном количественные показатели, вопросу качества в массовом производстве не уделялось достаточного внимания. Этому способствовало и то, что в стране практически не было дефицита богатых запасов ни по одному основному виду полезных ископаемых. Тогда даже самая низкокачественная продукция горных предприятий могла в планово-принудительном порядке поставляться потребителям. Поэтому горнодобывающие производства проблему качества почти не ощущали и исследования в этой области не считались достаточно актуальными. Для подземных рудников, где в основном разрабатывались более высококачественные запасы, вопрос качества ставился еще реже.

В рыночной экономике уровень качества продукции наряду с ее себестоимостью определяет конкурентоспособность предприятия. К тому же практически по всем видам полезных ископаемых, в связи с отработкой более богатых запасов, происходит ухудшение природной минерально-сырьевой базы. Поэтому интерес к работам по управлению качеством продукции в горнодобывающих производствах стал в последние годы заметно воз-

растать. Однако применение отдельных технических, технологических и организационных решений для повышения качества добытой руды не может дать устойчивых результатов. Очевидно, что для этого необходимо общее системное решение проблемы, когда все технические, технологические и организационные новшества в области качества руды должны рассматриваться в совокупности и во взаимной увязке с технологией добычных работ. При этом важным условием успеха модернизированного производства является объективная оценка мотивации и значимости решений не только с позиции технологической системы рудника, но и смежных производств.

Авторы книги поставили цели — обобщить знания, имеющиеся в данной области, ознакомить с результатами своих работ, а также сформулировать основные концептуальные положения теории и общие принципы создания системы управления качеством при подземной добыче руд.

Книга написана на базе многолетних исследований и многолетнего производственного опыта авторов.

Разделы книги 1.1, 1.2, 1.4, 1.5, 2.2, 2.4, 3.1, 3.3, 3.6, 3.7, 4.5, 5.1, 5.2 написаны Х.Х. Кожиевым; предисловие, введение, 3.4, 3.5, 4.6 и заключение — Г.Г. Ломоносовым; 5.4 — совместно Х.Х. Кожиевым, Г.Г. Ломоносовым и Ю.О. Федоровым; остальные разделы написаны Х.Х. Кожиевым и Г.Г. Ломоносовым.



В современном мире проблема обеспечения качества продукции горного производства приобретает все большую остроту, затрагивая интересы почти всех перерабатывающих производств. В наибольшей мере эта проблема проявляется в черной и цветной металлургии, а также в других отраслях, где производится наиболее востребованная продукция. Соответственно рынок минерального сырья становится более требовательным к эксплуатационным характеристикам продукции горного производства. В этом отношении российские горные предприятия, добывающие практически все виды твердых полезных ископаемых, не являются исключением. Имея ведущие позиции в мире по количеству запасов многих видов важнейших полезных ископаемых, наша страна в большинстве случаев уступает потенциальным конкурентам по их качеству. Так, занимая первое место в мире по запасам железных руд, месторождения России имеют в своем составе богатых руд не более 9 %. В то же время у основных конкурентов (Австралии, Бразилии и Китая) руды с содержанием железа 60...70 % составляют до 2/3 их запасов. Самые богатые медные руды, по наличию которых Россия находится на 3-м месте в мире, в основном уже выработаны. Содержание основного компонента в свинцово-цинковых рудах (соответственно 3 и 1-е место по запасам в мире) в 2—3 раза ниже чем в Австралии и Канаде. Оловянные руды, общие объемы которых в недрах нашей страны самые крупные в мире, также в 2—3 раза уступают по качеству бразильским, индонезийским и малазийским. Россия имеет и самые большие в мире запасы титановых руд, но из-за крайне низкого качества практически не ведет их добычу. Занимая по количеству бокситов 6-е место в мире, наша страна уступает по их качеству Австралии, Гвинеи и Греции. Качество российских вольфрамовых руд в 2,2 раза хуже, чем в Китае, а молибденовых — в 3—4 раза ниже, чем в США.

На этом общем фоне выгодно выделяются крупные норильские месторождения руд, содержащие в своем составе никель, медь, металлы платиновой группы, кобальт, золото, серебро и другие ценные полезные компоненты. Здесь же следует отметить якутские и архангельские кимберлитовые месторождения, образующие мощную сырьевую базу для добычи алмазов. В стране имеются также месторождения и отдельные залежи с высоким, на общем уровне, содержанием золота, серебра и некоторых других полезных компонентов (например, на Камчатке и в Магаданской области), но запасы их относительно небольшие.

Анализ общего состояния отечественных минерально-сырьевых ресурсов указывает на то, что в дальнейшем ожидается все более напряженное положение с обеспечением металлургии достаточно технологичными рудами. При этом за прошедшие десятилетия интенсивной эксплуатации и на уникальных по своим запасам и качественным характеристикам норильских рудных месторождениях наблюдается неизбежный процесс обеднения запасов. И хотя содержания полезных компонентов в этих рудах пока по сравнению с другими предприятиями достаточно высокие и еще есть немалые запасы богатых руд, тем не менее отмеченная отрицательная тенденция проявляется все более заметно, реально грозя в недалеком будущем и для Норильской ГМК перерасти в острую проблему обеспечения металлургического производства рудоминеральным сырьем требуемого качества.

Интенсивное обеднение запасов руд происходит практически на всех предприятиях, что негативно сказывается на результатах деятельности как горно-добывающих, так и последующих производств. Для частичного изменения складывающейся в стране ситуации с качеством рудоминерального сырья и некоторого повышения доли более богатых руд в недрах в последние годы наблюдается активный пересмотр ранее принятых кондиций по целому ряду месторождений. В результате их переоценки и соответственно сокращения запасов с 1994 по 2001 гг. отмечалось некоторое повышение средних по стране содержаний металлов в добытых рудах: например, по меди — с 1,25 до 1,69 %,

по цинку — с 2,22 до 2,64 %, по свинцу — с 1,39 до 1,62 % и др. Естественно, что в нынешних условиях, когда за счет государственного бюджета практически прекращены поисковые геолого-разведочные работы, а горно-добывающие предприятия не выделяют на это соответствующих материальных и технических средств, путь решения проблемы качества рудоминерального сырья в основном за счет использования наиболее богатых запасов — тупиковый.

Из сказанного очевидно, что традиционный путь решения проблемы качества добытых руд за счет, главным образом, выборочного извлечения более богатых запасов руд в основном себя исчерпал. И поэтому ориентация дальнейшего развития отечественных горно-добывающих производств только на разработку богатых руд малоперспективна.

Более перспективное направление решения проблемы обеспечения перерабатывающих производств рудоминеральным сырьем требуемого качества в условиях закономерного ухудшения минерально-сырьевой базы — за счет модернизации горно-добывающих и обогатительных предприятий в соответствии с новыми горно-геологическими, горно-техническими, хозяйственными и экономическими условиями. При этом решение проблемы возможно только на базе комплексного к ней подхода с интегральной оценкой всей цепи производства, начиная с горной ее части и завершая металлургическим переделом.

В книге актуальная проблема обеспечения качества руд рассматривается на примере подземных рудников ОАО «Горно-металлургическая компания «Норильский никель»». В настоящее время это одно из крупнейших российских предприятий, на долю которого приходится более 20 % мирового производства никеля, более 10 % кобальта, более 3 % меди, значительная часть платины, палладия, селена, теллура, золота и других ценных продуктов. На внутреннем рынке доля продукции этой компании составляет 96 % всего производимого в стране никеля, 55 % меди, 95 % кобальта. Существующая структура месторождений, эксплуатируемых компанией, такова, что основные запасы (82 %) представлены относительно бедными вкраплен-

ными рудами, доля которых по мере выемки богатых руд возрастает, что требует поиска новых научно обоснованных концептуальных и конкретных технологических решений в областях добычи и обогащения руд. В этих условиях компания определила комплекс актуальных научно-технических проблем, требующих первоочередного решения, первая из которых — это создание на рудниках системы управления качеством руд.

Среди ныне действующих подземных горно-добывающих производств рудники «Заполярный» (на месторождении «Норильск-1»), «Маяк» и «Комсомольский» (на Талнахском и «Октябрьском» месторождениях), введенные в эксплуатацию соответственно в 1938, 1964 и 1971 гг., являются пионерами освоения норильских медно-никелевых месторождений. На основе их опыта вырабатывались основные технологические решения, заложенные в свое время в создание норильских рудников — «Октябрьского» (1974 г.), «Таймырского» (1982 г.) и «Скалистого» (2003 г.). Будучи авангардом разработки месторождений Талнахское и «Октябрьское», рудники «Маяк» и «Комсомольский» первыми среди горно-добывающих производств, эксплуатирующих эти месторождения, столкнулись с проблемой ухудшения своих (богатейших в начале эксплуатации) рудных запасов. Накопленный ими опыт, с учетом многолетней практики эксплуатации месторождения вкрапленных руд рудником «Заполярный», позволяет достаточно репрезентативно изучать по существу глобальную проблему качества руд на примере крупнейшего горно-металлургического производства.

1.1	СУЩНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ КАЧЕСТВА РУДЫ	<b>ПРОБЛЕМЫ КАЧЕСТВА РУДНОГО СЫРЬЯ В СОВРЕМЕННОМ ГОРНО- МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ</b>
1.2	ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД НА ПОКАЗАТЕЛИ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ	
1.3	ЗАВИСИМОСТЬ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА ОТ СТАБИЛЬНОСТИ КАЧЕСТВА РУДНОГО СЫРЬЯ	
1.4	ДРУГИЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ РУДЫ	
1.5	ГОРНО- ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МИНЕРАЛЬНО- СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ НА ПРИМЕРЕ НОРИЛЬСКИХ РУДНИКОВ И ТЕНДЕНЦИИ ЕЕ ИЗМЕНЕНИЯ	



## 1.1. СУЩНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ КАЧЕСТВА РУДЫ

---

Современное горно-металлургическое производство представляет собой синтез трех мощных промышленных производств — горно-добывающего, обогащительного и металлургического, объединенных общей технологической цепью. Среди них обычно наиболее трудоемкими и затратными являются производства добычи и обогащения руды, суммарная доля которых составляет в себестоимости металла до 80 %. Но при добыче и переработке богатых руд это соотношение приближается к паритету. Такое положение характерно, например, для ОАО «Горно-металлургическая компания “Норильский никель”», основную минерально-сырьевую базу которой составляют Талнахское и «Октябрьское» месторождения с относительно высоким содержанием очень ценных компонентов. Повсеместно на практике наблюдается, по мере выработки наиболее богатых запасов и снижения качества рудоминерального сырья, соответствующий рост объемов добычи руд и возрастание доли затрат на рудное сырье в себестоимости конечной товарной продукции.

Абсолютные значения этих затрат в условиях конкретных предприятий зависят от многих причин, определяющими среди которых являются природные факторы: сложность горно-технических условий разработки, прочностные характеристики руды и вмещающих горных пород, вещественный состав руды. При этом чем сложнее условия залегания рудных тел, выше крепость руды, ниже устойчивость руды и окружающих ее горных пород и чем хуже качество полезного ископаемого в недрах, тем выше удельные затраты на добычу в расчете на единицу конечного продукта.

Уровень материальных и финансовых затрат на обогащение, а соответственно и на конечные результаты горно-металлургического производства в значительной мере определяется

минеральным и вещественным составом перерабатываемых руд. Естественно, что при ухудшении качества исходной рудной массы происходит снижение выхода концентратов. Как следствие этого, для сохранения объема конечной продукции необходимо соответствующее увеличение обогатительного производства. С другой стороны, как правило, обогащение бедных руд (например, вкрапленных по сравнению со сплошными) связано с необходимостью более мелкого их измельчения, что требуется для полного раскрытия минеральных зерен. Таким образом, ухудшение вещественного состава руды оказывает на результаты обогащения двойное воздействие: из-за увеличения объемов перерабатываемой руды и дальнейшего возрастания затрат на самые трудоемкие и дорогостоящие процессы первичной переработки — дробление и измельчение.

На себестоимость обогатительных процессов наряду с содержанием в руде полезных и вредных компонентов оказывают значительное влияние также стабильность химического и минералогического составов, крупность и прочность кусков рудной массы. Последнее определяется тем, что существенная часть затрат на обогащение относится к процессам дробления и измельчения.

Поскольку горно-добывающая промышленность находится в начале общей технологической цепи производства металлов, то она оказывает самое непосредственное и, нередко, решающее влияние на последующие звенья этой цепи и соответственно на конечные результаты ее функционирования. Это влияние проявляется в первую очередь через себестоимость рудоминерального сырья, поступающего на переработку, и через его качество. Основные затраты в сфере добычи связаны с отбойкой руды, перемещением рудной массы от забоев до поверхности и поддержанием рабочего выработанного пространства. При системах с закладкой одной из главных статей расходов рудника становятся закладочные работы.

Качество добытой рудной массы оказывает самое непосредственное воздействие на технологические, экономические и экологические результаты деятельности обогатительных фаб-



рик, определяя вещественный состав концентрата, степень извлечения металла из сырой руды, выход концентратов (товарной руды), их себестоимость, а также количество хвостов обогащения, их токсичность и остаточное содержание в них полезных компонентов. Далее влияние продукции горно-добывающего производства проявляется (через концентрат) в металлургическом переделе, воплощаясь в виде увеличения или уменьшения производственных затрат, в уровне потребительских свойств металлов, в потерях металлов в шлаках.

Влияние качества добытой руды на продукцию последующих за рудником производств может иметь двоякую форму: непосредственно отражаясь на ее сортности либо проявляясь в виде изменения капитальных и эксплуатационных затрат в сфере переработки руды.

Одна из особенностей горно-добывающего производства, отличающая его от перерабатывающих, заключается в том, что качество его продукции (т.е. рудной массы) в значительной мере определяется естественными условиями месторождения. Главные из этих условий составляют природное качество руд в недрах и их ценность, геометрическая и физическая сложность залегания рудных тел, горно-геологические показатели месторождения, физико-технические характеристики руд и вмещающих горных пород, климат и др. *Традиционно на отечественных горно-добывающих предприятиях проблема повышения качества добытой руды решается в основном путем вовлечения в эксплуатацию более богатых запасов.* При выемке ценных руд, кроме того, стремятся к снижению разубоживания за счет применения соответствующих систем и параметров разработки. Вместе с тем решение проблемы обеспечения уровня качества добытой рудной массы, главным образом, за счет использования богатых руд ограничивается реальным наличием таких запасов. Интенсивная эксплуатация наиболее ценных и богатых руд (особенно в нынешних условиях, когда они практически не восполняются) приводит к ускоренному сокращению доли богатых руд, соответствующему обеднению оставшихся запасов и, как следствие, к неэффективному использованию промышленных запасов недр и капитала.

Закономерная тенденция эрозии качества запасов полезных ископаемых наблюдается во всем мире, и в том числе в России, по подавляющему их большинству. При этом наиболее интенсивное ухудшение минерально-сырьевой базы отмечается для железных, вольфрамо-молибденовых, медных, свинцово-цинковых, алюминиевых, оловянных, золотосодержащих и многих других руд. В результате доля богатых руд в общем объеме добычи во всех странах неуклонно снижается.

Эту тенденцию можно проследить и по норильским рудным месторождениям («Норильск-1», Талнахское и «Октябрьское»). К началу 1960-х годов на единственном тогда у Норильского горно-металлургического комбината месторождении («Норильск-1») в основном были выработаны наиболее технологичные руды и стояла сложнейшая проблема восполнения высококачественной рудо-сырьевой базы. Со своевременным открытием к тому времени богатейшего Талнахского месторождения, а затем и «Октябрьской» залежи началась фактически вторая жизнь комбината. Но за прошедший период весьма интенсивной эксплуатации этих уникальных месторождений наблюдается заметное обеднение их запасов и, как следствие, снижение доли богатых руд в общем объеме добычи. На рис. 1.1 показана динамика изменения структуры добычи руд по Талнахскому месторождению, разрабатываемому рудниками «Комсомольский», «Маяк» и «Скалистый», находящимися сейчас в составе рудоуправления «Талнахское». При этом прослеживается устойчивая закономерность существенного снижения процента самых ценных руд. Противостоять этой тенденции должен ныне вводимый в эксплуатацию рудник «Скалистый». Тем не менее имеющее место понижение общего уровня качественного состава и товарной ценности 1 т руды приводит к необходимости постоянно увеличивать объемы добычи. К 2004 г. годовое увеличение объемов добычи по сравнению с 1996 г. составило 83,6 % (рис. 1.2). В абсолютных величинах необходимый годовой прирост добычи руды только за эти 9 лет достиг около 0,5 млн т. В денежном выражении дополнительные затраты на этот прирост добычи составляют порядка 400 млн руб. Тенденция к интенсивному снижению доли запа-

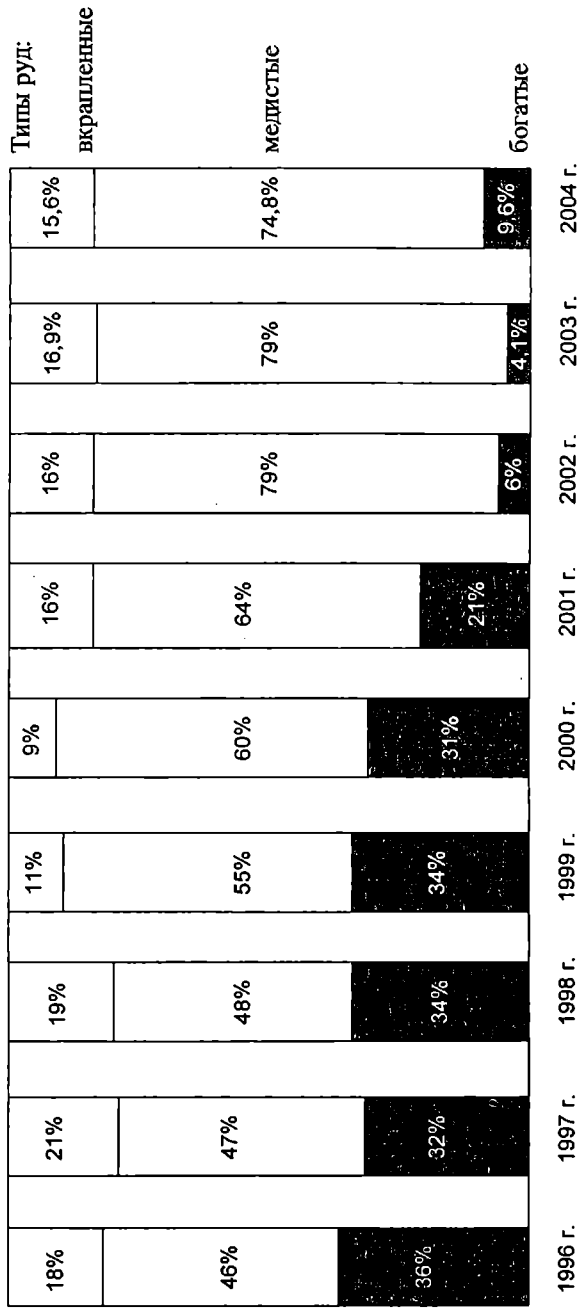


Рис. 1.1. Структура добычи разнокачественных руд по р/у «Талнахское»



сов богатых руд наблюдается и в целом по минерально-сырьевой базе Норильской горно-металлургической компании и как результат этого — снижение качества и опережающее возрастание объемов добычи руд.

Снижение качества добытой руды негативно сказывается на показателях обогащения и металлургии. Анализ данных литературных источников по ряду горно-обогатительных и горно-металлургических предприятий показывает весьма существенную зависимость себестоимости конечной продукции от содержания металлов в исходных рудах (рис. 1.3).

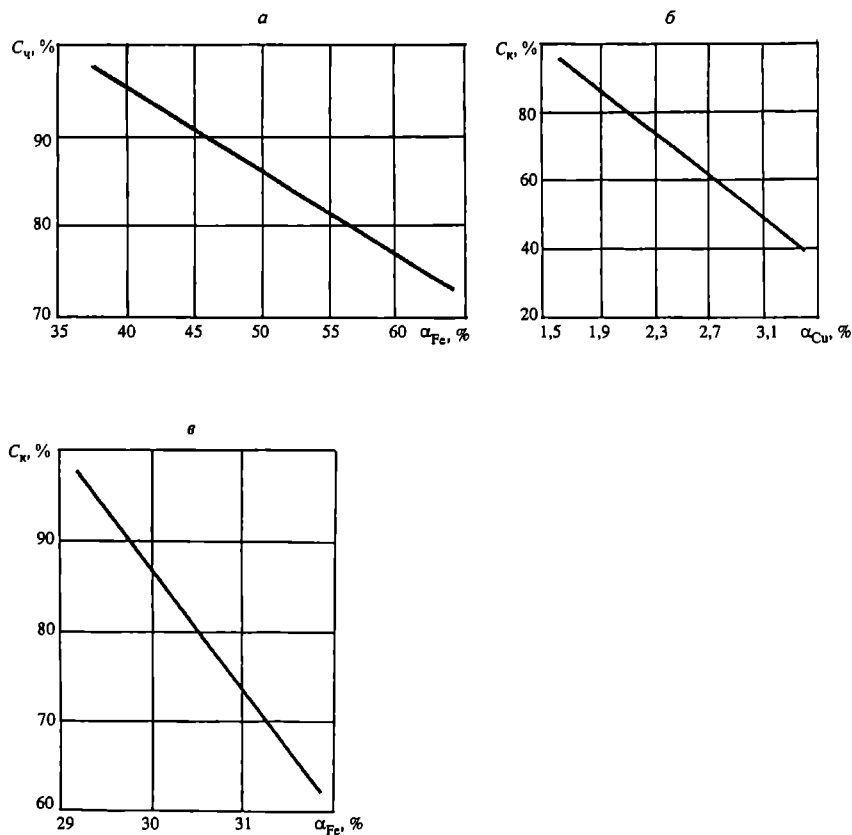


Рис. 1.3. Влияние содержания металла в руде на относительную себестоимость чугуна (*a*), медного (*b*) и железного (*v*) концентратов

Но качество руды в общем случае определяется не только содержанием в ней извлекаемых металлов, но также и другими своими функциональными характеристиками: наличием и количеством в рудной массе вредных примесей, прочностью кусков рудной массы, однородностью ее вещественного и минерального состава, а также влажностью, загрязненностью и др. В этом перечне показателей качества особое место занимает степень однородности (стабильности) состава рудной массы, отправляемой к потребителю. Фактор стабильности, наряду с содержанием полезного компонента и прочностью руды, оказывает большое влияние на результаты обогащения и металлургического производств. Многочисленными исследованиями, а также опытом многих предприятий доказано, что этот показатель во многих случаях становится одним из главных критериев оценки качества рудного сырья. Например, в черной металлургии ухудшение стабильности состава руды на 1 % по экономическим последствиям для доменного процесса равноценно снижению содержания железа в руде на 2,5 %.

Дело в том, что все перерабатывающие производства, в том числе металлургические и обогащательные, могут наиболее эффективно функционировать при определенном (оптимальном) технологическом режиме. Нарушение этого режима (например, из-за неожиданного изменения содержания металла в рудном сырье) приводит к нарушению баланса в технологическом процессе. Это, в свою очередь, приводит к несоответствию параметров заданной технологии изменившимся условиям производства. В силу высокой инерционности производства обогащательные и металлургические заводы практически не могут достаточно оперативно реагировать на возникающие изменения состава рудного сырья и, как результат, вся мощная производственная система начинает действовать в неоптимальном режиме, т.е. частично вхолостую. При этом происходит недоизвлечение металла из руды и, соответственно, дополнительные его потери, увеличивается расход энергии и материалов. В металлургии несоответствие состава рудной шихты заданному технологическому режиму плавки приводит к изменению хода восстанови-

тельно-окислительного процесса со всеми негативными последствиями — перерасходом руды, кокса (для черной металлургии), других материалов и энергоносителей в расчете на единицу произведенного металла, ростом себестоимости металла. Одновременно снижается качество конечной продукции и растут его потери в шлаках. В обогащении изменчивость показателей качества рудной массы также сопровождается ухудшением технологических и экономических показателей: снижается извлечение металла в концентрат и выход концентратов, ухудшается его качество при повышении материальных и энергетических затратах.

Наиболее негативные последствия нестабильности состава руды имеют место при низком общем уровне содержания в ней полезных компонентов, поскольку при переработке богатых руд имеются относительно большие возможности для сохранения количества и качества продукции (в основном за счет повышения потерь металла в отходах производства).

Причем отрицательные последствия возникают не только при ухудшении качества рудного сырья, но и в случаях его (неожиданного для перерабатывающего производства) улучшения.

Зависимости, аналогичные тем, что получены в черной металлургии, имеют место и в цветной. Меняются лишь количественные значения этих функций. Не являются в этом отношении исключением предприятия норильского горно-металлургического комплекса.

Оценивая в целом значимость показателей, характеризующих качество рудного сырья (таких, как концентрация в нем полезных компонентов и ее стабильность, минералогический состав, присутствие вредных для обогащения и металлургии компонентов, крепость и крупность кусков сырой рудной массы, ее влажность, наличие в ней инородных предметов и материалов), главными, как правило, остаются химический и минералогический состав руды и ее стабильность в рудопотоке.

В практике зарубежных горных предприятий решению проблемы качества продукции в целом придается гораздо большее внимание, чем на отечественных рудниках и карьерах. Основная

мотивация для зарубежных производителей рудо-минерального сырья — это рыночная конкуренция. В этих условиях, при наличии далеко не всегда высококачественных запасов, рудники ищут не только возможности их пополнения, но и стремятся создавать новые горные технологии, способствующие повышению качества и снижению себестоимости своей продукции. По существу, на западе без эффективно действующих производственных систем управления качеством руд не может успешно функционировать ни одно горно-добывающее предприятие. Этому способствуют, с одной стороны, жесткие требования рынка, а с другой — наличие системы стандартов ISO-9000, являющихся действенной нормативной основой управления качеством во всех, в том числе и горно-добывающих, производствах.

Для сравнения, при прежней социальной системе в СССР существовали иные принципы оценки эффективности производства, в том числе и горного. Основными критериями любого отечественного производства были количественные показатели. Для горно-добывающего предприятия это был объем добычи за календарные сроки и производительность труда по количеству добытой горной массы. Максимум, что требовалось в части качества горных работ, так это не превышать плановые показатели потерь и разубоживания руды. Проблемы сбыта низкокачественного рудоминерального сырья практически не было, так как вся она в планово-принудительном порядке распределялась по потребителям. Соответственно у горняков, начиная от забойного рабочего и до руководителей шахт и карьеров, отсутствовали материальные стимулы изыскивать способы повышения качества добычи. В определенной мере по этой причине, а также из-за тех же количественных оценок перерабатывающих производств в больших объемах выпускались низкокачественные материалы (металлы, стройматериалы, минеральные удобрения, твердое топливо и др.) с низкими потребительскими свойствами. В свою очередь, из этих материалов изготавливалась недостаточно качественная продукция машиностроения и других отраслей, которая в массе своей была не конкурентоспособной на внешнем рынке.



Такой упрощенный подход к проблеме качества добычи полезных ископаемых был естественным в 30—50-е годы прошлого столетия для большинства отечественных карьеров и шахт, так как это было время, когда в эксплуатацию вводились крупнейшие месторождения полезных ископаемых, включающие в себя практически нетронутые запасы богатых руд. В этих условиях нынешняя проблема качества ощущалась слабо. Но по мере выработки высококачественных запасов все настойчивее возникает потребность в совершенствовании технологий производств, как горно-добывающего, так и обогатительного. Появляется необходимость повышения практического использования их резервов и создания принципиально новых технологий, соответствующих новым реалиям. Таким образом, в условиях интенсивной эксплуатации месторождений и закономерного их обеднения альтернативным повышению качества добытых руд, главным образом, за счет выемки более богатых запасов должен стать научно-инженерный поиск новых горно-технологических решений.

Если рассматривать с отмеченных выше позиций североамериканские, канадские, шведские, финские, южноафриканские, австралийские и другие современные рудники с многолетним опытом эксплуатации месторождений, то можно отметить четкую горно-технологическую направленность решения проблемы качества своей продукции. Как правило, технологические схемы этих рудников сложнее, чем у наших отечественных рудников, работающих примерно в одинаковых горно-технических условиях. Отличительной особенностью многих зарубежных рудников является наличие в них дополнительных мероприятий и производственных операций, связанных с контролем качества и управлением процессом его формирования. При этом значительно шире используются (как в подземных выработках, так и на промплощадке рудников) рудоусреднительные, рудосортировочные, пороодоотделительные, дробильно-грохотные, сушильные и другие пункты доведения всех потребительских характеристик товарной рудной массы до требуемого уровня. С этой целью создаются также многосортные склады руды, форми-

руемые в соответствии с требованиями одновременно нескольких потребителей. Характерным примером такого горного предприятия является шведский рудник «Кируна», разрабатывающий в северных широтах железорудное месторождение с высоким и изменчивым содержанием вредного для металлургии компонента (фосфора). На этом руднике обеспечение заданного уровня качества продукции является определяющим требованием ко всей технологической цепи, начиная от забоев и заканчивая доставкой потребителям. При этом рудник обеспечивает гибкое изменение объемов производства, имея потенциальную мощность по добыче руды до 23 млн т в год. Все это создает в целом достаточные условия для успешной конкуренции на непростом мировом рынке железорудного сырья.

С другой стороны, на передовых зарубежных горных предприятиях, создаваемых на богатых и железорудных, бокситовых, вольфрамовых и других месторождениях с относительно несложными условиями залегания (например, в Австралии, Бразилии, Китае), есть все возможности для применения наиболее простых технологий добычи, в том числе и открытым способом, чем они и широко пользуются.

Обычно необходимость повышения качества добычи за счет совершенствования технологий добычных работ при усложнении условий залегания рудных тел ассоциируется с необходимостью селективной выемки или с изменением системы и параметров разработки. Селективная выемка (не путать с выборочной) осуществляется при отдельной отбойке и соответственно отдельной доставке руды и вмещающих горных пород или руд разного качества. Этот способ выемки был характерен в основном для ранних стадий развития горно-добывающего производства с малой механизацией труда и с относительно небольшими объемами добычи. В основном он использовался при разработке маломощных и жильных месторождений, а также при отработке приконтактных зон залежей. Но в современных горных технологиях, с применением мощной и весьма дорогостоящей горной техники, даже на жильных месторождениях чаще стремятся укрупнять фронт горных работ, для чего формируются более

крупные рудные зоны (штокверки), разработка которых осуществляется более производительными массовыми системами разработки. Применять в таких условиях селективную выемку со значительным снижением показателей использования мощного и очень дорогостоящего горного и транспортного оборудования в современных условиях в основном неприемлемо. Поэтому в практике современных рудников селективная разработка применяется крайне редко и лишь в отдельных случаях для выемки уникально богатых и ценных участков залежей. В складывающихся условиях с повсеместным обеднением активных запасов недр и тенденцией увеличения мощности горного оборудования и горно-технологических параметров разработки настоятельно необходимо изыскание других, более современных технических и горно-технологических решений проблемы обеспечения качества добычи руд.

Резюмируя все вышесказанное, можно сделать вывод о том, что качество в современном отечественном горно-добывающем производстве становится важнейшим фактором дальнейшего эффективного развития рудоперерабатывающих производств. Поиск оптимальных решений по проблеме обеспечения качества рудоминерального сырья при его добыче имеет важнейшее научно-инженерное, экономическое и экологическое значение.

## **1.2. ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД НА ПОКАЗАТЕЛИ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ**

Зависимость экономических результатов обогатительного производства от качества исходного рудного сырья в значительной мере определяется технологическими показателями обогащения различных типов и сортов руд. При этом основными технологическими показателями являются: содержание металлов в одноименных концентратах, извлечение металлов в концентраты, выход концентратов, выход хвостов обогащения и потери полезных компонентов в отходах обогащения.

В литературных источниках по данному вопросу имеются данные о закономерностях влияния вещественного состава различных видов, типов и сортов руд на показатели их переработки. Общий характер этих зависимостей в основном схожий. Но даже для одного и того же типа руд количественные результаты могут заметно отличаться. Причиной тому, кроме технологических различий, являются главным образом индивидуальные качественные особенности этих руд. При этом и изменение технологии переработки также во многом является функцией качества рудного сырья. Как следствие сказанного, получаемые при этом корреляционные соотношения не являются всеобщими закономерностями, а представляют собой эмпирические зависимости, действительные для конкретных условий данного производства. Вместе с тем именно на основе анализа таких зависимостей возможно наиболее объективно устанавливать уровень конкретных технологий, обосновывать новые организационные и технологические решения, оптимизировать требования к качеству рудного сырья и решать другие важные задачи.

Для норильского региона выявление таких закономерностей также весьма важно, так как базируясь на реальных результатах, можно экономически обоснованно решать принципиальные и конкретные технологические проблемы не только в сфере переработки, но и при добыче руды. Поэтому был выполнен корреляционный анализ влияния содержания никеля и меди на основные технологические результаты обогащения. В качестве исходных данных для математической обработки были взяты показатели проб и результаты переработки руды на Талнахской обогатительной фабрике (ТОФ) в течение трех месяцев 2003 г.

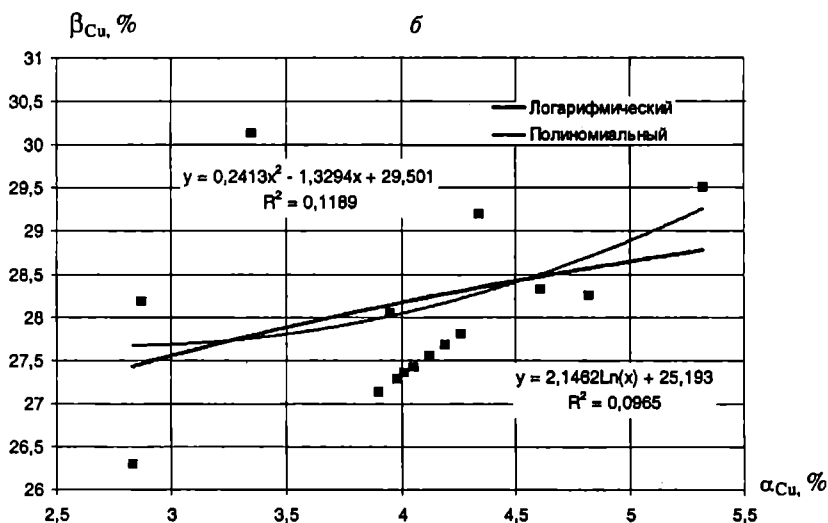
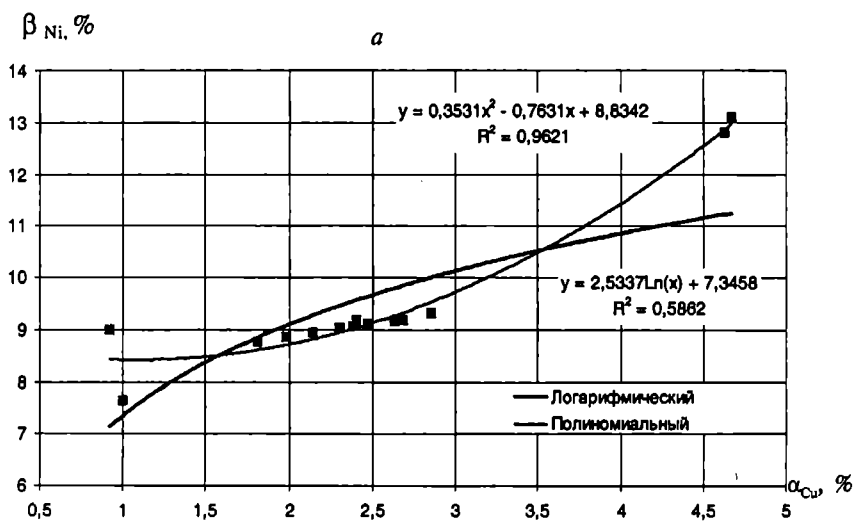
Основные результаты анализа приведены ниже. Оценивая полученные зависимости, в том числе и с позиции их репрезентативности, следует учитывать то обстоятельство, что норильские руды — многокомпонентные. В них, кроме никеля и меди, содержится большое число и других полезных элементов — кобальт, золото, серебро, палладий, радий, иридий, осмий, рутений, селен, теллур, сера. Массовые доли и ценность каждого из полезных компонентов, в принципе, различны. В этих условиях технологическая схема и режимы обогащения определяются priori-

тетностью извлечения одних компонентов перед другими. К тому же имеется некоторая корреляционная связь между содержанием в руде никеля и некоторых других металлов. Все это предопределяет использование в качестве основных объектов управления процессом обогащения технологических показателей по никелю. При этом производственные результаты обогащения по меди имеют вторичное (подчиненное) значение. Поэтому при очень высоком показателе корреляции  $R^2$  для никеля его значение по меди значительно меньше и в некоторых случаях даже показывает на отсутствие связи. Очевидно, что если бы при обогащении первичной целью было получение высоких показателей по меди, то неизбежно произошло бы снижение достоверности зависимостей по никелю. В связи со сказанным далее все основные выводы по полученным результатам математической обработки данных обогащения делаются в соответствии с зависимостями, полученными по никелю. Для полноты и объективности общей картины приводятся и вторичные результаты, полученные по меди, хотя в отдельных случаях имеют место очень большие разбросы исходных точек и очень низкая корреляция функций.

*Зависимость качества концентратов от содержания соответствующих металлов в исходной руде.*

Наиболее полно функция качества никелевого концентрата от массовой доли никеля в рудном сырье  $\beta_{Ni} = f(\alpha_{Ni})$  аппроксимируется при полиномиальном тренде (рис. 1.4, а), при котором показатель  $R^2 = 0,962$ . Согласно этой закономерности, снижение содержания никеля в исходной руде  $\alpha_{Ni}$  с 4,5 до 3,0 % ухудшает качество одноименного концентрата с 12,5 до 9,7 %, т. е. на 22,4 %. При дальнейшем уменьшении массовой доли никеля в руде до 1,0 % происходит относительное ухудшение качества этого концентрата на 32 % или до 8,5 % содержания никеля в одноименном концентрате.

Конечно, за счет изменения режима обогащения и из низкокачественной руды можно, в принципе, получить концентрат с высокими качественными характеристиками. Но для достижения такого результата потребуются изменение технологии и параметров обогащения и существенное увеличение затрат в сфере обогатительного производства.



**Рис. 1.4.** Влияние качества руды на качество концентрата:  
*a* — никелевого; *б* — медного

Аналогичная зависимость устанавливалась также и для меди:  $\beta_{Cu} = f(\alpha_{Cu})$ , но по отмеченным ранее причинам эта закономерность прослеживается значительно слабее, чем для никеля.

При этом наблюдается большой разброс точек и соответственно очень малое значение коэффициентов  $R^2$ , хотя и при этом можно проследить общую тенденцию изменения функции (рис. 1.4, б). Вероятно, что если бы обогащательный процесс был построен на приоритетности получения высоких показателей по медному концентрату, то результаты этого процесса и аналитические связи были бы значительно более явными.

#### *Извлечение металлов в концентрат.*

Этот показатель является одним из важнейших, поскольку он определяет выход готовой продукции, потери металлов в отходах, количество этих отходов и соответственно экономические результаты производства обогащения.

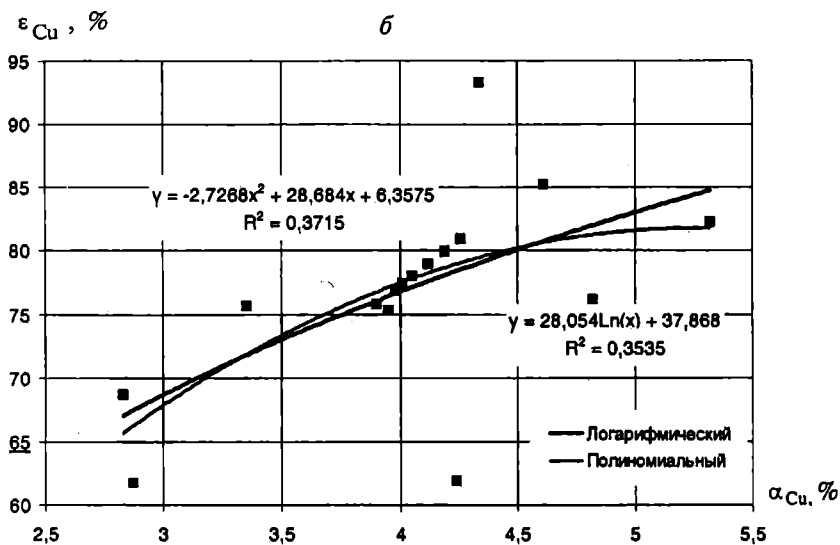
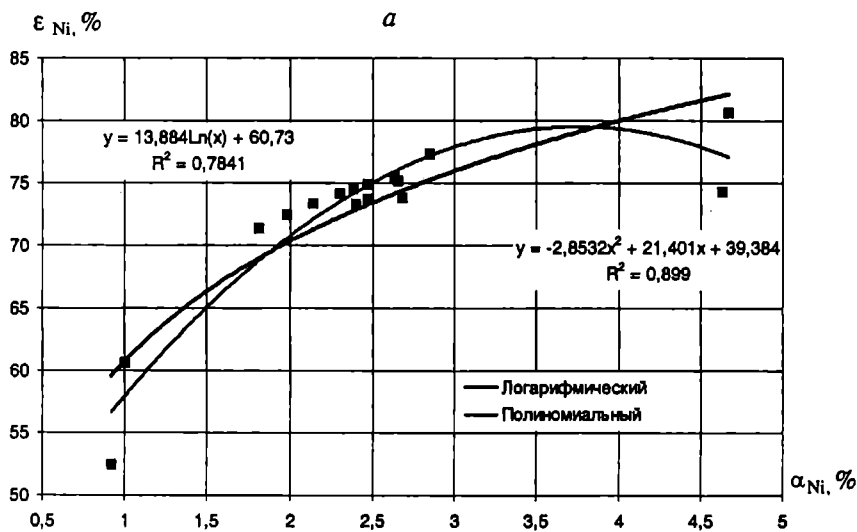
При установлении зависимости  $\varepsilon_{Ni} = f(\alpha_{Ni})$  были получены практически одинаково высокие корреляции для полиномиального и логарифмического трендов. При этом оказались близкими и графики закономерностей (рис. 1.5, а). В зависимости от исходного качества руды извлечение никеля (в пределах значений  $\alpha_{Ni}$  от 1 до 4 %) изменяется в среднем от 55...60 до 74...82 %. Таким образом, на этом отрезке качества руды значение важнейшего показателя обогащения может изменяться до 1/3 своей максимальной величины.

Для меди зависимость извлечения в концентрат также имеет четкую направленность (рис. 1.5, б), хотя показатель корреляции и ниже, чем для никеля. Вместе с тем здесь наблюдается еще более близкое совпадение кривых логарифмического и полиномиального трендов. Согласно им, снижение содержания меди в исходной руде с 5 до 3 % влечет за собой сокращение извлечения в концентрат с 83 до 67 %, т. е. на абсолютные 16 % или относительные 21 %.

#### *Выход концентратов.*

Это главный количественный показатель процесса обогащения, производный от извлечения и определяющий стоимостные показатели производства.

При корреляционном анализе получены четкие закономерности как для никеля (рис. 1.6, а), так и для меди (рис. 1.6, б). При этом значения  $R^2$  составлены по разным трендам: 0,98 и 0,99 для никеля и 0,81 и 0,83 для меди.



**Рис. 1.5.** Зависимость извлечения металлов в концентрат от содержания в руде:

$a$  — никеля;  $b$  — меди



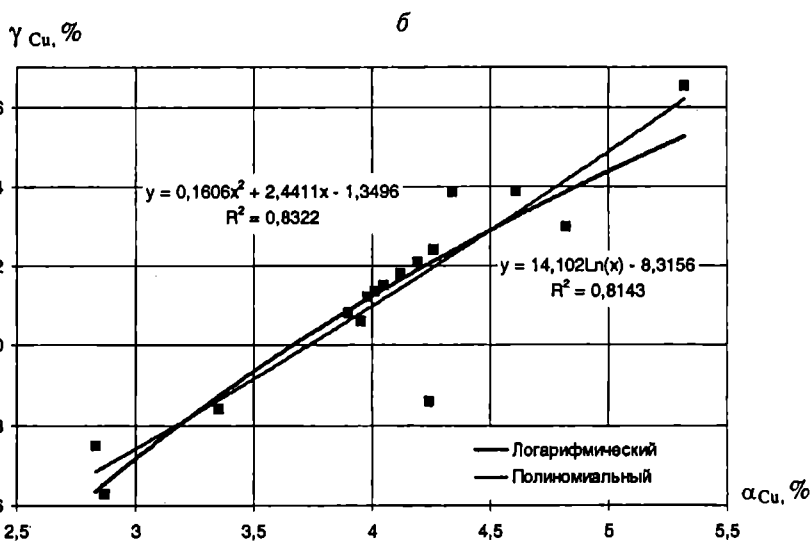
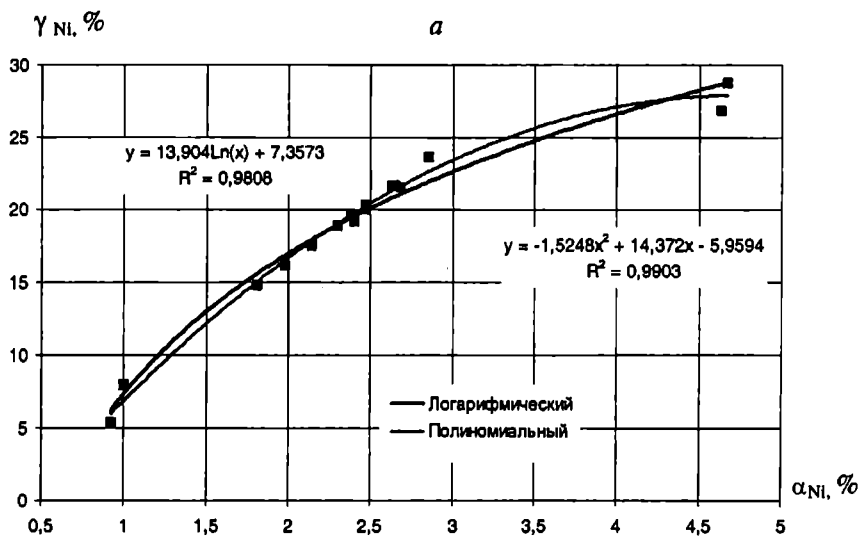


Рис. 1.6. Корреляция выхода концентратов с содержанием металлов в руде:

*a* — никеля; *б* — меди

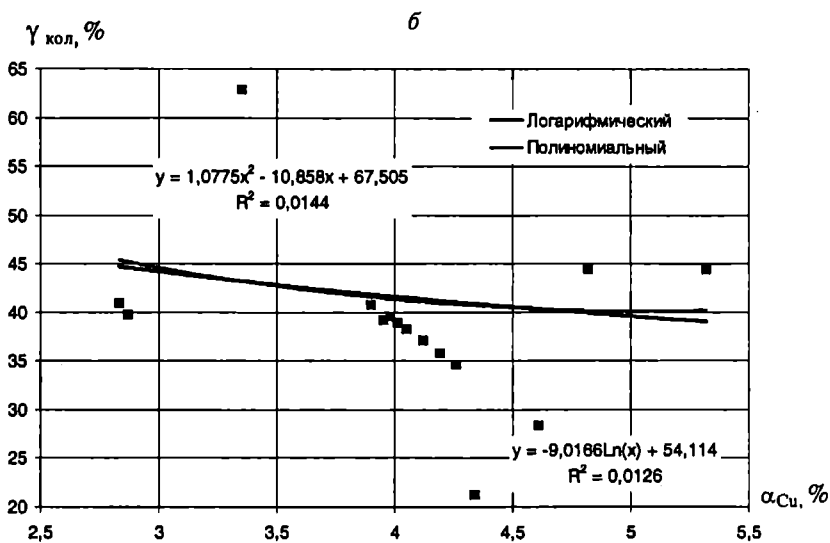
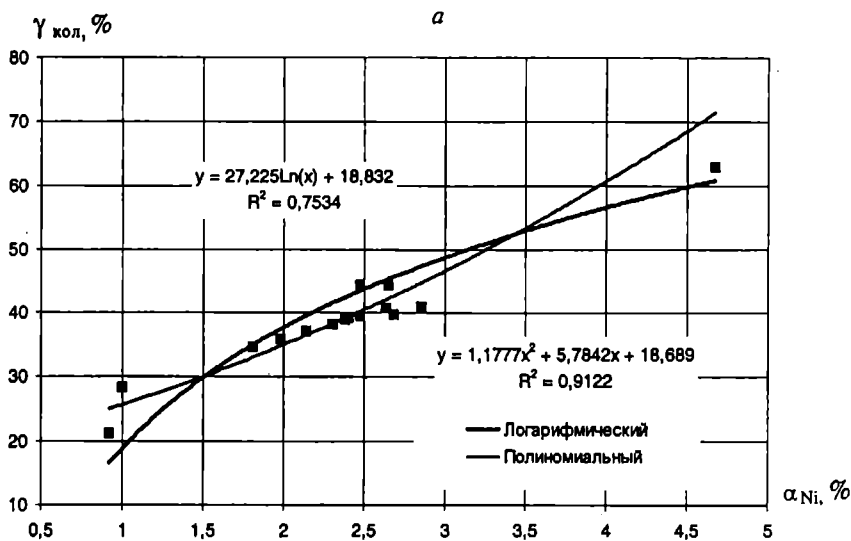
Согласно этим зависимостям для никелевого концентрата снижение массовой доли металла в руде с 4,7 до 1,0 % чревато снижением выхода продукта производства с 28 до 6 %, т. е. грозит сокращением количества продукции в 4,7 раза.

Для медного концентрата уменьшение содержания меди в исходной руде определяет сокращение выпуска медного концентрата практически втрое.

Аналогичные зависимости при необходимости могут быть получены и по другим полезным компонентам руды — кобальту, платиноидам, золоту, серебру и сере, используя парные корреляционные связи с никелем и учитывая особенности конкретной технологии обогащения. Производство этих продуктов, имеющих весьма существенное значение для экономики компании и государства, также напрямую зависит от качества исходного рудоминерального сырья. Выход этих продуктов в общем можно прогнозировать через показатель выхода коллективных концентратов, которые являются в значительной мере следствием функций  $\gamma_{Ni} = f(\alpha_{Ni})$  и  $\gamma_{Cu} = f(\alpha_{Cu})$ . При этом, как и в предыдущих зависимостях, обнаружена очень тесная связь выхода коллективного концентрата от содержания никеля в рудной массе (рис. 1.7, а) и отмечается большой разброс исходных точек для меди (рис. 1.17, б).

#### *Выход хвостов обогащения и их вещественный состав.*

Относительное количество хвостов обогащения и потери в них полезных компонентов — показатели, характеризующие уровень технологии обогащения с позиции полноты использования объекта своего производства (руды), а также предопределяющие масштабы экологических последствий. Естественно, что чем больше выход хвостов и чем выше в них остаточное количество неизвлеченных полезных компонентов, тем хуже условия для сохранения природной среды, поскольку такие хвосты должны рассматриваться на будущее как техногенные запасы металлов. Поэтому они не должны утилизироваться без сохранения технологической возможности включения их в будущем в промышленную переработку. К тому же увеличение выхода и соответственно общего количества хвостов требует увеличения земельных отводов под хвостохранилища, являющиеся мощным источником загрязнения окружающей среды.



**Рис. 1.7. Выход коллективного концентрата в зависимости от содержания в руде:**

**а** — никеля; **б** — меди

Однозначно, согласно балансу вещественного состава исходной руды и продуктов обогащения, что повышение выхода хвостов есть следствие снижения выхода концентратов. В свою очередь, повышение выхода хвостов обогащения есть прямой следствие снижения качества рудной массы, находящейся в переработке. Эта зависимость по никелю с высокой степенью корреляции представлена на рис.1.8, *а*. Для меди, по указанным выше объективным причинам, такой четкой связи не обнаружено (рис. 1.8, *б*), хотя общая ее тенденция сохраняется.

Особое значение имеет вопрос вещественного состава хвостов обогащения и соответственно потерь полезных компонентов. Ранее было количественно продемонстрировано влияние качества исходной руды на технологические показатели обогащения. Во всех рассмотренных случаях улучшение состава руды весьма благотворно воздействует на результаты производства. И, наоборот, обеднение руды весьма заметно ухудшает эти показатели. В этой связи было бы логичным ожидать при повышении качества рудной массы снижения содержания полезных компонентов в хвостах обогащения. Однако в полученных функциях  $\alpha_{хв} = f(\alpha_{Ni}, \alpha_{Cu})$  имеют место обратные зависимости — рост массовой доли металлов и, следовательно, их потерь в хвостах с повышением качества руды (рис. 1.9, *а* и 1.9, *б*).

Причина такого положения, по нашему мнению, заключается в самой технологии и организации процесса обогащения. При наличии в настоящий момент достаточно богатых руд, реально не ощущая их дефицита, обогатительные фабрики имеют благоприятные условия для обеспечения своих основных производственных показателей (выхода концентрата, его качества и себестоимости) более простым для себя путем, а именно — не достигая технически возможного уровня извлечения полезных компонентов. Естественно, что недоизвлечение полезных компонентов при наличии для этого потенциальных возможностей обосновывается соответствующими экономическими расчетами. Тем не менее из-за того, что на самих рудниках нет действенной системы экспресс-контроля вещественного состава своей продукции, создаются благоприятные условия для улучшения отчетных показателей обогащения за счет резервов качества руды, бывшей в переработке. Это свидетельствует о наличии реаль-

ных резервов не только при добыче, но и в обогащении пока еще недостаточно используемых для улучшения конечных результатов деятельности горно-металлургической компании, а соответственно и всех составляющих ее производств.

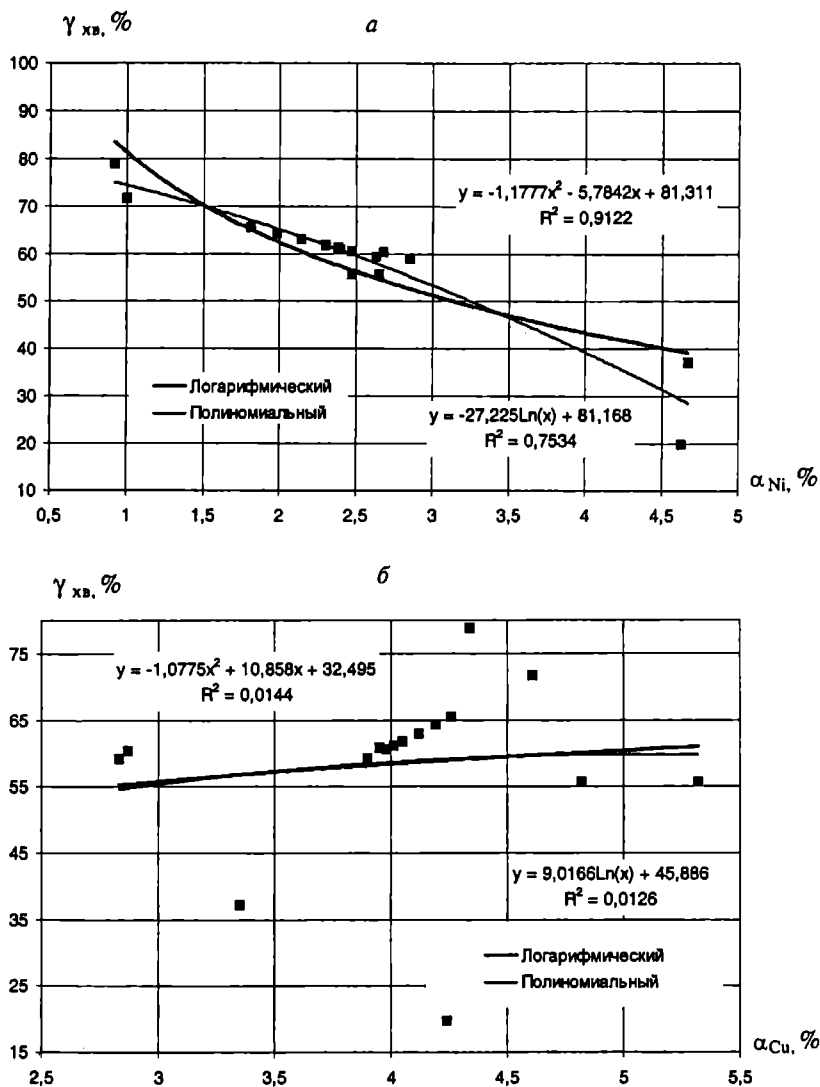


Рис. 1.8. Зависимость выхода хвостов обогащения от содержания в руде: а — никеля; б — меди

Прямое влияние качества сырых руд на металлургический передел проявляется в существенно меньшей мере, чем на обогащение, поскольку лишь относительно небольшая доля продукции рудников направляется непосредственно в плавку. Основная часть рудной массы проходит стадию обогащения, в результате чего повышается концентрация полезных компонентов и стабилизируется состав товарного продукта (концентрата). Поэтому качество продукции рудников воздействует на результаты металлургического производства, главным образом, косвенно — через изменение качества концентратов, их количество и себестоимость, то есть через показатели обогащения, непосредственно зависящие от качества сырой руды. Как уже отмечалось выше, удельное значение суммарных затрат на единицу конечной продукции по стадиям добычи и обогащения составляет большую часть ее себестоимости. Как следствие этого, даже относительно небольшое снижение рудником качества поставляемой им руды весьма ощутимо отражается на конечных результатах функционирования обогатительного и металлургического производств и деятельности компании в целом.

### **1.3. ЗАВИСИМОСТЬ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА ОТ СТАБИЛЬНОСТИ КАЧЕСТВА РУДНОГО СЫРЬЯ**

Наряду с уровнем содержания полезных компонентов в перерабатываемой руде, на показатели обогащения и металлургического передела значительное влияние оказывает степень стабильности вещественного и минералогического состава рудоминерального сырья. Стабильность качества руды так же важна для перерабатывающих производств, как и абсолютный уровень показателей качества. В основе этого утверждения лежит то обстоятельство, что массовое горно-обогатительное производство обладает высокой инерционностью, вследствие чего при неожиданных изменениях производственных ситуаций оно имеет ограниченные возможности для оперативных изменений в своей технологии. Изначально пара-

метры технологии обогащения руд рассчитываются исходя из вероятности наличия неких средних показателей качества и количества рудной массы. Естественно, что отклонение фактических характеристик руды от ожидаемых приводит к несоответствию их с расчетным режимом переработки. В результате не обеспечиваются запланированные технологические показатели обогащения — ухудшается качество концентратов, снижаются извлечение металлов в концентраты и выход концентратов, возрастают потери металлов в хвостах обогащения и, как следствие, повышаются затраты на переработку руды и на получение конечной продукции.

Отрицательная реакция обогатительного производства на нестабильность химического (а также минералогического и текстурного) состава рудного сырья является общей закономерностью для переработки всех видов полезных ископаемых. Норильские медно-никелевые руды в этом отношении не являются исключением. Особенность этого вопроса в том, что острота явления нестабильности заметнее проявляются со снижением качества руд. Поэтому для Талнахской обогатительной фабрики (ТОФ), перерабатывающей в основном богатые руды Талнахского и «Октябрьского» месторождений, проблема усреднения их качества относительно менее актуальна, чем для Норильской обогатительной фабрики (НОФ). Сырьем для НОФ служат главным образом вкрапленники месторождения «Норильск-1», добываемые рудником «Заполярный» (с применением систем с массовым обрушением) и карьером «Медвежий ручей», с добавлением доли талнахских медистых и вкрапленных руд (рис. 1.9). Естественно, что в суммарном потоке, поступающем на НОФ, наблюдается относительно высокая изменчивость показателей качества руды. К тому же, кроме разного содержания металлов в этих разнородных рудах, различен и их гранулометрический состав, что также отрицательно влияет на стабильность качества. Так, если с талнахских рудников поступает рудная масса крупностью не свыше 300 мм, то с месторождения «Норильск-1» — до 1200 мм. При этом рудная масса, добытая в карьере, в процессе горных работ подвергается в целом значительно меньшему перемешиванию, чем в подземном руднике, применяющем шпуровую отбойку и механическое дробление перед скиповым подъемом.

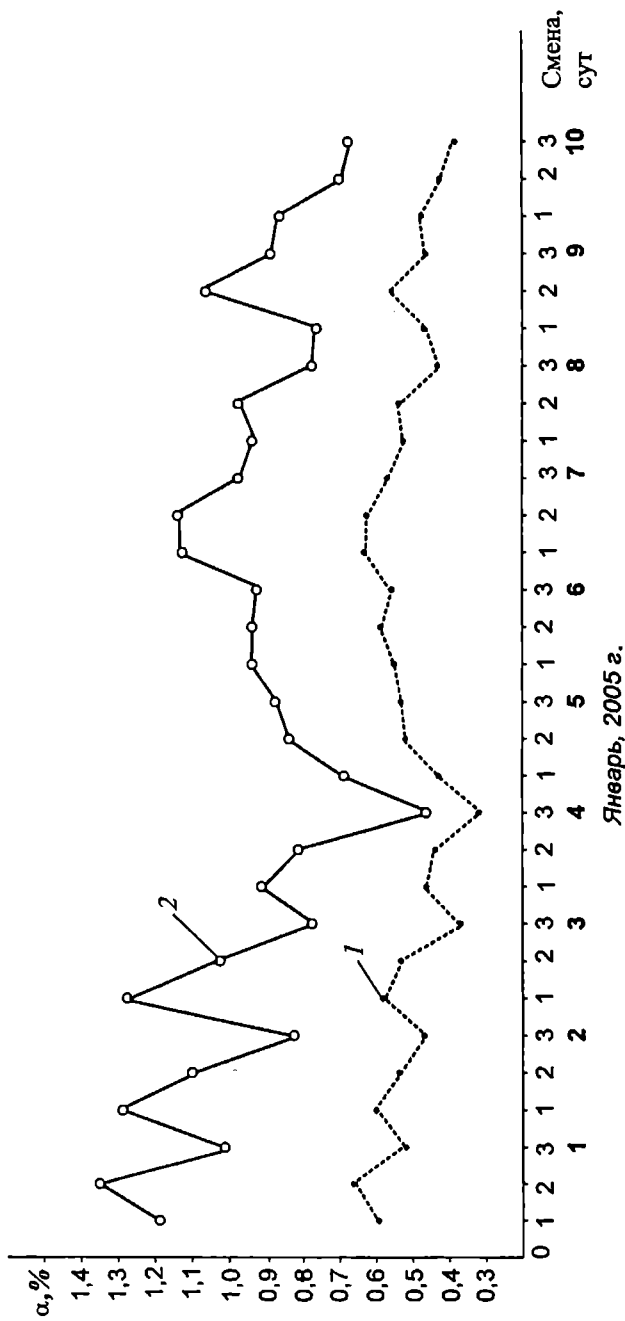


Рис. 1.9. Характерные изменения содержания металлов в смеси вкрапленных и медистых руд, поступающей на Норильскую обогатительную фабрику:  
 1 — никеля; 2 — меди



Зависимость результатов переработки от стабильности качества рудоминерального сырья характерно для всех видов руд вне зависимости от способов их переработки. Так, в металлургических переделах изменение вещественного состава шихты нарушает расчетный тепловой баланс и технологический режим плавильных печей, что ведет к ухудшению качества металлов, перерасходу энергии, рудоминеральной шихты и других материалов. Например, в черной металлургии увеличение средней амплитуды колебания массовой доли железа в шихте с 0,2 до 1 % приводит к перерасходу кокса на 22 кг на каждую тонну выплавленного чугуна. В горно-химической промышленности, при переработке фосфоритовых руд в желтый фосфор, снижение стабильности содержания пятиоксида фосфора ( $P_2O_5$ ) в шихте на 1 % повышает на каждую тонну конечной продукции перерасход энергии на 190 кВт·ч, шихты на 0,48 т и снижает сменную производительность печи по товарному продукту на 0,52 т [36].

Нередко фактор стабильности является определяющим для оценки качества руды, как, например, для черной металлургии, где колебание в содержании металла на  $\pm 1$  % по своим технологическим и экономическим последствиям равноценно снижению содержания металла в перерабатываемой руде на 2,3...2,5 %. При этом фактические суточные колебания содержания металла в рудной массе в черной металлургии (на выходе ее из горно-добывающих производств) составляют 5...10 % от среднемесячного их значения, что соответствует относительному колебанию качества железной руды порядка 20...25 %. Примерно такой же уровень изменчивости качества добытых руд и в горно-химической промышленности.

Несоответствие текущих содержаний металла в перерабатываемой руде их оптимальному значению увеличивает материальные и энергетические затраты, приводя к снижению технологических и, соответственно, экономических показателей обогащения и металлургического передела. Наиболее изучен этот во-

прос на предприятиях черной металлургии. Так, при обогащении железных руд на Новокриворожском ГОКе увеличение среднеквадратичного отклонения общего содержания железа в рудной массе с 1,0 до 1,5 % уменьшает выход концентратов с 37,43 до 36,32 % с одновременным возрастанием годового ущерба с 3,08 до 4,73 млн руб. (в ценах 1991 г.). По Кошуновскому ГОКу установлено, что повышение среднеквадратичного отклонения содержания железа в перерабатываемой рудной массе на 1,0 %, кроме снижения извлечения металла в концентрат и выхода концентратов, уменьшает содержание металла в концентратах на 0,5 %. При обогащении сырой руды, добытой в Горной Шории, снижение стандарта отклонения содержания металла с 2,27 до 1,09 % (рудник «Шерегеш») и с 1,99 до 1,04 % (рудник «Абакан») позволило снизить потери металла в хвостах соответственно в 4,3 и 3,6 раза.

По предприятиям цветной металлургии также есть данные, свидетельствующие о высокой значимости фактора стабильности состава рудоминерального сырья. В целом по цветной металлургии коэффициент вариации среднего содержания полезных компонентов в добытой рудной массе составляет 50...100 %. В то же время для черной металлургии и горной химии этот показатель равен 10...15 %.

По результатам работы Жезказганской обогатительной фабрики № 3 установлены зависимости [36] извлечения меди в концентрат и выхода медного концентрата от среднеквадратичного отклонения содержания меди в руде (рис. 1.10).

В другом источнике [46] приводятся данные о повышенных потерях различных металлов в хвостах обогащения из-за нестабильности состава рудной массы. Средние и максимальные потери (%) составляют: по олову 35 и 56, цинку 26 и 47, кобальту 24 и 36, свинцу 23 и 39, молибдену 19 и 53, меди 15 и 25, никелю 10 и 25. В еще большей мере теряются попутные компоненты из комплексных руд. Так, при обогащении медных руд теряется цинка 34 %, свинца 28 %, молибдена 51 %, магнетита 45 %, барита 31 % от среднего их содержания в перерабатываемой рудной массе. При обогащении полиметаллических руд в хво-

сты уходит: меди до 25 %, барита до 45 %, золота до 45 %, серебра до 26 %, а также значительное количество редкоземельных металлов. При обогащении вольфрамомолибденовых руд не извлекается от 22 до 60 % меди, до 81 % висмута и до 62 % тантала. Все эти данные свидетельствуют о том, что фактор стабильности показателей качества объективно имеет большое значение для всех отраслей горно-перерабатывающих производств.

В рудах цветных металлов, в которых содержание металлов в десятки и сотни раз меньше, относительные колебания качества руды еще более значительные и достигают сотни процентов. Так, относительные среднесуточные отклонения содержания

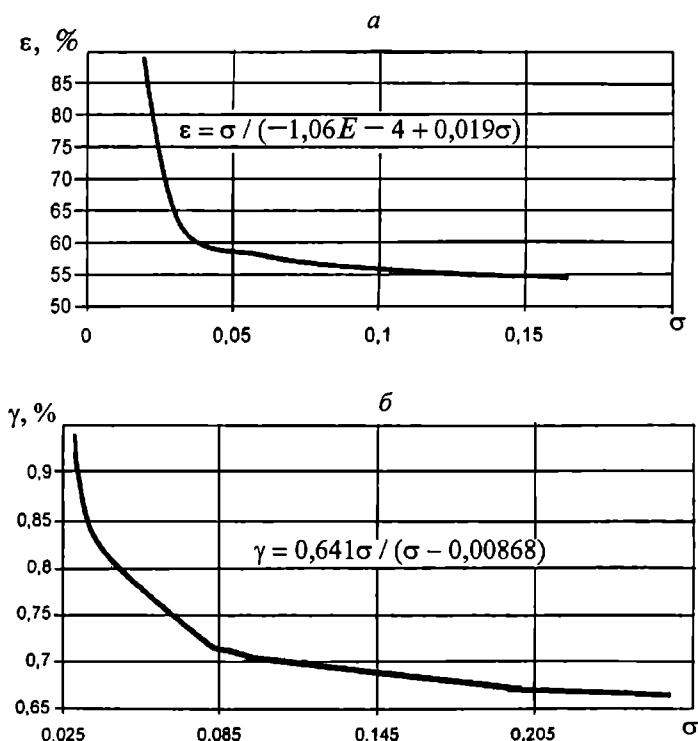


Рис. 1.10. Зависимости извлечения меди (а) и выхода медного концентрата (б) от уровня стабильности состава руды

металлов в рудной массе, поступающей на Миргалимсайскую обогатительную фабрику, составляют 69...140 %, Жезказганскую ОФ № 2 — 76...157 %, Ак-Тюзскую ОФ — 47...160 %, на Каннскую — 30...250 %, на Сумсарскую — 30...300 %. Отклонения в содержании меди в рудной массе, добытой на Урупском руднике, достигают 150...180 %. Еще большие отклонения по этим предприятиям наблюдаются в сменных и особенно в почасовых пробах.

Обогатительная фабрика наиболее результативно функционирует в постоянном технологическом режиме, не меняя технологических параметров обогащения в течение смены (суток), включая тонину измельчения руды, энергопотребление, расход реактивов и других материалов. Все это предопределяет необходимость весьма серьезного отношения к обеспечению уровня стабильности показателей качества рудной массы, направляемой на обогащение. Особенно актуальна эта задача при обеднении запасов месторождения и соответствующем снижении качества добытой рудной массы.

Вместе с тем следует отметить, что традиционно отечественные горно-добывающие производства практически не заинтересованы в выполнении дополнительных технологических операций и организационных мероприятий по снижению, естественно сложившейся в недрах, изменчивости состава руд. Для этого требуется определенное усложнение технологической схемы, а материально-го стимула для такого усложнения у горняков, как правило, нет. С другой стороны, бытует мнение о весьма ограниченных возможностях рудников в этом отношении. Поэтому в условиях высокой изменчивости качества руды обогатительные фабрики создают собственные усреднительные склады. Обычно это делается при наличии нескольких поставщиков рудного сырья, отличающегося существенно различными качественными характеристиками при общем низком уровне содержания металлов. Но при переработке богатых руд обогатительное производство имеет определенные возможности компенсировать фактор нестабильности руды за счет некоторого относительного повышения потерь металла в хвостах. Вообще наличие высококачественного рудного сырья не создает стимула к совершенствованию своего производства ни у горняков, ни у обогатителей.

Укрупненные данные о влиянии стабильности качества руд на стоимостные показатели переработки для некоторых видов горно-перерабатывающих производств приведены на рис. 1.11.

Объективно в наибольшей мере воздействие изменчивости показателей качества рудоминерального сырья проявляется при обогащении руд цветных металлов. При этом относительные изменения характеристик качества колеблются в очень больших диапазонах, изменяемых в ту и другую стороны в десятки и сотни раз относительно средних величин. Поэтому и проблема стабильности качества рудоминерального сырья цветной металлургии с обеднением запасов обостряется более интенсивно, чем в других отраслях.

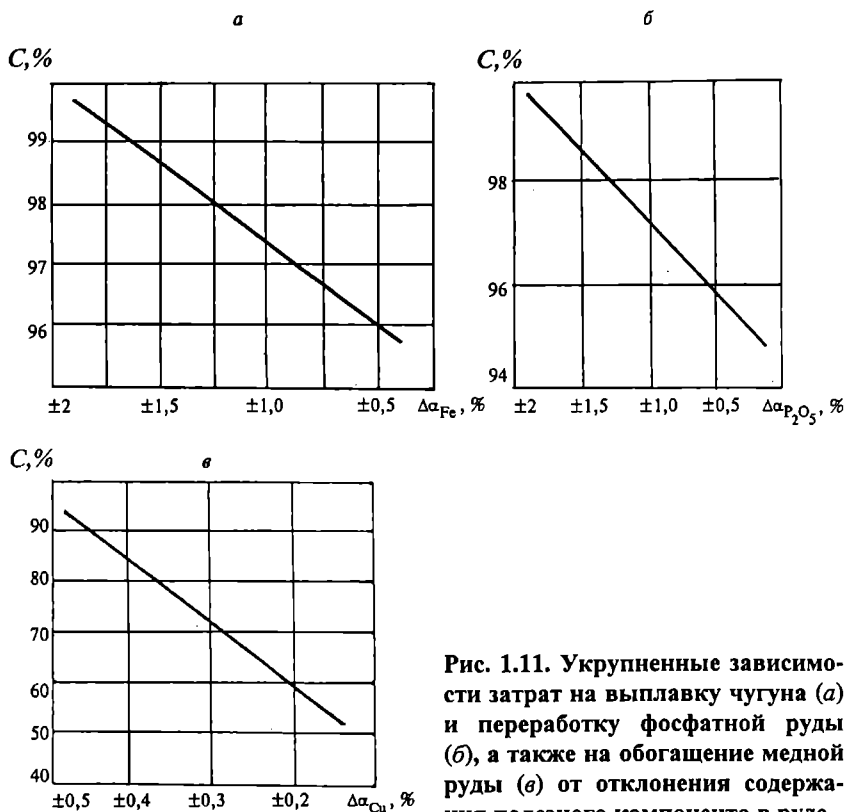


Рис. 1.11. Укрупненные зависимости затрат на выплавку чугуна (а) и переработку фосфатной руды (б), а также на обогащение медной руды (в) от отклонения содержания полезного компонента в руде

Обычно за меру оценки изменчивости показателей качества добытых полезных ископаемых (кроме абсолютных отклонений содержаний металла в руде  $\Delta\alpha = \alpha_2 - \alpha_1$ ) принимают вероятно-статистические характеристики рудной массы: среднеквадратичное отклонение показателя качества  $\sigma$ , ее дисперсию  $D = \sigma^2$  или коэффициент вариации  $v$ . Между характеристиками изменчивости качества руды и технологическими показателями их обогащения существуют корреляционные связи. Так, повышение изменчивости содержания металла в исходной руде ухудшает уровень извлечения металла в концентрат и уменьшает выход концентрата. Одновременно происходит увеличение потерь металла, поскольку при этом возрастает массовая доля металла в хвостах обогащения.

Рассматривая вопрос воздействия фактора стабильности качественных характеристик исходной руды на технологические и экономические результаты перерабатывающих производств, необходимо учитывать также одно очень важное обстоятельство. Вероятностно-статистические характеристики и амплитуда колебаний качества руды, кроме всего прочего, зависят от доз, в объеме которых происходит смешивание разнокачественных объемов рудной массы. При поступлении рудоминерального сырья в переработку непосредственно с транспортного рудопотока эти дозы определяются количеством рудной массы, поступившей за определенный календарный срок (час, смену, сутки, декаду, месяц). Величина изменчивости для каждого из этих периодов времени, в принципе, различна. Следовательно, показатели стабильности качества полезного ископаемого, взятые за разные календарные сроки поставки руды или относящиеся к разным ее объемам, несопоставимы. Поэтому при оценке уровня стабильности состава рудной массы обязательен учет временных интервалов взятия проб.

На рис. 1.12 представлены две кривые влияния среднеквадратичного отклонения содержания свинца в исходной руде на извлечение металла в концентрат, полученные для условий Жезказгана на основании почасового и посуточного опробования [36]. Кривая, отражающая почасовые изменения качества руды, находится гораздо выше, и она более объективно отражает характер

зависимости. Кривая с посуточными показателями — более об-щая. Если продолжить эту зависимость во времени (подекадно, помесячно и т.д.), то отмеченное влияние будет проявляться все меньше, монотонно сглаживая истинную картину. Но для дости-жения высоких показателей переработки руды обогатительная фабрика должна иметь исходную рудную массу как можно с меньшей изменчивостью. Отсюда следует вывод о том, что поме-сячное планирование рудникам среднего содержания металла со-вершенно недостаточно для обеспечения эффективной работы обогатительной фабрики. Для этого необходимо осуществлять и оперативное управление внутри суток и рабочих смен.

Естественно, что регламентирование среднего содержания полезных компонентов на более короткие сроки (сутки, смену, час) потребует существенно больших затрат в сфере горно-добывающего предприятия. Сокращение временных интервалов неизбежно усложнит технологию и организацию горно-добыч-ных работ и увеличит их стоимость. Очевидно, что оптимальное решение этой задачи может быть найдено экономическими рас-четами по конечным результатам всего цикла горного и перера-батывающих производств.

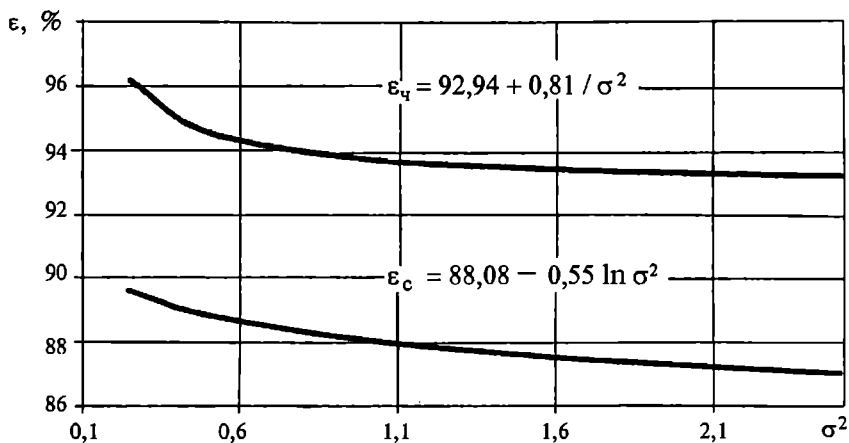


Рис. 1.12. Зависимости извлечения свинца в концентрат от изменчивости содержания металла в руде:

ε<sub>ч</sub> — почасовой; ε<sub>с</sub> — посуточный

Таким образом, проблема обеспечения перерабатывающих производств качественным рудоминеральным сырьем является по своей сути технолого-экономической. При этом, с одной стороны, необходимо изыскание горно-технологических путей, способных решить эту проблему, а с другой — следует объективно установить, для каких конкретных условий и на каком этапе производства экономически целесообразны такие действия. Наличие больших запасов богатых руд обычно не способствует стремлению заниматься вопросами качества рудного сырья. В условиях же существенного обеднения запасов кардинальное решение этой проблемы жизненно необходимо для всего горно-перерабатывающего комплекса.

## **1.4. ДРУГИЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ДОБЫТЫХ РУД**

Наряду с химическим составом руд и их стабильностью технологическая и соответственно экономическая эффективность процессов обогащения зависит от ряда других свойств рудного сырья. В первую очередь это минеральный состав руды, ее текстурные и структурные характеристики, крупность и прочность кусков рудной массы, ее влажность, засоренность закладочным материалом (особенно содержащим цемент), наличие посторонних предметов (металлических, пластмассовых, древесины и др.), остатков взрывчатых материалов.

Минеральный состав вместе со структурными и текстурными свойствами руды, по существу, является определяющим для технологии обогащения, поскольку от этих характеристик зависит основной химический состав, прочность, тип и крупность рудных зерен, их раскрываемость и соответственно обогащаемость материала. Например, требования, предъявляемые к силикатным медно-никелевым рудам в части содержания в них



металла выше, чем аналогичные требования к сульфидным рудам, что объясняется большей сложностью первичной переработки силикатных руд. К тому же некоторые из минералов могут оказывать отрицательное влияние на процессы переработки и качество конечной продукции, поскольку содержат вредные для нее элементы. По этой причине арсенопирит, в состав которого входит вредный для металлургии мышьяк, должен удаляться из концентрата.

Крупность и прочностные свойства кусков рудной массы в значительной степени определяют энергоемкость процесса рудоподготовки для обогащения. В этой связи наиболее затратными на обогатительных фабриках, перерабатывающих крупнокусковую и крепкую рудную массу, являются операции механического дробления и измельчения. Для таких фабрик эти затраты составляют 30...40 % и более. Поэтому объективно вопросы гранулометрического состава рудной массы, поступающей с рудника, и ее прочностных характеристик являются весьма важными. Поскольку рудники могут в определенной мере регулировать крупность рудной массы и влиять на прочностные характеристики кусков руды, то имеется реальная возможность оптимизировать требования к качеству сырой руды и в этой части. Для этого необходимо совместное рассмотрение всей технологической цепи рудника (начиная от буровзрывной отбойки, доставки, механического дробления) с процессами рудоподготовки и, возможно, сепарации с учетом энергоемкости и изменения себестоимости всех этих производственных процессов.

По данным проф. С.А. Гончарова, полученным на основании исследований на карьерах, рудниках и обогатительных фабриках черной металлургии и золотодобывающей промышленности, на практике имеют место следующие укрупненные показатели энергоемкости и удельные затраты средств на буровзрывную отбойку, а также на механические дробление и измельчение руды (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Производственный процесс	Энергоемкость процесса, кВт·ч/ т руды	Затраты на процессы, дол. США	
		на 1 т концентрата	на 1 т руды
Бурение	0,4...0,5	0,1...0,13	0,033...0,052
Взрывание	0,5...0,7	0,35...0,37	0,117...0,188
Вместе	0,9...1,2	0,45...0,5	0,15...0,24
Дробление	3,0...3,5	0,31...0,37	0,1...0,15
Измельчение	24...29	3,9...4,7	1,3...1,88
Вместе	27...32,5	4,21...5,07	1,4...2,0

Из таблицы видно, что энергоемкость механического дробления и измельчения практически в десятки раз выше, чем при буровзрывной отбойке. Конечно, буровзрывное разрушение не может стопроцентно заменить механические процессы, но оно способно существенно уменьшить долю рудной массы, подвергаемой дроблению на обогатительной фабрике, а также имеет реальные возможности для уменьшения прочности кусков руды за счет образования в них микротрещин. Поэтому есть смысл пересмотреть традиционные требования к взрывной отбойке и оценивать ее результаты по интегральному показателю, более полно учитывающему интересы обогащения. Но для этого необходимо, чтобы у горнодобывающего предприятия появился реальный стимул к изменению сложившегося подхода к оценке своих технологий.

## **1.5. ГОРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ НА ПРИМЕРЕ НОРИЛЬСКИХ РУДНИКОВ И ТЕНДЕНЦИИ ЕЕ ИЗМЕНЕНИЯ**

В месторождениях, как правило, выделяют три уровня качества руд: богатые (в том числе штуфные), рядовые (среднего качества) и бедные (в том числе убогие). В долевого соотношении богатые руды обычно не превышают 10...15 % всех промыш-

ленных запасов месторождений, в которых заключается до 20...30 % всего металла. Соответственно запасы рядовых и бедных руд составляют суммарно порядка 85...90 %, в которых содержится до 70...80 % всего металла.

В процессе эксплуатации месторождений естественно стремление к извлечению в первую очередь наиболее богатых запасов, поскольку это обеспечивает в целом минимальные затраты на производство конечной продукции. При этом имеются возможности для применения наиболее простых и дешевых технологий как в сфере добычи руды, так и при ее переработке; значительно сокращаются или вообще исключаются затраты на обогащение.

Вместе с тем такой порядок освоения месторождения чреват тем, что значительные запасы относительно бедных руд могут оказаться впоследствии невыгодными для разработки, а часть из них — безвозвратно потерянной. Первоочередная выемка преимущественно богатых руд обычно сопровождается относительно большими потерями при их переработке, поскольку в этом случае допускается повышенное содержание металлов в хвостах обогащения и в металлургических шлаках.

Как правило, и общие потери металлов при переработке богатых руд больше, чем бедных. Последнее обстоятельство можно объяснить лишь снижением уровня требований к технологиям переработки при наличии богатых руд, поскольку объективно улучшение качества рудоминерального сырья создает благоприятные условия для улучшения всех технологических показателей переработки, в том числе и в части сокращения потерь металла.

При нерациональной выборочной выемке запасов месторождения оставшиеся преимущественно низкокачественные запасы руды могут существенно снизить эффективность всего горно-металлургического комплекса, который на определенном этапе производства может даже стать убыточным, не способным полностью окупить свои затраты на строительство и эксплуатацию. Для оздоровления такого производства необходимо, в первую очередь, улучшение его сырьевой базы или (и) использование более совершенных технологий добычи с существенно более действенной системой обеспечения качества добытой рудной массы.

История развития горно-металлургического производства в западных странах, ранее прошедших путь от начала разработки богатых месторождений и практически до их полного истощения подтверждает такое развитие событий. Как правило, в них происходило наиболее кардинальное качественное совершенствование горно-добывающих производств как реакция на ухудшение минерально-сырьевой базы. Примерами такого развития технологий могут служить рудники Швеции, Канады, ЮАР, США, а также ряда развивающихся стран, в которых горные работы в течение длительного времени велись передовыми западными компаниями. С другой стороны, эту логику подтверждает и опыт таких стран, как Австралия, Бразилия, Китай, в которых относительно недавно начата разработка ряда богатых рудных месторождений (содержащих железо, алюминий, вольфрам и др.) и где пока еще имеется возможность использования наиболее простых технологий горных работ.

На этом фоне характерна динамика разработки месторождений норильских медно-никелевых руд, освоение которых началось с конца 30-х — начала 40-х годов прошлого века с месторождения «Норильск-1». К началу 60-х годов в результате интенсивной эксплуатации месторождения у Норильского горно-металлургического комбината из-за значительного ухудшения качества рудо-сырьевой базы серьезно усложнились условия производства. И лишь весьма своевременное открытие к тому времени Талнахского и «Октябрьского» медно-никелевых месторождений с их уникальными количественными и качественными характеристиками создало условия для мощного развития предприятия до нынешнего его состояния.

Для этих месторождений характерны три типа руд: богатые, медистые и вкрапленные. Каждый из этих типов обладает определенным вещественным составом, текстурно-структурными особенностями и технологическими свойствами. В месторождении эти руды залегают достаточно обособленно, что создает относительно благоприятные условия для их раздельной выемки.

*Богатые (сплошные, массивные) руды* представляют собой минеральные образования, состоящие в основном из сульфидов, содержащих наибольшее количество металлов. Они образуют ряд

отдельных залежей пластообразной, линзообразной и более сложных форм, прослеживаемых вдоль осевой части месторождения. Протяженность залежей по падению и простиранию составляет от нескольких десятков до первых тысяч метров. Мощность этих рудных тел весьма изменчива: минимальная выемочная мощность определяется принятыми кондициями в 1,0 м, а максимальная достигает 31 м. Интрузив, расположенный в приподошвенной части месторождения, образует с богатыми рудными телами волнообразный контакт со значительными перепадами высотных отметок. Горные породы, подстилающие залежи богатых руд, представлены роговиками и мраморизованными известняками. Богатые руды образуют с ними четкую и ровную границу.

*Медистые руды* характеризуются преобладанием минералов с относительно высоким содержанием меди. Эти руды прослеживаются практически на всем протяжении интрузивных ветвей, образуя ореол прожилково-вкрапленного оруденения вокруг массивных руд. По отношению к рудным телам массивных (богатых) руд в почве интрузива выделяются горизонты, расположенные как над, так и под залежами сплошных руд. Максимальные мощности залежей медистых руд составляют до 15...20 м и даже до 30 м. Приурочены эти рудные тела также в основном к осевой части месторождения.

*Вкрапленные руды* составляют наиболее распространенный промышленный тип полезного ископаемого. Они приурочены к нижним горизонтам интрузивных массивов и образуют мощные, геометрически относительно выдержанные минеральные образования, которые прослеживаются на всем протяжении интрузивных ветвей, повторяя в плане их контуры. В силу морфологических особенностей самого интрузива вкрапленные руды разделяются на несколько промышленных рудных горизонтов, а в центральной части они составляют единый горизонт. Средняя мощность горизонта вкрапленных руд около 20 м, максимальная — 70 м.

По сложности геологического строения и распределению полезных компонентов наиболее изменчивыми характеристиками обладают богатые руды, а наименее — вкрапленные.

Прошедший 40-летний срок эксплуатации этих богатых месторождений позволяет проанализировать основные тенденции

и динамику изменения показателей минерально-сырьевой базы крупнейшего горно-металлургического производства и сделать общие прогнозы на ближайшую и более далекую перспективу с целью обоснования путей совершенствования горно-добывающих технологий.

По современным оценкам, общих запасов всех трех месторождений («Норильск-1», Талнахское и «Октябрьское»), при существующих высоких темпах их эксплуатации хватит еще на несколько десятилетий. Но вместе с тем структура запасов руд по их качеству все более заметно ухудшается из-за сокращения богатых запасов и соответствующего снижения среднего значения их ценности.

Ниже приводится анализ состояния и динамики рудо-сырьевой базы рудоуправления «Талнахское», в состав которого входят рудники «Комсомольский», «Маяк» и «Скалистый», разрабатывающие Талнахское и «Октябрьское» месторождения. Минерально-сырьевая база Талнахского рудоуправления обладает всей совокупностью типов руд Талнахского и «Октябрьского» месторождений. Рудники этого рудоуправления имеют самый большой опыт разработки всех этих типов руды, в наибольшей мере ощутив последствия процесса естественного ухудшения структуры запасов недр и объективную необходимость принятия кардинальных решений по проблеме обеспечения качества своей продукции.

При этом рудник «Маяк», введенный в эксплуатацию в 1965 г., является пионерным горно-добывающим производством на Талнахском месторождении. Этот рудник прошел стадии разработки практически всех типов руд, начиная от самых богатых, позже рядовых и, наконец, наиболее приблизился к необходимости освоения относительно бедных (вкрапленных) руд. В середине 1990-х годов стоял вопрос о ликвидации этого рудника из-за отсутствия резервов достаточно качественных руд. Вместе с тем в его рудничном поле имеются большие и в значительной мере уже вскрытые запасы вкрапленных руд, которые по современным меркам других горно-рудных предприятий страны можно отнести к рудам среднего и даже выше среднего качества.

С другой стороны, в состав рудоуправления «Талнахское» включен рудник «Скалистый» (ввод в эксплуатацию которого

еще полностью не завершено) с рудо-сырьевой базой, представленной в основном богатыми рудами, разработка которых на несколько ближайших лет позволит поддерживать среднее качество добытой руды на приемлемом уровне.

Основные же объемы добычи по рудоуправлению обеспечивает рудник «Комсомольский», находящийся в эксплуатации с 1971 г. Структура рудных запасов, разрабатываемых этим рудником, наиболее разнообразна и представлена всеми основными типами руд.

При сравнении нынешней структуры запасов рудника «Комсомольский» с периодом начала полномасштабной разработки (табл. 1.2) видно, что относительное количество богатых руд за этот период снизилось более чем в 12 раз, медистых — в 1,13 раза с одновременным увеличением доли вкрапленных руд в 1,12 раза. При этом в нынешних общих запасах, в целом снизившихся до 88,26 % по сравнению с 1975 г., доля богатых руд составляет лишь 0,68 %. Соответственно доля медистых руд 13,93 % и вкрапленных руд 85,39 %.

В целом же по рудоуправлению «Талнахское» в общих запасах богатые руды пока составляют 5,3 %, медистые 10,1 %, а основной объем руды в недрах — это вкрапленные руды, доля которых 84,6 %.

Соотношение основных металлов (никеля, меди и кобальта, с которыми коррелируют платиноиды) и их массовые доли в руде приведены в табл. 1.3.

Из анализа этих данных следует, что в наибольшей мере в рудничном поле рудника «Комсомольский» использованы запасы никеля, меди и кобальта, которые содержались в богатых рудах.

Таблица 1.2

**Изменение структуры запасов руды рудника «Комсомольский» за основной период его деятельности**

Руды	Структура запасов, %	
	1975 г.	2004 г.
Богатые	8,25	0,68
Медистые	15,79	13,93
Вкрапленные	75,96	85,39
Суммарные запасы	100	100

Таблица 1.3

## Динамика изменения характеристик запасов рудника «Комсомольский» за 30-летний период эксплуатации месторождения

Металл	Тип руды	Структура запасов		Остаток запасов, % к 1975 г.
		1975 г.	2004 г.	
Никель	Богатая	4,20/38,3	3,56/3,93	6,18
	Медистая	0,79/13,81	0,76/17,22	75,07
	Вкрапленная	0,57/47,89	0,57/78,85	99,11
	Суммарно	0,90/100	0,62/100	60,2
Медь	Богатая	3,82/22,2	3,17/1,87	6,06
	Медистая	2,15/23,95	2,01/24,19	72,91
	Вкрапленная	10,1/53,85	1,00/73,94	99,09
	Суммарно	1,42/100	1,16/100	72,16
Кобальт	Богатая	0,146/36,16	0,137/3,93	6,86
	Медистая	0,024/11,2	0,023/13,33	75,07
	Вкрапленная	0,023/52,64	0,023/82,74	99,18
	Суммарно	0,033/100	0,024/100	63,09

Примечание: В числителе приведено содержание металла, %/т, в знаменателе — количество металла, %

Следовательно, уже на ближайшую перспективу для производства металлов основным источником должны стать медистые и вкрапленные руды. Причем подавляющее количество этих металлов (от 73,94 до 82,74 %) заключено во вкрапленных рудах. При этом средняя концентрация только меди в объединенных запасах имеющихся медистых и вкрапленных руд превышает среднее содержание меди в добытых рудах в целом по России. С учетом же остатка богатых руд с содержанием меди (3,17 %), а также наличия в них никеля (3,56 %), кобальта, платиноидов и других компонентов оставшиеся запасы руд должны рассматриваться как промышленные с достаточно высокими показателями качества. Тем более что большая часть этих запасов уже вскрыта. Вопрос — в принятии принципиального решения о начале их массовой выемки.

Естественно, что по мере выработки еще имеющихся богатых руд ценность оставшихся запасов резко снижается, уменьшая эффективность их извлечения.



Динамика изменения количественных и качественных показателей запасов по руднику «Комсомольский» за 1992—2004 гг.

Металл	Годы												
	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
<i>Богатая руда</i>													
Запасы руд, %	100	91,00	82,91	77,6	71,43	66,02	62,03	565,36	50,74	45,54	40,35	35,71	31,84
Содержание, %:													
никеля	3,65	3,68	3,65	3,63	3,62	3,62	3,61	3,60	3,60	3,60	3,59	3,59	3,56
меди	3,18	3,26	3,2	3,18	3,16	3,17	3,14	3,13	3,13	3,14	3,15	3,17	3,17
кобальта	0,149	0,150	0,149	0,149	0,148	0,147	0,146	0,145	0,144	0,143	0,142	0,140	0,137
<i>Медистая руда</i>													
Запасы руд, %	100	98,62	97,51	96,64	95,73	94,89	93,96	92,84	91,54	90,12	88,56	86,78	84,85
Содержание, %:													
никеля	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,77	0,76	0,76
меди	2,09	2,08	2,07	2,15	2,06	2,06	2,06	2,06	2,05	2,04	2,04	2,03	2,01
кобальта	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023

Металл	Годы												
	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
<i>Вкрапленная руда</i>													
Запасы руд, %	100	99,98	99,97	99,95	99,94	99,92	99,91	99,9	99,88	99,86	99,81	99,75	99,68
Содержание, %:													
никеля	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57
меди	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
кобальта	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023
<i>Суммарно все руды</i>													
Запасы руд, %	100	99,58	99,23	98,97	98,69	98,43	98,19	97,89	97,56	97,21	96,82	96,39	95,95
Содержание, %:													
никеля	0,67	0,66	0,65	0,65	0,65	0,64	0,64	0,64	0,63	0,63	0,62	0,62	0,62
меди	1,22	1,21	1,21	1,20	1,20	1,19	1,19	1,19	1,18	1,18	1,17	1,17	1,16
кобальта	0,026	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,024	0,024	0,024	0,024	0,024	0,024

Наиболее наглядно снижение качества рудных запасов проявляется с начала 1990-х годов (табл. 1.4). За эти годы, при сокращении общих запасов руды на 4,05 %, произошло относительное снижение в них массовой доли никеля на 7,5 % (с 0,67 до 0,62 %), меди на 5 % (с 1,22 до 1,16 %) и кобальта на 7,7 % (с 0,026 до 0,024 %).

Ухудшение вещественного состава запасов в недрах происходит как следствие интенсивной выемки богатых и медистых руд. Все это делает весьма актуальной проблему совершенствования технологии добычи рядовых и относительно бедных руд с обеспечением более высокого уровня качества, чем это имеет место при существующих технологиях.



2.1	ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД	<b>ОБОБЩЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ И ПРАКТИКИ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД В ГОРНО- ДОБЫВАЮЩЕМ ПРОИЗВОДСТВЕ</b>
2.2	АНАЛИЗ ПРАКТИКИ ПОВЫШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ МЕТАЛЛОВ В РУДЕ ПРИ ЕЕ ДОБЫЧЕ	
2.3	БАЗОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ	
2.4	ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА СТАБИЛИЗАЦИИ КАЧЕСТВА РУДНОЙ МАССЫ В ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ	
2.5	ОСНОВНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ УСРЕДНЕНИЯ РУД В ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ	
2.6	ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗРЫВОСЕЛЕКЦИИ РУДЫ И БОКОВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД	



## 2.1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД

---

Улучшение качества полезных ископаемых обычно ассоциируется в первую очередь с повышением в них содержания полезных компонентов. При добыче в прошлом это в основном достигалось за счет применения селективной разработки, при которой производилась раздельная отбойка от горного массива руды и боковых горных пород с последующей их раздельной доставкой и складированием. Второй способ — это рудо- или породоотборка из отбитой рудной массы. В условиях преимущественно ручного труда такие способы повышения качества добычи были естественными, поскольку они снижали общие затраты труда на горные работы и на получение конечного продукта за счет уменьшения засоренности добытой руды.

С механизацией горно-добычных работ и, особенно, с массовой индустриализацией всего горного производства селективная разработка и ручная породоотборка постепенно стали терять свое прежнее значение, поскольку они существенно сокращают производительность горного оборудования и тормозят темпы производства горных работ. В этой связи селективную разработку и породоотборку стали применять очень редко, в основном при выемке участков очень ценных руд в приконтактных зонах, а также для выемки отдельных гнезд и жил.

Дальнейшее развитие рудников идет по пути их технического перевооружения с применением все более мощной и дорогостоящей самоходной погрузочно-доставочной техники, с созданием концентрационных горизонтов с глубокими рудоспусками, автомобильным и рельсовым транспортом и скиповым подъемом большой грузоподъемности. Соответственно в околоствольных дворах сооружаются дробильные узлы большой производственной мощности. Для того чтобы весь этот комплекс работал высокоэффективно, необходимо создание массового горного производства с большим фронтом работ, а это предопределяет применение наиболее произ-

водительных систем разработки с максимально возможными, по горным условиям, параметрами. Как следствие этой логики и для расширения области применения крупнотоннажного горного и транспортного оборудования отдельные относительно мелкие рудные тела стали объединять в более мощные рудные зоны — штокверки. Понятно, что в этих новых горно-технических и производственных условиях места для селективной разработки и пороодоотборки в прежнем их виде практически не остается.

Одновременно с расширением массовых технологий добычи полезных ископаемых интенсивно возрастают и масштабы обогажительного производства. Решающее влияние на это оказывает истощение богатых запасов руд и дальнейшее наращивание темпов и объемов горных работ, необходимых для компенсации снижения концентрации металлов в добытой рудной массе. При этом существенно возрастает общая трудоемкость в сфере обогащения, увеличивая долю этого производства в себестоимости конечной продукции — металла. Причем и общие затраты на горные работы, в связи с увеличением объемов добычи, также возрастают. Очевидно, что такой процесс экстенсивного развития горного и обогажительного производств не может быть беспредельным. Поэтому естественен поиск альтернативных путей прогресса, базирующихся на новых научно обоснованных концепциях. В этой связи представляется, что одним из наиболее перспективных направлений совершенствования горнодобывающего производства может оказаться развитие технологий добычи твердых полезных ископаемых с обеспечением в подземных условиях *предконцентрации рудной массы*. При этом предполагается создание в рамках современного высокопроизводительного горно-добычного комплекса такого производства, в котором отбитая рудная масса, при ее прохождении по технологической цепи рудника, разделяется на два или несколько потоков, состоящих из рудной массы с повышенным содержанием полезных компонентов (предконцентрата) и отходов предконцентрации (пустых пород или некондиционной руды). Такой производственный процесс еще называется механи-



зированной пороодоотборкой. Кроме того, возможны и варианты технологии с разделением по типам и сортам руды (процесс рудосортировки). Например, рудная масса может делиться на потоки сплошных и вкрапленных руд, медных и медно-свинцовых, окисленных и неокисленных, силикатных и сульфидных и др. Посортное выделение руд имеет смысл при селективных схемах обогащения, как известно, обеспечивающих более полное извлечение полезных компонентов и сокращение отходов переработки. Процесс предконцентрации (сортировки) максимально автоматизируется с применением специальных сепараторных устройств. В основу процессов предконцентрации закладываются устойчивые корреляционные связи между определенными физическими характеристиками и вещественным составом горных пород, а также степень различия этих характеристик между разделяемыми компонентами рудной массы (понятие — контрастность). Разделение компонентов рудной массы может производиться на базе непосредственного использования различия каких-то свойств полезных ископаемых и засоряющих их горных пород. Так, некоторые руды (свинцовые, медные сульфидные, золото кварцевые и др.), имея относительно большую хрупкость и меньшую прочность, образуют в навале рудной массы менее крупные куски и большее количество мелочи, чем окружающие их горные породы. Это позволяет отделять наиболее богатую часть рудной массы путем ее грохочения. Кроме того, используя различие в удельном весе руды и пустой породы, возможно разделение руды и пустых пород в плотной жидкой среде. Например, в процессе гидropодъема рудной массы на поверхность или, по аналогии с обогащением в тяжелых средах, в специальных емкостях, отделяя наиболее доступную в этих условиях часть пустых пород. Для железных руд для разделения компонентов рудной массы (руды и пустой породы или разносортных руд) могут использоваться магнитный и индукционный способы, а для шеелитсодержащих и некоторых других горных пород — люминесцентные и рентгенолюминесцентные. Развиваются и другие средства, позволяющие сепарировать рудную массу на ее составляющие.

Определяющим для эффективного разделения рудной массы является наличие двух условий:

- технических средств для достаточно быстрого и точного определения вещественного или минералогического состава рудной массы;
- способов селекции, технологичных для горного производства.

Наиболее универсальными средствами оперативного распознавания состава руд являются радиометрические. Радиометрическим методом для управления качеством руд начали пользоваться с 1940-х годов прошлого века на урановых рудниках. Концентрацию радиоактивных химических элементов в руде (в массиве и в навале) устанавливали с помощью радиометров. При этом использовали прямую зависимость концентрации металла от интенсивности радиационного излучения.

Впоследствии радиометрический метод опробования стали использовать и для нерадиоактивных полезных ископаемых. Для этого производится облучение нерадиоактивных в естественном состоянии руд и анализируется спектр отраженного луча с выделением с помощью специальных фильтров интересующих химических элементов. В качестве источника возбуждения используются радиоизотопы или рентгеновские трубки. Вначале такие приборы создавались в основном исходя из потребностей химии, металлургии, обогащения, а также для геофизического поиска и разведки месторождений полезных ископаемых. Главным образом, это стационарные лабораторные установки, для которых в качестве проб используются навески горных пород в порошковом состоянии. Приборы, применяемые в геологоразведке, в том числе для каротажа скважин, выполнены в виде передвижных установок и снимают данные о вещественном составе со стенок скважин или других горных выработок.

В начале 1970-х годов был создан первый образец портативного прибора, предназначенного для использования в поле-

вых условиях. Это был рентгеноспектральный аппарат «Барс-2» (рис. 2.1). Позже конструкция таких приборов совершенствовалась: уменьшалась их масса, применялись различные источники излучения, увеличивалась точность и надежность аппаратуры. Современные экспресс-анализаторы создаются на базе ноутбука или карманного компьютера с автономной системой питания (рис. 2.2). В основном в этих приборах используется  $\gamma$ -излучение, в т.ч. создаваемое с помощью рентгеновских трубок. Такие приборы-анализаторы позволяют производить оперативное опробование кускового материала или массива горных пород, за доли секунды устанавливая содержание до 20 химических элементов. В настоящее время отечественные и зарубежные компании выпускают как стационарные, так и портативные аппараты для экспресс-анализа минеральных сред. Естественно, что информация, получаемая на портативных аппаратах, менее точная, чем на стационарных установках. Тем более, что они работают не на специально подготовленных порошковых пробах, а на кусковом материале и в массиве горных пород. Но главное их достоинство — это быстрота и возможность получения большого массива статистических данных за относительно короткие сроки, что необходимо и часто вполне достаточно для оперативного управления производством.

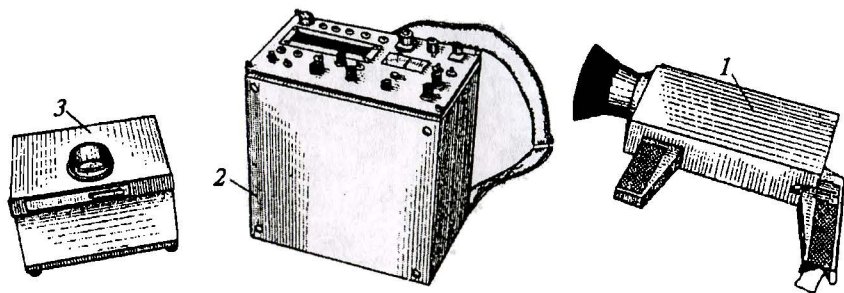
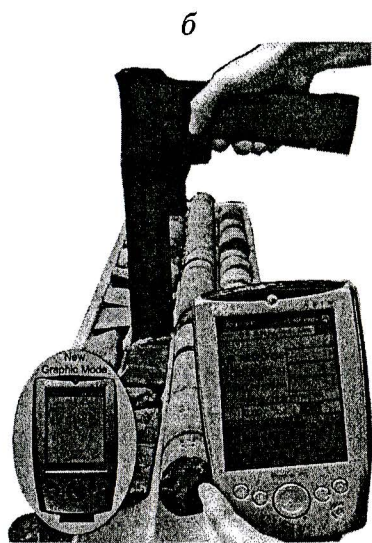
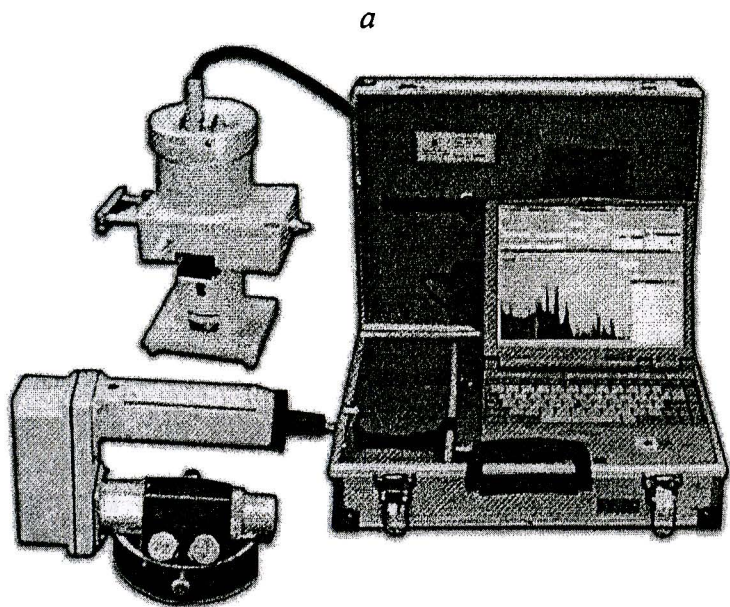


Рис. 2.1. Один из первых образцов портативного рентгеновского экспресс-анализатора состава горных пород «Барс-2»:

1 — датчик; 2 — блок питания; 3 — блок стабилизации



**Рис. 2.2. Современные портативные экспресс-анализаторы:**  
*a* — рентгенорадиометрический «ПРАМ-1» (ВНИИТФ, Россия); *б* — магнитометрический «MPP-E2S» (GDD, Канада)

Дело в том, что общепринятый способ опробования рудных тел и отбитой рудной массы, основанный на взятии множества проб с последующим их химическим анализом, стал отставать от потребностей современных рудников с интенсивным темпом производства и тормозить их дальнейшее развитие. В связи с малой оперативностью результаты такого анализа получают в лучшем случае через несколько часов после опробования, а на практике на это обычно уходят сутки. Таким образом, информация о качестве руды в потоке отстает от выполнения добычных работ и последующих производственных процессов. Как следствие этого, не имея своевременной информации о характеристиках рудной массы в конкретных пунктах, управление производством осуществляется исходя из самых общих представлений о реальной ситуации. Поэтому создание на рудниках сквозной, оперативно действующей системы информации о качестве руды по всей технологической цепи, начиная от опробования рудного тела и отбитой руды по каждому забою (очистному блоку, панели) и заканчивая складами и рудопотоками на поверхности, является необходимым условием эффективного управления процессом формирования качества продукции рудника.

Такая система необходима не только для повышения среднего содержания полезных компонентов в результирующем общешахтном рудопотоке, но она также нужна для стабилизации его вещественного состава. Лишь оперативно получая достоверную информацию о характеристиках руды по всему диапазону шахтного поля и по всей технологической схеме рудника, можно достаточно результативно осуществлять управление производством.

Вопрос стабилизации качественных характеристик рудной массы, отправляемой на переработку, как это было уже показано выше, становится еще более актуальным со снижением среднего уровня содержания в ней полезных компонентов. Именно по этой причине проблема стабильности рудоминерального сырья вначале остро проявилась при открытой добыче, где обычно добывают более бедные руды. Подземные же рудники стали за-

ниматься решением этой проблемы в основном значительно позже. Кроме разработки более высококачественных руд, определенную роль в этом сыграло и то обстоятельство, что подземные рудники имеют, по сравнению с карьерами, более многоступенчатую технологию добычных работ с многократным перемешиванием рудной массы. Так, при подземной добыче, кроме взрывной отбойки, выполняются гравитационные процессы выпуска рудной массы через множество выпускных отверстий, ее доставка с перепуском через блоковые, участковые и капитальные рудоспуски, подземное механическое дробление с бункеризацией руды, а также ряд других процессов и операций, сопровождаемых перегрузочными работами. Кроме того, рабочая емкость подземного горного и транспортного оборудования и технологические параметры элементов горных работ обычно меньше. Поэтому и дозы смешивания разнокачественной рудной массы ниже, чем в карьерах. Все это способствует тому, что степень усреднения рудной массы при подземной добыче существенно выше, чем при открытых горных работах. Как результат — трудно управляемый процесс выравнивания качественных характеристик рудной массы в руднике происходит значительно интенсивнее и эффективнее.

В определенных условиях, особенно при разработке богатых руд с относительно небольшой изменчивостью показателей качества руды в недрах, этой естественной усреднительной способности подземной горно-добычной технологии оказывается достаточно для удовлетворения потребности перерабатывающего производства. Но, по мере обеднения рудных запасов, в разработку вовлекается все больше участков месторождения с неустойчивыми характеристиками руды. Как следствие этого, понижается среднее содержание металлов, увеличивается амплитуда и частота изменения содержания металлов в объеме извлекаемых запасов руды, оказывая все большее негативное воздействие на горно-металлургическое производство. Но и при наличии относительно богатых руд определенная степень изменчивости их качества имеет место и поэтому всегда есть объективная необходимость управления качеством. Вопрос заключается лишь в том, на каком

этапе всего комплекса производств возможно технологически наиболее эффективно выполнять соответствующие мероприятия по управлению качеством руды: в подземном пространстве рудника, на его промплощадке, в транспортных средствах или на территории обогатительной фабрики.

Мировой опыт и практика отдельных отечественных горных предприятий подтверждают актуальность и технологическую возможность эффективного решения проблемы управления качеством рудоминерального сырья уже на стадии горного производства. Это тем более важно, так как процесс повышения качества конечной продукции, как правило, многостадийный. Решить эту проблему только за счет технологий переработки обычно значительно дороже и не всегда технически возможно на должном уровне.

Проблема управляемого формирования качества рудоминерального сырья в процессе его добычи является по своей сути технолого-экономической. Технологически в ней выделяются два самостоятельных и вместе с тем взаимосвязанных аспекта:

- увеличение концентрации полезных компонентов в добытой рудной массе;
- повышение степени стабильности вещественного и минерального состава рудной массы.

Кроме того, весьма актуальны и другие направления проблемы обеспечения качества рудоминерального сырья в части его гранулометрического состава, прочностных характеристик, влажности, засоренности закладочным материалом, попадания металлических и деревянных предметов и др.

## **2.2. АНАЛИЗ ПРАКТИКИ ПОВЫШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ МЕТАЛЛОВ В РУДЕ ПРИ ЕЕ ДОБЫЧЕ**

Наиболее радикальный способ повышения концентрации металла в рудной массе — это ее обогащение. В мировой практике известны примеры размещения обогатительного

производства в горных выработках действующих рудников. Вначале главной причиной такого объединения обогатительной фабрики и подземного рудника было наличие дефицита площадей на земной поверхности, необходимых для размещения производственных объектов обогатительных фабрик. Чаще фактор нехватки земных площадей возникает при разработке месторождений, расположенных в гористой местности. В дальнейшем подземные горно-обогатительные предприятия стали создавать в очень глубоких рудниках с характерной многоступенчатой схемой вскрытия рудничного поля, когда нагрузка на рудничный транспорт и подъем рудной массы значительно возрастает и возникает настоятельная необходимость уменьшения интенсивности рудопотока. Наиболее остро эта проблема проявляется при добыче руд цветных, редких и благородных металлов, т.е. таких руд, в которых полезный компонент составляет весьма малую долю в общем объеме добытой рудной массы.

В процессе эксплуатации уже имеющихся подземных горно-обогатительных комплексов проявился ряд их преимуществ перед традиционными технологиями:

1. Уменьшение дистанции от забоев до места переработки руды с соответствующим сокращением затрат на непроизводительное перемещение внутри рудника и на поверхности, а также на подъем значительной части рудной массы, представленной пустой породой.

2. Большие возможности для сокращения затрат на утилизацию хвостов обогащения с одновременным удешевлением складочных работ в руднике.

3. Значительное сокращение земельных площадей, отчуждаемых на горно-обогатительное производство, транспортные коммуникации и создание хвостохранилищ, в результате чего не только уменьшаются затраты на производство, но и снижаются негативные воздействия на окружающую природную среду.

4. Создаются весьма благоприятные условия для использования в процессах обогащения сил гравитации, что существенно удешевляет технологию обогащения.



5. Подземное размещение основных объектов обогатительного производства стимулирует создание автоматизированных, в основном малолюдных технологий.

Вместе с тем к недостаткам такой технологии следует отнести:

1. Определенное усложнение организации обогатительного производства.

2. Возможно возникновение ряда ограничений для работы рудника, в частности, по взрывным работам, по вентиляции и др.

3. Постепенно, по мере углубления горных работ, требуется увеличивать и усложнять подъемно-транспортные коммуникации от забоев к обогатительному производству, в связи с чем существенно увеличиваются затраты на поддержание горных выработок и эксплуатацию коммуникаций.

4. Чтобы не потерять безвозвратно металлы, оставшиеся в хвостах обогащения, утилизированных в выработанном пространстве, необходимо наличие таких горно-добывающих технологий, при которых в дальнейшем было бы возможным извлечение и переработка этих хвостов.

5. Возникают определенные ограничения в части технологий обогащения из-за необходимости исключить возможные проникновения в горные выработки и в земные недра жидких и газообразных отходов, в первую очередь, содержащих токсины.

Из литературы и практики известны как уже действующие подземные горно-добывающие предприятия, совмещенные с обогатительным производством, так и проектно-исследовательские работы по созданию таких комбинированных предприятий.

*На руднике «Рио-Бланко» (Чили), разрабатывающем медно-порфиновые руды в районе с сильно пересеченной местностью, в подземных камерах общим объемом 306 тыс. м<sup>3</sup> размещены цеха дробления, измельчения и флотации [2]. Добытая рудная масса поступает на обогащение через рудоспуски, вначале она аккумулируется в бункерах, а затем ленточными конвейерами подается в дробильное отделение. Дробление руды многостадийное: вначале в щековых, а затем в конусных и в короткоко-*

нусных дробилках. Перед каждой стадией дробления выполняется грохочение рудной массы. Процесс измельчения осуществляется в нижерасположенном мельничном отделении, для чего рудная масса под действием сил гравитации подается через вертикальную горную выработку. Это отделение оборудовано шаровыми и стержневыми мельницами. Далее выполняется процесс флотации, который происходит в двух секциях, после чего медный концентрат по трубам выдают на земную поверхность. Производство рассчитано на переработку порядка 20 тыс. т руды в сутки.

*Рудник «Мадригал» (Перу)* разрабатывает подземным способом месторождение медно-цинковых руд «Санта Роса» [17]. Добытая рудная масса вначале поступает в рудоспуск, откуда по нижнему откаточному горизонту — в бункера дробильного комплекса. После дробления, с помощью ленточного транспортера, рудная масса подается к двухдонному виброгрохоту. Надрешеточный материал поступает к конусной дробилке, а подрешеточный — через ленточный конвейер загружается в бункер. Далее материал измельчается в шаровых мельницах, классифицируется и направляется на селективную флотацию, где происходит раздельное выделение в концентраты меди и цинка. Затем концентраты, полученные в результате переработки, фильтруются и сгущаются, после чего отправляются на земную поверхность. Мощность подземного обогатительного производства около 3 тыс. т в месяц.

*Медный рудник «Сонро» (Канада)* имеет в своем составе подземную обогатительную фабрику, производящую 1,35 тыс. т концентрата в сутки [2]. Основная причина подземного размещения обогатительного производства в подземном пространстве — это сложный складчатый рельеф местности, что предопределяло расположение соответствующих цехов на большом расстоянии от рудника. В технологической схеме фабрики — трехстадийное измельчение и цикл флотации. В двух подземных камерах размещены две конусные дробилки, четыре шаровые мельницы и две флотационные машины. Хвосты обогащения по трубам выдаются на поверхность и утилизируются в море.

*Свинцово-цинковый рудник «Сала фосса» (Италия)* также расположен в гористой местности [2]. Оборудование для дробления, измельчения и для обогащения в тяжелых суспензиях со всеми коммуникациями разместили в подземных камерах, а также в других горных выработках рудника. Все это позволило значительно сократить затраты на строительство основного обогатительного комплекса, на транспорт рудного сырья и эксплуатационные затраты на обогащение. В установках с тяжелыми суспензиями извлекают до 50 % пустых пород в виде легких фракций. Полученный при этом полезный продукт автосамосвалами по штольне транспортируется на обогатительную фабрику, а отходы предконцентрации — в отвалы. По существу в данном случае осуществлен один из вариантов предварительной концентрации рудной массы в подземном руднике.

Для наиболее глубоких рудников *Витватерфанда (ЮАР)* проектируется подземное обогащение золотосодержащей руды [17]. Основная причина такой технологии — это значительное возрастание затрат на рудничный транспорт и подъем рудной массы. В подземном пространстве предусматривается грохочение, механическое дробление и измельчение руды. Последующий процесс флотации предполагается также выполнять в подземных горных выработках. Концентрат будет выдаваться на земную поверхность, а хвосты обогащения (после обезвоживания) использоваться для закладки. При применении такой технологии общие затраты энергии на транспорт и подъем сократятся в 4 раза. Кроме того, за счет рационализации системы разработки с закладкой повысится безопасность горных работ от горных ударов.

В России и в странах СНГ пока еще нет прецедентов промышленного применения технологий добычных работ с подземным размещением обогатительного производства. Такие попытки, в порядке опытной проверки начальных стадий обогащения, проводились лишь на земной поверхности: в рудных складах и отвалах, а также в карьерах, о чем будет сказано далее. Но имеются проектные и исследовательские работы, в которых в той или иной мере выполнены проработки вопроса создания подземных горно-обогатительных комплексов.

Наиболее продвинутыми в этом направлении являются работы днепропетровских ученых профессоров С.Г. Борисенко и В.И. Кармазина [12], которые теоретически обосновали предпроектную научную базу для создания таких предприятий в Криворожском железорудном бассейне и на Кременчугском месторождении железистых кварцитов. Основная предпосылка к созданию подземных горно-обогачительных предприятий заключается в необходимости вовлечения в эксплуатацию железистых кварцитов, в которых (при их относительно низком качестве) заключены основные запасы железа в месторождениях. Так, в Криворожском железорудном бассейне наиболее богатые руды практически уже извлечены, оставшиеся их запасы находятся на глубинах свыше 1200...1500 м. Восполнение минерально-сырьевой базы в больших масштабах возможно за счет вовлечения в эксплуатацию железистых кварцитов и частично выборочной повторной разработки ранее не извлеченных руд. Из железистых кварцитов можно получать концентрат с содержанием железа 68...70 %, который после металлизации используется в порошковой металлургии.

Благоприятные условия для высокопроизводительной разработки кварцитов и производства концентратов имеются также и на Кременчугском железорудном месторождении, где при традиционной технологии необходимо было бы отчуждение больших площадей плодородных земель. Поэтому согласно разработанному проекту обогачительную фабрику расположили в подземном пространстве в капитальных камерах, пройденных в рудном теле. Общая технологическая схема горно-обогачительного производства включает камерную систему разработки, после чего рудная масса поступает по рудоспускам в бункеры обогачительной фабрики. Обогащение заключается в самоизмельчении руды, многократной переочистке магнитной фракции на многополюсных сепараторах и в гидроциклонах. Металлизация производится в специальных реакторах, выполненных из листовой жаропрочной стали и расположенных в вертикальных горных выработках. После получения металлизированного порошка производится его прессование. Годовая производитель-

ность комплекса определена в 7 млн т металлизированных брикетов.

Центргипроруда выполнил проект подземной обогатительной фабрики мощностью 20 млн т перерабатываемой рудной массы в год. При этом себестоимость концентратов получилась равной его себестоимости при традиционном расположении обогатительной фабрики на земной поверхности. Достоинством проекта является большая экономия земельных ресурсов и сокращение текущих производственных затрат.

НИИКМА совместно с комбинатом КМАруда в 1980-е годы был проработан вариант проектного решения по увеличению производительности шахты путем применения гидроподъема железистых кварцитов. Предлагалось в подземных выработках проводить грохочение, механическое дробление и сухую магнитную сепарацию. Затем обогащенный продукт должен был смешиваться с первоначально отсеянной мелкой фракцией (-16 мм) и отправляться в загрузочное устройство гидроподъемника. Получаемые при этом хвосты должны утилизироваться в выработанном пространстве. Расчеты показали большую выгоду от применения такой технологии, но практически этот вариант не был осуществлен.

Приведенные выше примеры относятся к созданию подземных обогатительных фабрик с полным циклом обогатительных процессов. Но, несмотря на ряд их достоинств, широкого распространения такие производства тем не менее пока еще не получили. Основными причинами этого, очевидно, является то обстоятельство, что создаваемые при этом комплексные подземные горно-обогатительные производства становятся более тесно взаимосвязанными и у каждого из них уменьшается технологическая и организационная свобода действий. Обогательное производство к тому же вынуждено функционировать в более стесненных условиях, чем на земной поверхности. Оно ограничено в выборе своих технологий из-за повышенной опасности негативного воздействия на горные работы и на подземную среду. Да и технологические условия в глубоком подземном пространстве менее удобны и комфортны для работников, как фи-

зически, так и в психологическом отношении. Видимо, пока еще не наступило время для массового внедрения в практику таких подземно-обогащительных комплексов, поскольку еще нет достаточной экономической и экологической мотивации для их более широкого внедрения. Поэтому и применяют подземные обогащительные фабрики пока лишь там, где это наиболее оправдано конкретными причинами и местными условиями.

Более практичное решение проблемы повышения качества рудоминерального сырья возможно путем создания в самих рудниках эффективно действующей системы управления качеством продукции, производя более высококачественное рудное сырье для дальнейшего его обогащения на традиционных обогащительных фабриках. Такая система должна базироваться на современных технических средствах контроля горно-добычного производства и на использовании высокопроизводительных технологий добычи с включением в них процессов предконцентрации и сортировки рудной массы. Создание таких технологий возможно на основе специализированных приборов экспресс-контроля вещественного состава руд, а также разделительных устройств (сепараторов), адаптированных (в отличие от применяемых на ОФ) к производственным условиям рудников.

Ключевым вопросом создания таких технологий является своевременное получение достоверной информации о фактическом качестве руды в каждом конкретном пункте технологической цепи. Как уже говорилось выше, традиционный способ получения этой информации (основанный на опробовании геологических и эксплуатационных скважин, стенок горных выработок и навалов отбитой рудной массы с последующей подготовкой этих проб и химическим анализом) не обеспечивает необходимой оперативности. Результаты такого опробования получают в лучшем случае через несколько часов, а реально — через сутки и более. К тому времени текущая производственная ситуация значительно изменяется и качество руды, естественно, не соответствует исходным условиям. Поэтому при существующей практике оперативные решения в части управления качеством

руды обосновываются не на фактических данных, а на общем представлении о ситуации с оценкой по неким средним показателям.

Для сравнения в обрабатывающих отраслях промышленности наряду с химическим анализом используются различного типа приборы для идентификации минеральных и других сред. В основном это лабораторные установки стационарного типа или уловители металлов на питающих производство ленточных транспортерах. С 1940-х годов, когда началась активная добыча радиоактивных руд, произошел определенный скачок в развитии радиометрии. В промышленности стали активно создаваться радиометрические средства контроля и нерадиоактивных руд, в том числе основанные на использовании радиоактивных изотопов и рентгеновских трубок. В геологоразведке эти средства используют для каротажа скважин. Такого типа приборы стали применять и в обогащении для получения более оперативной информации о вещественном составе перерабатываемых руд, а затем и для создания специальных радиометрических сепараторов. Первый опыт использования радиометрии при обогащении нерадиоактивных руд был связан с созданием в 1930-е годы М.Е. Богословским рентгено-люминесцентного анализатора, примененного для обогащения алмазосодержащих руд. Позднее им же был предложен гамма-абсорбционный метод обогащения. Оба эти постоянно совершенствуемых метода и в современных условиях эффективно используются при обогащении определенных видов полезных ископаемых. В начальный период освоения радиометрических методов большой вклад в развитие теории и конструирование радиометрической аппаратуры внес Г.Р. Гольбек.

К 1960-м годам в мире был уже накоплен определенный опыт практического применения радиометрических способов в химии, металлургии и атомной промышленности, в результате чего появились хорошие предпосылки для совершенствования обогатительных процессов. С этого времени стали интенсивно развиваться соответствующие теории, технические средства и новые технологии. основополагающими в этом направлении были работы отечественных ученых: О.А. Архипова, В.А. Мок-

роусова, В.А. Лилеева, Е.П. Лемана, В.А. Мейера, Г.А. Иванковича, А.П. Татарникова, А.Ю. Большакова, Т.Г. Рыбакова и др. Большой вклад в создание теорий, технических средств радиометрического контроля и сепарации, а также соответствующих технологий обогащения руд внесли научные коллективы институтов Механобр, ВИМС, ЛГУ, ВНИИХТ, Иргиредмет и др. Кроме того, следует отметить российские конструкторские организации — ПО «Буревестник», «Промавтоматика», «Сибцветметавтоматика», «РАДОС» и др. За рубежом радиометрические средства для металлургического и горно-обогатительного производств создают такие фирмы, как «Ор Сортерс» (Канада), «Громакс» (США), «Оутукумпу» (Финляндия), «Голд Филд» (ЮАР), и др. Но создаваемые приборы оперативного контроля качества полезных ископаемых и сепараторы предназначены в основном для использования в стационарных фабрично-заводских условиях.

На горно-добывающих предприятиях, разрабатывающих нерадиоактивные полезные ископаемые, использование радиометрических аппаратов контроля качества руд и технических средств сепарации руд значительно затянулось. Определенную роль в этом сыграло и традиционно бытующее мнение о крайне ограниченных возможностях шахт и карьеров в части управления качеством своей продукции и якобы малой эффективности таких мероприятий, а также из-за отсутствия соответствующего стимула у горняков в кардинальном решении этого вопроса. В советское время, в силу определенных причин, при наличии тогда еще достаточно больших запасов богатых руд, а главное, из-за хозяйственно-экономической политики того времени, в основном направленной на получение высоких количественных результатов, в отечественной горной науке и технической литературе вопрос повышения качества продукции на стадии горного производства практически не был актуальным. Но тем не менее такие работы велись в ряде научных коллективов.

В Московском горном институте (ныне университете) исследования в области управления качеством руд при их добыче и в том числе по разработке более эффективной рудничной информационной системы качества руды проводятся с 60-х годов



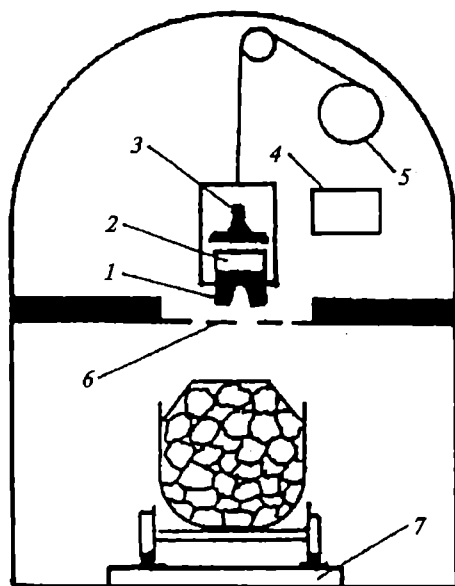
прошлого столетия. В начале 70-х годов в соответствии с техническими требованиями, разработанными Г.Г. Ломоносовым и В.Ф. Кузиным, в ПО «Буревестник» (Ленинград) был создан (Э.А. Аб, В.Л. Гордин, Л.А. Альтман и др.) и испытан на Гайском ГОКе первый портативный рентгеноспектральный аппарат «Барс-2», предназначенный для использования в производственных условиях рудников [37]. Фактически этот прибор положил начало созданию современных малогабаритных переносных аппаратов для экспресс-контроля вещественного состава руд. Одновременно для карьеров и подземных рудников стали разрабатывать новые технологии добычных работ, обеспечивающие повышение качества добытой руды с использованием современных средств оперативной информации.

На отдельных горно-добывающих предприятиях черной и цветной металлургии начиная с 1970—1980-х годов проводились опытно-экспериментальные работы по предконцентрации рудной массы с радиометрическим анализом состава руд. В основном это было крупнопорционное разделение рудной массы (в объеме горно-транспортных емкостей). Так, на Алмалыкском горно-металлургическом и Зырянском свинцово-цинковом комбинатах были внедрены в производство стационарные (у опрокидывателей) рудоконтролирующие станции типа «Скат» и «Фрезка», с помощью которых производили отбраковку вагонов и составов с некондиционной рудой. При этом по Алмалыкскому комбинату [17, 62] было выделено из общего рудопотока около 102 тыс. т пустых пород и весьма бедных руд. Кроме того, используя рудоконтролирующую аппаратуру, были переработаны некоторые отвалы некондиционных руд, откуда было извлечено до 50 % товарной руды. Все эти мероприятия позволили повысить концентрацию металлов в рудной массе в 2—2,5 раза, увеличив извлечение свинца на 9,5 % и цинка на 3,5 %.

В условиях Алтын-Топканского месторождения [62] для получения оперативной информации была использована рудоконтролирующая установка «Фрезка-М». Это позволило не только эффективнее контролировать вещественный состав в рудопотоке, но и производить отделение от него вагонов, груженых некачественной рудой. Всего было отбраковано 46 тыс. т

пустых пород и некондиционной руды, что заметно улучшило показатели предприятия.

Наиболее широко такая технология была применена на Зырянском комбинате [48]. Рудоконтролирующие станции «Скат», основу которых составили радиоизотопные установки ГУО-С конструкции ВНИИРТ (рис. 2.3), были установлены на рабочих горизонтах Греховского рудника у опрокидывателей. Рудная масса, находящаяся в вагонах, подвергалась гамма-излучению с последующей регистрацией вторичного рассеяния. Вся эта аппаратура работала совместно с автоматическими весами и была соединена оперативной связью с диспетчером. В результате на центральный пульт поступали сведения не только о количестве отгруженной в бункеры руды, но также о качестве ее в каждом вагоне и месте ее погрузки. Данная система создавалась как управляющая качеством рудной массы. Однако на



**Рис. 2.3.** Рудоконтролирующая станция «Скат»:

1 — вольфрамовый контейнер; 2 — источник излучения и детектор; 3 — фотоэлектронный умножитель; 4 — электронный блок; 5 — лебедка; 6 — предохранительная решетка; 7 — весы

практике она в основном функционировала как вспомогательная контролирующая. Связано это было с тем, что хотя система и обеспечивала рудник оперативными данными о качестве руды, отправляемой на обогащение, но она не имела возможности эффективно выбраковывать отдельные вагоны, поскольку в технологической схеме рудника не были предусмотрены обратные транспортные потоки с некачественной рудой.

Опыт Зырянского и других горных предприятий по крупнопорционной сепарации с использованием в шахтных условиях радиоизотопных средств контроля качества руды, позволил эффективно выделить достоинства и недостатки радиометрического способа получения оперативной информации с применением радиоизотопов. Конечно, радиоактивные источники излучения являются мощнейшим средством, поскольку способны обеспечить проникновение (в зависимости от мощности источника и жесткости излучения) в рудный массив до 0,5...1,0 м и тем самым получить наиболее адекватные натуре результаты. Но, с другой стороны, использование мощных источников в шахтных, а тем более в нестационарных условиях сопряжено с определенной опасностью и необходимостью утилизации отработанных элементов. По этой причине в рудниках в большей мере применяют радиометрические аппараты с менее активными источниками возбуждения (например, рентгеновскими). Естественно, что они обеспечивают меньшую глубину проникновения в изучаемую среду, но для оперативного регулирования процессами добычи такая точность информации в основном достаточная. Тем более, что одновременно используются и данные опробования по блокам и забоям, полученные до отбойки руды.

На Садонском руднике также проводились испытания крупнопорционной (повагонной и поавтомобильной) рудосортировки с применением рентгенорадиометрической аппаратуры РРША-1. При этом опробование руды выполнялось одновременно по трем химическим элементам: свинцу, цинку и сере. Производили опробования по 5...7 точкам в автомашинах и в вагонетках и по 80 точкам в целом по составу. Погрешность измерений составила порядка 10 % по цинку и 8 % по свинцу. Всего за 1976 г. было отбраковано 11,5 тыс. т пустой породы и

43,6 тыс. т некондиционных руд, что составило 10 % всей добычи рудника.

Работы по предконцентрации полезных ископаемых проводились и в Московском горном институте при кафедре подземной разработки руд (Г.Г. Ломоносов, В.Ф. Абрамов, М.Л. Жигалов и др.). Были выполнены исследования применительно к ряду горно-добывающих предприятий (Норильский ГМК, Жезказганский ГМК, Гайский ГОК, Зырянский СЦК, комбинат «Печенганикель», Тырныаузский ВМК и др.). В результате этих исследований были разработаны [37, 38, 39, 40] классификации и принципиальные положения по формированию качества рудной массы при добыче, развиты некоторые теоретические аспекты проблемы, сформулированы концепции новых технологий добычи и предложены технологические решения для условий конкретных горных предприятий. Способы предконцентрации были систематизированы в зависимости от величины порций (крупно-, средне-, мелкопорционное и покусковое) и места производства работ по сепарации рудной массы (подземные: призабойное, участковое, околоствольное и поверхностное).

Из литературы известны и другие случаи применения крупнопорционного способа выделения из общего транспортного рудопотока части рудной массы некондиционного состава. Так, на одном из оловодобывающих рудников [17] с помощью прибора РРША-1 в 1981—1983 гг. производилось опробование руды в составах на выходе из капитальной штольни и отбраковка некондиционных партий. На измерение затрачивалось до 20 с на каждую вагонетку. Расхождение данных этих измерений с полученными на обогатительной фабрике не превышали 28 %. Оценку результатов сортировки производили при изменении порога разделения по содержанию олова от 0,01 до 0,25 %. При этом количество горных пород, отделенных от общей рудной массы, изменялось соответственно с 7 до 62 % к первоначальному ее объему. Причем среднее содержание в рудной массе при повагонной сепарации повышалось в 2,19 раза и в 1,76 раза для случаев отбраковки целыми составами. Всего в процессе применения такой технологии было отделено от 28 до 35 % некондиционной рудной массы.

Оценивая результаты всех этих работ по крупнопорционной предконцентрации рудной массы, следует отметить, что для многих горно-добывающих предприятий разрабатывались технологии повышения качества рудной массы за счет выбраковки относительно крупных порций низкокачественных руд или заведомо пустых горных пород в объеме транспортных сосудов. На некоторых рудниках даже были проведены опытно-экспериментальные работы. Однако широкого распространения на другие предприятия эти работы так и не получили. Причин этому несколько, главные из которых следующие:

1. Несовершенство применявшихся в прошлом средств контроля качества.

2. Недостаточно глубокая проработка самих технологий, поскольку нельзя решить проблему половинчатыми мерами, а необходимо реконструировать всю технологическую цепочку, увязав ее с задачами управления качеством.

3. Как правило, при этих работах не создавался соответствующий материальный стимул исполнителям, в том числе и рабочим рудников, за качественные результаты.

4. Крупнопорционная предконцентрация имеет относительно ограниченные возможности повышения качества и поэтому ее применение целесообразно только на первой стадии и как составная часть многостадийного процесса формирования качества добытой руды. Хотя самостоятельное применение такой технологии может быть экономически целесообразным при наличии высокой степени контрастности руды по отношению к засоряющим ее горным породам.

Глубина процесса разделения определяется в основном двумя факторами: крупностью порций рудной массы, на которые производится селекция, и контрастностью — степенью различия свойств руды и засоряющих горных пород, коррелируемых с показателями качества руды. При этом с уменьшением порции достигается более глубокое разделение, т.е. отделяется большая доля пустых пород (из низкокачественной рудной массы) и соответственно повышается массовая доля полезных компонентов в предконцентрате. На ряде обогатительных фабрик

при покусковой сепарации рудной массы были получены положительные результаты. Но для рудников это пока самый дорогостоящий и наименее производительный способ предконцентрации. Для его осуществления обычно необходимо предварительно производить отмывку от загрязняющих горных пород, дробление и классификацию кусков рудной массы на фракции (в диапазоне от  $-100 \dots -150$  мм до  $+16 \dots +25$  мм). Затем каждая из полученных фракций пропускается отдельным потоком через сепаратор. При этом можно достичь отделения до  $50 \dots 60$  % пустых пород при производительности одного сепаратора  $30 \dots 150$  т/ч переработанной рудной массы. Для действующего горно-добывающего предприятия применение такой технологии в существующем ее виде весьма нетехнологично из-за практической сложности выполнения всех этих подготовительных операций и соответственно неизбежных помех функционированию существующих технологических схем рудника. Поэтому при разумном подходе к использованию в подземных условиях покусковых сепараторов их необходимо адаптировать к условиям рудников, одновременно так скорректировав технологическую схему рудника, чтобы новая технология не была помехой работе высокопроизводительной горной техники. Внутрирудничные сепараторы должны работать при максимальном упрощении операций подготовки рудной массы к сепарации, а ее кусковатость должна допускаться в более широких диапазонах, чем на обогатительных фабриках.

Пока таких сепараторов, созданных специально для эксплуатации в подземном руднике, практически не существует. Но работы по конструированию аппаратов, пригодных для использования в условиях нестационарного производства, ведутся. В России такие приборы начали создаваться с конца 1980-х годов в конструкторских бюро НПО «Союзцветметавтоматика» (руководитель работ Л.П. Старчик), НПО «Сибцветметавтоматика» (под руководством А.В. Карличевского), затем в НВП «ЭКРОС» и ныне совершенствуются и производятся в ООО «РАДОС» (г. Красноярск) под руководством Ю.О. Федорова. На рис. 2.4 показан один из первых опытных образцов рентгенорадиометрического сепаратора валкового типа.

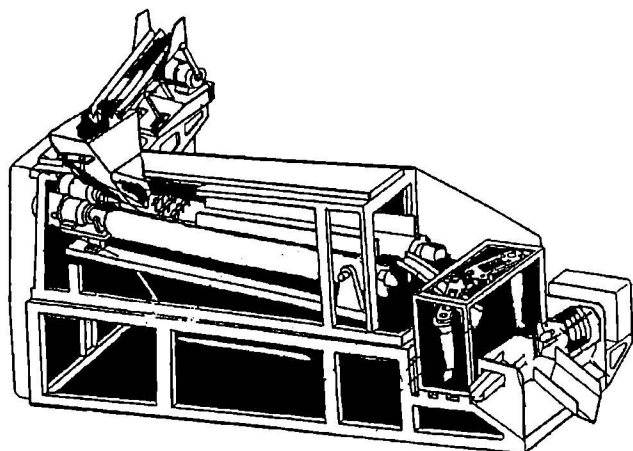


Рис. 2.4. Общий вид рентгенорадиометрического сепаратора АСПР

### Техническая характеристика сепаратора АСПР

Классы крупности рудной массы, мм.....	-150...+25
Число каналов сортировки .....	1
Производительность, т/ч .....	10...20
Диапазон определяемых элементов.....	От кадмия до висмута ( $z = 19...83$ )
Порог чувствительности для Cu, Zn и др., % .....	0,05...0,2
Габариты, мм .....	3000×1200×2000
Масса, т.....	До 2,0

Этот аппарат испытывался на ряде предприятий, в том числе одна из его модификаций проверялась (силами сотрудников МГГУ, ЖезУ и Жезказканского горно-металлургического комбината) на поверхности рудников, где были получены обнадеживающие результаты.

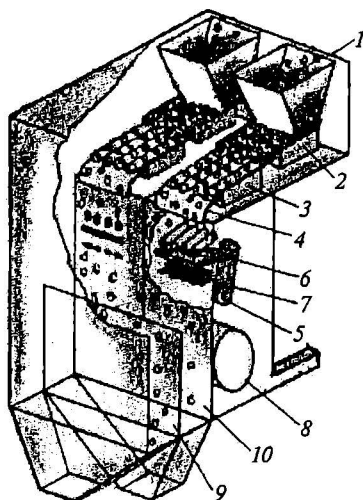
Обычно рентгенорадиометрические сепараторы представляют собой 2—3-канальный аппарат с приемными бункерами, питателями, детекторами рентгеновского излучения, сортирующим механизмом и узлами транспортирования продукта и отходов предконцентрации.

## Техническая характеристика сепаратора СЦМ-1 (рис. 2.5)

Крупность сортируемой рудной массы, мм .....	-150...+20
Максимальная производительность, т/ч .....	40
Тип разделительного узла .....	Электропневматический
Габариты, мм:	
сепаратора .....	2300×1300×2400
стойки управления .....	1800×600×450

В середине 1990-х годов был создан и затем прошел промышленные испытания на поверхности нескольких горно-рудных предприятий рентгенорадиометрический сепаратор СРРЛ-150/40-4 (ТУ 31-32-015-05820239—96). Его технические данные следующие.

Классы крупности рудной массы, мм .....	-200...+100
	-100...+30
	-150...+40
Производительность, т/ч .....	Не менее 20
Подача кусков рудной массы .....	Вибропитателями
Габариты, мм .....	5650×1700×2600



**Рис. 2.5. Рентгенорадиометрический сепаратор СЦМ-1:**

1 — приемная воронка; 2, 3 — вибропитатели; 4 — направляющие кусков рудной массы; 5 — рентгеновская трубка; 6 — детектор; 7 — сортирующий механизм; 8 — реверс; 9, 10 — отсеки для предконцентрата и отходов



Выпускаемые в настоящее время рентгенорадиометрические (рентгенофлюоресцентные) сепараторы (типа СФР) отличаются рядом усовершенствований в части идентификации компонентов рудной массы и разделительных операций. Имеется четыре модификации этих сепараторов. Их технические характеристики, а также результаты производственных испытаний на медно-никелевых рудах приведены в разд. 5.4.

На базе этих аппаратов формируются рудоразделительные комплексы (рис. 2.6), включающие дробилки, грохоты, конвейеры и другое оборудование, размещаемое при хранилищах бедных руд.

Из зарубежных сепараторов рудной массы известны аппараты таких фирм, как Outokumpu Oy (Финляндия), Gunsens Sortex Ltd. (Великобритания), Gromax (США), Ore Corters Ltd. (Канада), Gold Field (ЮАР) и др. Однако аппараты эти предназначены для использования в стационарных условиях перерабатывающих производств. Поэтому для них необходимо внутрицеховое размещение и соответствующая подготовка рудной максы (отмывка, дробление, классификация), что в рудничных условиях вызывает определенные трудности. Наиболее привлекательными, в качестве прототипов для сепарации с адаптацией их для подземных условий, являются аппараты фирмы Ore Corters Ltd. марки M19 и M27, обеспечивающие переработку материала с классом крупности кусков  $-300...+20$  мм и с заявленной производительностью разделения рудной массы 115...200 т/ч.

К настоящему времени на десятках предприятий (в основном на отвалах бедных руд цветной и золотодобывающей промышленности) прошли промышленные испытания несколько модификаций отечественных покусковых сепараторов. Лидирующие позиции здесь занимает красноярская фирма «РАДОС». Основная цель этих работ — дополнительное извлечение полезных компонентов из техногенных образований, для чего покусковые сепараторы стали использовать на старых отвалах, рудных складах и на дробильно-сортировочных узлах. Характерны в этом отношении опыты по применению рентгенорадиометрических сепараторов для предконцентрации бедной руды, проведенные на ряде золоторудных приисков, а также на медных и медно-никелевых месторождениях (Урал, Камчатка, Кольский полуостров, Таймыр и др.).

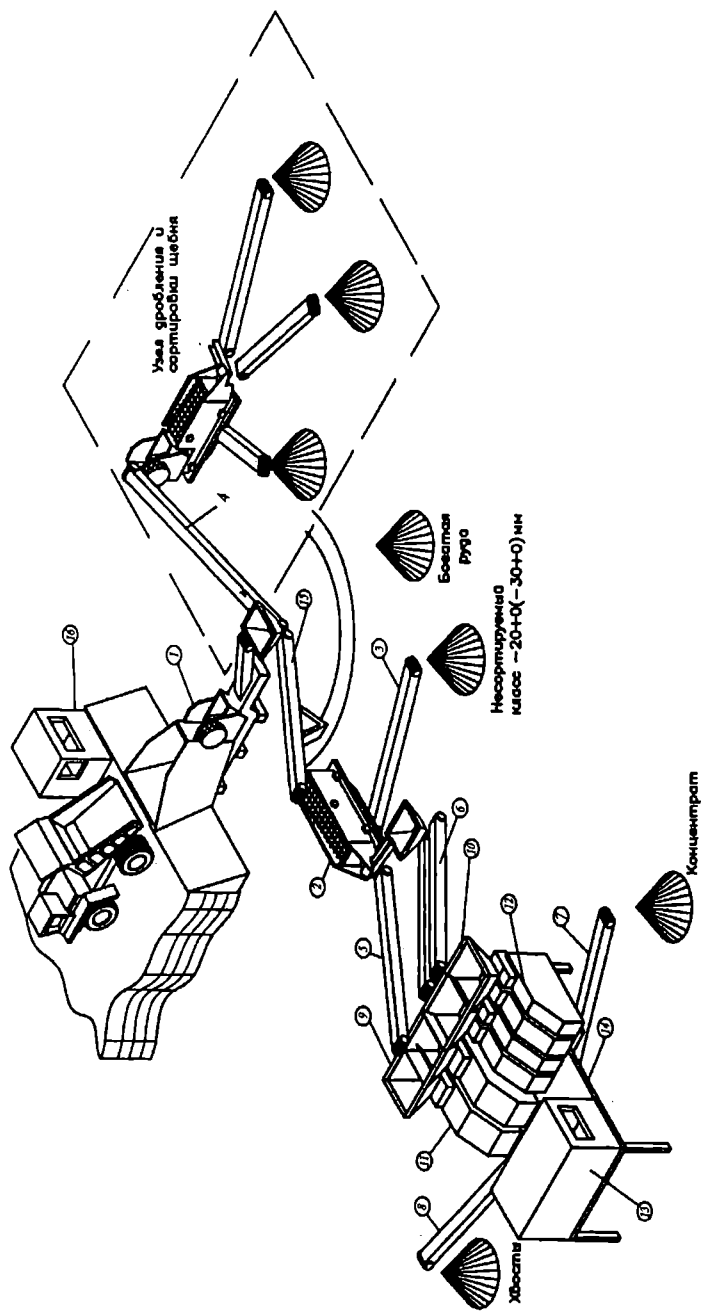


Рис. 2.6. Разделительный комплекс при рудном складе (ООО «РАДОС»):

1 — агрегат крупного дробления; 2 — вибропроход; 3, 4, 5, 6, 7, 8 — конвейеры; 9, 10 — приемные бункера; 11 — сепараторы рентгенометрические СРФ2-300 (2 шт.); 12 — сепараторы рентгенометрические СРФ4-150 (4 шт.); 13 — операторская; 14 — эстакада; 15 — поворотный конвейер; 16 — агрегат управления

Так, в целом положительные результаты промышленных испытаний сепараторов СРФ были достигнуты на Учалинском руднике. При этом рудоразделительный узел был оборудован на промплощадке подземного рудника на базе существующего дробильного комплекса и включал в себя следующее оборудование:

- щековую дробилку СМД-111 с вместимостью бункера 100 т и производительностью 3550 т/ч;
- грохот ГИТ-42 с диаметром отверстий 40 мм и производительностью 400 т/ч;
- рентгенорадиометрический сепаратор СФР4-150 с вместимостью приемного бункера 7 т и производительностью 20 т/ч;
- конвейер;
- погрузочную машину.

Технологическая схема рудоразделительного узла приведена на рис. 2.7. Согласно принятой технологии получаемый при этом отсев руды вместе с предконцентратом поступает на обогатительную фабрику, а отходы направляются на производство щебня. Сепарации подлежат значительно разубоженные медно-цинковые руды месторождения. Эти руды делятся на сплошные и вкрапленные, плотность которых составляет соответственно 3,8...4,3 и 3,0...3,5 т/м<sup>3</sup>. При опытно-промышленных испытаниях исходная рудная масса крупностью менее 750 мм дробилась до фракций –150 мм, после чего производили грохочение мелких фракций (–40 мм), а надрешеточный продукт поступал на рентгенорадиометрическую сепарацию. Разделение рудной массы планировали производить по суммарному порогу весовых содержаний меди и цинка, равному 1 %. В результате этих испытаний за 1,5 месяца было переработано 5,3 тыс. т рудной массы со средним содержанием в ней меди 0,87 % и цинка 1,74 %. Всего было отсеяно 1520 т мелочи со средним содержанием меди и цинка, практически равным исходной рудной массе, выделено отходов 1880 т с содержанием в них меди 0,38 % и цинка 0,45 %. В результате был получен предконцентрат в количестве 1910 т, в котором доли меди и цинка составили соответственно 1,38 и

3,17 %. За счет рентгенорадиометрической сепарации произошло выделение 49,7 % некондиционной рудной массы, что привело к увеличению концентрации меди в товарном продукте в 1,6 раза и цинка в 1,82 раза. Вместе с тем отмечены и недостатки покускового сепарирования в условиях горнодобывающего предприятия, определяющие направления работ по дальнейшему совершенствованию технологии сепарации и адаптацию их в общую технологическую схему горного предприятия. Вопросу испытаний рентгенорадиометрических сепараторов на медно-никелевых рудах посвящен разд. 5.4.

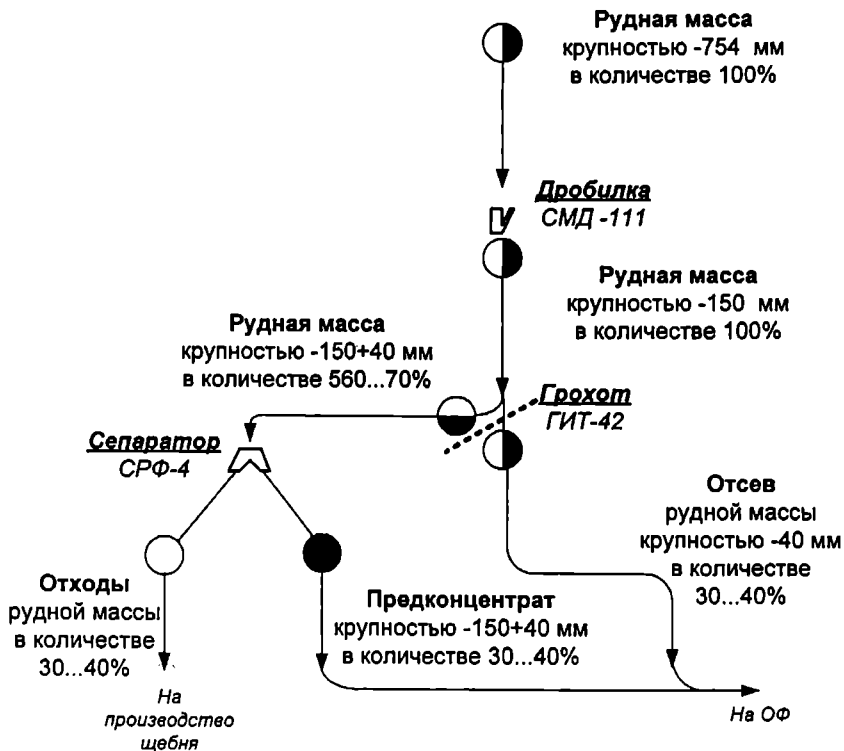


Рис. 2.7. Технологическая схема предконцентрации медно-цинковой руды на промплощадке Учалинского рудника

В 1990 г. сотрудниками МГГУ, ВНИИцветмет и Гипроцветмет были проведены экспериментальные исследования в подземных условиях Орловского рудника Жезкенского ГОКа [47], разрабатывающего колчеданно-полиметаллическое месторождение, сложенное несколькими перемежающимися рудными телами с различными типами руды. Целью исследований было научное и инженерное обоснование рентгенорадиометрической сортировки рудной массы на два типа руды — полиметаллическую и колчеданную, что необходимо из-за селективной технологии их обогащения. Всего в подземных условиях было переработано 36 492 кг проб, в результате чего построены кривые контрастности и признан наиболее технологичным радиорезонансный способ радиометрической сепарации. При этом в процессе работы испытывалась крупнопорционная сортировка (в объеме вагонетки) и имитировалась покусковая сепарация.

В работах [7, 23, 44] изучалась эффективность сепарации различных типов оловянных руд, в том числе комплексных оловянно-вольфрамовых и оловянно-полиметаллических. Значительная часть этих руд относится к числу высококонтрастных.

Высокая эффективность сепарации фотометрическим методом вольфрамо-молибденовых руд была показана в работе [59]. При этом установлено, что этим методом возможно выделение до 60 % горных пород с весьма низким содержанием полезного компонента, увеличив его концентрацию в товарной руде в 1,6...3,0 раза.

Радиометрические методы показали свою эффективность и для различных типов вольфрамовых руд [59]. При этом выявлена возможность применения также радиорезонансного и гамма-флюоресцентного методов.

Определенный интерес представляют работы [33, 34], проведенные с бедными медно-никелевыми рудами Мурманской области радиорезонансным методом. В этих рудах различают хорошо разделяемые брекчиевые и вкрапленные, которые сепарируются существенно хуже. В результате сепарации удалось выделить до 70 % пустой породы, увеличив содержание в полученном предконцентрате в 2...3 раза.

В работе [10] подтверждено, что радиометрическими методами могут успешно сепарироваться свинцово-цинковые руды, поскольку в них показатель контрастности обычно достаточно высокий, составляя 0,9...1,3. Как результат этих свойств — высокая степень отделения некондиционных продуктов, которая достигает 60...75 %. Основные положения этого исследования подтверждены, в частности, приведенными выше результатами производственных экспериментов на Учалинском руднике.

В работе [10] также приведены данные о сепарации сульфидных полиметаллических руд. При этом было достигнуто удаление из исходной рудной массы 43...73 % некондиционных отходов с суммарным содержанием цинка и свинца менее 0,1 %, повысив тем самым концентрацию металлов в добытой руде в 1,7...3,4 раза.

Рядом работ (Э.Г. Литвинцев, Б.С. Коган, В.А. Мокроусов, В.С. Горобец, И.И. Гинзбург и др.) показана возможность эффективного использования радиометрии для сепарации руд редкометаллической группы (тантало-ниобиевых, редкоземельных, пегматитовых). Для этих руд использовались комбинированные схемы сепарации, включающие рентгено-люминесцентную и фотометрическую.

В ВИМС, являющимся одним из ведущих коллективов в данной области научных исследований [69], проводились работы и по фотометрической сепарации бокситов, в результате которых было отделено 74...79 % бедной рудной массы с высоким содержанием вредных компонентов (карбонатов и сульфидов). Большие работы по радиометрической сепарации, начиная с 1980-х годов, проводятся в Иргиредмете.

Одними из главных факторов, влияющих на эффективность процесса радиометрической сепарации, являются крупность кусков, контрастность химических характеристик руды и засоряющих ее горных пород, а также степень загрязненности рудной массы.

О влиянии гранулометрического состава рудной массы или величины порции, по которым производится разделение рудной и породной частей рудной массы, говорилось выше. Вопросу изучения гранулометрического состава рудной массы и его

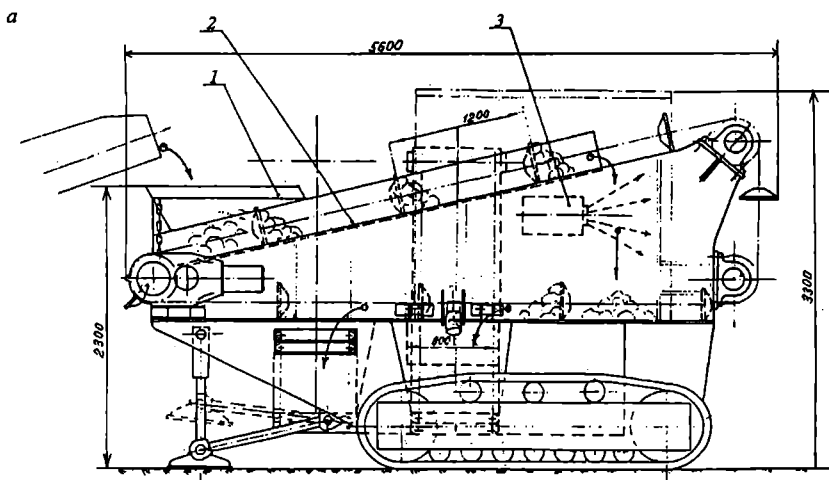
влияния на результаты сепарации посвящены многие работы. При этом устанавливалось распределение фракций по крупности для различных типов руд и вмещающих горных пород при взрывной отбойке, корреляция фракционного состава, содержание полезных компонентов, а также степень сепарации в зависимости от крупности кусков. Так, в [63] рассмотрены результаты исследований гранулометрического состава и контрастности медных и медно-цинковых руд для условий ряда месторождений. В работе [6] установлены зависимости выхода различных фракций по крупности от горно-технических условий рудника.

Чаще рентгенорадиометрическую предконцентрацию для горно-добывающих предприятий рассматривают с двух крайних позиций: в виде крупнопорционной сортировки или как покусковую сепарацию. Естественно, что степень разделения компонентов рудной массы с уменьшением параметров доз рудной массы при предконцентрации (объема порций, размера кусков) возрастает, но соответственно увеличивается себестоимость и снижается производительность процесса по объему переработанной рудной массы. Но, очевидно, не следует противопоставлять эти способы, поскольку оба они, имея свои области эффективного применения, взаимно дополняют один другого. При этом крупнопорционная сортировка, при наличии соответствующих условий, может предшествовать покусковой сепарации в общей технологической цепи. С другой стороны, необходимо заполнить промежуток между крупнопорционной и покусковой предконцентрацией эффективными технологиями с промежуточными характеристиками. Логично, что должны создаваться технологии со среднепорционной и мелкопорционной предконцентрацией. При этом под среднепорционной предконцентрацией понимается разделение рудной массы в объеме, в несколько раз меньшем, чем вместимость транспортных сосудов. Таким среднепорционным объемом может быть вместимость ковша ПДМ или доза выпуска руды из дучки, а мелкопорционным — количество рудной массы, равное весу максимально крупного куска руды, допущенного к сепарации.

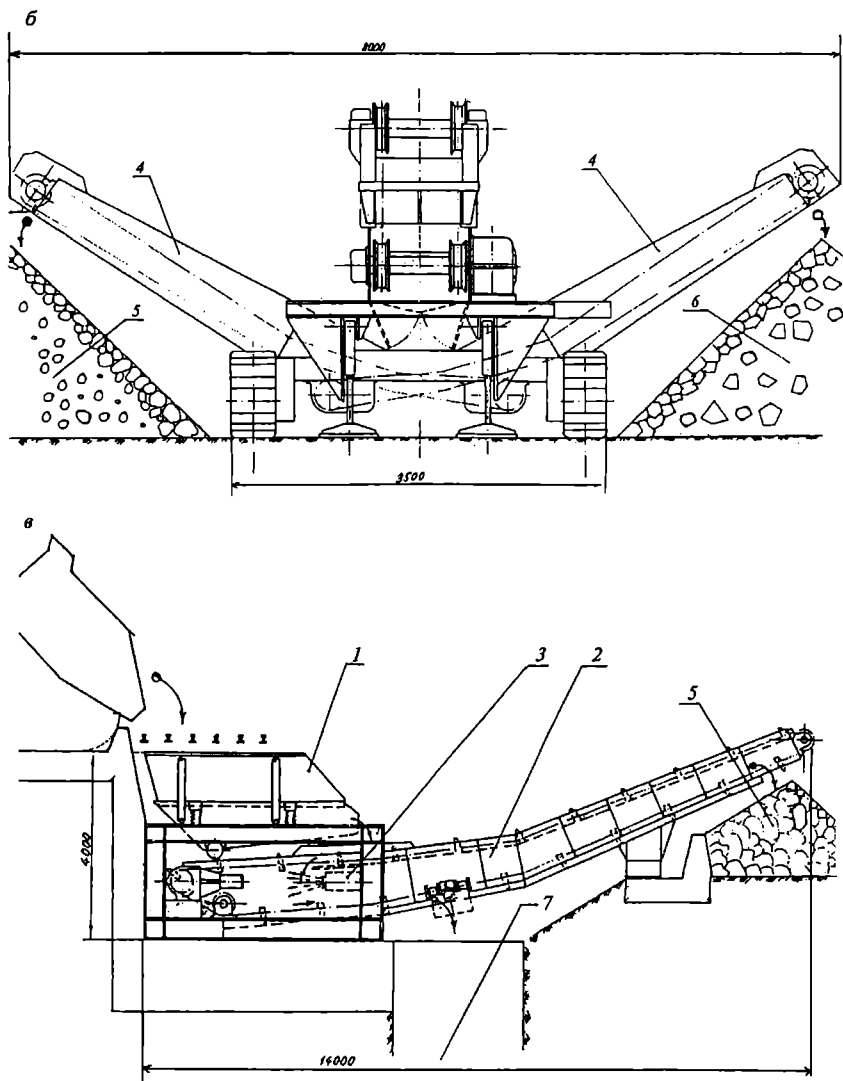
Но для создания таких технологий требуется соответствующее техническое обеспечение. Во-первых, необходимо обо-

рудовать выемочно-погрузочные машины экспресс-анализаторами автоматического действия, датчики которых должны быть расположены в ковше, с выводом на дисплей в кабину машиниста данных о качестве рудной массы при каждом цикле черпания. Оснастив погрузочную технику такими приборами, можно существенно повысить результативность поковшовой предконцентрации.

Для мелкопорционного разделения рудной массы необходим новый тип радиометрических сепараторов, конструктивно принципиально отличающихся от существующих покусковых. Коллективом ученых и конструкторов МГГУ (Г.Г. Ломоносов, М.Л. Жигалов, И.В. Запенин, Ю.С. Пухов, А.А. Зейнуллин и др.) была разработана оригинальная конструкция такого сепаратора, предназначенного для мелкопорционной предконцентрации рудной массы (рис. 2.8). Подземная рудоразделительная установка (ПРУ) монтируется на самоходном шасси погрузочной машины типа ПНБ. Рудная масса через загрузочный бункер, поступая непрерывным потоком на специальный скребковый конвейер, распределяется на порции 25...100 кг. В процессе движения химический состав каждой из порций анализируется с помощью двух рентгеноспектральных аппаратов, данные которых обрабатываются на бортовом компьютере. После этого







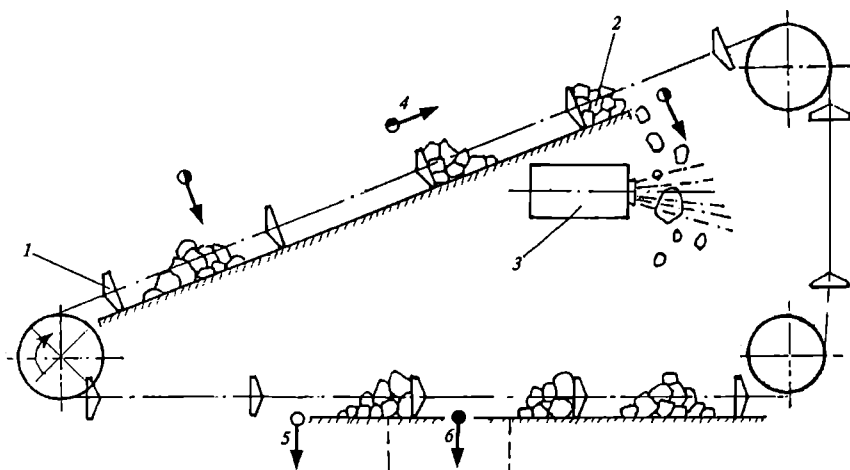
**Рис. 2.8.** Мелкопорционный рудничный сепаратор конструкции МГГУ: *а, б* — вид сбоку и с торца; *в* — вариант стационарной установки; *1* — бункер-питатель; *2* — скребковый конвейер; *3* — источник излучения; *4* — разгрузочные стрелы; *5* — предконцентрат; *6* — отходы предконцентрации; *7* — рудоспуск

автоматически срабатывает задвижка, отделяя те порции рудной массы, которые не соответствуют установленным требованиям в части содержания металла. Схематически процесс разделения обогащенной рудной массы и некондиционной ее части показан на рис. 2.9.

### Техническая характеристика модульной установки ПРУ-М

Число каналов .....	2
Расчетная масса порции руды, кг .....	80
Максимальный размер кусков, мм .....	600
Скорость движения скребков, м/с .....	0,4...0,8
Способ идентификации руды .....	Рентгенорадиометрический
Порог чувствительности, % .....	0,2
Производительность, т/ч .....	150...200

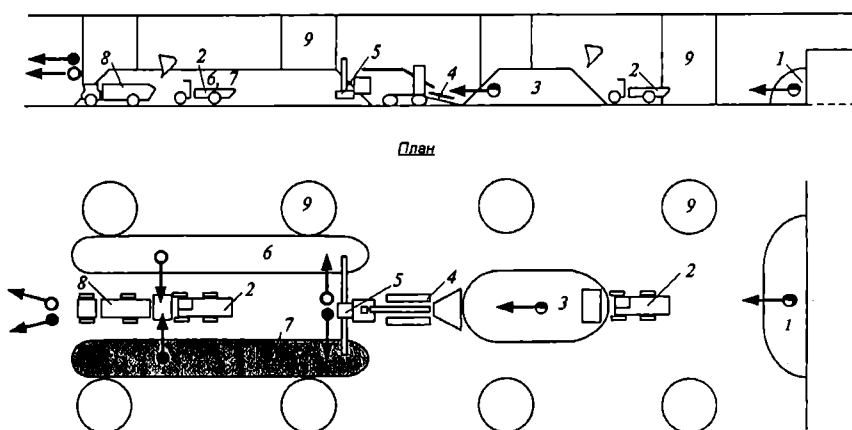
На базе этой машины для условий жезказганских подземных рудников было проработано несколько вариантов технологии добычи с предконцентрацией рудной массы, обеспечивающих в условиях применения наиболее высокопроизводительной



**Рис. 2.9.** Схема мелкопорционного разделения рудной массы:  
 1 — скребок конвейера; 2 — порция рудной массы; 3 — источник излучения;  
 4, 5, 6 — направления потока рудной массы, отходов предконцентрации и предконцентрата

камерно-столбовой системы разработки, отделение до 40...60 % некондиционных руд и пустых пород (рис. 2.10). Но в связи с изменением в начале 1990-х годов политической и хозяйственной обстановки в стране этот сепаратор не был изготовлен.

Из обзора практики применения существующих и разработки перспективных способов повышения концентрации металлов в рудной массе можно сделать выводы о том, что для решения проблемы повышения концентрации металлов в руде существуют методы, которые в основном используются в обогащении и в других перерабатывающих производствах. Однако применяемые там технические средства оперативного получения информации о вещественном составе руд, а также конструкции сепараторных устройств не адаптированы к условиям горно-добывающего производства. Более того, простой перенос обогатительных технологий в рудник не сможет обеспечить ее эффективное функционирование, поскольку одновременно требуется реконструкция технологической схемы горно-добычных работ. Поэтому для создания и расширения номенклатуры современных технологий добычи руд с формированием



**Рис. 2.10. Вариант технологической схемы добычных работ с призабойной предконцентрацией рудной массы:**

1 — отбитая рудная масса; 2 — ПДМ; 3 — буферный штабель рудной массы; 4 — погрузочная машина типа ПНБ; 5 — ПРУ; 6 — отходы предконцентрации; 7 — предконцентрат; 8 — автосамосвал; 9 — целик

качества руды необходимо конструирование специализированной аппаратной базы, технические требования к которой должны формулироваться исходя из особенностей горно-добывающего производства. Новые горно-добывающие технологии с предконцентрацией рудной массы следует создавать для всего диапазона порций от покусковой сепарации до крупнопорционной. Конкретные технические средства и технологии предконцентрации, а также места их дислокации в общей технологической схеме рудника следует устанавливать на основе получения конечных экономических результатов по всей цепи производств «добыча — обогащение».

## **2.3. БАЗОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ**

В основе радиометрических (ядерно-физических) технологий идентификации и разделения рудной массы по ее составу лежат физические и геофизические исследования взаимосвязи различных видов излучения с горными породами. При этом в зависимости от длины волн  $\lambda$  возможно использование гамма-излучения, нейтронного, бета-излучения, рентгеновского, ультрафиолетового, светового, инфракрасного или радиоволнового. Диапазон излучений составляет от  $\lambda < 10^{-2}$  нм (нейтронное и гамма-излучение) до  $\lambda = 10^5 \dots 10^{14}$  нм (радиоволновое). В промежутке между ними находятся бета-излучение, рентгеновское, ультрафиолетовое, видимое световое и инфракрасное. Характер взаимодействия излучений с веществами определяется видом и длиной волн излучения, а также видом элементарных частиц, участвующих во взаимодействии. В процессе взаимодействия излучения с химическим веществом возможно их поглощение, рассеяние или отражение.

Физико-техническим основам радиометрического обогащения полезных ископаемых посвящены работы А.П. Татарникова, А.Н. Посика, В.А. Мокроусова, В.А. Лилеева, Л.Ч. Пухальского, А.Ю. Большакова, А.О. Архипова, Е.П. Лемана, В.И. Ревнивцева и целого ряда других ученых, внесших значительный

вклад в становление и развитие этих способов повышения концентрации полезных компонентов в рудах и их сортировки.

В радиометрических методах, применяемых в обогащении полезных ископаемых, чаще выделяют две основные группы:

- *нейтронные методы*, в которых используются процессы взаимодействия нейтронов с ядрами химических элементов;
- *гамма-методы*, основанные на эффекте взаимодействия гамма-квантов с атомами исследуемых веществ.

Но и излучения с большей длиной волн (например, ультрафиолетовое, инфракрасное) также применяются для целей идентификации вещественного состава. Всего известно более 20 всевозможных физических методов, используемых для анализа вещественного состава различных минералов. Из них наиболее известные: нейтронно-абсорбционный, нейтронно-активационный, гамма-флюоресцентный, рентгеноспектральный, рентгенофлюоресцентный, магниторадиометрический, рентгено-люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный, радиорезонансный, фотоабсорбционный и др.

В основе всех методов анализа вещественного состава лежат определенные взаимодействия различных видов излучения с горной породой и составляющими ее химическими элементами. При этом в процессе взаимодействия может происходить поглощение излучения с созданием искусственной радиации в обычно нерадиоактивной среде, отражение или рассеяние излучения с выносом элементарных частиц из горной породы. Кроме того, облучение горных пород может вызывать различные фотоэффекты, флюоресценцию или люминесценцию отдельных минералов. Регистрируя эти вторичные проявления излучения и коррелируя их физические характеристики с вещественным составом, устанавливаются показатели качества руды в конкретных пробах.

Методы, в которых в качестве источников облучения используются радиоактивные изотопы и рентгеновские трубки, обобщенно называются рентгенорадиометрическими. Эти методы, как правило, отличаются большей универсальностью и избирательностью. С их помощью возможно определение практически всех химических элементов, за исключением легких, т.е. имеющих атомный номер менее 4. Причем для элементов с атомным номе-

ром от 11 и выше пороговая чувствительность достаточно высокая и составляет  $10^{-3} \dots 10^{-4} \%$ . То есть этими методами можно, как минимум, обеспечить не менее высокую точность установления вещественного состава руд, чем традиционным опробованием с последующим химическим анализом. Практически точность замеров зависит от конструкции конкретных приборов и представительности проб. Но для радиометрических методов характерна также высокая помехоустойчивость, что весьма важно для действующих горных предприятий, где формируются самые различные виды излучений, могущих вызывать помехи. Поэтому важно наличие соответствующей защиты приборов от воздействия возможных помех. Быстрота замеров у рентгенорадиометрических способов достаточно высокая, составляющая от долей до нескольких секунд. Большие потенциальные возможности рентгенорадиометрических методов определяются также тем, что их составной частью являются электронные системы. Это позволяет широко использовать в технологиях компьютерную технику и современные средства автоматизации.

При реализации рентгенорадиометрических методов с помощью радиоизотопов создается более жесткое излучение, чем портативными рентгеновскими трубками. Глубина проникновения лучей зависит от их вида, длины волн, энергии первичного и вторичного излучения, плотности материала и составляет обычно в наиболее широко применяемых методах от 1 до 20 мм. С увеличением жесткости излучения глубина проникновения может быть существенно увеличена. Однако это связано с применением более радиоактивных материалов, что усложняет условия безопасности и требует создания стационарных, надежно защищенных систем. Для горно-добывающих производств, отличающихся высокой динамичностью во времени и в пространстве, такой путь решения не технологичен. Тем более, что относительно небольшая глубина гамма-излучения может компенсироваться возможностью получения большого объема информации с поверхности изучаемого образца руды. В ряде исследований показано, что между результатами замеров содержания металла внутри кусков и на их поверхности имеется высокая степень совпадения. Так, Б.А. Батуриным было произведено сопоставление результатов таких заме-

ров (рис. 2.11), которые показали высокую степень их корреляции. Вначале он устанавливал показания приборов на поверхности кусков руды ( $\beta_{Ni}$ ), после чего распиливал эти куски и производил дополнительные замеры ( $\beta'_{Ni}$ ). Кроме того, сравнивались результаты рентгенорадиометрических измерений ( $\beta''_{Ni}$ ) с данными химического анализа  $\beta_{Ni}$  (рис. 2.12). Общий вывод таков, что использование рентгеновской и другой аппаратуры с относительно мягкими видами излучения может обеспечить пользователей достаточно достоверной информацией о качестве руд при наличии относительно высокой скорости измерения.

Для обеспечения эффективного разделительного (сепарационного) процесса, кроме рентгенорадиометрической аппаратуры, идентифицирующей разделяемые компоненты рудной массы, необходимо также наличие определенной степени контрастности свойств руды и отделяемых горных пород. Само понятие *контрастность руды* выражает степень различия разделяемых горных пород по изучаемой характеристике, например, по содержанию металлов в отдельных кусках или порциях рудной массы. По существу, этот показатель характеризует неоднородность или изменчивость показателя качества, по которому производится разделение (сепарация) рудной массы.

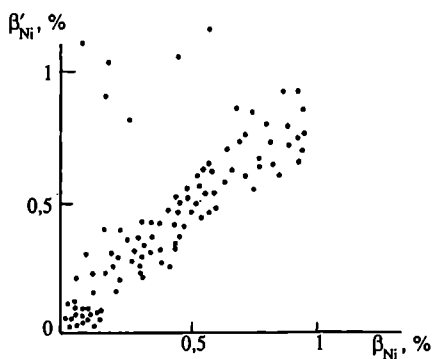


Рис. 2.11. Сопоставление результатов определения содержания никеля рентгенорадиометрическим методом при замерах по поверхности кусков руды (ордината) и внутри кусков после их распила (абсцисса)

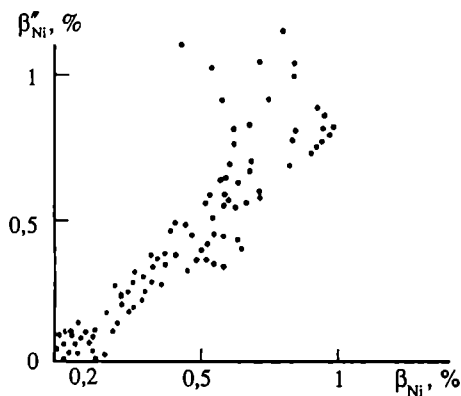


Рис. 2.12. Сравнение результатов определения содержания никеля в кусках руды, полученных рентгенорадиометрическим методом (ордината) с данными химанализа (абсцисса)

В.А. Мокроусовым было предложено устанавливать показатель контрастности через следующее выражение:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |\alpha_i - \alpha_{\text{ср}}|}{\alpha_{\text{ср}} \sum_{i=1}^{i=n} \gamma_i} \gamma_i, \quad (2.1)$$

где  $n$  — число проб (кусков, порций) рудной массы;  $\alpha_i$  — содержание металла в  $i$ -й пробе;  $\alpha_{\text{ср}}$  — среднее содержание металла в рудной массе;  $\gamma_i$  — доля каждой пробы в общем количестве анализируемой рудной массы.

Прямые скобки в данной формуле указывают на то, что при расчетах следует принимать абсолютные значения каждой из величин вне зависимости от их знака.

При  $\gamma_i = \text{const}$

$$M = \frac{1}{n\alpha_{\text{ср}}} \sum_{i=1}^{i=n} |\alpha_i - \alpha_{\text{ср}}| = \frac{\delta_{\text{ср}}}{\alpha_{\text{ср}}}. \quad (2.2)$$

Здесь  $\delta_{\text{ср}}$  — среднее значение отклонений содержания металла в пробах.



Показатель контрастности является чисто статистической характеристикой изменения показателя качества рудной массы. Между этим показателем и технологическими параметрами разделительного процесса обычно наблюдается определенная взаимозависимость. Например, если граница деления устанавливается на уровне среднего содержания металла, то

$$M = 2\gamma_{от} \frac{\alpha_{ср} - \alpha_{от}}{\alpha_{ср}} = 2\gamma_{от} \frac{\alpha_{пк} - \alpha_{ср}}{\alpha_{ср}} = 2(\epsilon - \gamma_{пк}), \quad (2.3)$$

где  $\gamma_{от}$  — выход отходов предконцентрации;  $\gamma_{пк}$  — выход предконцентрата;  $\epsilon$  — извлечение металла в предконцентрат.

Как было показано выше, показатель контрастности, в общем случае, должен устанавливаться для определенной крупности кусков или размера порций рудной массы. Сравнение контрастности при неодинаковых элементарных объемах рудной массы неправомерно.

Величина  $M$  меняется в пределах от 0 до 2,0. При этом, чем выше контрастность компонентов рудной массы, тем благоприятнее условия для выполнения процесса разделения (сепарации).

В зависимости от значения показателя контрастности все руды делятся:

- на неконтрастные  $M = 0 \dots 0,4$ ;
- на слабоконтрастные  $M = 0,4 \dots 0,8$ ;
- на среднеконтрастные  $M = 0,8 \dots 1,1$ ;
- на высококонтрастные  $M = 1,1 \dots 1,45$ ;
- на особоконтрастные  $M = 1,45 \dots 2$ .

По аналогии с кривыми обогатимости можно составить таблицы и построить кривые контрастности, которые дают общее представление о предельно возможных технологических показателях при данной крупности кусков или порций рудной массы. Так, в табл. 2.1 [6] представлены исходные данные по рудной массе, подлежащей сепарации, а также приведены результаты расчета теоретических показателей сепарации при различных значениях граничного содержания металла. Если сепарацию производить по граничному содержанию металла, равному  $\alpha_{ср} = 0,025 \%$ , то в отходы будут отправлены первые три фракции,

## Исходные данные и текущие показатели сепарации

№ фракции по содержанию металла	Состав пробы рудной массы			Показатели сепарации			
	Содержание металла во фракции, %	Выход фракции, %	Среднее содержание металла, %	Предконцентрат		Отходы сепарации	
				выход, %	содержание, %	выход, %	содержание, %
1	0...0,005	23,65	0,0025	76,35	0,0947	23,65	0,0025
2	0,006...0,01	14,6	0,0075	61,75	0,1164	38,25	0,0044
3	0,011...0,02	11,7	0,015	50,05	0,1375	49,95	0,007
4	0,021...0,03	6,8	0,025	43,25	0,1566	56,75	0,0091
5	0,031...0,04	7,3	0,035	35,95	0,1813	64,05	0,012
6	0,041...0,05	4,55	0,045	31,4	0,21	68,6	0,0142
7	0,051...0,07	4,25	0,06	27,15	0,2231	72,85	0,0169
8	0,070...0,1	7,75	0,085	19,4	0,2783	80,6	0,0234
9	0,101...0,15	6,25	0,124	13,15	0,3516	86,85	0,0307
10	0,151...0,2	3,45	0,183	9,7	0,4116	90,3	0,0365
11	0,201...0,3	5,05	0,24	4,65	0,598	95,35	0,0425
12	0,301...0,5	2,8	0,414	1,85	0,8718	98,15	0,0578
13	0,501...0,7	0,6	0,519	1,25	0,9412	98,75	0,0606
14	0,701...1	0,75	0,842	0,5	1,34	99,5	0,0665
15	1,001...1,452	0,5	0,34	0	0	100	0,0729
		100 %	$\alpha_{ср} = 0,0729 \%$				

суммарный выход которых составляет  $\gamma_{от} = 23,65 + 14,6 + 11,7 = 49,95$  % от всего количества рудной массы. При этом содержание металла в отходах сепарации

$$\alpha_{от} = \frac{23,65 \cdot 0,0025 + 14,6 \cdot 0,0075 + 11,7 \cdot 0,0015}{49,95} = 0,007 \text{ \%} .$$

Выход предконцентрата при заданном значении граничного содержания металла в рудной массе определяется из выражения

$$\gamma_{пк} = 100 - \gamma_{от} = 100 - 49,95 = 50,05 \text{ \%} . \quad (2.4)$$

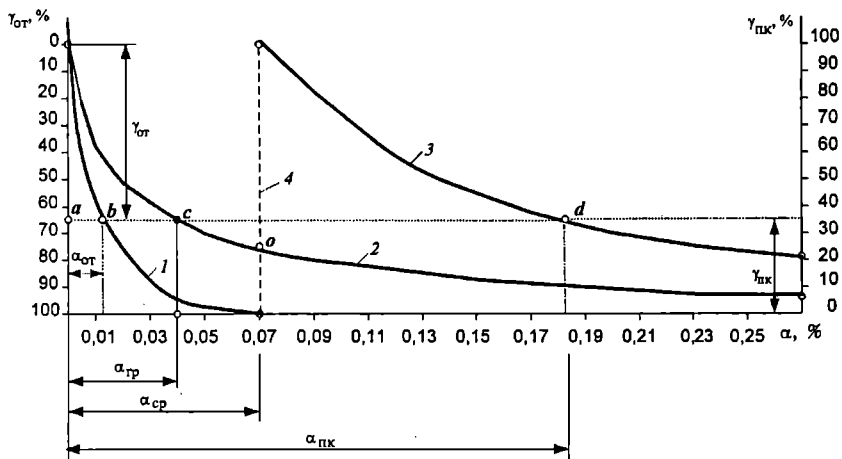
Соответственно содержание металла в предконцентрате при этом составляет

$$\alpha_{пк} = \frac{100\alpha_i - \gamma_{от} \cdot \alpha_{от}}{\gamma_{пк}} = \frac{100 \cdot 0,729 - 49,95 \cdot 0,13}{50,05} = 0,01375 . \quad (2.5)$$

Таким образом, в правой части табл. 2.1 показана зависимость показателей сепарации рудной массы от принятого значения граничного содержания металла. На графике эту зависимость можно представить в виде кривых контрастности (рис. 2.13). Для построения кривых контрастности по оси ординат откладываются значения  $\gamma_{от}$ , а по оси абсцисс — соответствующие им значения  $\alpha_{от}$ ,  $\alpha_{гр}$  и  $\alpha_{пк}$ . В результате графических построений получаются кривые  $\alpha_{от}$ ,  $\alpha_{гр}$  и  $\alpha_{пк}$ . Штриховая прямая, соединяющая нижний конец отрезка кривой  $\alpha_{от}$  с верхним концом отрезка кривой  $\alpha_{пк}$ , называется линией среднего содержания.

Кривые контрастности в графической форме выражают зависимость максимально возможных (теоретических) показателей сепарации от граничного содержания металла  $\alpha_{гр}$ . Для определения по этим кривым теоретических значений показателей сепарации необходимо:

1. По оси абсцисс отложить отрезок, равный значению  $\alpha_{гр}$ , из конца которого восстановить перпендикуляр до пересечения с кривой  $\alpha_{гр}$  (точка *c*).



**Рис. 2.13. Кривые контрастности рудной массы**

*Содержание металла: 1 — в отходах предконцентрации; 2 — граничное; 3 — в предконцентрате; 4 — среднее*

2. Из точки *c* провести горизонталь *ad*, которая отсекает на оси ординат отрезок, равный значению теоретического выхода отходов separации  $\gamma_{от}$  при принятом значении  $\alpha_{гр}$ . Выход предконцентрата устанавливается из разности  $\gamma_{пк} = 100 - \gamma_{от}$ .

3. Абсциссы точек *b* и *d* пересечения горизонтали с кривыми  $\alpha_{от}$  и  $\alpha_{пк}$  соответствуют теоретическим значениям содержания металла в отходах и в продуктах separации.

Так, кривые контрастности, представленные на рис. 2.13, определяют, что максимальные показатели separации при  $\alpha_{гр} = 0,04\%$  составляют

$$\gamma_{от} = 65\%; \alpha_{от} = 0,012\%; \gamma_{пк} = 100 - 65 = 35\%; \alpha_{пк} = 0,183\%.$$

По кривым контрастности можно установить показатель *M*, не производя статистических расчетов, основанных на результатах измерения содержания металла в пробах. Для этого из точки *o* пересечения линии среднего содержания с кривой  $\alpha_{гр}$  следует провести горизонталь до пересечения с осью ординат, на которой отсекается вертикальный отрезок (на рис. 2.13  $\gamma_{от} = 75\%$ ). Этому значению соответствует горизонтальный отрезок, равный  $\alpha_{от} = 0,02\%$ . Подставив эти значения в формулу (2.3), получим

$$M = \frac{2 \cdot 0,75 \cdot (0,07 - 0,02)}{0,07} = 1,1.$$

В отличие от показателя контрастности  $M$  по В.А. Мокроусову, характеризующего статистические свойства совокупности данных о содержании полезных компонентов, Л.Д. Пухальский предложил другой показатель контрастности для экономической оценки радиометрической сепарации. Его показатель отражает соотношение затрат на добычу и переработку сепарированной и несепарированной рудной массы:

$$P_{\max} = \frac{C_1}{C_2} = \varepsilon(1 + \gamma_{\text{пк}}), \quad (2.6)$$

где  $C_1$  — затраты на добычу и переработку рудной массы;  $C_2$  — затраты на предконцентрацию рудной массы.

Величина  $P_{\max}$  в зависимости от степени контрастности меняется в пределах от 1 до 2:

- неконтрастные  $P_{\max} = 1$ ;
- слабоконтрастные  $P_{\max} = 1 \dots 1,1$ ;
- среднеконтрастные  $P_{\max} = 1,1 \dots 1,3$ ;
- высококонтрастные  $P_{\max} = 1,3 \dots 1,5$ ;
- особоконтрастные  $P_{\max} = 1,5 \dots 2$ .

Кроме показателей контрастности  $M$  и  $P_{\max}$  для более полной оценки неоднородности рудной массы нередко используются и другие статистические характеристики, в частности, дисперсия и коэффициент вариации.

## 2.4. ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА СТАБИЛИЗАЦИИ КАЧЕСТВА РУДНОЙ МАССЫ В ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Как уже отмечалось выше, уровень стабильности состава рудного сырья является важнейшей характеристикой его качества. Более остро этот фактор проявляется на результатах пере-

работки относительно бедных руд. По этой причине вопросом стабилизации показателей качества рудной массы в горно-добывающем производстве раньше начали заниматься при открытой добыче, поскольку при этом чаще разрабатываются менее качественные запасы и добывается более разубоженная рудная масса.

Повышение стабильности состава добытой руды обеспечивается за счет проведения так называемого процесса усреднения. По существу при усреднении должны решаться две задачи: обеспечение среднего значения показателя качества в добытой руде за определенные календарные сроки и достижение равномерного состава рудной массы в каждом объеме, отгружаемом потребителю. На отечественных горно-добывающих производствах в основном решается лишь первая из этих задач. Хотя именно стабильность состава рудной массы в конкретных объемах поставки (степень перемешивания) оказывает влияние на технологические и экономические показатели ее переработки — извлечение металла, выход продукции, ее качество и себестоимость.

Обычно цель, которая ставится перед внутрирудничным усреднением, — это сглаживание наиболее резких отклонений в содержании регулируемых компонентов руды. Вместе с тем горно-добывающие производства, особенно подземные рудники, объективно имеют достаточно большие и во многом не используемые резервы повышения стабильности состава добытой руды. Основные факторы, способствующие усреднению рудной массы в рудниках, следующие:

- многоступенчатость производственных процессов добычи руды, сопровождаемых многократными ее перегрузками и перемещениями в пространстве;
- широкое использование в горных технологиях взрывных работ, а также сил гравитации;
- относительно небольшая, в сравнении с карьерами, рабочая емкость погрузочного, доставочного и подъемно-транспортного оборудования, что способствует более глубокому смешиванию рудной массы;

- наличие аккумулирующих сооружений в виде блоковых, участковых и капитальных рудоспусков, бункеров и штабельных рудных складов, являющихся естественными смесителями;

- применение подземных дробильных комплексов, обеспечивающих наиболее интенсивное усреднение рудной массы.

В принципе процесс усреднения многостадийный. Начинается он с текущего планирования горных работ, при котором устанавливается порядок выемки запасов руды из разных участков месторождения, как правило, отличающихся характеристиками качества руды.

Планирование объемов добычи осуществляется по количеству добытого металла с учетом обеспечения среднего его содержания в руде на определенные периоды времени:

$$M = 0,01\alpha_{\text{cp}} \sum Q = 0,01\alpha_i Q_i, \quad (2.7)$$

где  $M$  — количество металла, которое необходимо добыть;  $Q$  — общее количество добываемой рудной массы;  $\alpha_{\text{cp}}$  — среднее содержание металла в добываемой рудной массе;  $Q_i$  — количество рудной массы, добываемой из отдельных участков (блоков) месторождения;  $\alpha_i$  — содержание металла в рудной массе, добываемой из этих участков.

Среднее содержание металла в суммарном объеме добычи определяется как

$$\alpha_{\text{cp}} = \sum \alpha_i Q_i / \sum Q_i. \quad (2.8)$$

Число возможных сочетаний объемов добычи при общем количестве участков (блоков, забоев) с разным качеством руды ( $m$  по  $n$ ) составляет

$$C_m^n = m! / n!(m-n)! = m(m-1)\dots[m-(n-1)] / (1 \cdot 2 \cdot 3 \dots n). \quad (2.9)$$

При практическом осуществлении плана горных работ периодически, с учетом реально сложившейся обстановки, корректируется среднее содержание металла в руде за счет регулирования нагрузки на отдельные очистные панели, блоки, забои,

а также на выпускные выработки с рудой разного качественного состава. Вводятся в действие резервные (или, наоборот, останавливаются действующие) забои, консервируется часть объемов добытой руды (в штабелях, блоковых рудоспусках и других емкостях) либо производится выгрузка из них определенного количества рудной массы с соответствующим содержанием металла. Естественно, что для такого управления качеством рудной массы необходимо наличие определенного резерва забоев, емкостей рудных складов, погрузочно-доставочной техники и других рабочих единиц.

Важной составной операцией многостадийного процесса стабилизации состава рудной массы является физическое смешивание порций рудной массы. Мощным усреднительным (смесительным) средством в рудниках являются участковые и капитальные рудоспуски, в которых происходит не только объединение, но и частичное перемешивание (в процессе загрузки и выпуска) порций рудной массы, поступающих из разных забоев, блоков, рудоспусков, этажей, складов и других объектов.

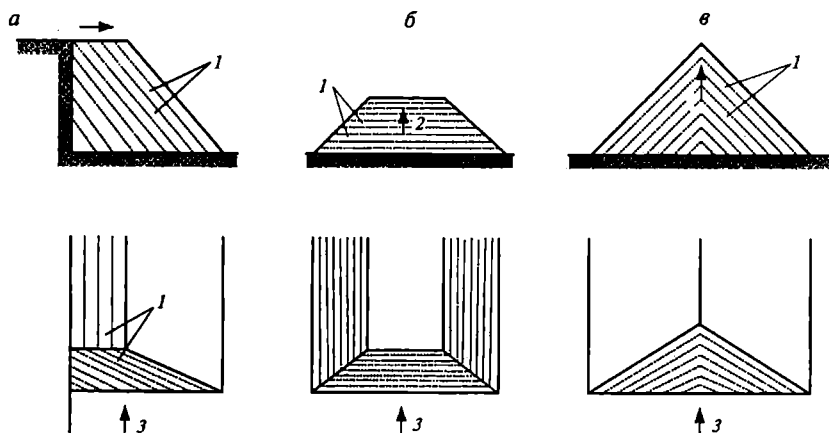
В процессе внутрирудничного транспортирования рудной массы производится дальнейшее объединение и укрупнение рудопотоков. При этом управление усреднением производится за счет перераспределения составов с рудой и их переформирования. Но таким путем регулируется лишь среднее содержание металла в объеме общего рудопотока. Наиболее интенсивное физическое смешивание потоков рудной массы происходит в околоствольном дворе при разгрузке вагонов в бункеры и, особенно, при механическом дроблении.

При необходимости еще большей интенсификации процесса смешивания рудной массы создаются специальные усреднительные системы, которые могут располагаться внутри рудника, представляя собой подземные сооружения в виде системы бункеров, оборудованных соответствующими техническими средствами: ленточными конвейерами с разгрузочными тележками, питателями, выпускными люками, аппаратурой контроля и др. Усреднительные системы формируются также на промплощад-

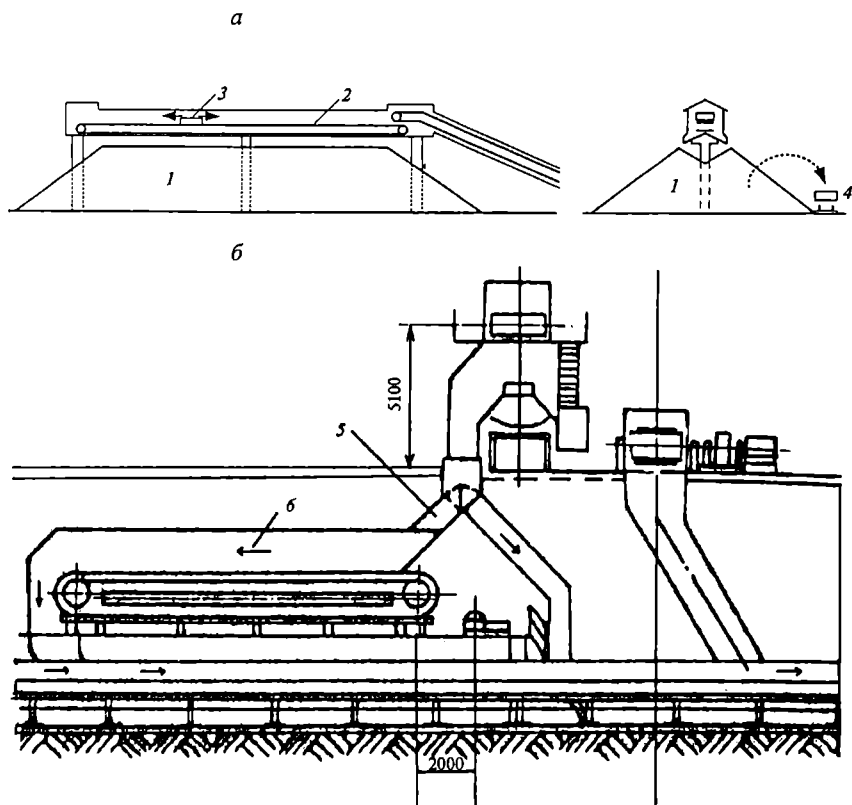


ках рудников, где рудная масса подвергается окончательному перемешиванию перед ее отправкой потребителю. В качестве смесителей здесь, в основном, используются штабельные рудные склады (рис. 2.14). Смешивание руды осуществляется с помощью сил гравитации, а также — экскаваторов, погрузчиков или конвейеров (рис. 2.15). При необходимости значительного (в несколько раз) повышения степени усреднения для мелкодробленого материала могут применяться специальные усреднительные машины (рис. 2.16).

Требования в части стабильности состава рудного сырья в развитых странах очень высокие. В США, например, все компании, поставляющие железную руду, гарантируют колебание содержания металла в ней не более  $\pm 0,5\%$  от среднего. Но наиболее передовыми в этом отношении являются предприятия Японии. Так, на складах руды при металлургическом комбинате «Огисима» фирмы «Ниппон кокан» достигается снижение колебания содержания железа в руде до уровня не свыше  $\pm 0,2\%$ . При этом разнокачественную руду, которая поступает из нескольких стран в океанских рудовозах, складировать и усредняют



**Рис. 2.14. Схемы усреднения рудной массы в штабельных складах:**  
*а* — с наклонными слоями; *б* — с горизонтальными слоями; *в* — хребтового типа; *1* — слои разнокачественной руды; *2* — порядок отсыпки штабеля; *3* — направление выемки руды из штабеля



**Рис. 2.15. Смешивание рудной массы на конвейерных лентах:**  
*a* — в рудных складах эстакадного типа; *б* — с продольным сдвигом рудопотока; 1 — штабель руды; 2 — ленточный конвейер; 3 — сбрасывающая тележка; 4 — погрузка руды в ж.-д. состав; 5 — рассекатель рудопотока; 6 — направление рудопотока

в штабелях, подвергая двух- или трехстадийному дроблению и многократному грохочению. На металлургическом заводе «Чиба», при наличии в Японии огромного дефицита территорий, под усреднительные склады выделено 48 тыс. м<sup>2</sup>. Мотивация такой тщательной рудоподготовки — не только повышение технологических и экономических результатов переработки руды, но и улучшение экологических последствий производства, что также оценивается экономически.

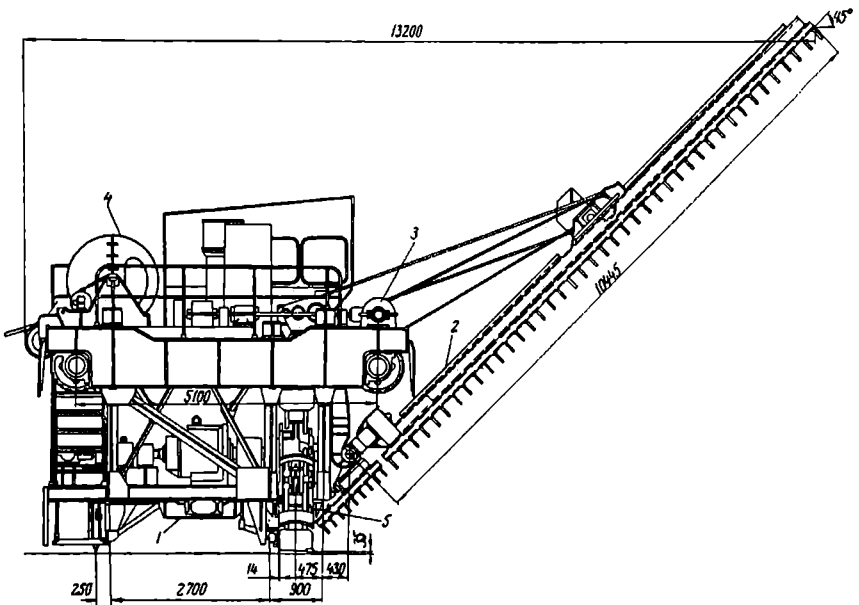


Рис. 2.16. Усреднительная машина УБ-350:

1 — самоходный мост; 2 — борона; 3 — механизм подъема бороны; 4 — кабельный барабан; 5 — скребковый конвейер

Поэтому усреднение рудной массы широко используется на технологически передовых горно-добывающих предприятиях зарубежья, в том числе в процессе горных работ. Характерен в этом отношении шведский рудник «Кируна», где производственные действия по стабилизации состава рудной массы являются частью общей системы управления качеством продукции рудника. Рудник не только отдельно добывает несколько сортов руды в соответствии с индивидуальными требованиями потребителей, но и обеспечивает высокую стабильность состава каждого из этих сортов. Как видно из рис. 2.17, где представлена общая схема внутрирудничных рудопотоков этого рудника, процесс усреднения начинается с посортного объединения соответствующих забойных рудопотоков в нескольких десятках рудоспусков с последующим формированием результирующих рудопотоков, различающихся по сортам руды. Внутри каждого сорта руды проводятся усреднительные мероприятия. Как внут-

ри, так и на поверхности рудника действует мощная и разветвленная система контроля качества при перегрузках и транспорте руды (в том числе, водном), которая функционирует до момента поставки продукции потребителям.

На отечественных горно-добывающих предприятиях проблема обеспечения стабильности состава руды объективно также весьма актуальна. Однако внимание этому вопросу непосредственно на рудниках (особенно при социалистической системе хозяйствования) уделялось существенно меньше, чем на зарубежных карьерах и рудниках. Причины такого положения — традиционная приоритетность количественных показателей над качественными, отсутствие должного стимула повышения качества добычи у горняков, а также наличие в прошлом относительно богатых запасов руд, что позволяет удерживать достигнутый уровень технологических показателей обогащательного производства за счет дополнительных потерь металла в хвостах.

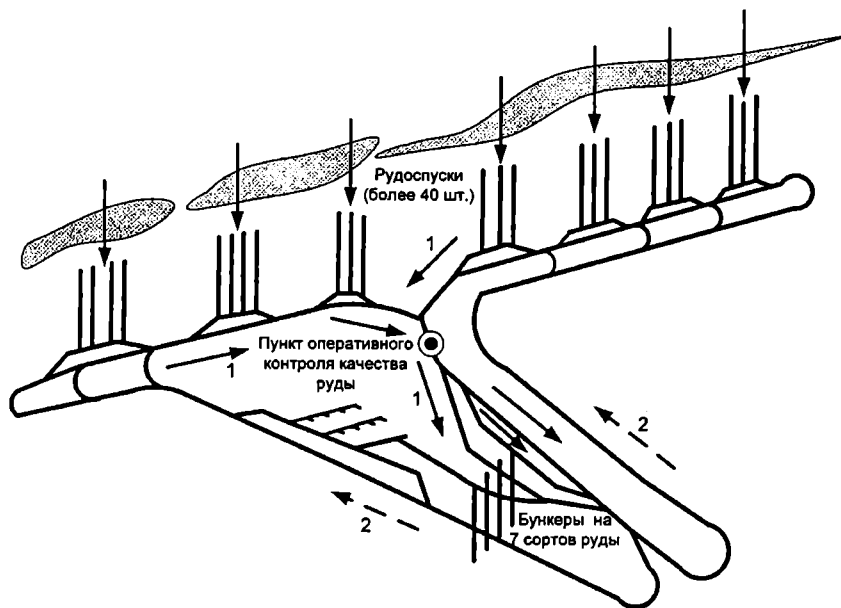


Рис. 2.17. Схема формирования разнокачественных потоков в руднике «Кируна»: направления рудопотоков (1) и порожних составов (2)

Первопричиной неоднородности вещественного состава добытой руды является природная неоднородность (изменчивость) качества руды в объеме месторождений, что зависит от непостоянства элементов рудных тел и распределения в них полезных компонентов, наличия безрудных прослоев и других естественных факторов. На естественные факторы в процессе горных работ накладываются технологические, которые могут увеличить неоднородность рудной массы по сравнению с массивом или несколько ее ослабить. Обычно в рудниках при выполнении добычных работ и отгрузке потребителям происходит частичное смешивание вещественного состава руды, что несколько снижает первоначальную качественную неоднородность руды, имевшую место в недрах. Но, как правило, такое частичное усреднение происходит самопроизвольно и, соответственно, его результаты слабо прогнозируемы. Направленные технологические действия по стабилизации состава минерального сырья выполняются в основном на перерабатывающих производствах — на специальных усреднительных складах, а также на руддворах металлургических заводов в процессе составления шихты.

На ряде рудников России и СНГ имеется определенный опыт усреднительных работ. Наибольшим опытом обладают железорудные горно-добывающие предприятия КМА, Кривбасса, Урала и Западной Сибири. В цветной металлургии можно отметить Гайский ГОК, Миргалимсайский свинцово-баритовый, Тырныаузский вольфрам-молибденовый, жезказганские медные, лениногорские и зыряновские полиметаллические, Северо-Уральский бокситовый и другие рудники. В горно-химической промышленности это рудники ПО «Апатит» и «Молодежный» (бассейн Каратау), а также ряд других горных предприятий. В основном этот опыт включает более тщательное планирование горных работ и усиление контроля за его выполнением, резервирование добычных забоев, использование рудоспусков и поверхностных усреднительных складов с относительно простыми схемами их эксплуатации, а также в ряде случаев попытки управления рудопотоками в режиме усреднения. Наиболее про-

двинутые в этом отношении некоторые железорудные и фосфатные карьеры и рудники (Кривбасса, Урала, Каратау и др.).

В норильских рудниках, при использовании в технологии добычи руд шпуровой отбойки, панельных и участковых рудоспусков, многократной перегрузки рудной массы, подземных дробильных комплексов и складов на поверхности, специальных мероприятий по усреднению, как правило, не проводится. Одним из обстоятельств, способствующих этому, является то, что разрабатываемые запасы руд в целом еще достаточно высококачественные, что создает определенные резервы не только в горном, но и в обогатительном и металлургическом производствах. Однако объективно проблема стабилизации качества руд существует и уже в недалекой перспективе, с ухудшением качества рудных запасов, ее необходимо будет решать кардинально.

Наиболее полное решение проблемы стабилизации качественных показателей рудной массы при ее добыче — это создание и полноценная эксплуатация общерудничных усреднительных комплексов. Основу внутрирудничных усреднительных комплексов составляют подземные бункеры, которые могут быть однокамерными или многокамерными.

Характерным примером горно-добывающего предприятия с применением однокамерного бункера является Тырнаузский рудник. Здесь рудная масса поступает с трех добычных горизонтов в капитальный рудоспуск (рис. 2.18) и далее перепускается в бункер, оборудованный четырьмя выпускными течками с пальцевыми затворами, что позволяет производить одновременную загрузку четырех вагонов.

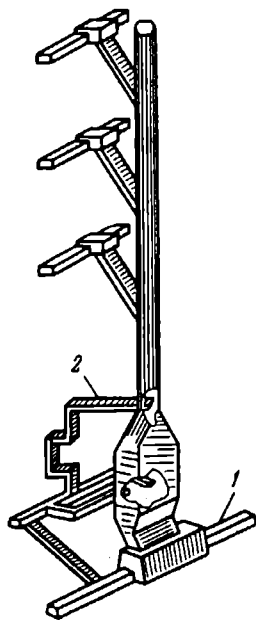
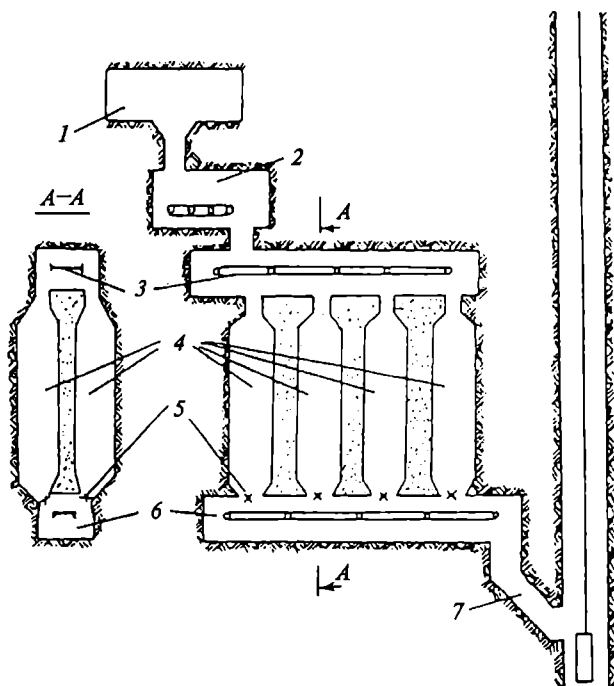


Рис. 2.18. Капитальный рудоспуск Тырнаузского рудника с однокамерным бункером:  
1 — капитальная штольня; 2 — смотровой ходок

Принципиальная технология многобункерного усреднения руды приведена на рис. 2.19. При такой технологической схеме задача усреднения рудной массы решается одновременно с предварительным выделением сортов руды по их составу и раздельным их аккумулятированием в разных бункерах. Затем рудная масса в определенной последовательности и соответствующими дозами подается на сборный конвейер, в результате чего в дозаторную камеру поступает материал усредненного состава.

При соответствующих условиях в подземных рудниках могут создаваться и штабельные усреднительные системы. Например, на рис. 2.20 приведена конструкция внутрипанельного усреднительного склада, разработанного для условий Жезказганского месторождения.



**Рис. 2.19.** Принципиальная схема многобункерного усреднения рудной массы:

1 — камера опрокидывателя; 2 — камера дробления; 3 — загрузочный конвейер; 4 — сортовые бункеры; 5 — дозатор; 6 — сборный конвейер; 7 — дозаторная камера

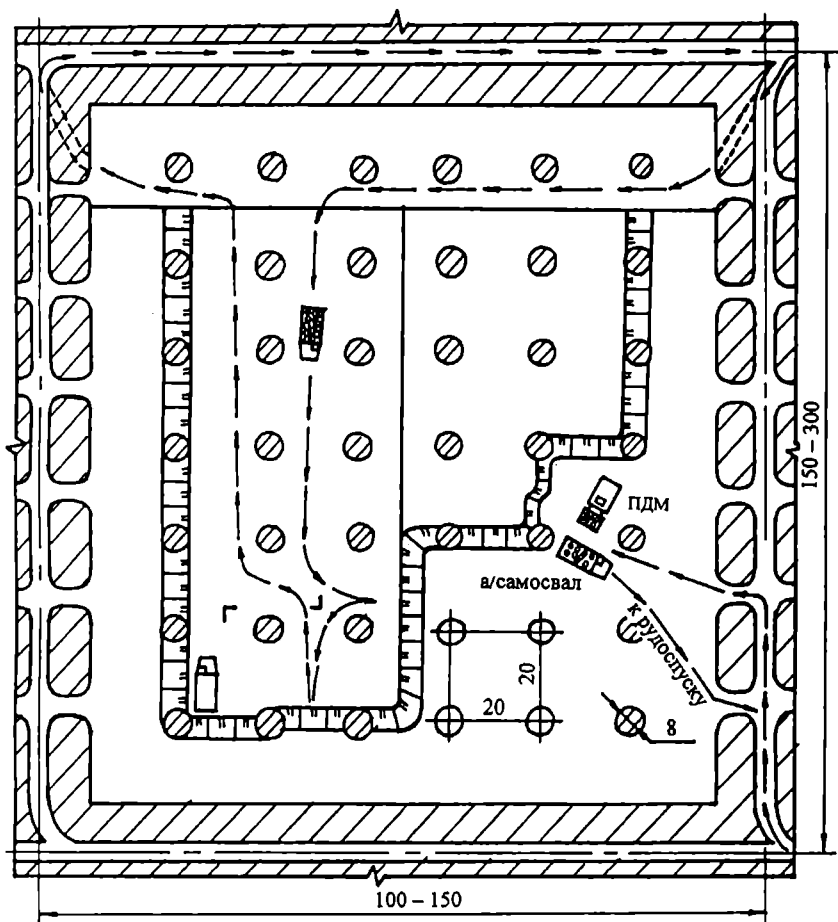
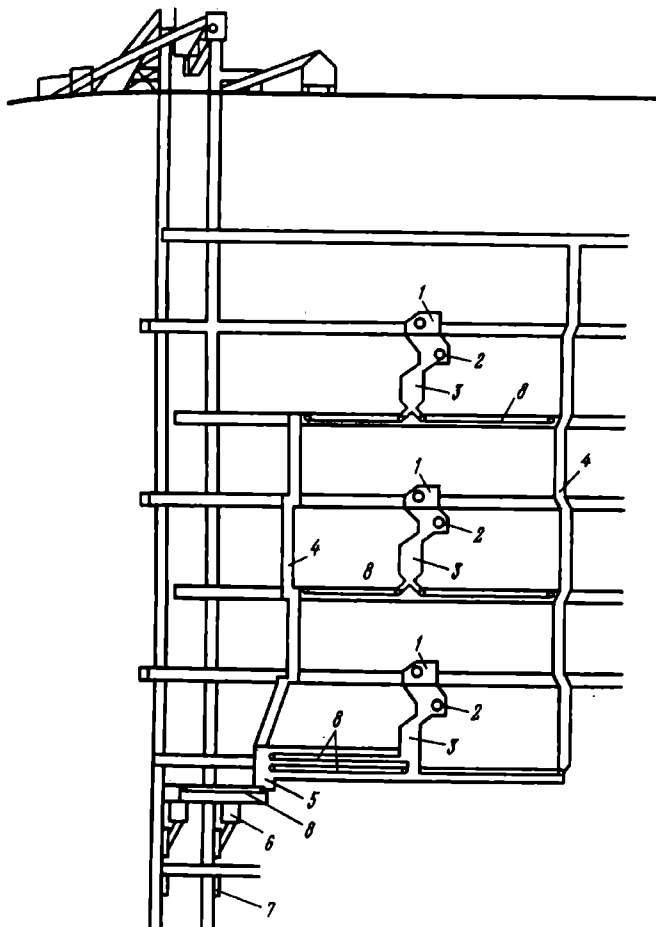


Рис. 2.20. Внутрипанельный усреднительный склад руды

Богатая практика строительства усреднительных комплексов в рудниках имеется за рубежом, где изначально к качеству минерального сырья предъявляются повышенные требования. Технология формирования качества рудной массы обычно строится таким образом, чтобы одновременно с выделением типов и сортов руды обеспечивать их посортное усреднение. В качестве смесителя используются конвейеры или бункеры с послойной загрузкой. Так, на медно-никелевом руднике «Фруд-Стоби» (рис. 2.21)



рудная масса перепускается по рудоспускам на один из трех горизонтов дробления. Подача руды в щековые дробилки с размером приемных отверстий 1200×1680 мм регулируется питателями. После дробления до класса -200 мм горная масса, в зависимости от сорта руды, направляется в один из двух рудоперепусков и далее в усреднительные бункеры. Принципиально аналогичная

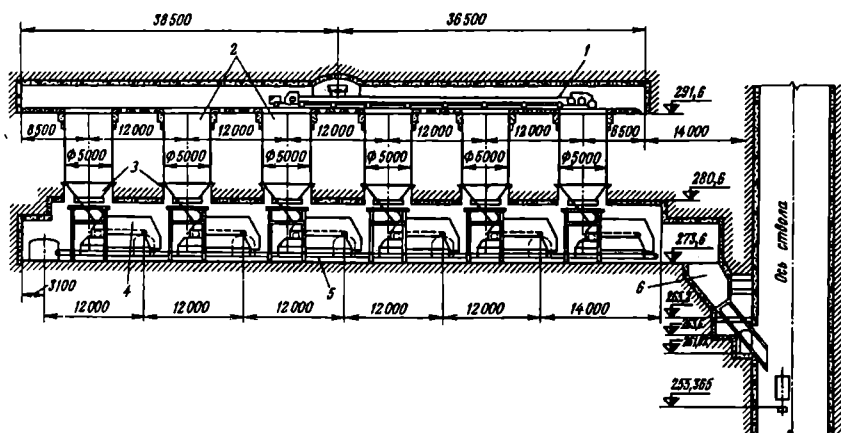


**Рис. 2.21. Подземный усреднительный комплекс рудника «Фруд-Стоби»:**  
 1 — опрокидыватели; 2 — щековые дробилки; 3 — бункеры; 4 — рудоспуски;  
 5 — усреднительный бункер; 6 — дозатор; 7 — рудоулавливатель; 8 — ленточные конвейеры

конструкция подземного усреднительного комплекса функционирует и на германском руднике «Берт», состоящего из девяти бункеров диаметром по 8 м и вместимостью каждого по 1700 т. Распределение рудной массы по бункерам осуществляется ленточным конвейером челночного типа. Посредством резонансного питателя производится загрузка смесительного бункера, имеющего вместимость 15 м<sup>3</sup>. В 1970-е годы подобный подземный усреднительный комплекс проектировался для фосфоритового рудника «Молодежный» (рис. 2.22), но проект не был осуществлен.

Другие примеры использования в качестве усреднительных емкостей рудничных подземных бункеров приведены ниже.

<i>Рудник</i>	<i>Руды</i>	<i>Вместимость бункеров, т.</i>
«Эсмеральда» (Канада)	Свинцово-цинковые	11 670
«Суливан» (Канада)	Свинцово-цинковые	15 000
«Багдад» (США)	Медные	5 000
«Мальбергет» (Швеция)	Железные	22 000
«Леккен» (Норвегия)	Медные	1000



**Рис. 2.22. Проект подземного рудоусреднительного комплекса фосфоритового рудника «Молодежный»:**

1 — реверсивный ленточный конвейер; 2 — посортные бункеры; 3 — выпускные воронки; 4 — пластинчатые питатели; 5 — сборный конвейер; 6 — дозаторная камера

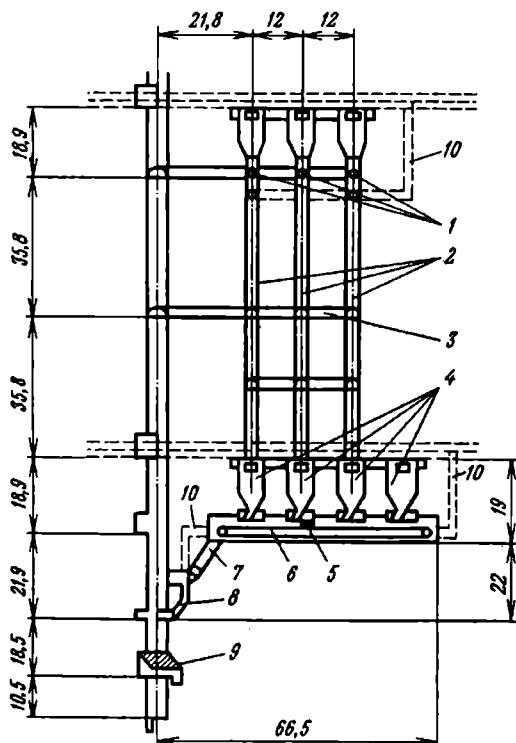
Крупные подземные бункеры в системе усреднения эксплуатируются на ряде зарубежных рудников, поскольку установлена прямая зависимость степени усреднения качества рудной массы от их вместимости. Так, на руднике «Отянмяки» (Финляндия) рудная масса в бункере складировается и усредняется с четырех рабочих горизонтов, на руднике «Гомер» (США) — с девяти, а на руднике «Линн-Лейн» (Канада) — с четырнадцати этажей.

Кроме камерных бункеров на ряде рудников в усреднительных системах применяют также бункеры других типов: траншейного и лоткового. Траншейные бункеры применяют на рудниках «Бевекотс» и «Кодеро» (США), а лотковые — на шахте «Халемба» в Польше.

Кроме бункеров в качестве смесителей используются и другие средства. Так, на руднике «Рон-Антилоп» (рис. 2.23) для смешивания рудной массы разного состава, поступающей из четырех бункеров, применяется ленточный конвейер. Конвейерный способ смешивания применяется при мелкодробленой руде. Для смешивания недробленой рудной массы широко используют ковши экскаваторов и погрузочных машин. На стационарных рудных и шихтовочных складах перерабатывающих производств смешивание мелкодробленого материала нередко производят специальные усреднительные машины (усреднительные бороны).

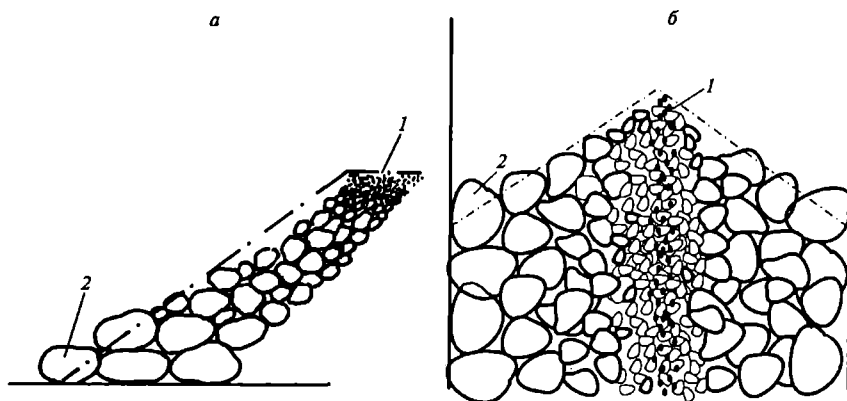
Степень усреднения состава рудной массы во многом зависит не только от количества смешиваемых рудопотоков, доз смешивания, но и от площади горизонтального сечения смесительных бункеров, их емкости и количества выпускных отверстий из бункера. С увеличением площади горизонтального сечения и емкости смесительных сооружений возрастает площадь поверхности соприкосновения порций рудной массы и, соответственно, увеличивается взаимное проникновение разнокачественных сыпучих материалов. Но, с другой стороны, с повышением геометрических параметров смесительных емкостей в них все заметнее проявляется явление сегрегации рудной массы, при котором под действием сил гравитации происходит естественное разделение ее по крупности кусков

(рис. 2.24). Причем в штабелях происходит расслоение на горизонтальные слои (рис. 2.24, а), а в рудоспусках (бункерах) — вдоль вертикальной оси (рис. 2.24, б). При наличии корреляции между содержанием металла в руде и крупностью ее кусков возникает естественный процесс разусреднения состава рудной массы. Для противодействия этому явлению на практике вынуждены ограничивать высоту штабелей и параметры смесительных емкостей, а также увеличивать количество загрузочных и разгрузочных отверстий.



**Рис. 2.23.** Технология усреднения с помощью ленточных конвейеров на руднике «Рон-Антилоп»

1 — контрольные люки; 2 — рудоспуски; 3 — контрольная выработка; 4 — околоствольные бункеры; 5 — передвижной питатель; 6 — ленточный конвейер; 7 — промежуточный бункер; 8 — дозатор; 9 — рудоулавливатель; 10 — вентиляционная выработка



**Рис. 2.24.** Схема процесса сегрегации рудной массы:  
*a* — в штабеле; *б* — в бункере; *1* — зона рудной мелочи с высоким содержанием металла; *2* — зона крупнокусковой массы, состоящая из бедной руды

Количество выпускных отверстий из смесительных камер и густота их расположения существенно влияют на результаты усреднения рудной массы. Например, на молибденовом руднике «Юрад» в США выпуск руды из аккумулирующего бункера на концентрационном горизонте осуществляется через 10 выпускных отверстий. До этого рудная масса проходит трехстадийное дробление.

Один из способов стабилизации среднего уровня содержания полезных компонентов в руде — это резервирование дополнительного количества очистных забоев. При этом исходят из того, что изменчивость показателей качества в результирующем рудопотоке определяется изменчивостью качества в исходных рудопотоках и их количеством, т.е.

$$\sigma^2 = \sum_{i=1}^n \sigma_i^2 / n^2, \quad (2.10)$$

где  $\sigma^2$  и  $\sigma_i^2$  — дисперсии показателя качества рудной массы, соответственно, в результирующем и в формирующих его рудопотоках;  $n$  — количество исходных рудопотоков (очистных забоев), участвующих в формировании общего рудопотока.

Резервирование очистных забоев (очистных блоков, выпускных выработок и др.) при необходимости используется на ряде горно-добывающих производств, например, в руднике «Банска-Быстрица» в Чехии, а также в рудниках Жезказганского, Текелийского, Лениногорского, Иртышского комбинатов и других предприятий.

В числе других горно-технологических факторов, позволяющих в определенной мере управлять стабильностью состава рудной массы, — уровень разубоживания (в свою очередь зависящий от технологии добычных работ), размер кондиционного куска руды, степень концентрации горных работ.

Размер кусков обуславливает интенсивность естественного перемешивания рудной массы при ее перемещениях и перегрузках. Причем чем меньше размеры кусков и меньшая разница в размерах, тем интенсивнее происходит этот процесс. Перемешивание же крупнокусковых масс практически происходит весьма слабо. В этом отношении на талнахских рудниках с кондиционным куском руды 300 мм условия для смешивания рудной массы достаточно благоприятные.

Концентрация горных работ может воздействовать на степень стабильности состава рудной массы двояко. С одной стороны, наличие ограниченного количества, но высокопроизводительных забоев способствует постоянному изменению абсолютных показателей качества добытой рудной массы. Это связано с уменьшением вероятности охвата достаточно большого количества типов руды в шахтном поле. В то же время концентрация горных работ по вертикали, как правило, обеспечивает улучшение условий для усреднения показателей качества в результирующем рудопотоке, что особенно характерно для месторождений, состоящих из нескольких рудных тел, отличающихся по своим качественным характеристикам. При этом важную роль играет число рабочих этажей. Наиболее эффективно в этих условиях функционируют глубокие рудоспуски с бункерами камерного типа, хотя многоэтажная разработка месторождения при выборочной выемке запасов может существенно повлиять на увеличение размаха колебаний абсолютных показателей качества рудной массы.

## 2.5. ОСНОВНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ УСРЕДНЕНИЯ РУД В ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Исследования в области усреднения руд на горно-добывающих производствах изначально в большей мере проводились для условий открытой добычи, поскольку с этой проблемой раньше и масштабнее столкнулись в карьерах. Для подземных горных работ, разрабатывающих в основном более богатые запасы, вопрос стабилизации возникает обычно при значительном снижении качества добытых полезных ископаемых. К тому же, в отличие от открытых горных работ, технология подземной добычи отличается меньшей емкостью добычного и рудничного транспортного оборудования, большим числом стадий производства с многократными перегрузками и широким использованием гравитационных процессов выпуска и перепуска руды, а также дробильных комплексов. Все это, в сочетании с относительно меньшими (по сравнению с карьерами) объемами производства и более высоким содержанием металлов в рудной массе, раньше делали проблему стабилизации в рудниках относительно менее острой, чем при открытой добыче. Такое положение существенно меняется с истощением запасов богатых руд, ростом объемов добычи и, соответственно, с переходом на более массовые подземные технологии и увеличением рабочих параметров добычного и транспортного оборудования.

Основные положения теории усреднения в подземных рудниках в определенной мере базируются на исследованиях, выполненных для условий карьеров, а также для обогащительных фабрик, металлургических и других перерабатывающих полезных ископаемые производств, где усреднение и шихтование входят в производственный процесс подготовки рудоминерального сырья к переработке. Вместе с тем особенности технологий подземной добычи предопределяют необходимость выполнения специальных исследований, учитывающих эти условия.

Одну из первых крупных публикаций по усреднению руд, в которой отражены эти особенности, представляет работа В.Н. Зарайского, С.Н. Николаева и К.К. Казанского [22]. В ней, по существу, даны начала общей теории усреднения и приведены ее приложения для управления рудопотоками, а также для складирования руды в штабели и при бункеризации, а также в условиях стабилизации показателей качества рудной массы. На этой научной базе приводятся методологии планирования горных работ, а также обоснования других организационных и технологических решений, в том числе и для подземной добычи руд.

Наиболее значительный вклад в развитие теории и совершенствование технологий усреднения полезных ископаемых внес П.П. Бастан — автор и соавтор большого числа исследований и публикаций [8, 9 и др.], в которых отражены актуальные вопросы рассматриваемой проблемы. Им совместно с другими известными исследователями (Е.М. Азбелем, Н.Н. Волошиным, Е.И. Ключкиным и др.) разработаны методы влияния характеристик качества железных руд на показатели работы обогатительного производства, усовершенствована методология оценки изменчивости качества руды в недрах и в рудопотоках, предложен ряд организационных и технологических способов эффективного усреднения руд в карьерах, рудниках и обогатительных фабриках.

К числу первых крупных публикаций по стабилизации качества руды при подземной добыче следует отнести книгу Д.Р. Каплунова и И.А. Манилова [28]. В этой работе был наиболее широко отражен мировой опыт эксплуатации подземных усреднительных комплексов, приведены обоснования параметров подземных рудников в связи с введением в них процессов стабилизации руды, представлены методологии формирования стабильного состава рудной массы при подземной добыче и результаты теоретических и производственных исследований на крупнейших отечественных рудниках.

Из научных трудов по стабилизации качества руд в подземных условиях следует также отметить работы, выполнявшиеся в



Институте горного дела Сибирского отделения РАН (Ю.Н. Ермолин, В.В. Рожков, Н.А. Рыженков и др.), приведшие к созданию «Методики оптимизации систем усреднения руд цветных металлов».

В Институте горного дела Казахстана (Е.В. Жиганов, Е.А. Жовтис, В.Д. Ким, М.А. Сайзуллин и др.) в сотрудничестве с ИПКОН РАН (Д.Р. Каплунов и др.) разработаны методические положения по стабилизации качества руд при подземной их добыче. Эта работа включает в себя ряд положений, необходимых для обоснования эффективно действующей системы усреднения руд. В том числе положения в части дифференциации запасов разнокачественных руд, установления рационального порядка развития горных работ, выбора вариантов технологии добычных работ с учетом усреднения руды, оценки стабилизационной способности систем разработки, прогнозирования показателей качества руды в конечном рудопотоке, количественная оценка колебаний показателей качества руды и др.

Наряду с названными авторами и их работами следует также отметить и других ученых-горняков, внесших значительный вклад в развитие теории и практики усреднения руд. К их числу относятся С.А. Арсеньев, В.Г. Базылев, В.Ф. Бызов, Ф.Г. Грачев, В.М. Гудков, М.А. Мухтаров, М.Г. Новожилов, А.Д. Прудовский, Я.Ш. Ройзман, А.Д. Школьников, А.М. Эрперт, М.А. Ястребинский и многие другие исследователи.

Вместе с тем проблема обеспечения стабильного состава рудной массы при подземной добыче далека еще до полного завершения. И хотя ее решение для рудников технологически несколько проще, чем для карьеров (ввиду большей стадийности производственных процессов при подземной добыче и меньших параметров рабочего оборудования), тем не менее она усложняется неоднозначностью способов осуществления. Как правило, здесь требуются более тонкие решения, чем в условиях открытых горных работ.

К тому же для кардинального решения проблемы качества и стабильности продукции горно-добывающих предприятий, наряду с экономическими условиями, необходим также определенный уровень социально-экологического сознания общества и

адекватные правовые действия государства, поскольку по большому счету эффективность любого производства не может оцениваться только экономическими результатами производств. Уровень их негативных последствий на состояние природной среды должен быть не только провозглашаемым, но и реально работающим критерием оценки их результатов. При этом надо понимать, что горно-добывающее производство не только непосредственно наносит серьезный ущерб природе, но и в значительной мере предопределяет негативные воздействия на окружающую среду при последующей переработке руды на обогатительных фабриках и металлургических заводах. При этом от качества рудного сырья во многом зависят количество и степень вредности их отходов. Сами подземные горные работы, как правило, наносят существенно меньший ущерб окружающей природной среде, чем перерабатывающие заводы и даже карьеры. По сравнению с карьерами суммарные площади земной поверхности, нарушаемые подземным рудником, в десятки раз меньше. К тому же и степень стабильности состава добытой в шахтах руды выше. В современных условиях есть реальная возможность улучшения интегральных (т.е. с совокупным учетом смежных производств) экономических и экологических результатов подземного способа добычи полезных ископаемых.

## **2.6. ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗРЫВОСЕЛЕКЦИИ РУДЫ И БОКОВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД**

Выше отмечалось, что традиционный способ отдельной (селективной) отбойки и выемки руды с боковыми горными породами в современных условиях малоэффективен. Основная причина этого заключается в значительном уменьшении коэффициента полезного использования мощных и дорогостоящих горных и транспортных машин с соответствующим снижением их производительности, сокращением темпов углубления и расширения фронта горных работ.

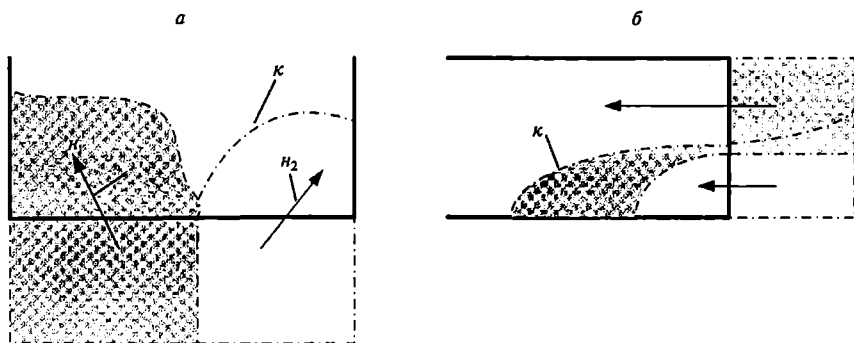
Для компенсации общего обеднения запасов полезных ископаемых возникает необходимость наращивания объемов горного и обогатительного производств. При этом увеличиваются рабочие параметры технологического оборудования и систем разработки. В связи с расширением фронта горных работ повышается минимальная выемочная мощность рудных тел, для чего относительно мелкие залежи объединяются в более крупные рудные зоны (штокверки). Естественно, что при этом существенно возрастает засорение руды боковыми породами и, как следствие, значительно снижается качество рудной массы с уменьшением содержания металлов и ростом изменчивости этого содержания.

В этих условиях улучшить качество добычи, компенсируя в определенной мере ухудшение исходных условий выемочных работ, возможно за счет разделительного действия взрыва при отбойке руды. Этот способ деления еще называется взрывоселекцией.

Первые аналитические, лабораторные и производственные исследования этого способа были проведены еще в конце 1950-х годов в норильских рудниках. Условия, которые способствовали проведению исследований по модернизации селективной отбойки, — это появление к тому времени достаточно надежных средств короткозамедленного взрывания и наличие расширенного ассортимента взрывчатых материалов с большим диапазоном взрывчатых свойств.

В принципе эффект взрывоселекции обеспечивается за счет формирования двух (или более) разнонаправленных векторов действия взрывов зарядов ВВ (рис. 2.25, а) или векторов одного направления, но имеющих различные скалярные значения (рис. 2.25, б).

Технически взрыворазделение руды и боковых пород можно обеспечить путем применения различных диаметров и сеток скважин (шпуров), конструкциями, массой зарядов и типом ВВ, а также за счет изменения последовательности и интервалов их инициирования (т.е. за счет схем взрывания).



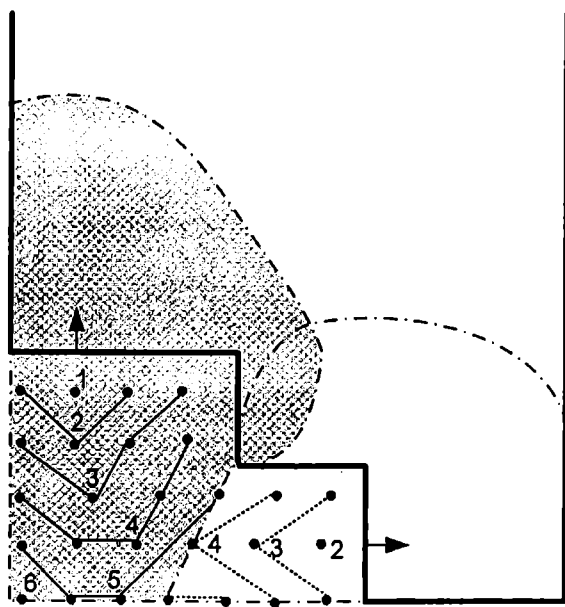
**Рис. 2.25. Создание эффекта взрывоселекции при векторах отбойки:**  
*а* — разнонаправленных; *б* — параллельных, но разной величины;  $n_1, n_2$  — направления векторов отбойки;  $\kappa$  — контуры навала отбитой рудной массы

Диаметр шпуров и скважин определяет количество взрывчатого вещества, которое можно вместить в зарядную полость. От него зависят размер линии наименьшего сопротивления и расстояния между зарядами. Изменением диаметра зарядных полостей в породной части забоя по отношению к рудной можно создать разную насыщенность энергией взрыва в различных участках массива, что, естественно, приводит к неодинаковому воздействию взрыва на рудный и породный массивы. Например, в породной части забоя может быть заложен заряд выброса, а в рудной — камуфлетного рыхления.

Взрывоселекцию можно также достичь путем применения в рудо-породном забое разнотипных ВВ: в одной части разрушаемого массива — бризантных, а в другой — имеющих большую метательную способность.

Действенным средством создания эффекта взрывоселекции может оказаться конструкция зарядов ВВ. Так, сплошные заряды обеспечивают наибольшее энергетическое воздействие на массив, при рассредоточении частей заряда инертной забойкой оно смягчается, а применение воздушных промежутков между частями заряда (или кольцевых) способствует большему выбросу отбитой массы. В определенных условиях для взрывоселекции возможно использование и других конструкций зарядов,

например, с продольной кумулятивной выемкой или с водяной забойкой. В результате применения последней при взрыве создается эффект гидравлического удара, способствующий повышению степени полезного использования энергии взрывчатого вещества. Большие возможности в обеспечении отбойки со взрыворазделением руды и боковых пород заключены в схемах взрывания (рис. 2.26). Управление взрывом при этом осуществляется за счет изменения последовательности и интервалов инициирования зарядов ВВ. При этом также могут быть использованы различные приемы щадящего (в т.ч. щелевого) взрывания. Разумные комбинации разных способов взрывоселекции и гибкое их применение могут реально повысить эффективность отбойки. Безусловно, что взрывоселекция (так же, как и традиционная селективная отбойка) эффективна лишь при определенных горно-геологических условиях и системах разработки. Для этого желательно наличие четкого, визуально различимого



**Рис. 2.26. Взрывоселекция за счет схемы взрывания:**  
1, 2... — последовательность инициирования зарядов ВВ

контакта между рудой и боковыми горными породами при достаточно большой мощности залежи. Условия для взрывоселекции более благоприятны при различной разрушаемости под действием взрыва руды и боковых пород. С позиции технологии горных работ для селективной отбойки и взрывоселекции благоприятны системы разработки, при которых имеется доступ людей непосредственно к забою и в выработанное пространство. К их числу относятся системы с открытым выработанным пространством, с магазинированием руды, с распорной крепью, со слоевой выемкой и закладкой и др. Селективную отбойку и взрывоселекцию также целесообразно производить при попутной добыче руды в процессе проходки горных выработок.

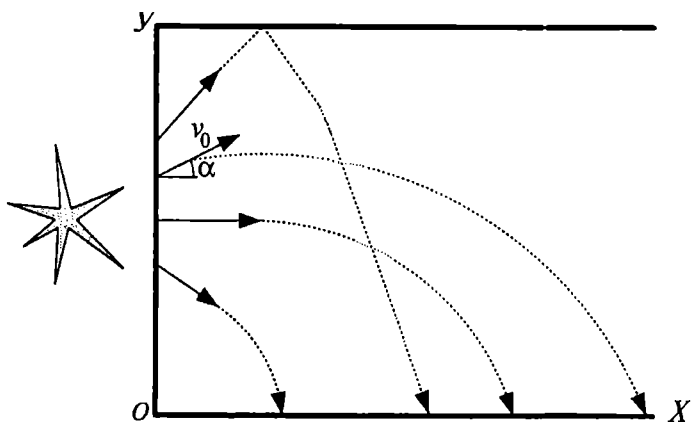
Теоретической базой взрывоселекции являются законы внешней баллистики, на основании которых движение кусков породы в воздушной среде в системе координат  $XOY$  (рис. 2.27) можно описать уравнением

$$y = (x - x_0) \operatorname{tg} \alpha_0 - \frac{g}{4b^2 v_0^2} \left[ e^{\frac{2b(x-x_0)}{\cos \alpha_0}} - \frac{2b(x-x_0)}{\cos \alpha_0} - 1 \right] + y_0, \quad (2.11)$$

здесь  $x_0$  и  $y_0$  — начальные координаты элемента горного массива до взрыва заряда ВВ;  $\alpha_0$  — угол между вектором начальной скорости и осью абсцисс, град;  $v_0$  — начальная скорость движения горного массива при взрыве заряда ВВ, м/с;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $b$  — коэффициент сопротивления воздуха, который может быть рассчитан на основании исходных условий, м<sup>-1</sup>.

Зная векторы начальной скорости кусков породы, можно определить их траектории, а соответственно и места размещения в навале.

Обычно направление вектора начальной скорости совпадает с линией наименьшего сопротивления заряда ВВ, а величина



**Рис. 2.27.** Траектории движения частей горного массива при взрывной отбойке

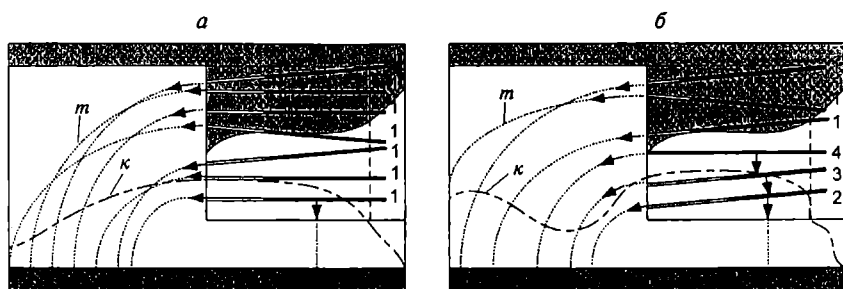
вектора определяется физико-механическими свойствами горной породы, величиной и конструкцией заряда ВВ и типом взрывчатого вещества.

Скоростная киносъемка процесса отбойки позволяет наглядно установить направления и величины векторов начальной скорости движения горных пород на разных участках поверхности разрушаемого массива. На основании данных, полученных по кинограммам взрывов, можно установить конкретные зависимости, позволяющие построить траектории перемещения кусков руды из различных частей массива в навал и тем самым управлять этим процессом.

При взрывании группы колонковых зарядов ВВ направление полета кусков горной породы существенно зависит от последовательности инициирования. На рис 2.28 показаны траектории полета частей разрушенного взрывом массива и механизм образования навала при различной последовательности взрывания шпуровых зарядов ВВ. При одновременном (мгновенном) инициировании всех зарядов (рис. 2.28, а) происходит значительное перемешивание составных частей массива в навале. Взрывание зарядов ВВ последовательно изменяет характер

разрушения массива и, соответственно, форму навала. Например, на рис. 2.28, б показан вариант отбойки со взрывоселекцией, осуществляемой за счет одновременного взрывания зарядов ВВ, расположенных в рудной и породной частях массива. При этом вначале взрываются верхние (усиленные) заряды, размещенные в руде, а затем поочередно (в направлении снизу вверх) нижние. В результате навал рудной массы приобретает волнообразную форму. В нем достаточно четко разграничиваются рудная и породная массы.

Производственные эксперименты, проводившиеся на ряде рудников, позволяют сделать заключение о том, что технологические показатели взрывоселекции занимают промежуточное положение между показателями валовой и отдельной отбойки. Так, по результатам исследований, проводившихся в золотодобывающих рудниках канд. техн. наук И. Амирхановым, получены данные, приведенные в табл. 2.2. Согласно им при практически одинаковом с валовой отбойкой времени цикла работ по отбойке и погрузке руды взрывоселекция обеспечила более чем двукратное снижение коэффициента разубоживания, значительно приблизив при этом качественные результаты работ к аналогичным показателям при отдельной отбойке.



**Рис. 2.28. Схемы образования навала отбитой рудной массы:**  
*a* — при одновременном взрывании всех зарядов ВВ; *б* — при разновременном взрывании зарядов в рудной и в породной частях массива; 1, 2... — последовательность инициирования зарядов ВВ; *m* — траектории движения частей горного массива при взрыве; *к* — контур навала отбитой рудной массы



Таблица 2.2

## Сравнительные показатели способов отбойки

Показатели	Отбойка		
	валовая	раздельная	со взрывоселекцией
Коэффициент разубоживания, %	50...60	10...18	20...25
Содержание золота в рудной массе, г/т	2,0	3,5	3,1
Время цикла отбойки и доставки, мин	340	490	360



3.1	<b>ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РУДНИЧНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД</b>
СИСТЕМАТИЗАЦИЯ СПОСОБОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ	
3.2	
ПОКАЗАТЕЛИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ	
3.3	
МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ	
3.4	
ПОКАЗАТЕЛИ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ ДЛЯ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ИЗМЕНЧИВОСТИ КАЧЕСТВА РУД	
3.5	
ТРАНСФОРМАЦИЯ ИЗМЕНЧИВОСТИ КАЧЕСТВА РУДЫ И ЕЕ ВЕРОЯТНОСТНЫЕ МОДЕЛИ	
3.6	
ОБЩАЯ СТРУКТУРА РУДНИЧНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДЫ	
3.7	
ВЗАИМНАЯ УВЯЗКА РАЗЛИЧНЫХ ТРЕБОВАНИЙ К КАЧЕСТВУ РУДЫ	



### 3.1. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ СПОСОБОВ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

---

Качество продукции горно-рудного производства характеризуется, как это уже отмечалось, многими показателями, в том числе: содержанием полезных и вредных компонентов, минеральным составом, степенью стабильности вещественного и минерального состава, крупностью кусков рудной массы, механической прочностью, степенью загрязненности рудной массы, ее влажностью и другими показателями, специфичными для конкретных условий. Из этого перечня, как правило, важнейшими показателями качества являются вещественный и минералогический составы руд и уровень стабильности этих составов.

Требования потребителей к качеству рудоминерального сырья сводятся в общем к необходимости обеспечения:

- определенного уровня содержания основных полезных и вредных компонентов, т.е. чтобы средние значения содержаний компонентов в руде за определенные календарные сроки максимально соответствовали регламентированному (согласованному) уровню ( $\bar{\alpha}_j \rightarrow \bar{\alpha}_j^p$ );

- минимизации отклонений содержаний компонентов в рудопотоке от среднего значения за календарные сроки и между отдельными партиями руды, т.е.  $\bar{\alpha}_j - \alpha_{ij} = \Delta\alpha_{ij} \rightarrow \min$ ;

- максимальной однородности состава рудной массы внутри каждой партии или за отрезки времени. За критерий неоднородности применяют показатель изменчивости (например, среднеквадратичное отклонение) в более мелких объемах руды, чем те, с которыми имеют дело при обеспечении двух предыдущих требований, т.е.  $\sigma \rightarrow 0$ ;

- определенной кусковатости и влажности рудной массы;
- исключения попадания в рудную массу металлических предметов, дерева, закладочного материала и др.

С одной стороны, все эти требования разнохарактерные, имеющие свои критерии оценок и методы достижения цели. Но с другой стороны, многие из них взаимозависимы. Тесно взаимосвязаны между собой первые три требования, а также усматривается связь между четвертым и пятым требованиями. Первые три позиции обеспечиваются путем решения триединой задачи, в основе которой лежат определенные количественно-качественные зависимости между объемами и качеством руды в этих объемах. Физическая сущность процесса формирования среднего уровня содержания металла в рудной массе практически та же, что и стабилизация этого показателя между соседними объемами. В свою очередь, усреднение состава рудной массы есть не что иное, как тот же процесс выравнивания показателя изменчивости, осуществляемый путем смешивания существенно меньших объемов руды. При этом, чем меньшие порции рудной массы участвуют в смешивании, тем глубже усреднение ее состава.

Таким образом, при существовании определенных различий в содержании первых трех требований к качеству рудной массы практические действия по их обеспечению сводятся в основном к объединению или, наоборот, разъединению объемов рудной массы разного качественного состава. Рассмотрим это положение на нижеследующих примерах.

На подходе к бункеру околоствольного двора находятся шесть составов с рудой общим количеством 300 т при среднем содержании в них металла  $\bar{\alpha} = 1,77\%$ . Оперативно установлены объемы и качество руды, а также количество металла в каждом составе, которые представлены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Показатели	Номера составов						Всего
	1	2	3	4	5	6	
Количество руды, т	50	60	40	50	60	40	300
Содержание металла, %	2	3	4	1	0,5	0,3	1,77
Количество металла, т	1	1,8	1,6	0,5	0,3	0,12	5,32

Количество металла в вагонах составляет

$$M_i = 0,01\alpha_i Q_i,$$

где  $\alpha_i$  и  $Q_i$  — соответственно содержание металла и количество руды в составах.

По мере поступления руды в бункер (в соответствии с нумерацией составов) происходит изменение среднего содержания металла в руде, находящейся в бункере. Динамика этих изменений, рассчитанная по формуле  $\bar{\alpha} = \Sigma\alpha_i Q_i / \Sigma Q_i$ , представлена в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Показатели	Сочетание составов по номерам					
	1	1+2	1+2+3	1+2+3+4	1+2+3+4+5	1+2+3+4+5+6
Текущее количество руды в бункере, т	50	110	150	200	260	300
Общее среднее содержание металла, %	2,00	2,54	2,98	2,33	2,00	1,77

Из таблицы видно, как по мере загрузки бункера разнокачественной рудой происходит трансформация среднего содержания металла в суммарном объеме – вначале возрастание, а затем (с 4-го состава) снижение. Следовательно, подбирая определенные сочетания объемов (составов, вагонов) с рудной массой различного качества, представляется возможным управлять формированием среднего качества в результирующем рудопотоке.

В другом примере рассмотрим рудное тело, в котором нарезано определенное количество эксплуатационных блоков, различающихся по запасам и содержанию полезных компонентов. Естественно, что в зависимости от количества блоков в разработке и порядка выемки их запасов будут меняться среднее содержание полезных компонентов и показатель качества в рудопотоке. Так, при работе четырьмя блоками с последовательным порядком выемки запасов (табл. 3.3) содержание металла в руде (без учета разубоживания) будет меняться в пределах 0,6...4,6, т.е. с размахом колебания  $R = 4,0$ .

Таблица 3.3

Показатели	Блоки				
	1	2	3	4	Всего
Количество руды, млн т	1,2	1,6	3,4	2,4	11,6
Содержание металла, %	4,6	2,8	0,6	2,1	$\bar{\alpha} \approx 1,47$
Отклонение $\bar{\alpha} - \alpha_i = \Delta\alpha, \%$	+3,13	+1,43	-0,87	+0,63	—

Снижение колебаний возможно за счет одновременной работы двумя или тремя блоками. При работе парными блоками возможные их сочетания и результаты приведены в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Содержание металла, %	Сочетание блоков					
	1+2	1+3	1+4	2+3	2+4	3+4
$\alpha_{i+1}$	3,57	1,64	2,93	1,3	2,38	1,22
$\Delta\alpha$	+2,1	+0,17	+1,46	-0,17	+0,91	-0,15

По сравнению с последовательной выемкой, согласно данным табл. 3.4, заметно снизились размах колебаний ( $R = 2,35$ ) и разницы между текущими и средним содержаниями металла.

В случае одновременного нахождения в разработке по три блока, ожидаемые результаты представлены в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Содержание металла, %	Сочетание блоков			
	1+2+3	1+2+4	1+3+4	2+3+4
$\alpha_{i+2}$	1,94	2,89	1,80	1,56
$\Delta\alpha$	0,47	1,42	0,33	0,09

При этом произошло дальнейшее снижение отклонений текущих показателей качества руды, а также сокращение размаха колебаний до  $R = 1,33$ .

Таким образом, данными примерами показано, что за счет объединения или, наоборот, изъятия порций разнокачественной руды можно обеспечивать не только повышение среднего уров-



ния содержания полезных компонентов, но и управлять стабильностью состава рудной массы.

Усреднение, представляющее собой процесс физического смешивания в некотором объеме рудной массы, подчиняется тем же количественно-качественным зависимостям, но с гораздо меньшими объемами (порциями) смешивания. Постепенное уменьшение этих порций есть одно из главных условий осуществления эффективного усреднения рудной массы. Предельно возможное усреднение, которое способен обеспечить рудник, лимитируется, таким образом, кусковатостью рудной массы: чем меньше кондиционный кусок руды, тем выше возможности рудника в части усреднения качества своей продукции. Наиболее глубокий процесс усреднения достигается на обогатительной фабрике, где происходит измельчение рудной массы до наиболее мелкодисперсных частиц и создается более физически активная (пульпообразная) среда.

Итак, из вышесказанного следует, что основой управления качеством руды являются количественно-качественные зависимости составных элементов рудной массы, познавая и рационально используя которые возможно направленное формирование показателей качества. Этот процесс может производиться, начиная с текущего планирования горных работ, и продолжаться при непосредственном осуществлении добычных работ по всей горно-технологической цепи рудника, вплоть до отправки руды потребителю.

Операции смешивания или разделения объемов (порций) рудной массы предопределяют принципы управления качеством, которые могут быть:

- *разделительные (сепарационные)*, т.е. основанные на изъятии некоторых порций из общей рудной массы или части ее составных элементов (богатой руды, пустых пород, руды другого сорта и др.), либо

- *смесительные (усреднительные)*, т.е. такие, при которых происходит объединение объемов разнокачественной рудной массы, осуществляемое определенными порциями.

В первом случае преследуются такие цели управления, как:

- повышение концентрации полезных компонентов в добытой руде или

- разделение общей рудной массы на отдельные сорта.

Смесительные (усреднительные) принципы управления могут использоваться для целей:

- снижения амплитуды колебания показателей качества руды либо

- повышения однородности ее состава.

Конкретные действия (способы) по управлению качеством рудной массы в руднике могут быть весьма разнообразными. Они могут быть в виде производственных процессов и операций или организационных и экономических действий. В первом случае создаются дополнительные к существующим технологические комплексы (предконцентрации, сортировки, усреднения и пр.). Во втором случае в рамках существующей технологической схемы осуществляются организационно-управленческие мероприятия по обеспечению определенного порядка выемки (выпуска) руды, ее доставки, транспорта, а также загрузки и выгрузки аккумулялирующих (смесительных) емкостей, а также дополнительная регламентация имеющихся производственных операций. Экономическое управление качеством продукции рудников — это особое направление деятельности, основанное на изучении конъюнктуры рынка и возможностей горнодобывающего производства с разработкой и осуществлением соответствующей финансово-экономической политики предприятия.

По существу, на качество добытой руды в той или иной мере может оказывать влияние множество факторов. Проявляются они как на стадии нахождения руды в массиве, так и в рудной массе. Отсюда вытекает соответствующая градация способов управления качеством руды, выполняемых в очистном пространстве или за его пределами, в том числе в капитальных горных выработках и в технологическом комплексе на поверхности рудника (рис. 3.1).

Способы управления, осуществляемые в рудном массиве, в значительной мере связаны с последующим разубоживанием руды. Фактор засорения руды боковыми породами существенно влияет на результаты как разделительных, так и смесительных управляющих действий. Например, увеличение разубоживания не только снижает содержание металлов, но и повышает колебания качества, а также неоднородность состава рудной массы.



Управляющие воздействия на качество руды, отбитой от массива, как правило, составляют вторую стадию формирования качества, для которой характерны более глубокие технологические результаты. В этой стадии наиболее кардинальным способом повышения качества рудной массы является вынесение части обогатительных процессов в подземное пространство рудника. В основном это процессы рудоподготовки с дроблением и измельчением, а также первичные (в основном сухие) виды сепарации. Но в определенных условиях может оказаться целесообразным размещение в подземном пространстве и цеха тяжелой суспензии. Однако не более того, поскольку создание в подземном пространстве полного цикла обогащения, включающего флотацию и другие процессы, связанные с использованием химикатов и массовым выходом загрязненных вод, чревато возникновением больших сложностей как для рудника, так и для самой обогатительной фабрики. В этой связи более оправдано создание в руднике и на его поверхности пунктов предконцентрации и сортировки рудной массы, а также усреднительных комплексов, которые должны функционировать в общей управляющей системе. При этом стабилизации качества рудной массы будут способствовать и разделительные процессы. Например, обособление рудопотоков с разнокачественной рудной массой может существенно снизить относительную изменчивость показателя качества в каждом из этих рудопотоков. Аналогично и селективная отбойка руды (приводящая к снижению разубоживания) обеспечивает более стабильный состав рудной массы. Кстати, это еще одно подтверждение общности физической сущности разделительных и смесительных процессов. Эта общность подтверждается и родственностью их критериев оценки (соответственно контрастности  $M$  и среднеквадратичного отклонения  $\sigma$ ), которые, будучи статистическими характеристиками, по сути своей отражают разную степень разброса текущих показателей относительно среднего уровня.

Кроме обеспечения определенного минерального и вещественного состава, стабильности и однородности, к качеству добытой рудной массы предъявляются и требования в части крупности кусков, влажности и недопущения попадания в нее метал-

лических и других предметов, а также закладочного материала. Эти требования со стороны потребителей руды естественны.

Технологически рудники в принципе способны выполнить все эти требования. Причем, как показали исследования на ряде горно-обогатительных комбинатов, горно-добывающие производства могут при буровзрывной отбойке обеспечить, кроме прочего, и эффективное разупрочнение кусков рудной массы, создавая в них дополнительные микротрещины. Основные средства такого разупрочнения горных пород — это разумное увеличение удельного расхода ВВ и использование специальных схем и приемов взрывной отбойки. Эти мероприятия могут при обогащении существенно снизить энергоемкость механического дробления и измельчения, создавая заметную экономию средств на этих наиболее трудоемких производственных процессах обогащения и в целом по совокупности смежных производств.

Выполнение требований обогатительных фабрик в части предельной влажности, а также недопущения попадания в руду посторонних (особенно металлических) предметов и закладки может быть обеспечено за счет повышения культуры производства горных работ, реконструкции складов руды с использованием грохотов, металлоискателей, других средств, а также путем ужесточения контроля.

Но для горно-добывающих предприятий выполнение всех этих запросов обогатительных фабрик сопряжено с определенным усложнением производства и с увеличением материальных и трудовых затрат: совершенствованием и удорожанием технологии отбойки, введением дополнительного контроля за составом рудной массой, а также организацией мероприятий по приведению своей продукции в соответствие с этими позициями технических условий. Очевидно, что целесообразность включения в ТУ на руду всех этих требований должна быть подкреплена соответствующими технико-экономическими расчетами, обосновывающими увеличение затрат в сфере отбойки и в целом по технологической схеме добычи и на поверхностном комплексе.

Как следствие сказанного, предлагается наиболее полная систематизация способов управления качеством руд при подземной добыче, которая включает в себя (см. рис. 3.1) принци-

пы, цели и охватывает основные способы управления. Данная систематизация может развиваться при появлении новых способов формирования качества продукции рудников, без нарушения общей структуры данной систематизации.

В рамках предлагаемой структуры создается возможность системного решения задач управления качеством руды в процессе ее подземной добычи. На первой стадии управления выполняется планирование горных работ с обеспечением среднего регламентированного содержания металла в годовом, квартальных и месячных объемах добычи. При этом устанавливаются конкретные объекты разработки и объемы выемки с определением основных технических и технологических средств горных работ и соответственно способов управления качеством на этой стадии. В последующем, при оперативном планировании и управлении горно-добычных работ, а также при их осуществлении, одновременно с формированием требуемого абсолютного уровня качества руды минимизируются отклонения текущих показателей от средней регламентированной величины. Для повышения концентрации металлов в рудной массе и разделения ее по сортам руды используются современные средства предконцентрации и рудосортировки. На последней стадии управления качеством добычи в руднике обеспечивается внутренняя однородность состава добытой рудной массы, главным образом, в усредняющих средствах в горных выработках или на поверхности рудника, а также осуществляется выходной контроль по всем показателям качества руды, отправляемой потребителям.

### **3.2. ПОКАЗАТЕЛИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ**

При добыче полезных ископаемых их качественные характеристики, как правило, ухудшаются по сравнению с природными. Степень этого ухудшения выражается коэффициентами потерь и разубоживания.

С появлением технологий добычи, при которых содержания полезных компонентов в добытой рудной массе могут быть повышены по сравнению с их содержанием в извлекаемых балансовых запасах, появилась необходимость введения, наряду с коэффициентами потерь и разубоживания, ряда новых показателей.

К их числу относятся следующие.

*Коэффициент концентрации  $\Psi$ , характеризующий относительное увеличение содержания полезного компонента в рудной массе при разделительных процессах:*

$$\Psi = \frac{\alpha_{\text{пр}}}{\alpha_{\text{рм}}}, \quad (3.1)$$

где  $\alpha_{\text{пр}}$  и  $\alpha_{\text{рм}}$  — соответственно содержание полезного компонента в продукции разделительного процесса (например, в предконцентрате) и в исходной рудной массе.

*Коэффициент прироста качества руды  $\delta$ , характеризующий относительный прирост содержания полезного компонента в рудной массе при разделительных процессах:*

$$\delta = (\alpha_{\text{пр}} - \alpha_{\text{рм}}) / \alpha_{\text{рм}}. \quad (3.2)$$

Оба эти показателя однозначно взаимосвязаны:

$$\Psi = 1 + \delta. \quad (3.3)$$

*Показатель потерь полезного компонента в отходах разделительного процесса  $\Omega$ , характеризующий относительные потери полезного компонента при разделительном процессе:*

$$\Omega = M_{\text{от}} / M_{\text{рм}}, \quad (3.4)$$

где  $M_{\text{от}}$  и  $M_{\text{рм}}$  — соответственно количество полезного компонента (металла) в отходах разделительного процесса и в исходной рудной массе.

*Извлечение полезного компонента при разделительном процессе:*

$$\varepsilon_{\text{пр}} = M_{\text{пр}} / M_{\text{рм}}, \quad (3.5)$$

где  $M_{\text{пр}}$  — количество полезного компонента в продукции разделительного процесса.

Показатели  $\Omega$  и  $\varepsilon_{\text{пр}}$  также взаимосвязаны:

$$\Omega + \varepsilon_{\text{пр}} = 1. \quad (3.6)$$

Таким образом, для оценки технологической эффективности разделительного процесса достаточно определить два основных показателя  $\Psi$  и  $\Omega$ , так как два других ( $\delta$  и  $\varepsilon_{\text{пр}}$ ) их дублируют.

Величины показателей  $\Psi$  и  $\Omega$  предопределяются значениями выхода отходов разделительного процесса  $\gamma_{\text{от}}$  и относительным содержанием полезного компонента в отходах  $\Delta = \alpha_{\text{от}} / \alpha_{\text{рм}}$ , которые можно установить замерами по результатам этого процесса.

Зависимости  $\Psi$  и  $\Omega$  от  $\gamma_{\text{от}}$  и  $\Delta$  определяются на основе баланса количества соответствующих продуктов до и после разделительного процесса и количества полезных компонентов в этих продуктах.

Если принять, что  $Q_{\text{рм}}$ ,  $Q_{\text{пр}}$  и  $Q_{\text{от}}$  есть соответственно количество исходной рудной массы, продукции и отходов разделительного процесса,  $\gamma_{\text{пр}}$ ,  $\gamma_{\text{от}}$  — выходы продукции и отходов, то баланс продуктов разделительного процесса

$$Q_{\text{рм}} = Q_{\text{пр}} + Q_{\text{от}} \quad (3.7)$$

или

$$\gamma_{\text{пр}} + \gamma_{\text{от}} = 1. \quad (3.8)$$

При этом выходы продукции и отходов разделительного процесса составят:

$$\gamma_{\text{пр}} = Q_{\text{пр}} / Q_{\text{рм}} \quad \text{и} \quad \gamma_{\text{от}} = Q_{\text{от}} / Q_{\text{рм}}. \quad (3.9)$$



Баланс полезного компонента (металла)

$$M_{\text{рм}} = M_{\text{пр}} + M_{\text{от}} . \quad (3.10)$$

Здесь  $M_{\text{рм}}$ ,  $M_{\text{пр}}$ ,  $M_{\text{от}}$  — соответственно количество полезного компонента (металла) в исходной руде, продукции и отходах разделительного процесса.

Следовательно,

$$0,01\alpha_{\text{рм}}Q_{\text{рм}} = 0,01\alpha_{\text{пр}}Q_{\text{пр}} + 0,01\alpha_{\text{от}}Q_{\text{от}} . \quad (3.11)$$

Отсюда с учетом формулы (3.9) следует, что

$$\alpha_{\text{рм}} = \alpha_{\text{пр}}\gamma_{\text{пр}} + \alpha_{\text{от}}\gamma_{\text{от}} . \quad (3.12)$$

Решая это уравнение относительно  $\alpha_{\text{пр}}$ , с учетом равенства (3.8) имеем

$$\alpha_{\text{пр}} = \alpha_{\text{рм}} / (1 - \gamma_{\text{от}}) - \alpha_{\text{от}}\gamma_{\text{от}} / (1 - \gamma_{\text{от}}) . \quad (3.13)$$

Разделив обе части равенства (3.13) на  $\alpha_{\text{рм}}$ , получим выражение для расчета значений коэффициента  $\Psi$  в зависимости от величин  $\gamma_{\text{пр}}$  и  $\Delta$ :

$$\Psi = 1 / (1 - \gamma_{\text{от}}) - \gamma_{\text{от}}\Delta / (1 - \gamma_{\text{от}}) . \quad (3.14)$$

Потери полезного компонента в отходах разделительного процесса в соответствии с формулой (3.5) составят:

$$\Omega = 0,01\alpha_{\text{от}}Q_{\text{от}} / (0,01\alpha_{\text{рм}}Q_{\text{рм}}) = \Delta\gamma_{\text{от}} , \quad (3.15)$$

а извлечение полезного компонента в продукцию разделительного процесса будет иметь вид

$$\varepsilon_{\text{пр}} = 1 - \Delta\gamma_{\text{от}} . \quad (3.16)$$

### 3.3. МЕТОДИКА МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ

Моделирование процесса предконцентрации состава рудной массы базируется на количественно-качественных взаимосвязях между массовыми долями руды (рудной массы), имеющими разный уровень показателя качества.

Примем следующие обозначения параметров рудной массы:

$Q$  — общее количество рудной массы, которую предполагается подвергнуть предконцентрации, т;

$\bar{\alpha}$  — среднее содержание в ней полезных компонентов (металла), %;

$M$  — количество (масса) металла в руде, т;

$n$  — количество долей (групп) рудной массы с разным уровнем содержания металла, ед.;

$Q_1, Q_2, \dots, Q_i, \dots, Q_n$  — массовые доли руды разного качества, т;

$\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_i, \dots, \gamma_n$  — процентный выход соответствующих долей рудной массы, %;

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_i, \dots, \alpha_n$  — средние значения содержания полезных компонентов в долях (группах) рудной массы, %;

$M_1, M_2, \dots, M_i, \dots, M_n$  — количество (масса) полезных компонентов (металла) в долях руды, имеющих разное качество, %;

$\gamma_{M1}, \gamma_{M2}, \dots, \gamma_{Mi}, \dots, \gamma_{Mn}$  — выход металла в долях рудной массы разного качества, %.

Между этими показателями существуют следующие основные зависимости:

$$Q = \sum_{i=1}^n Q_i. \quad (3.17)$$

$$\bar{\alpha} = \sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i / \sum_{i=1}^n Q_i, \% \text{ при } \alpha_i = (\alpha_{\max} - \alpha_{\min}) / 2. \quad (3.18)$$

$$M = 0,01\bar{\alpha}Q = 0,01 \sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i = \sum_{i=1}^n M_i . \quad (3.19)$$

$$\sum_{i=1}^n \gamma_i = 100 \% . \quad (3.20)$$

$$\sum_{i=1}^n \gamma_M = 100 \% . \quad (3.21)$$

$$\gamma_{M_i} = 100M_i / M . \quad (3.22)$$

Согласно этим зависимостям готовятся исходные данные для непосредственного моделирования, т.е. для имитирования процесса предконцентрации. Начинается подготовка исходных данных с измерений и опробования рудной массы, изучаемой на предмет ее предконцентрации. По результатам этого изучения все количество рудной массы классифицируется на несколько ( $n$ ) долей, различающихся по уровню показателя качества. Внутри каждой доли устанавливается среднее содержание полезного компонента  $\alpha_i$  (как разница между максимальным и минимальным значениями) и производится ранжирование долей по уровню среднего содержания. При этом первая доля состоит из наиболее низкокачественной руды, а последняя ( $n$ -я) — из самой богатой.

Для моделирования, наряду с абсолютным количеством металла в рудной массе ( $M, M_i$ ), целесообразно использовать также и приведенные значения:

$$M_{np} = \sum_{i=1}^n \alpha_i \gamma_i \text{ и } M_{npj} = \alpha_i \gamma_i . \quad (3.23)$$

Использование этого показателя позволяет оперировать не только конкретными, но и обобщенными характеристиками. При использовании приведенных значений массы металла моделирование несколько упрощается. Естественно, что конечные результаты моделирования при использовании в расчетах как

абсолютной массы металла, так и приведенного ее значения должны быть идентичными и адекватными натуре.

Между абсолютным и приведенным значениями массы металла имеется следующая взаимосвязь:

$$\gamma_M = 100M_i / M = 100M_{\text{пр}i} / M_{\text{пр}} = 100\alpha_i \gamma_i / \sum_{i=1}^n \alpha_i \gamma_i ,$$

откуда

$$M = 100M_i / \gamma_i . \quad (3.24)$$

Исходные данные для моделирования оформляются в виде таблицы (табл. 3.6) или графика, например, в форме гистограммы распределения показателя качества рудной массы (рис. 3.2).

Моделирование процесса предконцентрации заключается в установлении множества изменяющихся характеристик рудной массы при последовательном отделении от нее долей с худшими показателями качества. В целом модель — это система зависимостей, представленных в аналитическом и графическом видах, вместе с алгоритмом расчетов, реализуемых на компьютере. Всего моделируется (1, 2, ...j...m) этапов отделения от общего объема рудной

Таблица 3.6

№ п/п	Показатель качества			Количество горной массы	Выход долей рудной массы	Количество полезного компонента	Приведенная масса полезного компонента	Выход полезного компонента в долях
	минимальный	максимальный	средний					
1	$\alpha_{1\min}$	$\alpha_{1\max}$	$\alpha_1$	$Q_1$	$\gamma_1$	$M_1$	$\alpha_1 \gamma_1$	$\gamma_{M1}$
...	...	...	...	...	...	...	...	...
i	$\alpha_{i\min}$	$\alpha_{i\max}$	$\alpha_i$	$Q_i$	$\gamma_i$	$M_i$	$\alpha_i \gamma_i$	$\gamma_{Mi}$
...	...	...	...	...	...	...	...	...
n	$\alpha_{n\min}$	$\alpha_{n\max}$	$\alpha_n$	$Q_n$	$\gamma_n$	$M_n$	$\alpha_n \gamma_n$	$\gamma_n$

массы долей с более низким уровнем показателя качества. При этом номера этапов непосредственного моделирования процесса предконцентрации совпадают с номерами долей рудной массы, т.е.  $i = j$ .

Основными результатами каждого  $j$ -го этапа моделирования являются следующие показатели:

- количество предконцентрата, получаемого на каждом этапе  $Q_{\text{пк}}^j$ ;
- выход предконцентрата  $\gamma_{\text{пк}}^j$ ;
- среднее содержание полезного компонента в предконцентрате  $\bar{\alpha}_{\text{пк}}^j$ ;
- количество (масса) полезного компонента в предконцентрате  $M_{\text{пк}}^j$ ;
- выход полезного компонента в концентрат  $\gamma_{\text{Мпк}}^j$ ;
- выход полезного компонента в отходы предконцентрации  $\gamma_{\text{Мот}}^j$ ;
- количество полезного компонента в отходах предконцентрации  $M_{\text{от}}^j$ ;
- среднее содержание полезного компонента в отходах  $\bar{\alpha}_{\text{от}}^j$ .

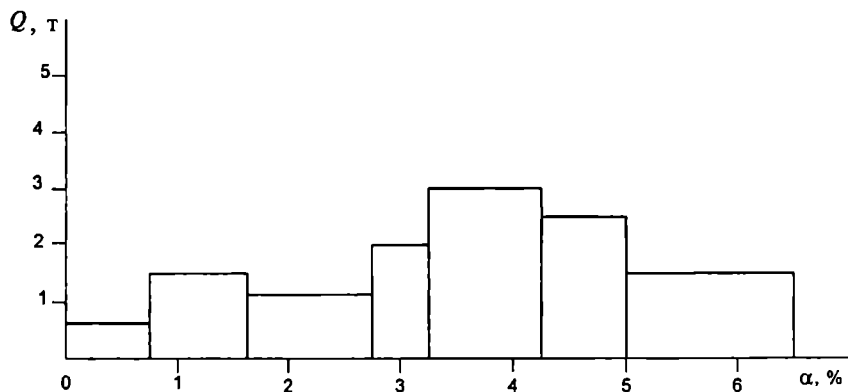


Рис. 3.2. Гистограмма распределения в пробе долей с разным качеством рудной массы

Расчет показателей предконцентрации рудной массы выполняется согласно следующим зависимостям:

$$Q_{\text{пк}}^i = \sum_{i=1}^n Q_i - \sum_{i=1}^{i=j} Q_i. \quad (3.25)$$

$$\gamma_{\text{пк}}^j = 100 - \sum_{i=1}^{i=j} \gamma_i. \quad (3.26)$$

$$\bar{\alpha}_{\text{пк}}^j = (\sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i - \sum_{i=1}^{i=j} \alpha_i Q_i) / Q - \sum_{i=1}^{i=j} Q_i, \quad (3.27)$$

где  $Q = \sum_{i=1}^n Q_i$ .

$$M_{\text{пк}}^j = M - \sum_{i=1}^{i=j} M_i, \quad (3.28)$$

где  $M = \sum_{i=1}^n M_i$ .

$$\gamma_{M_{\text{пк}}}^j = 100 - \sum_{i=1}^{i=j} \gamma_{M_{\text{пк}i}}. \quad (3.29)$$

$$M_{\text{от}}^j = M - M_{\text{пк}}^j = M + \sum_{i=1}^{i=j} M_i = \sum_{i=1}^{i=j} M_i. \quad (3.30)$$

$$\gamma_{M_{\text{от}}}^j = 100 - \gamma_{M_{\text{пк}}}^j = \sum_{i=1}^{i=j} \gamma_{M_{\text{пк}i}}. \quad (3.31)$$

$$\bar{\alpha}_{\text{от}}^j = (\sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i - \sum_{i=j}^n \alpha_i Q_i) / (\sum_{i=1}^n Q_i - \sum_{i=j}^n Q_i). \quad (3.32)$$

Перед расчетами показателей предконцентрации исходные данные о рудной массе удобно представить в виде графика, по горизонтали которого отмечаются  $m$  отрезков прямой одинаковой длины, отражающих этапы моделирования (от 1 до  $m$ ), а по вертикальной шкале откладывается выход долей рудной массы  $\gamma_i$  (рис. 3.3). По существу график имеет форму двухмерной диаграммы, в которую можно дополнительно внести и другие необходимые данные о рудной массе и ее долях. По вертикали также отображаются средние содержания полезного компонента в долях рудной массы  $\alpha_i$ .

Порядок расчетов при моделировании — от  $j = 1$  до  $j = m$ . При этом этап  $j = 0$  соответствует исходным условиям моделирования. Результаты этих расчетов вносятся в таблицу (табл. 3.7), отражающую данные по поэтапному изменению характеристик предконцентрата и его отходов. В них, кроме значений показателей, отмеченных выше, введены также:

- коэффициент концентрации рудной массы  $\Psi$ ;
- коэффициент прироста качества  $\delta$ ;
- извлечение полезного компонента в предконцентрат  $\epsilon_{пк}$ ;
- потери полезного компонента в отходах предконцентрации  $\Omega$ ;
- относительное содержание полезного компонента в отходах  $\Delta$ .

Таблица 3.7

№ этапа	Предконцентрат							Отходы предконцентрации					
	$\gamma_{пк}$	$\bar{\alpha}_{пк}^0$	$M_{пк}^0$	$\gamma_{M_{пк}}^0$	$\Psi$	$\delta$	$\epsilon_{пк}$	$\gamma_{от}$	$\bar{\alpha}_{от}^0$	$M_{от}^0$	$\gamma_{M_{от}}$	$\Omega$	$\Delta$
0	100	$\bar{\alpha}_{пк}^0$	$M_{пк}^0$	100	1	0	1	0	0	0	0	0	0
1	$\gamma_{пк}^1$	$\bar{\alpha}_{пк}^1$	$M_{пк}^1$	$\gamma_{M_{пк}}^1$	$\Psi^1$	$\delta^1$	$\epsilon_{пк}^1$	$\gamma_{от}^1$	$\bar{\alpha}_{от}^1$	$M_{от}^1$	$\gamma_{M_{от}}^1$	$\Omega^1$	$\Delta^1$
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
$j$	$\gamma_{пк}^j$	$\bar{\alpha}_{пк}^j$	$M_{пк}^j$	$\gamma_{M_{пк}}^j$	$\Psi^j$	$\delta^j$	$\epsilon_{пк}^j$	$\gamma_{от}^j$	$\bar{\alpha}_{от}^j$	$M_{от}^j$	$\gamma_{M_{от}}^j$	$\Omega^j$	$\Delta^j$
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
$m$	0	0	0	0	0	0	0	100	$\bar{\alpha}_{от}^m$	$M_{от}^m$	$\gamma_{M_{от}}^m$	1	1

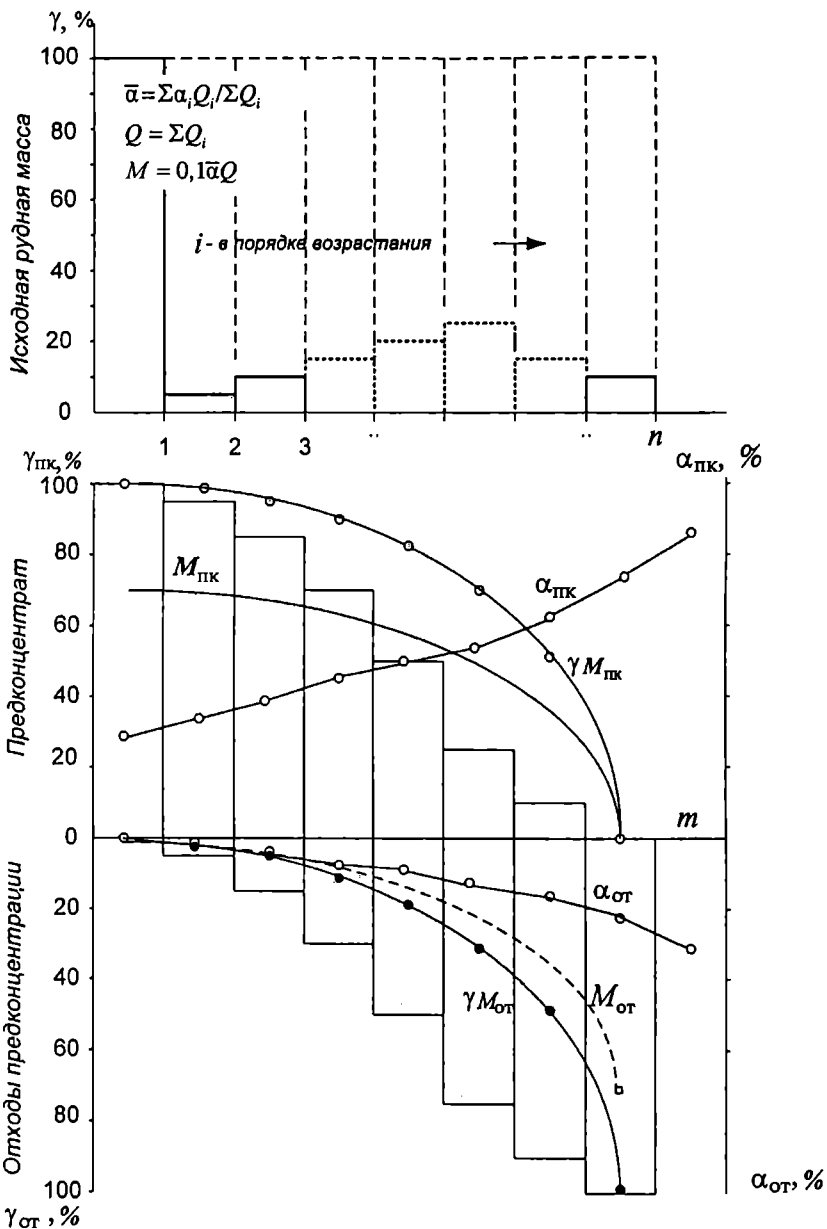


Рис. 3.3. Графический образ модели процесса предконцентрации



Отметим, что выход металла  $\gamma_{\text{Мтк}}$  и извлечение металла в предконцентрат  $\epsilon_{\text{тк}}$ , по существу, являются аналогичными показателями, отличающимися лишь своей размерностью. Однако использование обоих показателей в моделировании процесса предконцентрации оправдано тем, что рассчитываются эти характеристики по разным формулам и поэтому степень совпадения их величин позволяет обнаружить ошибки в расчетах. То же самое можно отметить и в отношении показателей выхода металла в отходы  $\gamma_{\text{Мот}}$  и потерь металла  $\Omega$ .

На рис. 3.3 результаты этих расчетов воспроизводятся в средней и нижней частях графика.

*Пример.* Из рудной массы в количестве 1,9 т, которую предполагается подвергнуть предконцентрации, взяты пробы. В результате анализа состава этих проб установлено распределение содержания металла по отдельным долям общего количества рудной массы, рассчитаны общая масса металла в руде и его выход в каждую долю. Полученные результаты сведены в табл. 3.8.

Таблица 3.8

**Исходные данные для моделирования процесса предконцентрации**

№ п/п	$\alpha$ , %			$Q$ , т	$\gamma$ , %	$M$ , т	$\alpha\gamma$ , %	$\gamma_M$ , %
	$\alpha_{\text{min}}$	$\alpha_{\text{max}}$	$\alpha_i$					
1	0,01	0,1	0,055	0,48	25,295	0,00026	1,264	1,42
2	0,11	0,2	0,15	0,24	12,515	0,00036	1,877	2,11
3	0,21	0,3	0,25	0,18	9,385	0,00045	2,346	2,63
4	0,31	0,5	0,41	0,19	9,840	0,00078	4,034	4,53
5	0,51	0,7	0,56	0,11	6,035	0,00061	3,379	3,79
6	0,71	0,9	0,80	0,14	7,270	0,00112	5,816	6,53
7	0,91	1,3	1,11	0,13	7,130	0,00144	7,914	8,88
8	1,31	1,6	1,44	0,10	5,225	0,00144	7,524	8,44
9	1,61	2,0	1,75	0,09	4,725	0,00157	8,268	9,28
10	2,01	7,0	3,71	0,24	12,580	0,00890	46,671	52,39
Итого			0,89	1,9	100	0,0169	89,096	100

Эти данные более наглядно можно представить в виде диаграммы (см. верхнюю часть рис. 3.4).

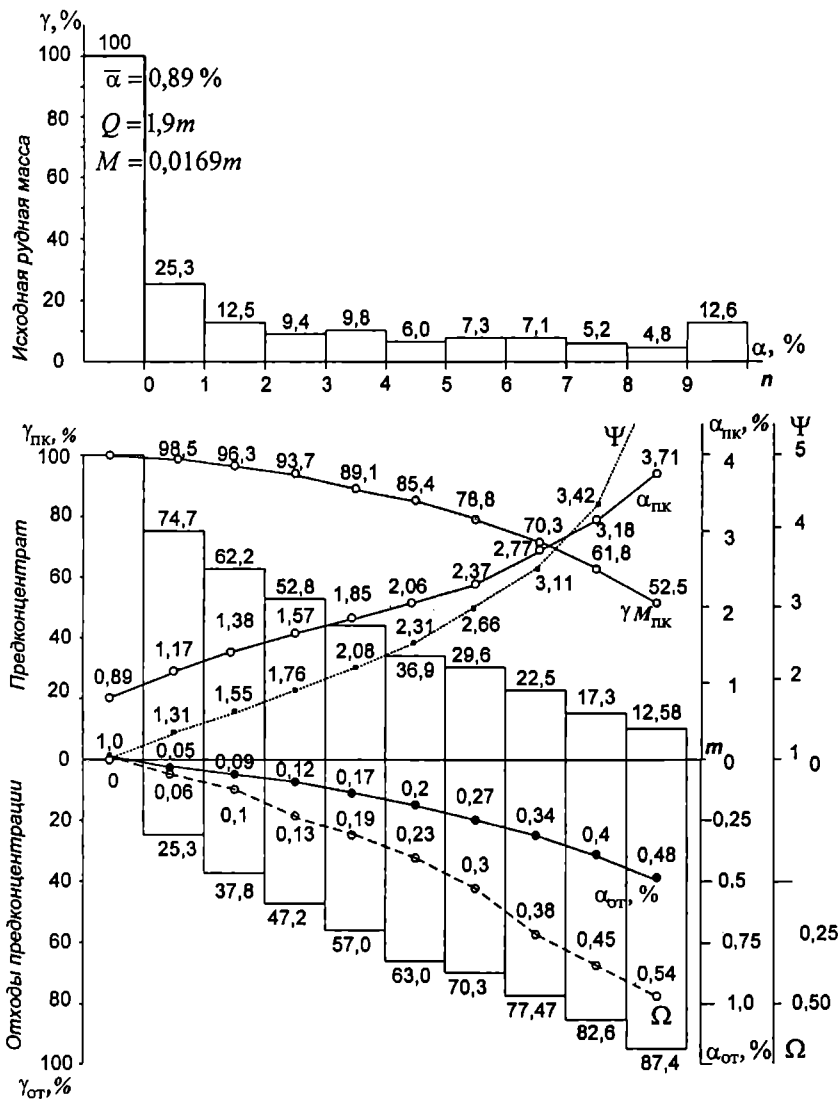


Рис. 3.4. Результаты численного моделирования

Далее производится процесс собственно моделирования. Поэтапные результаты расчета параметров предконцентрации, выполняемые согласно выражениям (3.9)...(3.16), отображаются в средней и нижней частях этого графика. В средней его части приводятся поэтапные изменения показателей рудной массы при имитации реального процесса предконцентрации: выход предконцентрата, его качество, количество металла и его выход в предконцентрат. Соответственно в нижней части графика отмечаются характеристики отходов предконцентрации: их процентный выход, содержание и количество в них металла. Все эти показатели отражаются в динамике, и в комплексе они характеризуют закономерности изменения технологической эффективности процесса предконцентрации для конкретных условий. В численном виде результаты моделирования представлены в табл. 3.9.

В целом по результатам моделирования, по данному примеру, можно сделать следующие основные выводы:

1. Отделение от общей рудной массы ее долей с относительно меньшими содержаниями полезного компонента приводит к существенному сокращению объема конечного продукта горно-добывающего производства (предконцентрата, товарной руды) с одновременным ростом его качества. Глубина процесса предконцентрации возрастает с увеличением граничного содержания металла в рудной массе. В рассматриваемом примере снижение количества рудной массы составило не менее чем на 25 %, а для граничных условий, близких к реальным, — порядка 50 %. При этом среднее качество полезного продукта относительно исходного повысилось соответственно на 31 и 76 % при извлечении металла в предконцентрат 0,98 и 0,96 %.

2. Потери полезного компонента в отходах предконцентрации, по мере возрастания граничного содержания металла, изменяются по экспоненциальной зависимости, обратно пропорционально росту содержания металла в предконцентрате. Для близких к реальным граничных условий потери металла в отходах предконцентрации составили порядка 6 %.

## Результаты моделирования процесса предконцентрации состава рудной массы

№ этапа	Предконцентрат							Отходы предконцентрации						
	$\gamma_{\text{мк}}, \%$	$\alpha_{\text{мк}}, \%$	$M_{\text{мк}}, \text{T}$	$\gamma_{M_{\text{мк}}}, \%$	$\Psi$	$\delta$	$\epsilon_{\text{мк}}$	$\gamma_{\text{от}}, \%$	$\alpha_{\text{от}}, \%$	$\Delta$	$M_{\text{от}}, \text{T}$	$\gamma_{M_{\text{от}}}, \%$	$\Omega$	
0	100	0,89	0,0169	100	1	0	1	0	0	0	0	0	0	
1	74,70	1,17	0,0166	98,46	1,31	0,31	0,98	25,3	0,055	0,062	0,00026	1,54	0,062	
2	62,19	1,38	0,0162	96,33	1,55	0,55	0,96	37,8	0,086	0,097	0,00062	3,67	0,097	
3	52,80	1,57	0,0158	93,67	1,76	0,76	0,93	47,2	0,118	0,133	0,00107	6,33	0,133	
4	42,96	1,85	0,0150	89,06	2,08	1,08	0,89	57,0	0,170	0,191	0,00185	10,94	0,191	
5	36,93	2,06	0,0144	85,45	2,31	1,31	0,85	63,0	0,205	0,235	0,00246	14,55	0,235	
6	29,66	2,37	0,0132	78,82	2,66	1,66	0,78	70,3	0,266	0,299	0,00358	21,18	0,299	
7	22,53	2,77	0,0117	70,30	3,11	2,11	0,70	77,4	0,337	0,379	0,00502	29,70	0,379	
8	17,30	3,04	0,0103	61,78	3,42	2,42	0,61	82,6	0,405	0,455	0,00646	38,22	0,455	
9	12,58	3,71	0,0087	52,49	4,17	3,17	0,52	87,4	0,480	0,539	0,00803	47,51	0,539	
10	0	0	0	0	$\infty$	0	0	100	0,890	1	0,0169	100	1	

3. Критерием целесообразной глубины процесса внутрирудничной предконцентрации, очевидно, должен быть показатель граничного содержания полезных компонентов в конечной продукции рудника, определяемый как интегральная технологико-экономическая характеристика, устанавливаемая для всей цепи горно-металлургического производства, включающей добычу и обогащение руды, а также металлургический передел.

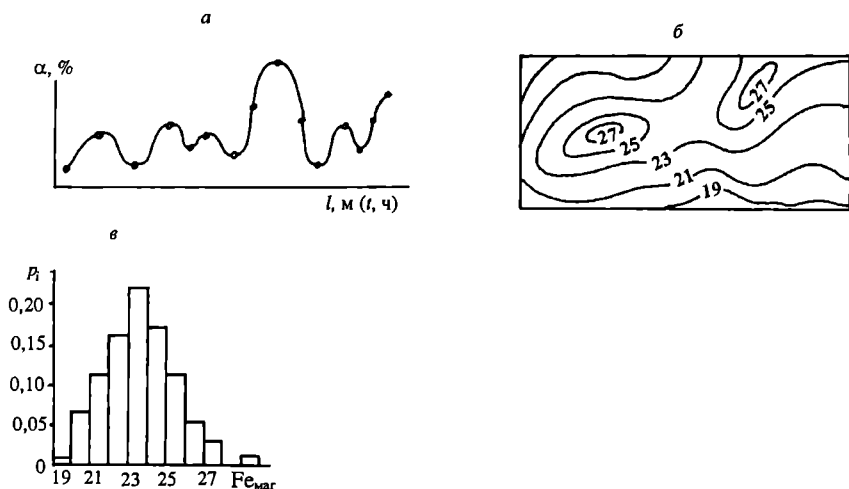
### **3.4. ПОКАЗАТЕЛИ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ ДЛЯ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ИЗМЕНЧИВОСТИ КАЧЕСТВА РУД**

Для оценки изменчивости качества руды в массиве и в рудопотоках возможно использование более 20 различных показателей, которые могут быть детерминированные, вероятностные или композиционные. Детерминированные базируются на аппарате различных областей прикладной геометрии, а также геометрии недр, с графическим отображением изменчивости. Вероятностные оценки основаны на понятиях теории вероятностей (математической статистики). При композиционной оценке используют и вероятностные, и детерминированные элементы.

Графически изменчивость может выражаться в виде:

- кривой, иллюстрирующей изменение содержания полезного компонента на линейном или во временном интервале (рис. 3.5, а);
- топографической поверхности изменчивости признака по площади (рис. 3.5, б), отражающей изменения содержаний в соответствии с методами геометрии недр;
- гистограммы, графика плотности распределения вероятности или интегральной кривой распределения, отражающих законы распределения содержаний (рис. 3.5, в).

Графические методы оценки наиболее наглядны, достаточно полно характеризуют распределение показателей, но перед аналитическими расчетами их необходимо определенным образом преобразовывать.



**Рис. 3.5.** Формы графической реализации показателя изменчивости: *а* — в линейном или временном интервале; *б* — по площади; *в* — в виде плотности распределения случайной величины

Любые методы оценки изменчивости качества должны характеризовать три стороны колебательного процесса: изменение средних значений показателя, амплитуду и частоту колебаний.

Наибольшее распространение в практике исследований, связанных с изменчивостью качества полезных ископаемых, нашли методы оценки изменчивости, основанные на показателях вариационной статистики.

Для отражения первой стороны процесса колеблемости показателя качества (средних значений) используются следующие характеристики:

*среднее арифметическое значение*

$$\bar{\alpha} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \alpha_i, \quad (3.33)$$

где  $\alpha_i$  — содержание полезного компонента в  $i$ -м отрезке линейного интервала, единичной площади, единичном объеме руды, порции рудопотока или промежутке временного интервала  $i = 1, 2, 3 \dots n$ ;

*среднее взвешенное значение*

$$\bar{\alpha}_n = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i \gamma_i}{\sum_{i=1}^n \gamma_i}, \quad (3.34)$$

где  $\gamma_i$  — выход, размер и масса  $i$ -го отрезка, площади, объема, куска, порции или промежутка времени, на котором измеряется содержание полезного компонента и в пределах которого соответствующие показатели принимаются одинаковыми;

*математическое ожидание или генеральное среднее случайной величины*

$$m_\alpha = \sum_{i=1}^n \alpha_i p_i, \quad (3.35)$$

где  $p_i$  — вероятность того, что содержание будет  $\alpha_i$ . При  $i \rightarrow \infty$  величина  $\bar{\alpha} \rightarrow m_\alpha$ .

Для отражения абсолютной колеблемости по амплитуде известны следующие оценки:

*размах колебаний показателей качества*

$$R = \alpha_{i \max} - \alpha_{i \min}; \quad (3.36)$$

*средняя величина первых разностей соседних значений показателя качества*

$$\bar{\Delta} = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \alpha_{i-1}|}{n} = \frac{\sum_{i=1}^n |\Delta_i|}{n}; \quad (3.37)$$

*среднее по модулю абсолютное отклонение среднего значения*

$$\bar{\delta} = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \bar{\alpha}|}{n} = \frac{\sum_{i=1}^n |\delta_i|}{n}; \quad (3.38)$$

*дисперсия (арифметическая)* или математическое ожидание квадрата разности между случайной величиной и ее математическим ожиданием (средним значением)

$$D = \sigma^2 = M [(\alpha_i - m_\alpha)^2] = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \delta_i^2; \quad (3.39)$$

*стандарт (арифметический)* или *среднеквадратичное отклонение*

$$\sigma = \pm \sqrt{D} = \pm \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2}{n}} \approx \pm \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2}{n-1}}; \quad (3.40)$$

*логарифмическая дисперсия*, отражающая дисперсию десятичных или натуральных логарифмов содержаний (используется в геостатистике),

$$\sigma_{\lg}^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (\lg \alpha_i - \lg \bar{\alpha})^2; \quad (3.41)$$

*логарифмическое стандартное отклонение*, вычисляемое как положительное значение квадратного корня из логарифмической дисперсии (также используется в геостатистике),

$$\sigma_{\lg} = \sqrt{\frac{1}{n} (\lg \alpha_i - \lg \bar{\alpha})^2}. \quad (3.42)$$

Изменчивость качества по частоте в вариационной статистике приближенно оценивают следующими показателями:

*средний период колебаний* (интервал одного колебания)

$$\bar{t} = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n l_i = \frac{L}{n-1} \quad \text{или} \quad t = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n t_i = \frac{T}{n-1}, \quad (3.43)$$

где  $L$  — линейный интервал;  $T$  — временной интервал;  $n$  — число пересечений кривой изменчивости уровня среднего значения показателя качества на принятом интервале;



*средняя частота колебаний* показателя качества

$$\bar{\omega} = \frac{1}{\bar{t}} \text{ или } \bar{\omega} = \frac{1}{\bar{t}}; \quad (3.44)$$

*коэффициент взаимной корреляции*, характеризующий тесноту линейной связи между смежными показателями качества,

$$r_i = \frac{\alpha_i \alpha_{i-1} - \bar{\alpha}^2}{\sigma_{\alpha}^2}; \quad \bar{r} = \frac{\sum_{i=1}^n r_i}{n}. \quad (3.45)$$

К комбинированным численным оценкам изменчивости, учитывающим совместное влияние двух или трех сторон колебательного процесса, можно отнести следующие:

*коэффициент вариации средней величины*, выражаемый обычно в процентах,

$$\gamma = \frac{\sigma 100}{\bar{\alpha}} \%; \quad (3.46)$$

*коэффициент вариации логнормальной величины*, который используется в геостатистике,

$$\gamma_{\ln} = \sqrt{\exp(\sigma_{\ln}^2) - 1}; \quad (3.47)$$

*средний градиент* содержаний по направлению или во времени:

$$\lambda_l = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \alpha_{i-1}|}{\sum_{i=1}^n l_i} = \frac{\sum_{i=1}^n |\Delta|}{L} \text{ или} \quad (3.48)$$
$$\lambda_t = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \alpha_{i-1}|}{\sum_{i=1}^n t_i} = \frac{\sum_{i=1}^n |\Delta_i|}{T},$$

где  $L = \sum_{i=1}^n l_i$  — линейный интервал (по направлению);  $T = \sum_{i=1}^n t_i$  — временной интервал колебаний;  $l_i, t_i$  — интервалы одного ( $i$ -го) колебания;

*абсолютный коэффициент изменчивости* (по В.А. Букринскому), используемый в геометрии недр,

$$U_{j=1} = \frac{\int_{(k)} dk}{D} - 1, \quad (3.49)$$

где  $\int_{(k)} dk$  — криволинейный интеграл первого типа, взятый по кривой изменчивости  $k$  на всем интервале  $L$  (или  $T$ ), то есть суммарная длина кривой  $k$ ;  $D$  — длина гипотенузы прямоугольника с катетами, равными проекции кривой  $k$  (интервалу  $L$  или  $T$ ) и размаху содержаний  $R$ .

Длину кривой  $k$  можно измерить курвиметром или одним из приближенных способов вычислить значение криволинейного интеграла. При определенных упрощениях и наибольшем размахе  $R$  величина  $U_{j=1}$  стремится к  $\lambda_l$  (или  $\lambda_t$ );

*коэффициент изменчивости* (по В.А. Прокину)

$$K_c = \frac{\lambda_l}{\bar{\alpha}} \quad \text{или} \quad K_c = \frac{\lambda_t}{\bar{\alpha}}; \quad (3.50)$$

*относительный коэффициент изменчивости* (по В.А. Букринскому)

$$U_{\text{отн}} = \frac{U_{j=1}}{\bar{\alpha}}. \quad (3.51)$$

В отличие от методов вариационной статистики методы геостатистики, разработанные Ж. Матероном, базируются на том, что математической моделью геологического признака (содержания полезного компонента) служит пространственная переменная величина. Содержание полезного компонента в руде при этом рассматривают как пространственную переменную в

однородном статистическом поле. В геостатистике используется математический аппарат, сходный с аппаратом теории случайных функций, с помощью которого определяют амплитуды колебания возможных погрешностей подсчета запасов полезных ископаемых за счет погрешностей определения среднего, а также оценивают величину рассеивания полезного компонента на месторождении, не связанную с размером пробы.

Наиболее полное отражение всех сторон колебательного процесса возможно при использовании для этой цели теории случайных функций. Случайной называется такая функция, значения которой при каждом изменении аргумента является случайной величиной. В графическом виде случайная функция аппроксимируется множеством кривых, т. е. кривой поверхностью. Численно случайная функция с достаточной для практики точностью характеризуется тремя неслучайными функциями, называемыми численными характеристиками случайной функции, которые оценивают три перечисленные стороны колебательного процесса:

*функция математического ожидания*, около которой варьируют конкретные реализации случайной функции:

$$m_{\alpha}(l) = M[\alpha(l)]; \quad (3.52)$$

*функция дисперсии*, значение которой для каждого аргумента (на линейном или временном интервале колеблемости содержания) равно дисперсии случайных величин, соответствующих данному аргументу случайной функции:

$$D_{\alpha}(l) = D[\alpha(l)]; \quad (3.53)$$

*корреляционная функция*, служащая мерой зависимости между ординатами случайной функции при двух различных значениях аргумента  $l$  и  $l'$ .

$$K_{\alpha}(l, l') = M[\{\alpha(l) - m_{\alpha}(l)\} \cdot \{\alpha(l') - m_{\alpha}(l')\}]. \quad (3.54)$$

$$m_{\alpha}(t) \approx \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \alpha_i(t). \quad (3.55)$$

$$D_{\alpha}(t) \approx \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n [\alpha_i(t) - m_{\alpha}(t)]^2. \quad (3.56)$$

$$K_{\alpha}(\tau) \approx \frac{1}{n-m-1} \sum_{i=1}^{n-k} [\alpha_i(t) - m_{\alpha}(t)] \cdot [\alpha_i(t + m\Delta t) - m_{\alpha}(t)], \quad (3.57)$$

где  $\tau = m\Delta t = \frac{mT}{n}$ ;  $m < n$ ;  $m = 1, 2, 3 \dots$  (до тех пор, пока  $K_{\alpha}(\tau) \approx 0$ ).

### 3.5. ТРАНСФОРМАЦИЯ ИЗМЕНЧИВОСТИ КАЧЕСТВА РУДЫ И ЕЁ ВЕРОЯТНОСТНЫЕ МОДЕЛИ

Показатели изменчивости добытой рудной массы, как правило, существенно отличаются от этих показателей в недрах. Основными причинами, влияющими на их изменение, являются следующие технологические и организационные факторы:

- система разработки, в значительной мере определяющая внутриблоковую (внутрипанельную) трансформацию показателей изменчивости;
- рабочие параметры очистного горного оборудования;
- количество забоев (выпускных выработок, очистных блоков) в одновременной эксплуатации;
- порядок объединения исходных рудопотоков (забойных, блоковых, панельных, участковых, поэтажных) в общерудничный рудопоток;
- способ подъема руды и, соответственно, наличие подземного дробильного комплекса;
- наличие рудоусреднительных систем в технологической схеме рудника.

Получение информации о качестве руды и ее природной изменчивости в недрах с методической точки зрения, в принципе, не представляет большой сложности, если имеется необхо-

димый доступ к оцениваемым запасам, т.е. пройдены соответствующие горные выработки, пробурены (по требуемой сетке) скважины и выполнен весь объем работ по взятию проб. Сложнее прогнозировать показатели изменчивости качества рудной массы на выходе ее из рудника, что собственно и требуется для успешного управления этим процессом. Серьезно усложняет прогнозирование и имеющаяся на практике недостаточность информации о природных характеристиках качества руды и достоверности исходных данных об их распределении в массиве. Поскольку результаты опробования объективно могут отражать качество руды лишь в объеме самой пробы, то отнесение полученных выводов на большие объемы руды формирует тем большую ошибку, чем крупнее объем, на который распространяют эти выводы.

Исходя из сказанного следует, что для всестороннего понимания задачи и эффективного управления качеством руды при ее добыче необходимо наличие научной базы, позволяющей объективно оценить и упорядочить хаотичный процесс изменчивости показателей качества в технологической цепи рудника. Поэтому для управления нужны надежные модели процесса трансформации качества руды при ее добыче, в достаточной степени адекватные натурным условиям и вместе с тем в меру сложные, поскольку чрезмерное увеличение числа влияющих факторов на практике приводит к неработоспособности таких моделей.

Существующие аналитические модели трансформации показателей изменчивости качества руды представляют собой вероятностно-математические выражения с разной степенью учета влияющих факторов и, соответственно, отличающихся по своей сложности. Создаются такие модели на основе теоретических гипотез или анализа реальных процессов в конкретных условиях. Имеется немало попыток создания теоретическим путем общей модели этого процесса. Эти исследования имеют несомненную научную ценность, но пока полученные таким образом модели еще не могут полностью удовлетворить потребности практики из-за их сложности и необходимости иметь дополнительную информацию, которой предприятия обычно не обладают.

Более полные и адекватные натурным условиям — это модели, создаваемые на базе статистических данных, полученных на локальных объектах. Но получаемые при этом аналитические зависимости являются эмпирическими, которые действительны лишь для условий тех горно-добывающих производств, где проводились исследования. Попытки экстраполяции таких зависимостей на другие месторождения, как правило, не правомерны, приводя к искаженному результату.

Примером такой эмпирической модели может быть зависимость дисперсии среднесменных содержаний железа в результирующем рудничном потоке рудной массы  $D$  от числа очистных забоев  $n$ , полученная на основании замеров на горных предприятиях КМА:

$$D = \sigma^2 = \frac{A + Bn}{\gamma_{\varrho}^2 + n} \quad (3.58)$$

Здесь  $\sigma$  — среднеквадратичное отклонение;  $A$  и  $B$  — постоянные коэффициенты;  $\gamma_{\varrho}$  — усредненный коэффициент вариации производительности одного забоя (камеры, блока).

Для условий шахты им. Губкина  $A = 0,896$ ,  $B = 0,007$  и  $\gamma_{\varrho}^2 = 0,193$ .

При составлении вероятностных моделей процесса трансформации показателей качества рудной массы при ее добыче в качестве исходного положения обычно принимается то, что изменчивость качества результирующего (общерудничного) рудопотока определяется изменчивостью показателей составляющих его рудопотоков (позабойных, участковых, поэтажных и др.).

$$\sigma^2 = \frac{\sum_{i=1}^n \sigma_i^2}{n^2}, \quad (3.59)$$

где  $\sigma^2$  и  $\sigma_i^2$  — дисперсии показателя качества рудной массы соответственно в результирующем и в формирующих его единичных рудопотоках;  $n$  — число единичных рудопотоков (забоев), участвующих в формировании общерудничного рудопотока.

Если принять, что изменчивость руды во всех забоях одинакова, то получается известная формула математической статистики для оценки погрешности среднего значения переменной, определенной из случайной выборки объема  $n$ :

$$\sigma = \frac{\sigma_i}{\sqrt{n}}. \quad (3.60)$$

Здесь для условий рудника принимается, что  $\sigma$  и  $\sigma_i$  — среднеквадратичные отклонения, соответственно, в общерудничном и забойных рудопотоках, а  $n$  — число одновременно действующих забоев.

В выражениях (3.59 и 3.60) предполагается:

- равенство всех первичных рудопотоков (позабойных и др.);
- некоррелированность и случайность показателей во всех рудопотоках,
- а для (3.60) к тому же и равенство дисперсий показателя качества в рудопотоках.

Для оценки изменчивости качества рудной массы в общерудничном рудопотоке близкую по своей сути зависимость предложили Д.Р. Каплунов и И.А. Манилов:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sigma_z^2 + \sigma_{мз}^2}{n}}, \quad (3.61)$$

где  $\sigma$  — среднеквадратичное отклонение содержания металла в общерудничном рудопотоке;  $\sigma_z^2$  и  $\sigma_{мз}^2$  — дисперсии содержания металлов в забойных и в межзабойных рудопотоках соответственно;  $n$  — число одновременно действующих забоев.

В реальных условиях производительность забоев, а следовательно, и первичных рудопотоков — неодинакова. Не вполне правомерно также на стадии горных работ рассматривать показатели качества (например, содержания компонента) как абсолютно случайные и некоррелированные величины, поскольку в них отражаются генетические связи, существующие в рудном теле. Конечно, по мере прохождения рудной массы через техно-

логические процессы добычи эти связи становятся все менее явными и практически полностью нарушаются после смешивания рудной массы с объемами, поступающими из других забоев, участков и этажей.

П.П. Бастаном предложена зависимость, учитывающая корреляцию содержаний компонента с объемами добычи:

$$\sigma = \frac{\sigma_3}{\sqrt{n}} \left( \frac{Q}{Q_3} \right) \frac{1-r^2}{2}, \quad (3.62)$$

где  $\sigma$  — стандарт содержаний металла в руде в объеме производительности всех забоев  $Q$ ;  $\sigma_3$  — стандарт отклонений содержания металла в руде в объеме производительности одного забоя  $Q_3$ ;  $n$  — число добычных забоев;  $r$  — коэффициент взаимной корреляции.

Однако и эта формула, являясь эмпирической, не удовлетворяет всем реальным условиям, так как в ней предполагается для всех забоев наличие одинаковых значений  $\sigma_3$  и  $Q_3$  при постоянном коэффициенте корреляции  $r$ .

В.Н. Зарайский на базе вероятностных характеристик вывел наиболее общую зависимость:

$$\sigma^2 = \frac{1}{\bar{Q}^2 + \sigma_{\bar{Q}}^2} \left( \sum \sigma_m^2 + 2 \sum K_{m_k m_l} - K_{\alpha Q}^2 - 2\alpha \bar{Q} K_{\alpha Q} - \alpha^2 \sigma_Q^2 \right), \quad (3.63)$$

где  $\bar{Q}$  — средняя производительность общерудничного рудопотока;  $\sigma_{\bar{Q}}^2$  — дисперсия изменения производительности рудопотока;  $\sigma_m^2$  — дисперсия изменения количества металла в  $i$ -м потоке;  $K$  — корреляционный момент;  $m_k$  и  $m_l$  — количество металла, поступающего из отдельных забоев.

Вводя последовательно ряд ограничений, выражение (3.63) может быть приведено к виду (3.59) и (3.60), что подтверждает общий характер этого выражения.

Для усреднительных устройств (штабельных и многобункерных смесителей) Е.И. Азбелем предложена математическая



модель, построенная на основе использования аппарата случайных функций:

$$\begin{aligned}
 K'_\alpha(t_1, t_2) = K'_\alpha(\tau) = & \frac{1}{n_c^2} \sum_{i=1}^{n_c} \sum_{j=1}^{n_c} \left\{ \left[ 1 - F\left(\frac{|\tau|}{T}\right) \right] K_\alpha \times \right. \\
 & \times \left[ \text{sign}(\tau) E\left(\frac{|\tau|}{T}\right) \frac{n-1}{n} T + (j-i) \frac{T}{n} + \frac{\tau}{n_c} \right] + \\
 & \left. + F\left(\frac{|\tau|}{T}\right) K_\alpha \left[ \text{sign}(\tau) \left[ E\left(\frac{|\tau|}{T}\right) + 1 \right] \frac{n-1}{n_c} T + (j-i) \frac{T}{n_c} + \frac{\tau}{n_c} \right] \right\}, \quad (3.64)
 \end{aligned}$$

где  $K'_\alpha(t_1, t_2)$  — корреляционная функция случайного процесса на выходе из смесителя;  $K'_\alpha$  — корреляционная функция случайного процесса  $\alpha(t)$  на входе в смеситель;  $t_1, t_2$  — два произвольных момента времени;  $\tau = t_2 - t_1$  — временной сдвиг;  $T$  — период времени,  $T \geq |t_2 - t_1|$ ;  $n_c$  — число вертикальных слоев секций в смесителе.

При создании этой модели были сделаны следующие допущения:

- производительности загрузки и разгрузки смесителя одинаковы, устройство является непрерывно действующим;
- руда циклически загружается одинаковыми порциями в  $n$  параллельных вертикальных секциях, поверхность материала горизонтальная;
- разгрузка осуществляется из всех вертикальных секций с одинаковой производительностью;
- горизонтальность слоев руды в секциях не нарушается;

- колебания компонента  $\alpha$  в исходном потоке представляют собой стационарный случайный процесс  $\alpha(t)$  с корреляционной функцией  $K_\alpha(\tau)$  и математическим ожиданием  $\bar{\alpha}$ .

Данная модель предназначена в основном для проектирования усреднительных систем на руддворах обогатительных фабрик и металлургических заводов. Использование ее для планирования или прогноза качества руды в общерудничном рудопотоке затруднительно из-за необходимости иметь специфичные исходные данные, которыми рудник, как правило, не располагает. Конечно, математическая модель Е.И. Азбеля может быть применена при создании внутрирудничных (в том числе и на поверхности рудника) усреднительных систем. Но в этом случае потребуется сбор большого объема дополнительной информации, необходимой для данной модели. При этом необходимо в модель ввести ограничения, учитывающие специфику работы горно-добывающего предприятия.

Расчеты по всем приведенным выше аналитическим зависимостям дают в результате абсолютные значения показателя изменчивости качества руды на завершающей стадии горно-добычного производства. Но для обобщенной оценки технологической эффективности смесительных процессов необходимо использование относительных критериев.

В качестве таких критериев служат показатели:

- коэффициент усреднения  $K_y$ , характеризующий, во сколько раз трансформировался показатель изменчивости качества руды;

- показатель степени усреднения  $\eta$ , устанавливающий, на сколько единиц произошла эта трансформация.

Между показателями  $K_y$  и  $\eta$  имеется следующая взаимосвязь:

$$K_y = \frac{I_0}{I} = \frac{1}{1-\eta}, \quad \eta = 1 - \frac{1}{\frac{I}{I_0}} = 1 - \frac{1}{K_y}. \quad (3.65)$$

Здесь  $I$  и  $I_0$  — показатели изменчивости качества ископаемого продукта до и после смесительного процесса. При снижении изменчивости показателя  $I_0 > I$  и  $K_y > 1$ . В случае отсутствия усреднения  $I = 0$  и  $K_y = \infty$ . Если же  $I_0 < I$  и  $K_y < 1$ , то это означает, что произошла относительная дестабилизация состава рудной массы.

В качестве  $I_0$  и  $I$  могут приниматься различные показатели изменчивости: квадратичное отклонение  $\sigma$ , дисперсия  $D$ , коэффициент вариации  $\gamma$  и некоторые другие. Поскольку  $\sigma$ ,  $D$  и  $\gamma$  аналитически взаимосвязаны, то при расчете  $K_y$  можно пользоваться любым из них. Но при этом следует оговаривать, по какому показателю изменчивости рассчитывается коэффициент усреднения, поскольку численные значения  $K_y$  будут различаться. Обычно все эти показатели оценивают так называемую статическую составляющую изменчивости, характеризующую амплитуду колебаний.

Так, если принять, что  $I_0 = \sigma_0$  и  $I = \sigma$ , то

$$K_y(\sigma) = \frac{\sigma_0}{\sigma}. \quad (3.66)$$

При  $I_0 = D_0$  и  $I = D$

$$K_y(D) = \frac{D_0}{D} = \frac{\sigma_0^2}{\sigma^2} = \left( \frac{\sigma_0}{\sigma} \right)^2 = [K_y(\sigma)]^2. \quad (3.67)$$

Если же  $I_0 = \gamma$  и  $I = \gamma$ , то

$$K_y(\gamma) = \frac{\gamma_0}{\gamma} = \frac{\sigma_0 \bar{\alpha}}{\bar{\alpha} \sigma} = \frac{\bar{\alpha}}{\bar{\alpha}_0} K_y(\sigma), \quad (3.68)$$

где  $\bar{\alpha}_0$  и  $\bar{\alpha}$  — соответственно средние значения содержания металла в рудной массе до и после смесительного процесса.

При последовательном прохождении рудной массой через несколько производственных процессов или операций, сопровождаемых смешиванием, общий коэффициент усреднения определяется из выражения

$$K_y^{\text{общ}} = K_{y1} + K_{y2} + \dots + K_{yn} = \prod_{i=1}^n K_{yi}. \quad (3.69)$$

С помощью коэффициента усреднения  $K_y$  можно оценивать и уровень трансформации динамической составляющей изменчивости, которая отражает последовательность трансформации показателя качества во времени и по направлению в пространстве, то есть выражать частотные характеристики процесса изменчивости.

Наиболее полно динамическую составляющую изменчивости качества рудопотоков удастся описать с помощью понятий и аппарата теории случайных функций. При этом частотные характеристики изменчивости выражаются с помощью корреляционных и ковариационных функций, спектральных плотностей, структурных функций и других параметров теории случайных функций. Динамическая стабилизация качества руды приводит к более плавному убыванию нормированных корреляционных функций и к более плавному возрастанию структурных функций и смещению спектральных плотностей в область более низких частот. В такой методической постановке коэффициент усреднения, учитывающий динамическую составляющую изменчивости, по аналогии с формулой (3.65), принимается равным отношению автоковариационных, автокорреляционных или спектральных функций до и после смесительного процесса и сам представляет соответствующую автокорреляционную функцию. Таким образом, коэффициент усреднения не является детерминированной величиной и должен рассматриваться как реализация сложной случайной функции.

Вместе с тем известные методические разработки, использующие аппарат теории случайных функций для решения усреднительных задач, отличаются определенной сложностью и пока еще не доведены до состояния, удобного для использования в практической деятельности горных предприятий.

В определенных условиях возможно применение описанной ниже относительно простой, хотя и менее точной методики учета динамической (частотной) составляющей изменчивости качества руды через численные показатели, вытекающие из понятий вариационной статистики. Естественно, что эта методика пригодна лишь для укрупненных расчетов. Тем не менее ее можно

успешно применять, если использовать следующие численные показатели, отражающие частотные характеристики изменчивости: средний период колебаний качества на линейном  $\bar{l}$  или во временном  $\bar{t}$  интервале, либо обратные им величины — среднюю частоту колебаний качества на линейном  $\bar{\omega}_l$  или во временном интервале  $\bar{\omega}_t$ .

Коэффициент усреднения можно представить в виде:

$$K_y(\bar{l}) = \frac{\bar{l}_0}{\bar{l}} \text{ и } K_y(\bar{t}) = \frac{\bar{t}_0}{\bar{t}}, \quad (3.70)$$

$$K_y(\bar{\omega}_l) = \frac{\bar{\omega}_{l0}}{\bar{\omega}_l} = [K_y(\bar{l})]^{-1}; \quad K_y(\bar{\omega}_t) = \frac{\bar{\omega}_{t0}}{\bar{\omega}_t} = [K_y(\bar{t})]^{-1}. \quad (3.71)$$

Уменьшение частоты колебаний при усреднении обеспечивает большую однородность качества или большую стабильность выходного рудопотока.

Для оценки с помощью коэффициента усреднения технологической эффективности смесительного процесса при различных методах и средствах управления качеством или на различных участках технологической схемы добычи необходимо соблюдение определенных условий. Так, для обеспечения сопоставимости результатов при расчете  $K_y$  следует использовать показатели изменчивости качества  $I_0$  и  $I$ , установленные обязательно при одинаковых по массе дозах, в которых содержание компонентов принимается постоянным, то есть равномерно распределенным и равным среднему в этой дозе. Если же при определении показателей изменчивости качество руды оценивалось в разных по массе дозах, то возникает необходимость приведения показателей качества (содержаний компонентов) и соответствующих им величин  $I_0$ ,  $I$  и  $K_y$  к одинаковым дозам. Это можно сделать простым пересчетом, если такое приведение выполняется от меньших доз к большим. В противном случае, из-за недостаточности информации, необходимо заново произвести замеры показателей качества руды по более густой сетке опробования. Это

условие необходимо учитывать и при пользовании формулой (3.69), которая применима только в тех случаях, если при расчете входящих в нее величин содержание компонентов определялось в одинаковых по массе дозах.

### **3.6. ОБЩАЯ СТРУКТУРА РУДНИЧНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДЫ**

Современная общерудничная система управления качеством руды должна включать в себя следующие составные элементы:

- информационный блок о качественно-количественных характеристиках руды в недрах и в основных узлах технологической схемы рудника;
- блок обоснования технологических и организационных решений с соответствующей методологической и расчетной базой;
- комплекс технических средств, технологических способов и организационных приемов, необходимых для практического осуществления мероприятий по управляемому формированию качества руды;
- блок контроля качества выполнения работ.

Информацию о качестве руды в массиве и в отбитом состоянии получают по данным геолого-разведочных и эксплуатационных работ в результате химического и минералогического анализа проб руды. Эти пробы отбираются из скважин, с поверхности горных выработок, из навала отбитой руды, из выпускных выработок и транспортных средств, с рудных складов и др. На основании полученных материалов определяются направления развития фронта работ и объемы производства на перспективу. Такой способ получения информации (при наличии достаточно густой сетки опробования) в основном удовлетворяет потребности календарного и текущего планирования

горных работ. Но, как это уже отмечалось ранее, такая информационная система о качестве руды не может в должной мере удовлетворить горно-добывающие предприятия для целей оперативного управления, поскольку получаемые при этом сведения, как правило, значительно отстают от фактически сложившегося к тому времени состояния производства и поэтому характеризуют не реальную, а уже прошедшую ситуацию. Основными получателями информации о качестве руды являются геологический, маркшейдерский и технический отделы. Значительно реже эти сведения поступают в производственные службы рудника, в том числе к непосредственным исполнителям горно-добывчных работ. Такое положение является следствием того, что чаще производственные подразделения рудников практически мало участвуют в мероприятиях по управлению качеством добычи. В основном эта деятельность — прерогатива геолого-маркшейдерских служб рудников, отделов технического контроля обогатительных фабрик и других потребителей руды. Для линейного персонала добывчных участков и рабочих бригад главным критерием оценки работы обычно является объем добычи. Как правило, эта категория работников не имеет соответствующих стимулов на повышение качества добычи. Такое положение может быть оправданным в условиях разработки богатых руд, но с обеднением запасов недр при этом недоиспользуются существенные резервы повышения качества руд в горно-добывающем производстве.

В табл. 3.10 приведена типичная структура информационных потоков о качестве руды, функционирующая в рудниках. Как видно из нее, сведения о качестве руды в недрах и об отбитой рудной массе в основном поступают в геологический, маркшейдерский, технический и контрольные отделы и в наименьшей мере востребуются производственными подразделениями рудника, непосредственно осуществляющими выемку и доставку руды. Данные этой таблицы характеризуют то, в какой мере обычно задействованы в решении проблемы качества руды различные структуры горного производства.

Традиционная структура информационных потоков о качестве руды

Характеристики информации	Источники информации о качестве руды								Транспорт на поверхности	
	Разведочное бурение	Бороздовое опробование	Эксплуатационное бурение	Отбитая руда	Средства доставки	Рудничный транспорт	Подземный дробильный комплекс	Склады руды на поверхности		
Цель	Календарное и текущее планирование, обоснование и корректировка кондиций и ТУ								Оперативное управление (реже) и текущий контроль ОТК ОФ (чаще)	Контроль ОТК ОФ
Частота получения информации	По мере выполнения геологоразведки	По мере необходимости	Перед отбойкой руды	В случаях необходимости						
Пользователь	Геолого-маркшейдерские службы и технический отдел								Геологическая служба, технический отдел, ОТК	ОТК ОФ
Частота передачи пользователю	1...2 раза в год	1...3 раза в квартал	1...4 раза в месяц	По необходимости						По графику ОТК



Естественно, что традиционную для рудников систему получения информации о характеристиках руды в современных условиях необходимо существенно реорганизовывать в соответствии с изменяющейся структурой запасов, связанной с их естественным обеднением, изменением хозяйственных отношений и, соответственно, ужесточением требований к качеству конечной продукции, а также с учетом технического прогресса в области управления качеством. В целом общерудничная информационно-управляющая система должна быть более дифференцированной. При этом, наряду с обеспечением горно-добывающего производства достаточно достоверной информацией о количестве и качестве различных типов запасов месторождения, что необходимо для обоснования решений задач рудника на ближайшую и дальнюю перспективу, следует создавать и значительно более эффективную подсистему текущего контроля качества руды по всем стадиям добычного процесса. Эта часть общей информационно-управляющей системы должна базироваться на современных радиометрических и электронных технических средствах, обеспечивая существенно более высокую оперативность и информативность получаемых данных. По крайней мере, оперативные сведения о качестве руды в технологическом потоке должны поступать в соответствующие линейные службы до момента выполнения организационных и технологических действий, изменяющих сложившиеся количественно-качественные соотношения в руде (табл. 3.11).

Естественно, что информационно-управляющая система качества руды должна полностью соответствовать технологической схеме рудника. Более того, она может внести определенные коррективы в существующую технологическую схему. В зависимости от способа управления качеством возможны самые различные варианты информационно-управляющей системы. Очевидно, что во всех случаях эта система должна обеспечивать управляющие звенья производства своевременными и достоверными сведениями о качестве рудной массы, количестве вмещающих пород, контрастности физических свойств руды и пустых пород, уровне стабильности показателей качества. Датчики

## Реконструированная система информационных потоков о качестве руды

Характеристики информации	Источники информации о качестве руды							Склады руды на поверхности на под-верности	Транспорт руды на поверхности на под-верности	
	Разведочное бурение	Бороздовое опробование	Эксплуатационное бурение	Отбитая руда	Средства доставки	Рудничный транспорт	Подземный дробильный комплекс			
Цель	Календарное и текущее планирование, обоснование и корректировка условий и ТУ							Оперативное управление и систематический текущий контроль		
Частота получения информации	По мере выполнения геологической разведки	Систематически	Перед отбойкой руды	После каждого взрыва	Периодически из ковшей ПДМ	Систематически из каждого транспортного средства	Систематически по мере за-полнения штабелей	Систематически из транспортных средств		
Пользователь	Геолого-маркшейдерские службы и технический отдел							Геологическая служба, технический отдел, начальник смены, диспетчер (оператор по качеству), очистные участки, ОТК		
Частота передачи пользователю	1...2 раза в год	1...3 раза в квартал	1...4 раза в месяц	В течение рабочей смены						

контроля качества руды должны быть установлены во всех узловых точках технологической схемы рудника, в которых происходит изменение состава руды, а также смешивание грузопотоков руды. Такими узловыми точками являются: забой (выпускные выработки), участковые рудоспуски, пункты погрузки руды на транспортных и концентрационных горизонтах, места слияния отдельных рудопотоков. В принципе места расположения датчиков качества рудной массы должны предшествовать в технологической схеме рудников узлам, где происходят воздействия на состояние качества продукции горного предприятия. Например, при создании пункта сортировки или предконцентрации качества рудной массы в выработках околоствольного двора датчики предварительной информации о качестве руды должны быть расположены, как минимум, в месте взвешивания руды или в бункере под опрокидывателем. При организации же участкового усреднительного склада руды необходимо расположить датчики качества как на входе в этот склад, так и на выходе из него. Такое расположение датчиков позволит заблаговременно получать необходимые сведения о составе рудной массы и ее свойствах и, следовательно, создаст более благоприятные условия для своевременного (при необходимости) изменения режима работы пунктов формирования качества руды.

Важность соблюдения этого принципа можно проиллюстрировать на примере Зырянского свинцово-цинкового комбината, где в 1980-е годы была создана первая в СССР рудничная автоматизированная система управления качеством руды. Пункты контроля руды были выполнены на весовой, расположенной непосредственно перед опрокидывателем, что практически исключало возможности каких-либо управляющих действий с рудой, так как возможности отделения от состава отдельных вагонов, даже с заведомо пустой породой, на этой стадии технологической схемы уже практически нет. Вследствие этого вся рудная масса, вне зависимости от результатов повагонного анализа, разгружалась в общий бункер. Таким образом, размещение аппаратуры контроля оказалось малоэффективным с позиций управления процессом формирования качества добычи: при

этом осуществлялась лишь регистрация стихийно сформировавшегося в грузопотоке качества рудной массы без возможности активного на него воздействия.

Технологическая схема добычи с управлением качеством рудной массы может включать в себя, кроме усреднительных систем и пунктов предконцентрации на различных стадиях добычных работ, узел призабойной рудосортировки, а также повагонной (помашинной) выбраковки руды. Естественно, что в этих случаях без аппаратуры оперативного контроля также не обойтись. Расположение датчиков контроля качества при этом может быть *стационарное* (на концентрационных горизонтах, в околоствольном дворе, бункерах), *полустационарное* (в призабойном пространстве, на откаточных горизонтах), *мобильное* (смонтированы на погрузочно-доставочных и транспортных средствах).

Наиболее перспективным представляется размещение датчиков оперативной информации о качестве руды непосредственно в ковшах и кузовах погрузочных и доставочных машин с выводом экрана в кабину машиниста. Это должны быть наиболее простые и неприхотливые в эксплуатации устройства, например, с красной и зеленой индикацией на дисплее, информирующие об уровне соответствия минерального продукта существующим требованиям. Применение таких технических средств уже на начальных пунктах технологической схемы добычи может кардинально повысить культуру горного производства, существенно снизив погрузку и доставку некачественной рудной массы. Безусловно, что такая аппаратура не может заменить более точный контроль и более глубокие процессы предконцентрации и усреднения, выполняемые в специально оборудованных горных выработках и с применением более мощных технических средств.

При управлении качеством добычи может возникнуть необходимость создания (вместо одного результирующего) нескольких самостоятельных потоков с разнокачественной рудой. Каждый такой рудопоток направляется в свой пункт назначения с наиболее эффективным для него способом первичной перера-

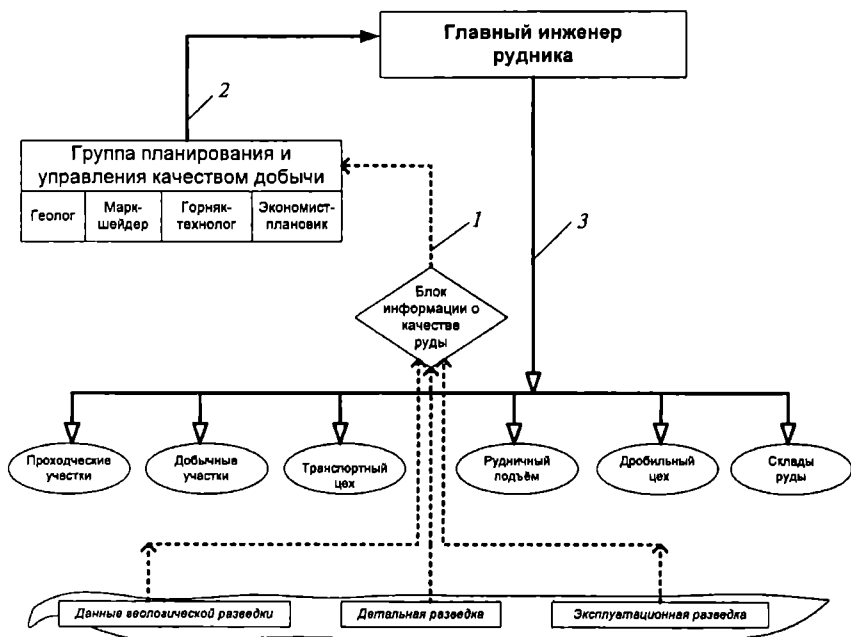
ботки. Но и при наличии в месторождении одного типосорта руды выделение нескольких рудопотоков с разными уровнями содержания металла способствует повышению стабильности качества руды в каждом из рудопотоков.

Информационная система качества руды на горном предприятии, безусловно, должна быть общей, объединяющей все потоки данных о руде, полученных при всех видах разведки, а также в очистных блоках и в технологической цепи рудника. Конечно, создание такой разветвленной системы контроля качества рудной массы оправдано лишь при условии полезного использования всего получаемого объема сведений для управляемого формирования показателей качества. Поэтому должна быть востребованность такой информации со стороны всех служб, влияющих на изменение качественных показателей руды в результате их функциональных действий. Такая потребность в этих сведениях неизбежно возникнет при предъявлении к этим службам определенных требований в части качества руды.

Исходя из всего сказанного выше, складывается следующая структура общей информационно-управляющей системы качества руды в руднике, включающая в себя две составные части:

- систему календарного и текущего планирования;
- систему оперативной информации и управления.

Первая система (рис. 3.6), в принципе, может иметь традиционный вид, но с внесением в нее некоторых существенных дополнений. В первую очередь, введения в нее элемента персональной ответственности специалистов, в том числе геолога, маркшейдера, горняка-технолога и плановика-экономиста (объединенных в специальную группу) за эффективность функционирования системы в части текущего планирования и управления качеством добычи. Эта группа специалистов должна не только участвовать в разработке текущих планов горных работ, но и осуществлять (каждый по своему направлению) контроль за выполнением горно-добычных работ, своевременно информируя техническое руководство рудника о необходимости внесения коррективов в задания соответствующим подразделениям.



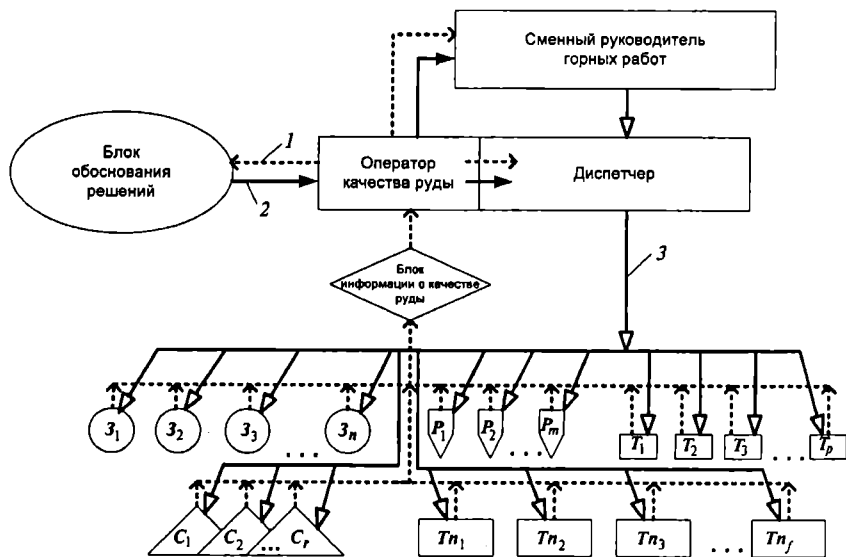
**Рис. 3.6. Структура системы календарного и текущего планирования и управления качеством добычи:**

1 — потоки информации о качестве руды; 2 — рекомендуемые технологические и организационные решения; 3 — управляющие команды

Вторая система (рис. 3.7), в отличие от системы календарного и текущего планирования и управления качеством руды, создается заново. Ее производственные действия являются логическим развитием функций первой системы. Эта структура должна создаваться при условии обеспечения управляющих звеньев рудника оперативными сведениями о состоянии качества рудной массы на всех узловых точках технологической схемы. Получаемая при этом информация должна передаваться по самостоятельным каналам и поступать в единый центр ее переработки. Вся оперативная информация должна концентрироваться у специального оператора, который после переработки полученных сведений (в том числе путем задействования в работу блока обоснования решений) и изучения альтернативных вариантов технологических и организационных решений дает

обоснованные рекомендации диспетчеру или сменному руководителю горных работ о наиболее рациональном варианте действий. Управляющие решения, принимаемые техническим руководителем, передаются в виде распоряжения конкретным исполнителям через диспетчера.

Группа текущего планирования и управления качеством совместно с техническим персоналом блока обоснования технологических и организационных решений составляет мозговой центр системы управления. Здесь накапливается информация о состоянии количественно-качественных характеристик руды в разных частях месторождения и технологического комплекса рудника, анализируются исходные данные и выполняются соответствующие расчеты. Важнейшим составным элементом системы



**Рис. 3.7.** Принципиальная структура оперативной информационно-управляющей системы качеством руды:

1 — информация о качестве руды; 2 — рекомендуемые технологические и организационные решения; 3 — управляющие команды;  $Z_1, \dots$  — забои, очистные блоки, панели, участки;  $C_1, \dots$  — склады руды;  $P_1, \dots$  — рудоспуски;  $T_1, \dots$  — внутрирудничные транспортные средства;  $T_{n1}, \dots$  — средства транспорта на поверхности шахты

управления качеством руды является методология обоснования технологических и организационных действий горно-добывающего производства. Для этого, в зависимости от сложности решаемых задач, следует использовать методы исследования операций (линейное и динамическое программирование, сетевое планирование и др.), математический аппарат (линейная алгебра, теория вероятности и математическая статистика, теория случайных функций и др.). Расчеты и результаты моделирования ситуаций производятся в компьютерном центре с передачей рекомендаций соответствующим руководителям производства с обеспечением обратной связи в режиме реального времени.

### **3.7. ВЗАИМНАЯ УВЯЗКА РАЗЛИЧНЫХ ТРЕБОВАНИЙ К КАЧЕСТВУ РУДЫ**

В систематизации способов управления качеством руд при подземной добыче (см. рис. 3.1) были определены, в зависимости от поставленных целей, три группы, каждая из которых содержит по несколько возможных способов воздействия на руду и изменения ее характеристик. С помощью этих способов предоставляется возможность обеспечивать в той или иной мере регулирование показателей рудной массы. Каждый из способов отличается своими технологическими и организационными приемами и имеет свои критерии оценки. Поэтому на практике возможны такие ситуации, когда какие-то мероприятия, направленные на достижение определенной цели управления, могут вступать в противоречие с другими задачами и способами формирования качества. Например, цели сепарационных и усреднительных технологий принципиально разные, и для достижения требуемых результатов обычно необходимы диаметрально противоположные действия. Так, если сепарация подразумевает создание максимальной контрастности содержания металлов между предконцентратом и отходами сепарации путем выполнения разделительных процессов, то усреднение, наоборот, имеет целью максимальное перемешивание всех компонентов рудной массы.



Другой пример. Повышение степени дробления рудной массы может сопровождаться снижением в ней содержания полезных компонентов. Это связано с тем, что рудные минералы часто обладают большей хрупкостью, чем вмещающие их породы, что способствует более интенсивному переизмельчению и росту потерь наиболее богатой рудной мелочи.

Можно отметить и другие возможные противоречия в некоторых целях и в способах управления качеством руд. Поэтому существует объективная необходимость при создании управляющих систем качества оптимально увязывать эти взаимные несоответствия в общей технологической схеме, максимально нейтрализовав их взаимные негативные воздействия.

В общем случае, для взаимоувязки разделительных и усреднительных процессов в технологической схеме, их необходимо развести по последовательности исполнения. Например, для случаев, когда необходима посортная отгрузка с высокой стабильностью показателей качества руды, вначале следует выполнять раздельную добычу разносортных руд (или сортировку рудной массы) с дроблением до требуемой крупности в процессе отбойки и на дробильно-сортировочном комплексе, а затем уже производить смешивание рудопотоков и дискретных объемов по соответствующим сортам. Нарушение указанного принципа будет способствовать усложнению исполнения требований к продукции рудника в части обеспечения определенного химического и минералогического состава руды, поскольку по мере удаления рудопотока от забоя происходит естественное перемешивание рудной массы под воздействием последующих производственных операций. Очевидно, что размещение разделительных средств на выходе рудопотока из рудника потребует выполнения более глубокой сепарации рудной массы. Но, с другой стороны, отдаление пунктов сепарации от забоев позволяет создать стационарные производства с более совершенной и глубокой технологией разделения, не зависящей от локальных условий очистных работ.

Другое обстоятельство, которое необходимо учитывать при взаимной увязке различных требований к качеству полезного ископаемого, — это их разная экономическая значимость как

для отдельных производств (добыча, обогащение, металлургический передел), так и для горно-металлургического комплекса в целом. Реально могут возникнуть такие ситуации, когда некоторые из этих требований, весьма выгодных потребителю, очень нетехнологичны и потому неоправданно трудоемки и дороги для рудника. Так, для обогатительных фабрик наиболее существенное значение имеют такие показатели качества рудного сырья, как минеральный тип руды, крупность рудоминеральных зерен, содержание полезных и вредных компонентов, уровень стабильности минерального и химического составов, гранулометрический состав, прочность кусков, влажность и целый ряд других. Эти характеристики определяют обогатимость руды, показатели выхода и качества концентратов, а также энерго- и материалоемкость процессов обогащения. При этом степень влияния каждой из этих характеристик качества руды на показатели обогащения и в целом на конечные результаты горно-металлургического производства в общем случае различна. Не одинаковы также и возможности горно-добывающего производства по обеспечению каждого из этих показателей, различны и затраты на их выполнение. Поэтому мерой оценки целесообразности включения в состав нормативного документа того или иного требования (и их количественного значения) должен быть интегральный экономический показатель, соответствующий некой совокупности производств. В процессе оценки конкретного требования к качеству руды может оказаться необходимым суммирование затрат не только добычного и обогатительного производств, но также агломерационного, металлургического, на транспорт руды и всех промежуточных продуктов.

Экономическую оценку требований к качеству продукции рудника (по их номенклатуре и уровню показателей) следует определять согласно следующим условиям.

1. Если изменение данного требования рассматривается лишь с позиций интересов рудника и обогатительной фабрики, то критерием оптимальности решения является минимум суммарных затрат только этих производств:

$$q_i = q_{\text{opt}} \text{ при } \Sigma C_{\text{до}} = C_{\text{д}} + C_{\text{о}} \rightarrow \min. \quad (3.72)$$

Здесь  $q_i, q_{\text{опт}}$  — текущий и оптимальный уровень требования к показателю качества соответственно;  $C_d$  и  $C_o$  — соответственно затраты на добычу и обогащение руды.

В графическом виде эта зависимость представлена на рис. 3.8, а, позволяющим оптимизировать эту задачу наиболее наглядно. Для этого производится графическое суммирование ординат каждой из кривых и устанавливается точка  $q_{\text{опт}}$ , соответствующая минимальным суммарным затратам.

2. Если же в результате принятия рассматриваемых требований происходит заметное изменение качества или себестоимости концентратов, что существенно повлияет на себестоимость или качество конечной продукции, то в расчетах следует учитывать затраты по всему горно-металлургическому комплексу:

$$\begin{aligned} q_i = q_{\text{опт}} \text{ при } \Sigma C_{\text{доат}} &= C_d + C_o + C_a + C_r + C_m = \\ &= \Sigma C_{\text{доат}} + C_m \rightarrow \min, \end{aligned} \quad (3.73)$$

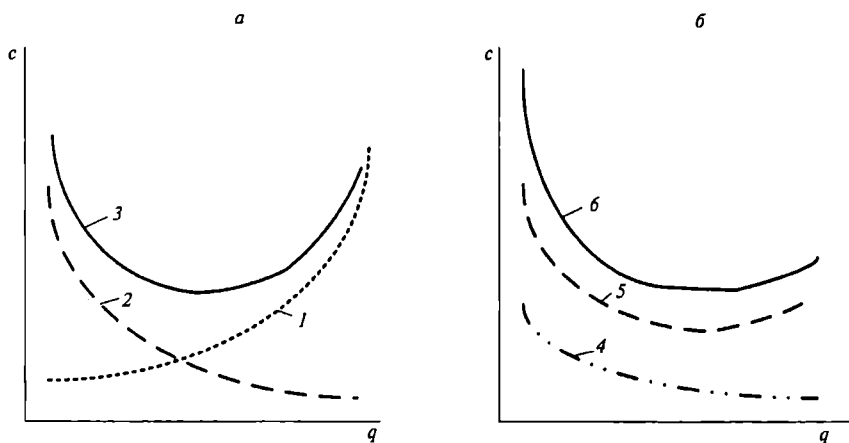
где  $\Sigma C_{\text{доат}}$  — суммарные затраты на добычу, переработку и транспортирование руды и промпродуктов без металлургического передела;  $C_m$  — себестоимость металлургического передела.

Общий вид графика такой зависимости представлен на рис. 3.8, б.

В случаях, когда изменение требований к качеству руды затрагивает не только текущие (эксплуатационные) расходы, но и требует определенных капитальных затрат, расчеты следует вести в соответствии с базовым критерием — чистым дисконтированным доходом комплекса производств:

$$\text{ЧДД} = \sum_t^T [C_t Q_t - (K_t + C_t - A_t)] \frac{1}{(1-E)^t}, \quad (3.74)$$

где  $T, t$  — соответственно длительность периода, на который ведется расчет, и шаг расчета;  $C_t$  — цена конечного продукта комплекса производств в  $t$ -м году;  $Q_t$  — объем выпуска конечной продукции в  $t$ -м году;  $K_t, C_t, A_t$  — соответственно суммарные по производствам капитальные и эксплуатационные затраты и амортизационные отчисления в  $t$ -м году;  $E$  — норма дисконта, принимаемая равной ставке за банковский кредит.



**Рис. 3.8. Оптимизационные графики для производственных комплексов:**  
*a* — «рудник — обогатительная фабрика»; *б* — «рудник — обогатительная и агломерационные фабрики — транспорт промпродуктов — металлургические заводы». Кривые затрат: 1 — на добычу; 2 — на обогащение; 3 — на добычу и обогащение; 4 — на металлургический передел; 5 — суммарные затраты на добычу, обогащение, агломерацию, транспорт промпродуктов; 6 — общие затраты

При большом разнообразии требований к качеству рудного сырья все эти требования необходимо ранжировать по уровню их значимости для горно-металлургического комплекса в целом, в том числе и для конкретных производств. Такое ранжирование необходимо для установления приоритетности тех или иных требований в случаях возникновения противоречий между способами их осуществления.

Далее рассматриваются и способы обеспечения повышенных требований к качеству продукции горно-добывающих предприятий. Приводятся принципиальные организационные и технологические решения и основные методики обоснования их основных параметров при необходимости:

- повышения массовой доли металлов в добытой руде;
- снижения в ней амплитуды колебания содержания основных металлов;
- регулирования кусковатости рудной массы.

- 4.1**  
ПЛАНОВО-  
ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ  
МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ  
КАЧЕСТВОМ РУД  
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ  
ДОБЫЧЕ
- 4.2**  
ДОЛГОСРОЧНОЕ  
ПЛАНИРОВАНИЕ  
КАЧЕСТВА РУДЫ  
ПРИ РАЗВИТИИ  
ГОРНЫХ РАБОТ
- 4.3**  
ТЕКУЩЕЕ  
ПЛАНИРОВАНИЕ  
СРЕДНЕГО КАЧЕСТВА  
ДОБЫТОЙ РУДЫ
- 4.4**  
МЕТОДИКИ  
ОПЕРАТИВНОГО  
УПРАВЛЕНИЯ  
КАЧЕСТВОМ РУДЫ  
В ПРОЦЕССЕ  
ЕЕ ДОБЫЧИ
- 4.5**  
КОНЦЕНТРАЦИЯ  
ГОРНЫХ РАБОТ  
И ЧИСЛО  
ВЫЕМОЧНЫХ ЕДИНИЦ  
С ПОЗИЦИЙ УСРЕДНЕНИЯ  
РУДНОЙ МАССЫ
- 4.6**  
СТОХАСТИЧЕСКОЕ  
МОДЕЛИРОВАНИЕ  
ПРОЦЕССА УСРЕДНЕНИЯ  
РУДНОЙ МАССЫ  
В БУНКЕРЕ
- МЕТОДОЛОГИЯ  
ОБОСНОВАНИЯ  
ГЛАВНЫХ  
ПАРАМЕТРОВ  
УСРЕДНИТЕЛЬНОЙ  
СИСТЕМЫ  
РУДНИКА**



## 4.1. ПЛАНОВО-ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

---

Формирование требуемого качества руды на горном предприятии начинается с планирования горных работ. При этом выделяются блоки рудных тел, подлежащих выемке, и устанавливается календарный график последовательности их отработки.

Исходный показатель, по которому планируются горные работы в руднике, — это количество металла, добываемого в определенные календарные сроки:

$$M = 0,01\alpha_6 Q_6, \quad (4.1)$$

где  $\alpha_6$  — среднее содержание металла в балансовых запасах руды, подлежащих выемке, %;  $Q_6$  — количество руды в недрах, планируемое к извлечению за определенный календарный срок, тыс. т.

В связи с природной неравномерностью размещения металла в рудном массиве каждому объему добычи соответствуют, в общем случае, разные значения среднего в них содержания металлов. Поэтому при наборе объемов добычи на планируемый срок расчеты ведутся исходя из средних значений содержания металла, пропорциональных объемам запасов в блоках:

$$\alpha_6 = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_{6i} Q_{6i}}{\sum_{i=1}^n Q_{6i}}, \quad (4.2)$$

где  $\alpha_{6i}$  — содержание металла в  $i$ -м блоке рудного тела;  $Q_{6i}$  — количество руды в  $i$ -м блоке.

Подставив (4.2) в (4.1), получим зависимость с объемами и качеством руды по блокам, формирующим общий план добычи:

$$M = 0,01 \sum_{i=1}^n \alpha_{6i} Q_{6i} . \quad (4.3)$$

Для получения заданного количества металла, с учетом потерь  $P$  и разубоживания  $R$  руды, общее количество добытой рудной массы должно быть не менее

$$Q_d = Q_6 \frac{1-P}{1-R} = Q_6 \gamma = \sum_{i=1}^n Q_{6i} \gamma . \quad (4.4)$$

Здесь  $\gamma$  — коэффициент выхода рудной массы.

При этом

$$P = \frac{M_n - M_3}{M_6} = \frac{\alpha_6 Q_n - \alpha_3 Q_3}{\alpha_6 Q_6} \text{ и } R = \frac{\alpha_6 - \alpha_{pm}}{\alpha_6} ,$$

где  $M_n$ ,  $M_3$ ,  $M_6$  — соответственно количество металла в потерянной руде, в засоряющих руду боковых породах и в балансовой руде;  $\alpha_6$ ,  $\alpha_3$ ,  $\alpha_{pm}$  — соответственно содержание металла в балансовых запасах, в засоряющих руду породах и в рудной массе;  $Q_n$ ,  $Q_3$ ,  $Q_6$  — соответственно количество потерянной руды, примешавшихся боковых пород и балансовых запасов, подлежащих выемке.

Формулы (4.3) и (4.4) содержат исходные планируемые показатели горного предприятия, обеспечивающие добычу заданного количества металла, — объемы извлечения балансовых запасов, количества рудной массы и ее качество по совокупности обрабатываемых блоков. В соответствии с ними определяются объемы и сроки выполнения работ по вскрытию и подготовке конкретных участков в рудничном поле.

Выделяются стадии планирования горных работ, характеризующиеся сроками, в пределах которых устанавливаются объемы добычи и средние показатели качества рудной массы, а также направления фронта и темп горных работ. По этим признакам различаются:



- *долгосрочное (перспективное) планирование*, выполняемое на несколько лет с целью определения перспективы горного производства;

- *текущее планирование*, включающее в себя составление годовой программы горных работ с разбивкой по кварталам и месяцам;

- *оперативное планирование и управление* горными работами, включающее декадно-недельно-суточное планирование и посуточно (посменное) управление, регулирующее текущие отклонения в показателях добычи.

Каждая из этих стадий имеет свои характерные задачи, критерии и методы решения. При этом, чем больший срок планирования горных работ и относительно большие объемы добычи, тем значительнее возможны отклонения планируемых показателей качества рудной массы от фактических. Так, если рассмотреть некую динамику изменения содержания полезного компонента во времени, соответствующую определенному направлению развития горных работ (рис. 4.1), то можно отметить характерные годовые перепады среднего качества руды. Вместе с тем этот процесс не однороден, поскольку при этом имеют место как бы самостоятельные колебания в каждом временном периоде. На рассматриваемом графике видно, как эти изменения проявляются по годам и по месяцам. Эту тенденцию можно и далее раскрыть по декадам, неделям, суткам и т.д. Таким образом, с уменьшением календарных сроков (а следовательно, и с уменьшением объемов руды) уменьшается амплитуда и увеличивается частота колебания показателя качества руды в потоке. Поэтому и процесс стабилизации качества добытой руды должен быть многостадийный. Его следует начинать с долгосрочного и текущего планирования горных работ и постепенно регулировать на последующих стадиях планирования и управления, поэтапно снижая уровень изменчивости показателей качества руды. Одна из целей долгосрочного планирования горных работ — снятие в первом приближении низкочастотной части рассматриваемого колебательного явления. На последующих стадиях, наряду с обеспечением стабильности высокоамплитудного спектра колебаний, необходимо стремиться к снижению и более высокочастотных характеристик.

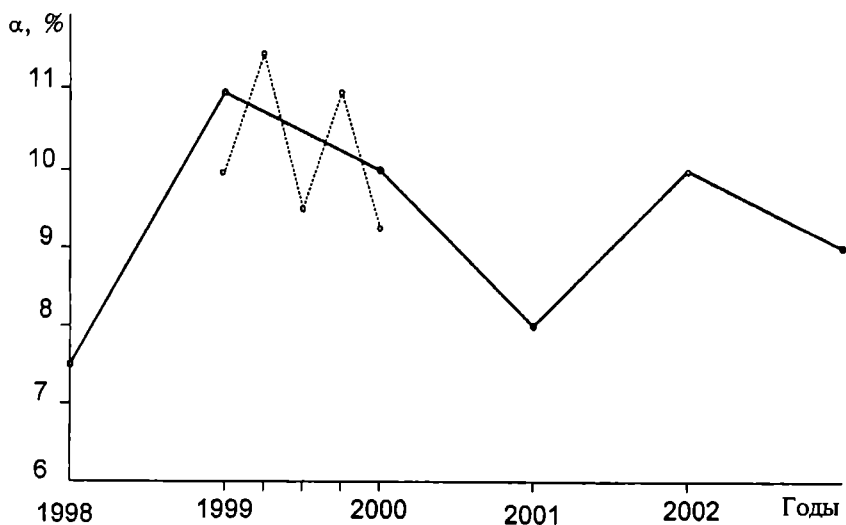


Рис. 4.1. Характер изменчивости показателя качества добычи во времени

Оперативное управление горными работами в режиме формирования качества рудной массы, осуществляемое на заключительной стадии, призвано воздействовать на технологию и организацию горного производства с тем, чтобы снизить или полностью исключить отклонения от запланированных показателей. В результате корректирующих действий должны обеспечиваться запланированные или более улучшенные результаты.

## 4.2. ДОЛГОСРОЧНОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА РУДЫ ПРИ РАЗВИТИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Исходя из общего критерия эффективности всего комплекса горно-металлургических производств, но рассматривая задачу в пределах рудничных затрат, в качестве целевой функции долгосрочного планирования логично принять следующее выражение:

$$f = \sum_{t=0}^T (K_t + C_t - A_t) \frac{1}{(1+E)^t} \rightarrow \min, \quad (4.5)$$

где  $T$ ,  $t$  — длительность планируемого периода и шаг расчета;  $K_t$ ,  $C_t$ ,  $A_t$  — соответственно капитальные и эксплуатационные расходы и амортизационные отчисления в  $t$ -м году;  $E$  — норма дисконта.

При этом эксплуатационные затраты на добычу руды можно представить в виде  $C_t = C_{oi} + C_{ми} a$ . Здесь  $C_{oi}$ ,  $C_{ми}$  — затраты на очистную выемку и на подготовительно-нарезные работы;  $a$  — удельный объем подготовительно-нарезных работ.

Необходимость учета в целевой функции капитальных затрат и амортизации объясняется относительно большими сроками, на которые в данном случае планируются горные работы.

Объемы добычи по годам определяются исходя из задания на металл, среднего его содержания в осваиваемых участках месторождения и другими горно-техническими возможностями рудника. При планировании должны соблюдаться определенные ограничения:

$$Q_d = \sum_{j=1}^m Q_{6i} \frac{1-P}{1-R} \geq \frac{100M}{\alpha_6}. \quad (4.6)$$

В этой формуле  $Q_d$  — общее количество добытой руды в планируемые сроки;  $Q_{6i}$  — количество руды, добываемое в эти же сроки с  $i$ -го участка (блока);  $M$  — заданное количество металла на планируемый период;  $\alpha_6$  — среднее по руднику (в планируемые сроки) содержание металла в разрабатываемых запасах.

Каждый вариант плана горных работ должен оцениваться по уровню изменчивости качества руд:

$$D_j = \sum_{t=1}^T (\alpha_{jt} - \bar{\alpha}_j)^2, \quad (4.7)$$

где  $D_j$  — дисперсия среднегодового значения  $j$ -го показателя качества;  $\alpha_{jt}$  — среднее значение  $j$ -го показателя качества на  $t$ -й год;  $\bar{\alpha}_j$  — среднее значение  $j$ -го показателя качества за рассматриваемый период;  $T$  — число лет в рассматриваемом периоде.

Если руды месторождения различаются по типам и сортам, влияющим на их обогатимость, или обладают другими технологическими свойствами, требующими их отдельной добычи, то для планирования возникает дополнительное условие:

$$Q_0 = Q_1^* + Q_2^* + \dots + Q_k^* + \dots + Q_m^* = \sum_{k=1}^m Q_k^* . \quad (4.8)$$

Здесь  $Q_k$  — объемы добычи разносортных руд из разных блоков.

На геологических планах и разрезах выделяются контуры участков (блоков) залежей и устанавливаются в них количество запасов и средневзвешенные значения показателей качества руды. При обосновании объемов добычи руды из каждого блока, в соответствии с применяемыми системами разработки и имеющей место сложностью залегания рудных тел, в расчеты закладываются нормируемые уровни потерь и разубоживания, определяющих коэффициент выхода рудной массы и снижение содержания в ней металлов по сравнению с исходным его значением в недрах.

Для перспективного планирования, в отличие от календарного, выполняемого при проектировании, наряду с данными геологоразведки используются более детальные материалы эксплуатационной разведки, а также другие геолого-маркшейдерские документы. В частности, уточненные планы размещения типов сортов руды, горно-геометрические графики, отражающие изменения содержания металла в пространстве рудного поля, и др. При этом более точно учитываются погрешности в оценках запасов руд и их качества.

### 4.3. ТЕКУЩЕЕ ПЛАНИРОВАНИЕ СРЕДНЕГО КАЧЕСТВА ДОБЫТОЙ РУДЫ

Текущее планирование выполняется в пределах календарного года. Рассмотрим его сущность на примере месячного планирования горных работ в режиме обеспечения качества руды. При этом учитываются изменения, произошедшие в условиях разработки, по сравнению с принятыми в годовом плане, а именно:

- может претерпеть изменения перечень блоков, из которых предполагалось добывать руду, из-за невыполнения сроков подготовки и ввода в эксплуатацию новых блоков;
- возможны отклонения от первоначальной оценки запасов руды в некоторых блоках;
- уточненное содержание металлов в руде, добываемой в ближайшем месяце, как правило, отличается от среднего значения, принятого в годовом плане;
- возможно частичное изменение направление горных работ в руднике по сравнению с заложенными в годовой план.

Основная цель данного вида планирования — это обоснование заданий на месячные объемы добычи руды по каждому конкретному очистному блоку с учетом их качества.

Пусть на полиметаллическом руднике имеется  $n$  действующих очистных блоков. В каждом из них ожидаемое среднее содержание, например, никеля, меди и золота, составляют  $\alpha_i^{\text{Ni}}$ ,  $\alpha_i^{\text{Cu}}$ ,  $\alpha_i^{\text{Au}}$ . Кроме того, известны: запасы руды в каждом блоке на начало месяца  $G_i$ ; возможная добыча из каждого блока на планируемый период (максимальная и минимальная производительность)  $Q_i^{\text{max}}$ ,  $Q_i^{\text{min}}$ ; максимальная пропускная способность горных выработок и перегрузочных пунктов от каждого блока до главного подъема  $Q_{\text{гп}}$ ; затраты на очистную выемку  $C_i^{\text{об}}$  и транспортирование  $C_i^{\text{тп}}$  руды по каждому блоку; планируемое руднику содержание металлов в руде  $\alpha_{\text{пл}}^{\text{Ni}}$ ,  $\alpha_{\text{пл}}^{\text{Cu}}$ ,  $\alpha_{\text{пл}}^{\text{Au}}$ ; план месячной добычи руды  $Q_{\text{пл}}$ .

В целом задача формируется следующим образом: определить объем добычи руды  $Q_i$  из каждого блока ( $i = 1, 2, 3 \dots n$ ), обеспечивающий минимальное отклонение среднего содержания в добытой рудной массе от планового при минимуме затрат на добычу с соблюдением рационального порядка отработки месторождения. То есть, целевая функция имеет вид

$$f = \sum_{i=1}^n (C_i^{об} + C_i^{тп}) Q_i \rightarrow \min. \quad (4.9)$$

Отметим, что целевая функция (4.9) не противоречит функции (4.5), поскольку задача текущего планирования решается в рамках перспективного плана.

Далее сделаем следующие ограничения условия задачи:

по отклонению количества металлов в руде от плановых величин

$$\sum_{i=1}^n \alpha_i^{Ni} Q_i - \alpha_{пл}^{Ni} Q_{пл} \rightarrow \min;$$

$$\sum_{i=1}^n \alpha_i^{Cu} Q_i - \alpha_{пл}^{Cu} Q_{пл} \rightarrow \min; \quad (4.10)$$

$$\sum_{i=1}^n \alpha_i^{Au} Q_i - \alpha_{пл}^{Au} Q_{пл} \rightarrow \min;$$

по производительности добычи

$$Q_i^{\min} \leq Q_i \leq Q_i^{\max}; \quad (4.11)$$

по пропускной способности горных выработок

$$\sum_{i=1}^n Q_i \leq Q_{пс}; \quad (4.12)$$

по выполнению плана добычи

$$\sum_{i=1}^n Q_i \geq Q_n. \quad (4.13)$$

Конкретная численная задача может быть решена, в соответствии с данной математической моделью, методами линейного программирования, в частности симплекс-методом, либо на компьютере, например, по программе STATGRAF. Пример использования линейного программирования для целей оперативного управления приведен ниже.

#### **4.4. МЕТОДИКИ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДЫ В ПРОЦЕССЕ ЕЕ ДОБЫЧИ**

Путем оперативного управления процессами очистной выемки и транспортирования рудной массы, осуществляемого внутри суток и смен, возможно значительное снижение колебания качества руды в высококачественной части спектра колебаний. Для обеспечения оперативного управления качеством руды в современных условиях требуется выполнение следующих основных организационно-технологических условий:

- наличие на руднике системы оперативной информации о качестве руды в забоях и в узловых частях потока рудной массы;
- критерий *качество руды* наряду с *объемами добычи* должен быть главным при оценке деятельности сменного руководства рудника и рабочих бригад;
- технологию очистной выемки необходимо привести в соответствие со сложностью залегания рудных тел, изменчивостью качества руды в недрах и требованиями к рудному сырью;
- для рудника следует разработать конкретную методику оперативного планирования и управления качеством руды с применением компьютеров и других технических средств. В завершающей стадии реконструкции должна быть создана автоматизированная система управления качеством руды.

В зависимости от особенностей залегания рудных тел и применяемых систем разработки оперативное управление качеством руды в процессе добычи осуществляется путем:

- регулирования числа забоев, а также доставочных и транспортных средств по забоям либо
- изменения режима выпуска руды из очистных блоков.

Первый вариант оперативного управления качеством добычи является основным на открытых горных работах, где имеются более широкие, чем при подземной добыче, возможности маневрирования последовательностью отработки запасов руды, в том числе и осуществление выборочной выемки. На подземных рудниках достаточно хорошие условия для такого способа оперативного планирования и управления имеются при системах разработки с открытым очистным пространством.

Более сложно осуществление оперативного планирования и управления качеством рудной массы за счет регулирования режима выпуска руды. Кроме того, сам по себе процесс выпуска руды (особенно в мощных залежах при системах с массовым обрушением) является трудно поддающимся управлению. При этом очень сложно получение достоверной оперативной информации о качестве руды в объемах, подлежащих выпуску. Поэтому управление качеством рудной массы здесь производится больше за счет вероятностной оценки состояния и изменчивости качества путем смешивания руды в грузопотоках, в том числе в рудоспусках, на концентрационных горизонтах и в подземных бункерах.

Задачи первого типа могут решаться аналитически, в том числе, методами линейного и нелинейного программирования. С применением компьютерной техники возможно осуществлять непрерывное оперативное управление очистными работами, для чего необходим своевременный ввод в компьютеры данных об изменении исходной ситуации.

Второго типа задачи решаются на базе вероятностно-статистических методов и путем моделирования процесса трансформации качества руды. На базе теории вероятности, а также теории случайных функций имитируются процессы формирования качества руды в потоке, в бункерах и штабелях, прогнозируются показатели качества руды в конкретных участках блока и в потоке. Для этого можно использовать зависимости (3.59)...(3.63), приведенные в разд. 3.5.





пример, неравенство  $a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + \dots + a_{1n}x_n \geq b_1$  заменяется линейным уравнением  $a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + \dots + a_{1n}x_n = b_1$ .

Оптимальному решению будет соответствовать набор неотрицательных значений  $x_1, x_2, \dots, x_n$ , удовлетворяющих системе (4.14) и обращающих целевую функцию (4.15) в минимум или максимум. Поиск оптимального решения обычно выполняется симплекс-методом. На компьютере задача решается с помощью программы STATGRAF.

Рассмотрим пример решения задачи оперативного управления для условий меднорудного предприятия. Исходные условия задачи приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

№ забоя	Максимально возможная производительность забоев $Q_{i\max}$ , т/смену	Содержание меди в забоях $\alpha_i$ , %	Показатель изменчивости качества руды $\sigma_i$ , ед.
1	850	1,62	1,5
2	950	2,39	1,74
3	1000	0,77	0,75
4	900	0,81	0,75

В задаче требуется обосновать задание на добычу руды из данных забоев с суммарной производительностью до 3400 т/смену. При этом необходимо обеспечить среднее содержание металла в добытой руде  $\alpha_{cp} = 1,41$  % при показателе изменчивости содержания меди  $\sigma \leq 1,19$ . Аналитическая запись задачи:

целевая функция

$$f = 1,5Q_1 + 1,74Q_2 + 0,75Q_3 + 0,81Q_4 - 4046 \rightarrow \min;$$

система ограничений:

$$Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 3400;$$

$$0,0162Q_1 + 0,0239Q_2 + 0,0077Q_3 + 0,0081Q_4 = 47,94;$$

$$Q_1 \leq 840; Q_2 \leq 950; Q_3 \leq 1000; Q_4 \leq 900.$$

При заданной системе равенств и неравенств, среди всех неотрицательных решений требуется выбрать такие, при которых функция  $f$  достигнет наименьшего значения. После заполнения соответствующей симплекс-таблицы, которая для краткости изложения не приводится, получено следующее распределение производительности по забоям:

$$Q_1 = 715,48m; Q_2 = 950m; Q_3 = 834,52m; Q_4 = 900m.$$

#### **4.4.2. ОПЕРАТИВНОЕ УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ДОБЫЧИ РЕШЕНИЕМ СИСТЕМЫ ЛИНЕЙНЫХ УРАВНЕНИЙ**

Исключив из постановки предыдущей задачи минимизацию функции и несколько ее упростив, задачу управления качеством рудной массы можно привести к более простому перераспределению объемов добычи из каждой очистной единицы (забоя, блока, участка и др.). Такое упрощение задачи допустимо и оправдано для управления процессом формирования качества руды внутри рабочей смены. Эти управляющие действия ограничены рамками текущего и оперативного планирования и направлены на достижение ранее запланированных показателей при изменениях первоначальных условий производства, возникших в течение смены.

Относительно просто такие задачи решаются методами линейной алгебры, не требуя громоздких расчетов. Возможность обойтись при этом карманным калькулятором позволяет наиболее оперативно находить оптимальные решения непосредственно на местах работ.

Методика решения задачи перераспределения объемов добычи разработана практически для любого количества забоев (объемов)  $n$  и регламентируемых показателей качества руды  $m$ . При  $m = n$ , т.е. когда число уравнений равно числу неизвестных, решается квадратная матрица. Если же  $m \neq n$ , то стремятся искусственно привести это выражение к виду  $m = n$ .

Рассмотрим методику расчета на нижеследующем примере.

Пусть в  $n$  забоях добывается руда, качество которой оценивается  $m$  показателями (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Показатели качества	Забой						
	1	2	3	...	$i$	...	$n$
1	$\alpha_{11}$	$\alpha_{12}$	$\alpha_{13}$	...	$\alpha_{1i}$	...	$\alpha_{1n}$
2	$\alpha_{21}$	$\alpha_{22}$	$\alpha_{23}$	...	$\alpha_{2i}$	...	$\alpha_{2n}$
3	$\alpha_{31}$	$\alpha_{32}$	$\alpha_{33}$	...	$\alpha_{3i}$	...	$\alpha_{3n}$
...	...	...	...	...	...	...	...
$j$	$\alpha_{j1}$	$\alpha_{j2}$	$\alpha_{j3}$	...	$\alpha_{ji}$	...	$\alpha_{jn}$
...	...	...	...	...	...	...	...
$m$	$\alpha_{m1}$	$\alpha_{m2}$	$\alpha_{m3}$	...	$\alpha_{mi}$	...	$\alpha_{mn}$

При этом необходимо так перераспределить объемы добычи  $Q_i$  из каждого  $i$ -го забоя, чтобы обеспечивалось заданное среднее содержание каждого  $j$ -го компонента в объеме добытой рудной массы  $Q$ .

По исходным данным задачи можно составить следующую систему линейных уравнений:

$$\begin{aligned}
 \alpha_{11} Q_1 + \alpha_{12} Q_2 + \alpha_{13} Q_3 + \dots + \alpha_{1i} Q_i + \dots + \alpha_{1n} Q_n &= \alpha_1 Q \\
 \alpha_{21} Q_1 + \alpha_{22} Q_2 + \alpha_{23} Q_3 + \dots + \alpha_{2i} Q_i + \dots + \alpha_{2n} Q_n &= \alpha_2 Q \\
 \alpha_{31} Q_1 + \alpha_{32} Q_2 + \alpha_{33} Q_3 + \dots + \alpha_{3i} Q_i + \dots + \alpha_{3n} Q_n &= \alpha_3 Q \quad (4.16) \\
 \dots & \\
 \alpha_{j1} Q_1 + \alpha_{j2} Q_2 + \alpha_{j3} Q_3 + \dots + \alpha_{ji} Q_i + \dots + \alpha_{jn} Q_n &= \alpha_j Q \\
 \dots & \\
 \alpha_{m1} Q_1 + \alpha_{m2} Q_2 + \alpha_{m3} Q_3 + \dots + \alpha_{mi} Q_i + \dots + \alpha_{mn} Q_n &= \alpha_m Q
 \end{aligned}$$

при  $\sum_{i=1}^n Q_i \geq Q$ .

В матричном виде определители третьего порядка ( $m = n = 3$ ) имеют следующий вид:

$$D = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} & \alpha_{13} \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} & \alpha_{23} \\ \alpha_{31} & \alpha_{32} & \alpha_{33} \end{vmatrix} \quad D_1 = \begin{vmatrix} \alpha_1 \cdot Q & \alpha_{12} & \alpha_{13} \\ \alpha_2 \cdot Q & \alpha_{22} & \alpha_{23} \\ \alpha_3 \cdot Q & \alpha_{32} & \alpha_{33} \end{vmatrix} \quad (4.17)$$

$$D_2 = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_1 \cdot Q & \alpha_{13} \\ \alpha_{21} & \alpha_2 \cdot Q & \alpha_{23} \\ \alpha_{31} & \alpha_3 \cdot Q & \alpha_{33} \end{vmatrix} \quad D_3 = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} & \alpha_1 \cdot Q \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} & \alpha_2 \cdot Q \\ \alpha_{31} & \alpha_{32} & \alpha_3 \cdot Q \end{vmatrix}$$

Эта система имеет решение, когда  $D$  и  $D_i$  имеют один и тот же ранг и  $D \neq D_1$ . В этом случае решениями системы являются

$$Q_1 = D_1/D; \quad Q_2 = D_2/D; \quad Q_3 = D_3/D. \quad (4.18)$$

При этом

$$D = \alpha_{11} \alpha_{22} \alpha_{33} + \alpha_{12} \alpha_{23} \alpha_{31} + \alpha_{13} \alpha_{21} \alpha_{32} - \alpha_{13} \alpha_{22} \alpha_{31} - \\ - \alpha_{12} \alpha_{21} \alpha_{33} + \alpha_{11} \alpha_{23} \alpha_{32}.$$

По данной схеме расчета находятся значения и других определителей.

Решим эту задачу для конкретных условий, определенных данными табл. 4.3, когда руду на участке добывают из трех забоев при наличии трех регламентируемых показателей качества.

Таблица 4.3

Показатель	Забой		
	1	2	3
Содержание, %:			
железа $\alpha_{Fe}$	46	38	54
серы $\alpha_S$	2	4	3
кремнезема $\alpha_{SiO_2}$	12	16	18

Суточная производительность участка составляет  $Q = 1500$  т. При этом необходимо так распределить объемы добычи по забоям, чтобы среднее содержание компонентов в общей рудной массе составило  $\alpha_{\text{Fe}} = 44\%$ ;  $\alpha_{\text{S}} = 3\%$  и  $\alpha_{\text{SiO}_2} = 15\%$ .

Для этих исходных данных система линейных уравнений примет вид:

$$\begin{aligned} 0,46Q_1 + 0,38Q_2 + 0,54Q_3 &= 0,01 \cdot 1500 \cdot 44 = 660; \\ 0,02Q_1 + 0,04Q_2 + 0,03Q_3 &= 0,01 \cdot 1500 \cdot 3 = 45; \\ 0,12Q_1 + 0,16Q_2 + 0,18Q_3 &= 0,01 \cdot 1500 \cdot 15 = 225. \end{aligned}$$

Определители в матричной форме имеют вид:

$$D = \begin{vmatrix} 0,46 & 0,38 & 0,54 \\ 0,02 & 0,04 & 0,03 \\ 0,12 & 0,16 & 0,18 \end{vmatrix} \quad D_1 = \begin{vmatrix} 660 & 0,38 & 0,54 \\ 45 & 0,04 & 0,03 \\ 225 & 0,16 & 0,18 \end{vmatrix}$$

$$D_2 = \begin{vmatrix} 0,46 & 660 & 0,54 \\ 0,02 & 45 & 0,03 \\ 0,12 & 225 & 0,18 \end{vmatrix} \quad D_3 = \begin{vmatrix} 0,46 & 0,38 & 660 \\ 0,02 & 0,04 & 45 \\ 0,12 & 0,16 & 225 \end{vmatrix}$$

Следовательно,

$$D = 0,46 \cdot 0,04 \cdot 0,18 + 0,38 \cdot 0,03 \cdot 0,12 + 0,16 \cdot 0,02 \cdot 0,54 - 0,54 \cdot 0,04 \cdot 0,12 - 0,03 \cdot 0,16 \cdot 0,46 - 0,38 \cdot 0,02 \cdot 0,18 = 0,00024;$$

$$D_1 = 660 \cdot 0,04 \cdot 0,18 + 0,38 \cdot 0,03 \cdot 225 + 45 \cdot 0,16 \cdot 0,54 - 0,54 \cdot 0,04 \cdot 225 - 0,38 \cdot 45 \cdot 0,18 - 0,03 \cdot 0,16 \cdot 660 = 0,099;$$

$$D_2 = 0,46 \cdot 45 \cdot 0,18 + 660 \cdot 0,03 \cdot 0,12 + 0,02 \cdot 225 \cdot 0,54 - 0,54 \cdot 45 \cdot 0,12 - 660 \cdot 0,02 \cdot 0,18 - 0,03 \cdot 225 \cdot 0,46 = 0,135;$$

$$D_3 = 0,46 \cdot 0,04 \cdot 225 + 0,38 \cdot 45 \cdot 0,12 + 0,02 \cdot 0,16 \cdot 660 - 660 \cdot 0,04 \cdot 0,12 - 0,38 \cdot 0,02 \cdot 225 - 45 \cdot 0,16 \cdot 0,46 = 0,114.$$

$$\text{Следовательно, } Q_1 = \frac{0,099}{0,00024} = 413 \text{ т; } Q_2 = \frac{0,135}{0,00024} = 563 \text{ т;}$$

$$Q_3 = \frac{0,114}{0,00024} = 476 \text{ т.}$$

Таким образом, при суммарной добыче руды по участку  $Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 = 1452$  т в ней обеспечиваются следующие средние содержания компонентов:

$$\alpha_{\text{Fe}} = (495 \cdot 46 + 405 \cdot 38 + 570 \cdot 54) / 1470 = 46,9 \%;$$

$$\alpha_{\text{S}} = (497 \cdot 2 + 405 \cdot 4 + 570 \cdot 3) / 1470 = 2,94 \%;$$

$$\alpha_{\text{SiO}_2} = (495 \cdot 12 + 405 \cdot 16 + 570 \cdot 18) / 1470 = 15,4 \%.$$

Учитывая, что расчеты велись по трем регламентируемым показателям качества руды, то можно считать точность полученных результатов достаточно высокой.

Далее рассмотрим случаи, когда количество забоев и показателей качества руды неодинаковое. Например, пусть  $m = 3$  и  $n = 5$ . Тогда система линейных уравнений будет иметь следующий вид:

$$\begin{aligned} \alpha_{11} Q_1 + \alpha_{12} Q_2 + \alpha_{13} Q_3 + \alpha_{14} Q_4 + \alpha_{15} Q_5 &= \alpha_1 Q; \\ \alpha_{21} Q_1 + \alpha_{22} Q_2 + \alpha_{23} Q_3 + \alpha_{24} Q_4 + \alpha_{25} Q_5 &= \alpha_2 Q; \end{aligned} \quad (4.19)$$

$$\alpha_{31} Q_1 + \alpha_{32} Q_2 + \alpha_{33} Q_3 + \alpha_{34} Q_4 + \alpha_{35} Q_5 = \alpha_3 Q;$$

$$\sum_{i=1}^5 Q_i \geq Q.$$

Так как число неизвестных и уравнений не равно, то хотя бы один из детерминантов 3-го порядка образован коэффициентами неизвестных, не равными нулю. Два из неизвестных (например,  $Q_4$  и  $Q_5$ ) рассматриваем как параметры, которым можно придавать различные значения, которые будут соответственно определять величины других параметров ( $Q_1$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$ ).

При такой постановке задачи систему уравнений (4.19) можно преобразовать в следующий вид:

$$\alpha_{11}Q_1 + \alpha_{12}Q_2 + \alpha_{13}Q_3 = \alpha_1 Q - (\alpha_{14}Q_4 + \alpha_{15}Q_5),$$

$$\alpha_{21}Q_1 + \alpha_{22}Q_2 + \alpha_{23}Q_3 = \alpha_2 Q - (\alpha_{24}Q_4 + \alpha_{25}Q_5), \quad (4.20)$$

$$\alpha_{31}Q_1 + \alpha_{32}Q_2 + \alpha_{33}Q_3 = \alpha_3 Q - (\alpha_{34}Q_4 + \alpha_{35}Q_5).$$

Далее можно записать:

$$D = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} & \alpha_{13} \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} & \alpha_{23} \\ \alpha_{31} & \alpha_{32} & \alpha_{33} \end{vmatrix} D_i = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} & \alpha_{13} [\alpha_1 Q - (\alpha_{14}Q_4 + \alpha_{15}Q_5)] \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} & \alpha_{23} [\alpha_2 Q - (\alpha_{24}Q_4 + \alpha_{25}Q_5)] \\ \alpha_{31} & \alpha_{32} & \alpha_{33} [\alpha_3 Q - (\alpha_{34}Q_4 + \alpha_{35}Q_5)] \end{vmatrix}$$

Если  $D \neq 0$ , то решением задачи является  $Q_1 = D_1/D$ ;  $Q_2 = D_2/D$ ;  $Q_3 = D_3/D$ , где

$$D_1 = \begin{vmatrix} [\alpha_1 Q - (\alpha_{14}Q_4 + \alpha_{15}Q_5)] \alpha_{12} & \alpha_{13} \\ [\alpha_2 Q - (\alpha_{24}Q_4 + \alpha_{25}Q_5)] \alpha_{22} & \alpha_{23} \\ [\alpha_3 Q - (\alpha_{34}Q_4 + \alpha_{35}Q_5)] \alpha_{32} & \alpha_{33} \end{vmatrix}$$

$$D_2 = \begin{vmatrix} \alpha_{12} [\alpha_1 Q - (\alpha_{14}Q_4 + \alpha_{15}Q_5)] \\ \alpha_{21} [\alpha_2 Q - (\alpha_{24}Q_4 + \alpha_{25}Q_5)] \\ \alpha_{31} [\alpha_3 Q - (\alpha_{34}Q_4 + \alpha_{35}Q_5)] \end{vmatrix} \quad (4.21)$$

$$D_3 = \begin{vmatrix} \alpha_{11} & \alpha_{12} [\alpha_1 Q - (\alpha_{14}Q_4 + \alpha_{15}Q_5)] \\ \alpha_{21} & \alpha_{22} [\alpha_2 Q - (\alpha_{24}Q_4 + \alpha_{25}Q_5)] \\ \alpha_{31} & \alpha_{32} [\alpha_3 Q - (\alpha_{34}Q_4 + \alpha_{35}Q_5)] \end{vmatrix}$$

В рассматриваемом варианте задачи  $Q_1$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$  зависят от принятых значений  $Q_4$  и  $Q_5$ .

Если все детерминанты 3-го порядка, образованные коэффициентами перед неизвестными, равны нулю и есть хотя бы один детерминант 2-го порядка, образованный коэффициентом перед неизвестными, не равный нулю, то решение двух уравнений является



решением всей системы и зависит от трех параметров. Если же все детерминанты 2-го ряда, образованные перед неизвестным, равны нулю, то решение одного из уравнений является решением целой системы и зависит от четырех параметров. Практическое решение рассмотренной задачи в производственной ситуации существенно можно облегчить при предварительном составлении программы расчета для калькулятора исходя из конкретных условий рудника.

#### 4.4.3. ГРАФИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ ПО ЗАБОЯМ

В ряде случаев задачи обоснования объемов добычи из нескольких забоев в режиме формирования среднего значения показателей качества руды относительно просто и достаточно наглядно решаются на базе трехосных номограмм. Применять этот метод целесообразно при принятии оперативных решений, особенно для корректирования работы очистных единиц, на уровне линейного технического персонала рудника в условиях лимита времени. Для этого до начала смены составляется график, отражающий возможные ситуации и допустимые границы возможных управляющих действий. Достоинство графического метода в его простоте, наглядности и высокой оперативности обоснования решений.

Систему трех уравнений с тремя неизвестными можно представить в виде прямой треугольной призмы (рис. 4.2) с ребрами в виде шкал, на которых отмечаются объемы руды (на горизонтальных ребрах) и показатели их качества (на вертикальных). При этом любой треугольник (например,  $abc$ ), представляющий собой сечение призмы общего вида, геометрически отражает область всех возможных соотношений объемов добычи (1, 2 и 3), при которых качество руды в результирующем объеме изменяется в пределах минимальных и максимальных значений. При этом любое горизонтальное сечение ( $a_h b_h c_h$ ) выражает соответствующий регламентируемый уровень качества ископаемого. Следовательно, линия ( $D'F'$ ) взаимного пересечения треугольников  $abc$  и  $a_h b_h c_h$  характеризует область такого соотношения объемов (1, 2 и 3), при которых обеспечивается регламентируемый уровень качества руды в результирующем объеме.

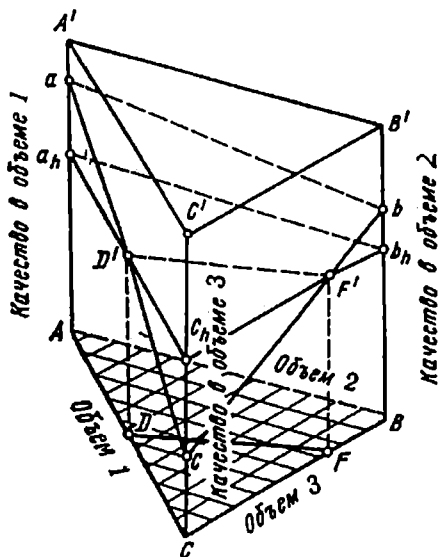


Рис. 4.2. Геометрическая интерпретация системы трех уравнений с тремя неизвестными

Задача практически решается при любом числе переменных, параметров и уравнений. Но при этом ее необходимо привести к виду, удобному для решения на треугольной номограмме.

Ниже рассматриваются примеры обоснования заданий на добычу и выработки оперативных решений для обеспечения добычи ископаемого заданного качества.

*Пример 1.* На участке рудника с производственной мощностью по руде  $Q = 1000$  т в работе находятся три добычных забоя; содержание железа в руде по забоям соответственно составляет 32, 38 и 35 %. Согласно требованиям обогатительной фабрики среднесменное содержание металла в руде должно составлять 35,5 %.

Требуется установить плановые объемы добычи по забоям ( $Q_1$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$ ) при обеспечении среднего содержания металла в рудном потоке  $\alpha_{\text{ср}} = 35,5$  %.

*Решение.* На основании треугольного графика (рис. 4.3) принимаем, что шкала  $AB$  отражает объемы добычи из первого

забоя,  $BC$  — из второго и  $AC$  — из третьего. На прямоугольном графике (вертикальная проекция призмы) откладываем значения содержания железа: в первом забое  $\alpha_1 = 32\%$ , во втором  $\alpha_2 = 38\%$  и в третьем  $\alpha_{\text{ср}} = 35\%$ . Соединив точки  $A'$ ,  $B'$  и  $C'$ , получаем треугольник, в пределах которого укладываются все возможные соотношения среднего содержания металла в смеси руды из этих трех забоев.

Выделим в треугольнике зону регламентированного содержания железа. Для этого на уровне отметки содержания  $35,5\%$  проводим горизонталь  $D'E'$ . Отрезок горизонтали в пределах треугольника  $A'B'C'$  определяет все возможные варианты получения смеси руды со средним содержанием железа, равным  $35,3\%$ .

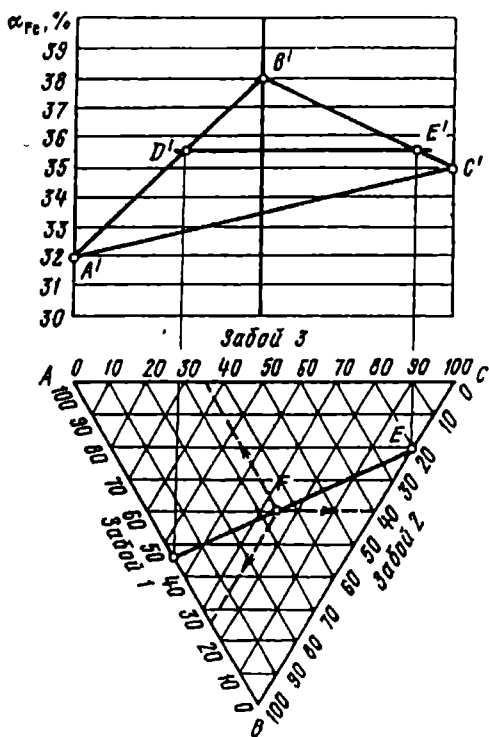


Рис. 4.3. Обоснование управляющих действий по трем забоям с однокомпонентной рудой

Далее спроецируем  $D'E'$  на горизонтальную плоскость проекций. Поскольку  $DE$  есть горизонтальная проекция горизонтали, то любая точка на ней определяет такое соотношение объемов добычи из трех забоев, которое позволяет получить руду с заданным содержанием (35,5 %). Например, точке  $F$  соответствуют объемы добычи из первого забоя  $0,25Q$ , из второго —  $0,35Q$  и из третьего —  $0,4Q$ . Таким образом, при  $Q = 1000$  т задание на добычу руды по забоям должно составить:  $Q_1 = 250$  т,  $Q_2 = 350$  т и  $Q_3 = 400$  т.

На основе полученной номограммы можно оперативно регулировать объемы добычи при изменении ситуации на участке (например, по причине выхода из строя какого-либо забоя изменения содержания в одном, двух или во всех забоях и т.д.). Так, при выходе из строя третьего забоя для сохранения среднего содержания железа в руде на уровне 35,5 % необходимо, чтобы соотношение объемов добычи из оставшихся двух забоев было бы равным  $Q_1 / Q_2 = 4,5/5,5$ . Из графика также видно, что при выходе из работы второго забоя получить регламентируемое качество добытой руды на данном участке вообще невозможно.

Графически можно решить и такую задачу. Во время рабочей смены произошло уточнение содержания металла, в результате чего оно оказалось равным: по первому забою 34 %, по второму — 37 % и по третьему — 36 %. К этому времени было отгружено руды из первого забоя 26 % от сменного задания, из второго 44 % и из третьего забоя 30 %, после чего работа в третьем забое была остановлена. Необходимо скорректировать объемы добычи с тем, чтобы содержание железа в общем объеме добытой руды составило 35,5 %.

Задача решается в следующей последовательности (рис. 4.4).

В треугольнике  $ABC$  устанавливается точка  $K$ , соответствующая достигнутому до аварии соотношению объемов добычи. Через нее на горизонтальной проекции призмы проводится любая прямая, параллельная осям треугольного графика (например,  $LM$ ) до пересечения со сторонами треугольника  $ABC$ . Затем эта прямая вместе с точкой  $K$  проецируется на вертикальную проекцию ( $L'M'$ ). Горизонталь, проведенная через точку  $K'$ ,

фиксирует уровень содержания металла в ранее добытой руде, равный 36 %. Далее, для достижения регламентируемого содержания 35,5 %, необходимо решить задачу (по аналогии с предыдущей) при содержании металла в забоях 34 и 37 % и в отгруженном объеме 36 %.

*Пример 2.* Согласно требованиям потребителя с горизонта рудника требуется выдавать медно-цинковую руду со средним содержанием меди 2,1 % и цинка 1,2 %. Руда добывается в трех забоях, где содержание металла следующее:

- в первом —  $\alpha_{Cu} = 2,5 \%$ ;  $\alpha_{Zn} = 0,9 \%$ ;
- во втором —  $\alpha_{Cu} = 2,0 \%$ ;  $\alpha_{Zn} = 1,3 \%$ ;
- в третьем —  $\alpha_{Cu} = 1,9$ ;  $\alpha_{Zn} = 1,4 \%$ .

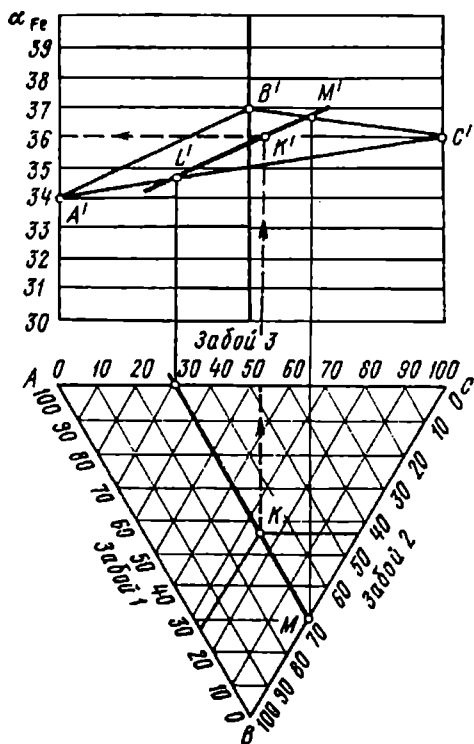


Рис. 4.4. Установление среднего содержания металла в руде, добытой до момента изменения производственной ситуации

Необходимо установить план погрузки по каждому забою, удовлетворяющий требованиям потребителя в отношении качества руды.

*Решение.* На вертикальной проекции (рис. 4.5) строятся треугольники содержаний меди  $A'B'C'$  и цинка  $A''B''C''$ . Затем проводятся горизонтали  $D'E'$  и  $F'H'$ , характеризующие уровень требований потребителя по каждому металлу. Далее эти горизонтали проецируются на горизонтальную проекцию. Пересечение полученных отрезков  $DE$  и  $FH$  дает точку  $K$ , координаты которой определяют необходимое соответствие добычи по каждому забою. В данном случае  $Q_1 = 0,3Q$ ;  $Q_2 = 0,44Q$  и  $Q_3 = 0,26Q$ . Только в этом единственном случае руда будет удовлетворять требованиям потребителя.

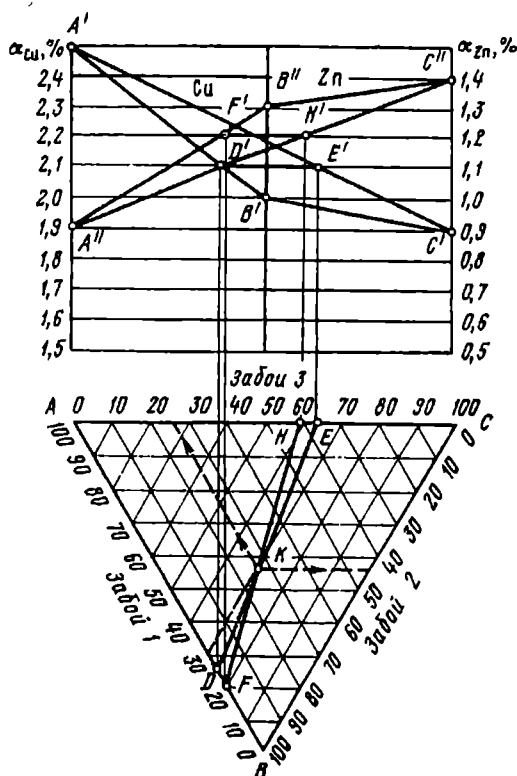


Рис. 4.5. Регулирование добычи медно-цинковой руды из трех забоев

Очевидно, что в реальных условиях удовлетворить такое жесткое условие будет весьма трудно. Поэтому необходимо в программу наряду со значениями содержания металлов также закладывать и пределы допустимых их отклонений.

*Пример 3.* Установить стратегию управления объемами добычи руды из двух забоев с подшихтовкой со склада руды, если требуется обеспечить руду, содержащую свинца 2 % ( $\pm 10$  %) и цинка 3,5 % ( $\pm 5$  %). Содержание этих компонентов по забоям следующее:

- в первом —  $\alpha_{Pb} = 1,5$  %;  $\alpha_{Zn} = 4$  %;
- во втором —  $\alpha_{Pb} = 2,6$  %;  $\alpha_{Zn} = 2$  %;
- на складе —  $\alpha_{Pb} = 3$  %;  $\alpha_{Zn} = 3,8$  %.

*Решение.* На вертикальной проекции (рис. 4.6) строятся треугольники содержаний свинца ( $A'B'C'$ ) и цинка ( $A''B''C''$ ). В пределах этих треугольников оконтуриваются зоны допустимых значений содержания свинца ( $1'2'3'4'$ ) и цинка ( $5'6'7'8'$ ). Затем, спроецировав на горизонтальную проекцию эти фигуры, получаем две трапеции  $1234$  и  $5678$ . Пятно перекрытия этих фигур ( $KLM51$ ) определяет область, в которой находятся допустимые соотношения объемов руды, отвечающие условию поставленной задачи.

*Пример 4.* Установить задание на объемы добычи из трех блоков, в которых качество магнезита характеризуется следующими данными:

- в первом —  $\alpha_{MgO} = 42$  %;  $\alpha_{CaO} = 0,5$  %;  $\alpha_{SiO_2} = 0,8$  %;
- во втором —  $\alpha_{MgO} = 50$  %;  $\alpha_{CaO} = 0,8$  %;  $\alpha_{SiO_2} = 1$  %;
- в третьем —  $\alpha_{MgO} = 46$  %;  $\alpha_{CaO} = 1,4$  %;  $\alpha_{SiO_2} = 2$  %.

При этом требуется, чтобы магнезит был не ниже 2-го сорта, т.е. необходимо соблюдение условия  $\alpha_{MgO} \geq 45$  %,  $\alpha_{CaO} \geq 1,2$  % и  $\alpha_{SiO_2} \leq 1,5$  %.

*Решение.* На вертикальной проекции (рис. 4.7) строятся треугольники  $A'B'C'$ ,  $A''B''C''$  и  $A'''B'''C'''$ , отражающие содержание  $MgO$ ,  $CaO$  и  $SiO_2$ . Проведем в этих треугольниках горизонтали в соответствии с требованиями потребителя по всем компонентам ( $E'D'$ ;  $L'M'$ ;  $F'H'$ ) и выделим области допустимых значений содержаний  $MgO$  ( $E'B'C'D'$ ),  $CaO$  ( $A''L''M''B''$ ) и  $SiO_2$

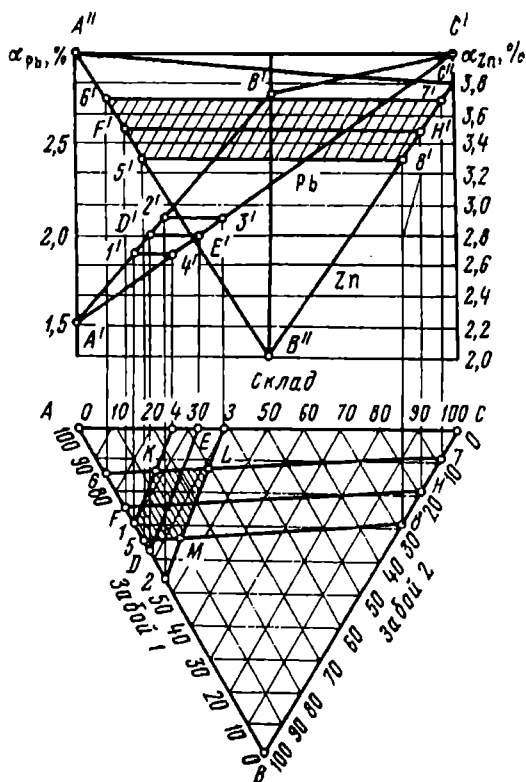


Рис. 4.6. Управление выемкой свинцово-цинковой руды из двух забоев с подшихтовкой с рудного склада

( $A''F''H''B''$ ). Затем эти многоугольники спроецируем на горизонтальную проекцию и найдем пятно тройного перекрытия ( $ENHB$ ), представляющее собой область таких соотношений объемов добычи, в пределах которой обеспечивается заданное содержание всех трех компонентов магнетита.

Графически задача может быть решена при любом количестве забоев и регламентируемых характеристиках качества добычи.

*Пример 5.* На руднике в четырех забоях добывается руда, характеризующаяся показателями качества, приведенными в табл. 4.4.



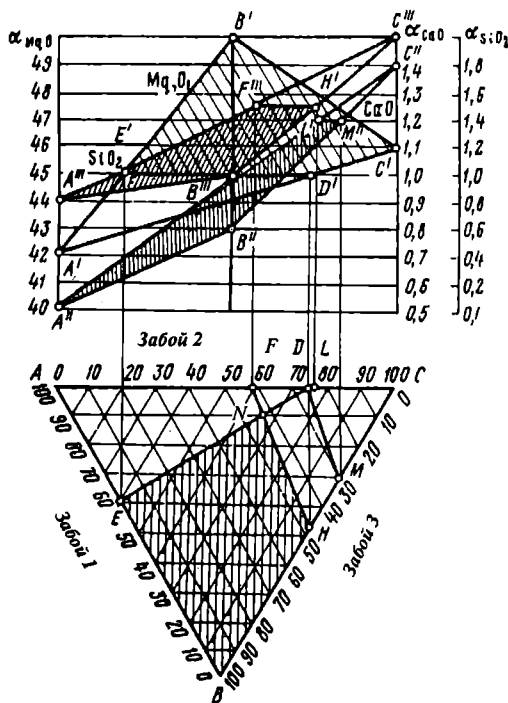


Рис. 4.7. Формирование требуемого уровня качества магнетита по трем забоям

Таблица 4.4

Забой	Содержание, %		
	железа	серы	фосфора
Первый	39	0,2	0,05
Второй	34	0,1	0,08
Третий	30	0,4	0,06
Четвертый	28	0,3	0,10

Согласно техническим требованиям руда, отгружаемая потребителю, должна содержать:  $\alpha_{Fe} = 35 \pm 1 \%$ ;  $\alpha_s < 0,25 \%$  и  $\alpha_p < 0,07 \%$ . Для этих условий требуется установить стратегию управления объемами в режиме подачи стабильного качества руды в соответствии с ТУ.

*Решение.* Необходимо предварительно рассчитать смеси руды из каждого забоя с рудой забоя, имеющего лучший показатель качества, например, по основному компоненту. Такому условию соответствует первый забой, где самое высокое содержание железа. Поэтому далее формируются двухкомпонентные смеси второго, третьего и четвертого забоев с рудой из первого забоя.

Для расчета двухкомпонентных смесей составляется вспомогательный график (рис. 4.8, *а*), на горизонтальной оси которого отмечается доля руды из первого забоя в двухкомпонентных смесях, а по вертикали — содержание железа в забоях. Проведем горизонтали на уровнях  $35 \pm 0,5 \%$ , а также соединим прямыми точки с отметками 34, 30 и 28 % на левой стороне графика с отметкой 39 % на правой.

Зона между точками  $I'$  и  $I$  соответствует смеси руды из первого и второго забоев. Этим точкам на горизонтальной оси соответствуют значения объемов руды из первого забоя в этой двухкомпонентной смеси 15...29 % и также из второго забоя 71...85 %. Аналогично находятся соотношения объемов в двухкомпонентных смесях первого и третьего (50...70/30...50) и первого и четвертого (65...80/20...35) забоев.

Далее определяется процентное содержание показателей качества во всех трех двухкомпонентных смесях. Отсчеты берутся по вертикальным шкалам на среднем и верхнем графиках (рис. 4.8, *а*). При этом на правых шкалах — руда из первого забоя, а на левых — из остальных. Затем вертикальные прямые, соответствующие точкам  $I$ ,  $2$  и  $3$ , продолжают вверх до пересечения с графиками  $S$  и  $P$  ( $I'$  и  $I''$ ,  $2'$  и  $2''$ ,  $3'$  и  $3''$ ). Ординаты этих точек определяют соответственно содержание серы и фосфора в двухкомпонентных смесях. Их значения приведены в табл. 4.5.

Строится треугольная номограмма (рис. 4.8, *б*), на горизонтальной проекции которой откладываются двухкомпонентные смеси, а по вертикали — характеристики качества. Для удобства верхняя часть номограммы состоит из двух частей: зона для расчета по сере, а другая — по фосфору.

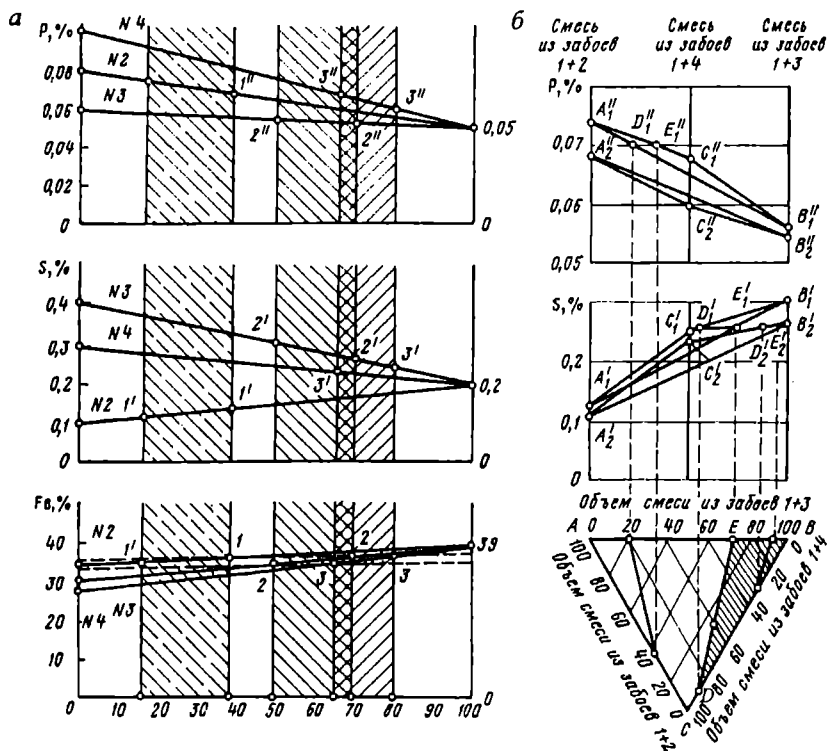


Рис. 4.8. Управление качеством руды по четырем забоям

Таблица 4.5

Смесь руды, поступающей из забоев	Содержание в руде, %	
	серы	фосфора
первого и второго	0,11—0,12	0,068—0,074
первого и третьего	0,26—0,30	0,0534—0,0056
первого и четвертого	0,23—0,24	0,060—0,068

По ранее установленным соотношениям объемов в двухкомпонентных смесях строятся треугольники  $A_1'B_1'C_1'$ ,  $A_2'B_2'C_2'$ ,  $A_1''B_1''C_1''$  и  $A_2''B_2''C_2''$ , которые определяют зоны возможного изменения качества в двухкомпонентной смеси. В них проводятся горизонтали, соответствующие регламентируемому уровню содержания серы и фосфора (0,25 и 0,07 %) и устанавливаются горизонтальные проекции горизонталей.

Зона *DEB* определяет область соотношений объемов руды, которые необходимо добывать из каждой пары забоев. Для установления объемов добычи по каждому забою в отдельности составлена табл. 4.6 при соотношении объемов двухкомпонентных смесей 10, 40 и 50 %.

Окончательно устанавливаются объемы добычи по каждому из забоев:

$$Q_1 = 7,8 + 24,0 + 36,25 = 68,05Q; \quad Q_2 = 2,2Q; \quad Q_3 = 16,0Q; \\ Q_4 = 13,75Q.$$

Этим объемам добычи соответствуют следующие средние значения содержаний в рудопотоке: железа  $\alpha_{Fe} = 35,9 \%$ ; серы  $\alpha_s = 0,12 \%$  и фосфора  $\alpha_p = 0,059 \%$ .

Таблица 4.6

Двухкомпонентные смеси		Соотношение объемов двухкомпонентных смесей, %	Соотношение объемов добычи руды по забоям, %	Средние значения, %
Руда из забоев	Соотношение объемов			
первого и второго	71...85	10	(71...85)0,1=7,1...8,5 (15...29)0,1=1,5...2,9	7,8
	15...29			2,2
первого и третьего	50...70	40	(50...70)0,4=20...28 (30...50)0,4=12...20	24,0
	30...50			16,0
первого и четвертого	65...80	50	(65...80)0,5=32,5...40 (20...35)0,5=10...17,5	36,25
	20...85			13,75

## 4.5. КОНЦЕНТРАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ЧИСЛО ВЫЕМОЧНЫХ ЕДИНИЦ С ПОЗИЦИЙ УСРЕДНЕНИЯ РУДНОЙ МАССЫ

Под концентрацией горных работ обычно понимают сосредоточение действующих добычных единиц (рабочих горизонтов, очистных панелей, участков, блоков, забоев и др.) в про-

странстве рудничного поля. При этом может быть уменьшено общее число некоторых добычных единиц и, как следствие, сокращена общая рабочая зона горных работ в руднике. В результате концентрации горное производство становится более компактным, так как уменьшается суммарная протяженность действующих горных выработок. Одновременно возрастает единичная мощность выемочных единиц, сокращается их количество; уменьшаются трудовые, материальные и финансовые затраты на очистную выемку, а также на поддержание горных выработок и других коммуникаций.

Безусловно, что концентрация горно-добывающего производства — весьма эффективное мероприятие, но при его осуществлении должно обеспечиваться разумное сосредоточение горных работ. Поэтому есть объективная необходимость установить ту грань, за пределами которой могут возникнуть в целом отрицательные технологические и экономические последствия концентрации горных работ не только для самого рудника, но и для всего горно-металлургического комплекса.

Один из важных факторов, который с определенного момента может вступить в противоречие с концентрацией горных работ, — это необходимость повышения стабильности состава добытой руды. Первопричиной такого противоречия является то, что показатели качества руды в недрах меняются и в плане, и в глубину залежей. Если пространство рабочей зоны после его сосредоточения достаточно велико и в нем представлены в нужном количестве основные типы и сорта руды, в соответствии с требованиями обогащения и других потребителей, то интересы обеспечения концентрации горных работ и стабильности состава добычи в этих условиях совпадают. Наиболее результативные последствия концентрации горных работ в руднике возникают с сокращением числа одновременно действующих горизонтов. Как правило, в этом случае происходит переход от многоэтажной разработки к одно- и двухэтажной. Повышение нагрузки на каждый из оставшихся рабочих горизонтов при этом может быть обеспечено за счет либо возрастания нагрузки на очистные блоки и забои, с сохранением или уменьшением их числа, либо увеличения их количества. Если идти по пути сокращения очи-

стных единиц в этаже, то это может привести к росту показателя изменчивости качества руды. И, наоборот, увеличение числа выемочных единиц будет способствовать затуханию рассматриваемого колебательного процесса. Поэтому очевидно, что при наличии проблемы стабильности состава рудной массы пределом сосредоточения очистных единиц должно быть условие обеспечения в рабочей зоне достаточных запасов всех типов руд, необходимых для усреднения.

Влияние фактора «количество очистных единиц» на степень стабильности качества добытой руды отмечается многими исследователями. Но, как видно из ранее приведенных зависимостей (3.58) и (3.59), количественная оценка этого фактора у разных авторов неоднозначная. Вместе с тем во всех этих зависимостях величины дисперсии или среднеквадратичного отклонения с ростом числа выемочных единиц изменяются весьма интенсивно, что свидетельствует о высокой эффективности способа управления колебательным процессом за счет изменения числа очистных единиц. В качестве примера на рис. 4.9 приведен график, полученный на основании известной формулы математической статистики, использованной для аппроксимации изменчивости качества руд при ее добыче в зависимости от количества очистных забоев:  $\sigma = \frac{\sigma_i}{\sqrt{n}}$ . Здесь  $\sigma$  и  $\sigma_i$  — средне-

квадратичные отклонения в общерудничном и в забойных рудопотоках;  $n$  — число одновременно действующих очистных забоев.

Для построения зависимостей были также использованы данные производственных наблюдений за изменением колебаний содержания металла в забоях  $\sigma_i$ , полученных на одном из железорудных рудников.

Снижение суточных колебаний качества в общем рудопотоке наиболее существенно при разработке залежей с неоднородными по содержанию металла массивами. Число забоев, обеспечивающих достаточно высокую вероятность охвата всех типов руд в рудничном поле, меньше в рудных телах с более однородным содержанием металла и больше при выемке рудных запа-

сов с высокой изменчивостью. Закономерность изменения колебательного процесса имеет экспоненциальный вид. На графике можно достаточно четко выделить три зоны, характеризующиеся интенсивностью показателя изменчивости содержания компонента в общем рудопотоке. Первая и наиболее активная зона снижения значения  $\sigma$  соответствует  $n < 15$ ; средняя — при  $n = 15 \dots 30$  и наименее изменчивая зона отмечается при  $n > 30$ . То есть имеется разумный предел количества действующих очистных единиц.

Конечно, представленная зависимость довольно укрупненно отражает фактический уровень стабилизации качества в конечном рудопотоке, поскольку в реальности на результат влияют и многие другие природные и технологические факторы. Вместе с тем эта зависимость достаточно четко интерпретирует общую тенденцию и последствия от концентрации (или деконцентрации) очистных работ в части обеспечения стабильности состава добытой рудной массы. Кстати, в исследованиях, проведенных

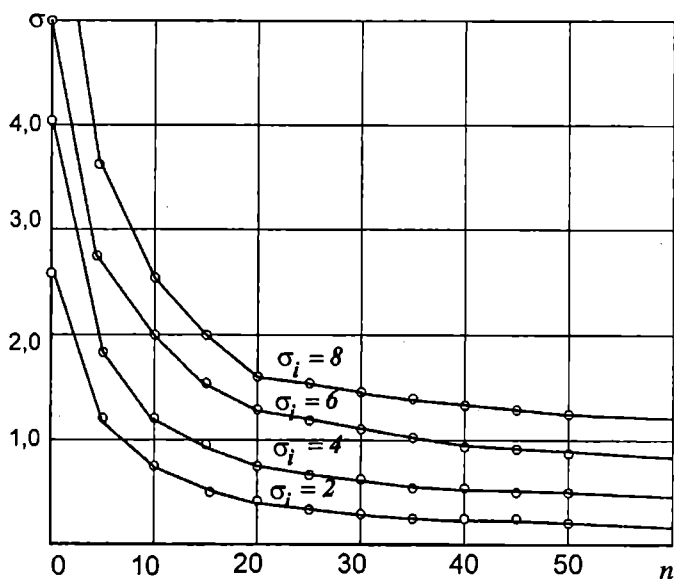


Рис. 4.9. Зависимость колебания содержания металла в результирующем рудопотоке от числа очистных забоев

В.Н. Зарайским на Курской магнитной аномалии, П.П. Бастаном на рудниках Урала, В.Ф. Бызовым в Кривбассе, Г.В. Пейхелем на Миргалимсайском месторождении и рядом других специалистов, получены укрупненно аналогичные результаты.

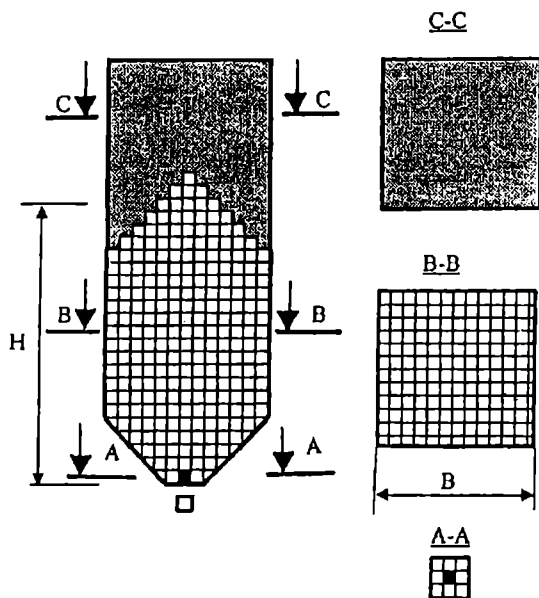
Таким образом, при планировании горного производства со стабилизацией показателей качества добычи, необходимо, с одной стороны, стремиться к сосредоточению очистных единиц, а с другой — увеличивать их количество, обеспечивая выполнение усреднительных мероприятий. Окончательный выбор конкретных очистных единиц (по видам) и их числа должен выполняться по экономическому критерию с учетом интересов потребителя рудного сырья.

## **4.6. СТОХАСТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА УСРЕДНЕНИЯ РУДНОЙ МАССЫ В БУНКЕРЕ**

При моделировании используется математический аппарат теории случайных функций. Процесс моделирования осуществляется на компьютере с выводом графического образа модели на дисплей. В основу методики моделирования заложена имитация объема руды в бункере трехмерной матрицей, каждый элемент которой (кубик) представляет собой кусок руды, равный размеру кондиционного куска (рис. 4.10).

Предполагается, что заполнение объема бункеров производится порциями кубиков, количество которых соответствует объему входной порции (например, емкости вагонеток). При этом содержание полезного компонента в каждом кубике одной порции принимается одинаковым и равным среднему содержанию металла в этой порции. Содержание этого компонента в потоке порций описывается временными рядами с корреляционной функцией экспоненциального вида на базе генератора случайных чисел, функционирующего с использованием фактических значений средних содержаний в часовых и сменных пробах.





**Рис. 4.10.** Графический образ стохастической модели бункеризации рудной массы

Бункер заполняется слоями. Вначале формируется горизонтальный слой кубиков по всему сечению бункера. Каждый следующий вышележащий слой по сторонам имеет на два кубика меньше, в результате чего на поверхности навала формируется угол откоса, равный  $45^\circ$  с одним кубиком на вершине гребня. Дальнейшее заполнение бункера осуществляется с учетом наличия этого гребня, что более адекватно натуре. Так как объем каждой порции, поступающей в бункер, в общем случае не равен и не кратен объему слоя кубиков, то их распределение с разным содержанием полезного компонента получается в пространстве бункера.

Кроме информации о содержании полезного компонента для каждого элемента закладывается информация признака принадлежности — «руда», «массив» или «пустота».

Формирование матрицы выпуска осуществляется послойно. При этом, исходя из текущей координаты кубика, определяется его принадлежность к руде или массиву. На момент завершения

формирования матрицы в памяти компьютера создается прообраз реального бункера с монолитными стенками (признак «массив»), который на определенную высоту заполнен материалом (признак «руда»); оставшаяся незаполненная часть бункера имеет признак «пустота».

Выпуск руды моделируется через нижний люк сечением, например, 1х2 м. Кубики из нижнего слоя выбираются при выпуске случайным образом. Для каждой порции выпуска определяется среднее содержание полезного компонента, и тем самым формируется временной ряд средних содержаний компонента в этих порциях.

При достижении уровня руды в бункере до высоты  $H = 5$  м, что минимально допустимо по правилам безопасности, выпуск прекращается и производится заполнение бункера до заданной высоты.

Механизм действия модели такой. После удаления кубика в самом нижнем слое на его месте образуется пустота, которую может заполнить один из элементов слоя, расположенного выше. Каждый из кубиков вышележащего слоя имеет свою вероятность занять место вышедшего в соответствии с сыпучими свойствами имитируемого материала. Методом статистических испытаний определяются кубики, заполняющие пустоту последовательно от нижнего до самого верхнего слоя.

Метод статистических испытаний заключается в следующем. Пусть  $A_1, A_2, A_3, \dots, A_n$  есть полная группа событий, наступающих с вероятностями  $P_1, P_2, P_3, \dots, P_s$  при  $P_1 + P_2 + P_3, \dots, P_s = 1$ ;  $\&$  — случайная величина, имеющая равномерное распределение в интервале (1.0). Событие  $A_n$  определяет, что выбранное значение  $R_i$  случайной величины  $\&$  удовлетворяет условию неравенства:

$$l_{(m-1)} \leq R_i \leq l_m. \quad (4.22)$$

Статистические испытания заключаются в последовательном выборе значений  $R_i$  и сравнении их с величинами  $l$  до удовлетворения условия (4.22).

При моделировании выпуска происходят последовательные перемещения кубиков сверху вниз, а пустоты — в обратном направлении. Если зона «пустота» оказывается на границе с контуром бункера («массив»), то выбор кубиков на замещение происходит по закону отражения, то есть вероятности перераспределения кубиков на симметричные им относительно центрального. Тем самым достигается отставание от общего потока кубиков, прилегающих к стенкам бункера, и их перемешивание в приконтурной зоне.

В результате выпуска в верхних слоях формируется прогиб и создается как бы скатывание кубиков к центру модели, что обеспечивает дополнительное их перемешивание. Сыпучесть материала имитируется распределением вероятности выхода центрального и периферийных кубиков в зону «пустота», образующуюся в нижележащем слое.

Для адекватности стохастической модели бункеризации необходимо корректное описание входного рудопотока, то есть средние содержания полезного компонента в каждой порции на входе должны подчиняться внутренней динамической структуре временного ряда, описывающего этот рудопоток.

Для руд цветных и черных металлов часто характерно нормальное распределение полезных компонентов в недрах. При этом колебания качества руд бывают представлены в большей части высокочастотным спектром и реже — низкочастотным.

Для математического описания случайного процесса изменчивости качества руды в потоке, помимо случайной функции дисперсии, потребуется случайная функция математического ожидания среднего содержания компонента в каждой пробе.

Спектральная плотность стационарного случайного процесса  $X(t)$  определяется как преобразование Фурье корреляционной функции вида

$$S(W) = 2D_x a(a^2 + W^2). \quad (4.23)$$

Необходимо получить реализацию этого процесса в дискретные моменты времени  $t_i$  ( $i = 1, 2, 3, \dots$ ), выраженную часовыми средними содержаниями полезного компонента.

Случайный процесс генерируется по следующим формулам:

для начального момента времени  $t_0$ , то есть для первой часовой пробы,

$$X(t_0) = \sqrt{D_x} \xi_0; \quad (4.24)$$

для последующих реализаций

$$X(t_i) = a_i X(t_i - 1) + b_i \xi_i, \quad (4.25)$$

где  $i = 1, 2, \dots, n$ , а  $\xi_0$  и  $\xi_i$  — независимые случайные величины с нулевым математическим ожиданием и единичной дисперсией.

После математических преобразований и вычисления коэффициентов получаем значения  $a_i$  и  $b_i$ . Для оценки изменчивости случайной функции дисперсии потребуется и случайная функция математического ожидания среднего почасового содержания полезного компонента в каждой пробе с учетом среднемесячного содержания. Поэтому окончательно имеем:

$$X(t_0) = X(t_i) + \sqrt{D} \xi_0; \quad (4.26)$$

$$X(t_i) = a_i X(t_i - 1) + b_i \xi_i. \quad (4.27)$$

Эти формулы используются в генераторе случайных чисел для формирования рудопотока со средними значениями содержаний полезного компонента в отдельных порциях руды, поступающей в бункер.

Рассмотрим стохастическое моделирование и анализ его результатов с целью изучения влияния на показатели качества руды размеров сечения бункера, соотношения его сторон и высоты заполнения бункера рудной массой. Диапазон изменения исследуемых факторов представлен в табл. 4.7

Исследуемый фактор	Размах изменений		Шаг изменений
	min	max	
Сторона сечения бункера, м	3	9	3
Соотношение сторон сечения	0,5	1	0.5
Высота заполнения бункера, м	20	40	10
Период трансформации:			
часовой	21	105	21
сменный	3	15	3
суточный	1	5	1

Стохастический характер модели предопределяет необходимость дополнительных прогонов (повторных реализаций опытов) модели с другими начальными условиями генерации псевдослучайных чисел. Число повторных прогонов модели определяется по формуле

$$I = (t_{a/2}, D_x(f) / g)^2, \quad (4.28)$$

где  $t_{a/2}$  — статистика распределения Стьюдента;  $g$  — половина значения заданного доверительного интервала;  $D_x(f)$  — дисперсия исследуемого параметра.

Результаты моделирования на компьютере представляют собой множество значений параметров, которые сводятся в таблицу (табл. 4.8) или выражаются в форме графиков (рис. 4.11).

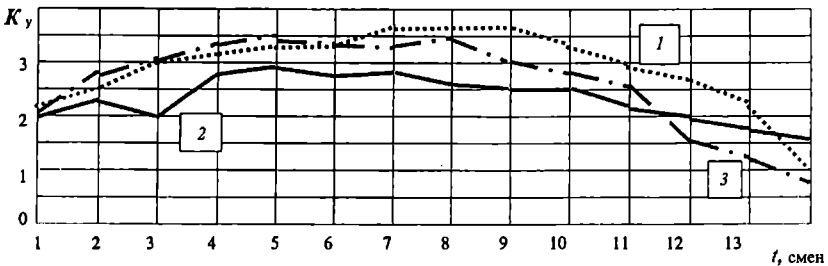


Рис. 4.11. Графики зависимостей по результатам моделирования усреднения рудной массы при соотношении сторон сечения бункера: 1 — 0,5; 2 — 0,75; 3 — 1,0

Таблица 4.8

№ опыта	Сторона сечения бункера $B$ , м	Соотношение сторон сечения $A$	Высота заполнения бункера $H$ , м	Показатели качества руды в потоках				Коэффициент усреднения $K = \frac{D_1}{D_2}$
				входящем		выходящем		
				Содержание металла, %	Дисперсия	Содержание металла, %	Дисперсия	
12	6	0,5	20	3,813	1,205	3,796	0,738	1,632

Анализ результатов моделирования, выполненного применительно к условиям конкретного рудника, в котором добывается полиметаллическая руда, позволил сделать ряд выводов по конструкции и режиму эксплуатации рудоспуска с бункером камерного типа. Установлено, что максимальный коэффициент усреднения, характеризующий относительное изменение дисперсии содержания металла в руде при ее прохождении через бункер, достигается при сечении  $9 \times 9 \text{ м}^2$  и высоте заполнения бункера 30 м. То есть можно сделать вывод, что в данном случае увеличивать бункерную часть рудоспуска выше этой величины нецелесообразно. Кроме того, максимальный период, при котором коэффициент усреднения остается стабильным, составляет 3 сут. Этот период начинается, как правило, по окончании первых суток, когда объем руды, поступающей в бункер, еще не достаточен для заполнения и заканчивается на 11—12-й смене, когда руда в бункере полностью сменилась за счет новых поступлений.

Таким образом, с помощью стохастического моделирования возможно получение данных по ожидаемому изменению показателей качества рудной массы в условиях, когда нет возможности получения их в натуре. Эти результаты, безусловно, требуют дальнейшего уточнения при строительстве и эксплуатации рудничной усреднительной системы, в зависимости от степени адекватности модели натурным условиям.

5.1	<b>КОНЦЕПЦИЯ</b>
ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ	<b>ТЕХНОЛОГИИ</b>
ПОЛОЖЕНИЯ	<b>ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ</b>
ПО СОЗДАНИЮ	<b>РУДНОЙ МАССЫ</b>
РУДНИЧНЫХ	<b>ПРИ ПОДЗЕМНОЙ</b>
ТЕХНОЛОГИЙ	<b>ДОБЫЧЕ РУД</b>
ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ	
РУДНОЙ МАССЫ	
5.2	
КЛАССИФИКАЦИЯ	
РУДНИЧНЫХ	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ	
СХЕМ	
ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ	
РУДНОЙ МАССЫ	
5.3	
РУДНИЧНЫЕ	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ	
СХЕМЫ	
ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ	
РУДНОЙ МАССЫ	
5.4	
ТЕХНИЧЕСКИЕ	
И ПРОИЗВОДСТВЕННО-	
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ	
ПРЕДПОСЫЛКИ	
К СОЗДАНИЮ	
ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ	
С ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИЕЙ	
РУД	
В НОРИЛЬСКИХ	
РУДНИКАХ	





## **5.1. ПРИНЦИПАЛЬНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО СОЗДАНИЮ РУДНИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ**

---

На эффективность технологии предконцентрации полезных компонентов в условиях подземного горно-добывающего производства оказывает влияние большое число факторов, в том числе природных, технических, горно-технологических и, соответственно, экономических, основные из которых следующие:

1. Местоположение пункта предконцентрации рудной массы.
2. Крупность кусков или порций рудной массы, подвергаемых сепарации.
3. Контрастные характеристики компонентов рудной массы и способ их идентификации.
4. Способы разделения исходной рудной массы на предконцентрат и некондиционную ее часть.
5. Наличие, состав и объем рудоподготовительных операций.
6. Ценность руды.
7. Система разработки.
8. Метод и параметры взрывной отбойки.
9. Способы выполнения производственных процессов доставки, внутрирудничного транспорта и подъема руды.
10. Наличие и емкость блоковых (участковых) рудоспусков.
11. Наличие подземного дробильного комплекса.
12. Способ вскрытия и возможности для создания обратного направления потока некондиционной массы (в выработанное пространство).
13. Технологические возможности для утилизации некондиционной массы в выработанном пространстве рудника.
14. Технические и другие предпосылки для создания в будущем относительно дешевых технологий извлечения из некон-

диционной утилизированной рудной массы полезных компонентов (например, путем выщелачивания или другими методами).

Главное отличие горно-добывающего производства от перерабатывающих состоит в его нестационарности и в высокой динамичности во времени и в пространстве. Это предопределяет необходимость организации работ по первичному улучшению качества сырой руды в весьма стесненных условиях рудника при выполнении в нем специфичных производственных процессов — взрывной отбойки, управления горным давлением, а также доставки, транспорта, подъема руды и пр. Естественно, что включение в существующую технологию добычных работ любых других процессов, в той или иной мере, усложняет горное производство. С другой стороны, и для производственного процесса предконцентрации рудной массы, при введении его в традиционную технологическую схему добычи, появляются серьезные затруднения. При этом наряду с пространственной стесненностью возникает и значительная зависимость от горных работ, их цикличности и ритма, а также появляются дополнительные сложности, а часто и практическая невозможность выполнения некоторых технологических операций (например, отмывки, обеспечения необходимой степени дробления, грохочения и др.). В этих условиях, естественно, существенно труднее достичь тех показателей концентрации полезных компонентов, которые могли бы быть получены в нормальных условиях стационарного производства на обогатительной фабрике.

Конечно, по мере удаления пункта предконцентрации от очистных забоев происходит заметное облегчение организационных условий для работ по рудоконцентрации. Однако одновременно при этом наблюдается снижение контрастности характеристик рудной массы, что является следствием интенсивного перемешивания рудной массы при выпуске, погрузке, доставке, перегрузке, транспорте, механическом дроблении руды и ее подъеме. Перемешивание рудной массы в процессе ее добычи значительно ухудшает исходные технические условия для ее сепарации. Как показывают наблюдения, даже без выполнения в руднике дополнительных мероприятий по стабилизации измен-

чивости показателей качества рудной массы, общий коэффициент усреднения по технологической схеме рудника составляет порядка 2...3,5. При этом в наибольшей мере перемешивание рудной массы происходит при выпуске, перепуске, механическом дроблении и складировании. Поэтому процессы радиометрической сепарации рудной массы, осуществляемые в этих условиях, должны быть технологически более сложными и глубокими, чем если бы они выполнялись сразу после отбойки, когда имеет место минимальное нарушение природных характеристик контрастности руды и отделяемой некондиционной массы.

При решении вопроса места размещения пункта рудоконцентрации необходимо учитывать и другое важное обстоятельство, заключающееся в том, что отделяемая из исходной рудной массы горная порода с содержанием полезных компонентов меньше промминимума при определенных условиях может быть утилизирована в выработанном пространстве рудника. Это к тому же позволяет снизить затраты на наиболее дорогостоящий процесс — закладку выработанного пространства. Следовательно, чем раньше в технологической схеме рудника будут отделяться пустые породы и некондиционная руда, тем проще и дешевле будет их утилизация, т.к. большая часть некондиционной рудной массы уже на самом раннем этапе может быть исключена из дальнейшего производственного процесса. Это, в свою очередь, удешевит не только горные работы (закладку, рудничный транспорт и подъем, механическое дробление), но и сократит непроизводительные затраты в смежных производствах (транспорт от рудника к потребителям и складирование руды на поверхности). Если же рассматривать вопрос в принципе — о целесообразности применения рудоконцентрации перед ее обогащением, то необходимо учитывать и сокращение наиболее весомой части непроизводительных затрат — на переработку некондиционной массы по всей совокупности обогатительного производства, включая хвостовое хозяйство.

При обосновании местоположения рудоразделительного пункта также весьма важно учитывать и то, что с организацией его на территории обогатительной фабрики появляется пробле-

ма снижения сквозного извлечения металлов из руды, поскольку в отходах предконцентрации теряется определенное его количество. В то же время, если эта же некондиционная рудная масса не поднимается из рудника, а будет после рудоконцентрации оставлена в недрах, причем так, чтобы в будущем ее относительно несложно можно было бы оттуда извлечь, то такие рудные запасы, по существу, не являются потерянными. Соответственно, и показатели работы обогатительной фабрики при переработке предконцентрата будут однозначно выше, чем при обогащении исходной более бедной рудной массы. Таким образом, размещение пунктов предконцентрации рудной массы в руднике может способствовать успешному решению ряда серьезных проблем как самого рудника, так и обогатительной фабрики.

Другим фактором, в значительной мере предопределяющим технологическую и экономическую эффективность рентгенометрической предконцентрации, является размер кусков (или крупность порций рудной массы), подвергаемых разделению. При этом, чем меньше кусок или порция, тем достовернее оценивается содержание в них металла и в результате достигается более полное извлечение металла в предконцентрат. В этой связи наиболее результативные показатели предконцентрации соответствуют мелкокусовой сепарации (размер кусков  $-150...+40$  мм), а самые низкие — крупнопорционному и среднепорционному рудоразделению, когда порции равны вместимости ковша ПДМ или транспортных сосудов. Вместе с тем крупнопорционная и среднепорционная технологии в ряде случаев могут быть вполне технологически и экономически оправданными. Например, они могут быть достаточно эффективными при первичной рудо- или породоотборке в условиях, когда рудная масса достаточно контрастна или же она не имеет высокой ценности.

Степень контрастности свойств компонентов рудной массы, подлежащей рентгенометрической сепарации, имеет одно из важнейших значений для результатов рудоразделения. В условиях четкой выраженности этих свойств (соответствующего скопления рудных минералов и их расположения относительно

боковых пород) в достаточно крупных порциях исходной рудной массы создаются благоприятные условия для их разделения. С повышением равномерности их размещения в пространстве (в объеме исходной рудной массы) требуется уменьшать единичные дозы рудной массы, подвергаемой селекции. Если зоны скопления рудных минералов или пустых пород таковы, что при кусковатости рудной массы, равной  $-150...+40$  мм, не достигается достаточная контрастность свойств в соседних порциях, то рентгенорадиометрическая сепарация в этих условиях данным способом практически неосуществима.

Резюмируя это, можно сделать заключение о том, что подземная предконцентрация рудной массы предпочтительна при наличии относительно крупных скоплений рудных минералов или пустых пород, которые целесообразно разделять на самой начальной стадии технологической цепи: «добыча — обогащение», пока еще не произошло более значительное перемешивание рудной массы.

Степень перемешивания рудной массы в процессе добычи зависит в первую очередь от технологии очистных и последующих работ в руднике и на дневной поверхности. Технология горных работ влияет на результаты рудоконцентрации как непосредственно, так и опосредованно. Так, системы с закладкой выработанного пространства, камерные, с магазинированием (при которых временно или постоянно образуется свободное выработанное пространство) более предпочтительны для технологий с рудоконцентрацией, чем системы с массовым обрушением руды и вмещающих горных пород. К тому же в первом случае чаще применяют шпуровую отбойку, обеспечивающую более мелкое дробление, четче контуры отрыва руды от массива и относительно меньшее перемешивание руды с боковыми породами. На результативность технологии рудоразделения влияют также способ вскрытия и технологические схемы горных работ.

Итак, при создании подземных технологий с предконцентрацией и сортировкой рудной массы должны учитываться следующие горно-технологические факторы:

- система разработки и ее параметры, включающие (кроме порядка отработки очистных блоков и выемки в самих блоках) конструкцию блоков, метод отбойки, способы доставки и поддержания выработанного пространства, наличие рудоспусков, очистных камер, пригодных для утилизации отходов рудоконцентрации и др.;

- способ вскрытия, который непосредственно связан со способами рудничного транспорта и подъема руды и характеризуется наличием и рабочими параметрами подземного дробильного узла, возможностью создания обратного потока некондиционной части рудной массы к выработанному пространству и др.;

- общая технологическая схема добычи, включающая кроме очистных работ также все последующие процессы и операции с рудой, вплоть до отправления ее потребителю.

Естественно, что все эти факторы связаны между собой и зависят от геологических и горно-технических условий разработки месторождения.

От системы разработки зависят, наряду с отмеченными выше, важнейшие элементы технологии подземной предконцентрации — кусковатость рудной массы, степень ее усреднения (перемешаности) после выемки из забоя, наличие свободного пространства для размещения сепарационного оборудования, наличие отработанных камер или другого выработанного пространства, необходимого для утилизации отходов предконцентрации. В этой связи для подземной предконцентрации предпочтительнее системы разработки — камерные, с различными способами закладки, с магазинированием с открытым выработанным пространством (в том числе сплошная, камерно-столбовая).

Способы вскрытия и подготовки горизонтов определяют очень важную часть технологической схемы предконцентрации — наличие и степень возможности для организации потока отходов предконцентрации в обратном направлении, т.е. к отработанным камерам, выработанному пространству и другим пустотам рудничного поля.

И, наконец, есть еще одно и далеко не последнее по значению условие успешного применения в горно-добывающем производстве предконцентрации или любого другого способа управления качеством руды — это необходимость сохранения достаточно высокого темпа горных работ при внесении изменений и дополнений в существующую технологию. Работы, вновь вводимые в технологическую схему рудника, не должны замедлять скорости продвижения забоев и времени отработки очистных блоков (панелей). Такое требование вытекает не только из необходимости обеспечения максимального использования дорогостоящего горного оборудования, но и является важным условием производительного, экономичного и безопасного горного производства в целом.

Итак, обобщая все вышесказанное, при формировании разделительных технологических схем для условий конкретных рудников следует руководствоваться следующими принципиальными положениями:

1. Пункты рудоконцентрации, учитывая возрастающее перемешивание рудной массы при последующих производственных процессах добычи, следует стремиться располагать как можно ближе к очистным забоям, блокам, панелям.

2. Порции (дозы), в объемах которых производится разделение рудной массы, должны быть минимально возможными для конкретных условий.

3. В свою очередь в производственных процессах добычных работ должны быть по возможности полно учтены требования предконцентрации. При этом следует избегать не только превышения крупности кусков рудной массы, но и ее переизмельчения.

4. Предельное содержание полезных компонентов в отходах предконцентрата должно быть в основном менее бортового, но выше порогового содержания для обогащения.

5. Как правило, следует стремиться к одностадийному процессу разделения, устанавливая минимальный объем подготовительных операций (механическое дробление, грохочение, отмывка) и исключая химизацию этого процесса в подземном пространстве. Химические и биологические воздействия на руд-

ную массу возможны при специальных технологиях, создаваемых для доизвлечения полезных компонентов из утилизированных в недрах отходов предконцентрации, в том числе в технологиях с подземным выщелачиванием.

6. Необходимо стремиться к максимальному размещению пустых пород, а также некондиционной рудной массы в подземных выработках и в выработанном пространстве. При этом необходимо создавать на будущее достаточно благоприятные условия для извлечения этих некондиционных техногенных запасов или для их переработки в местах складирования.

7. Работы в руднике, связанные с формированием качества добытой руды, как правило, не должны снижать темпов развития горных работ. Это особенно важно, если эти работы могут оказать существенно влияние на результаты управления состоянием массива горных пород.

8. Главным критерием эффективности технологической схемы с разделением рудной массы должен быть интегральный экономический показатель, учитывающий, как минимум, интересы комплекса производств: «добыча — транспорт — складирование некондиционной руды и пустых пород на поверхности — обогащение».

## **5.2. КЛАССИФИКАЦИЯ РУДНИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ**

Эта классификация имеет целью систематизировать существующие и принципиально возможные сочетания средств и способов рентгенорадиометрической сепарации, осуществляемых в горных выработках с целью повышения содержания полезных компонентов в продукции рудника (в добытой руде). Ниже представлена предлагаемая классификация технологических схем рудничной предконцентрации рудной массы (табл. 5.1), базирующаяся на следующих признаках:

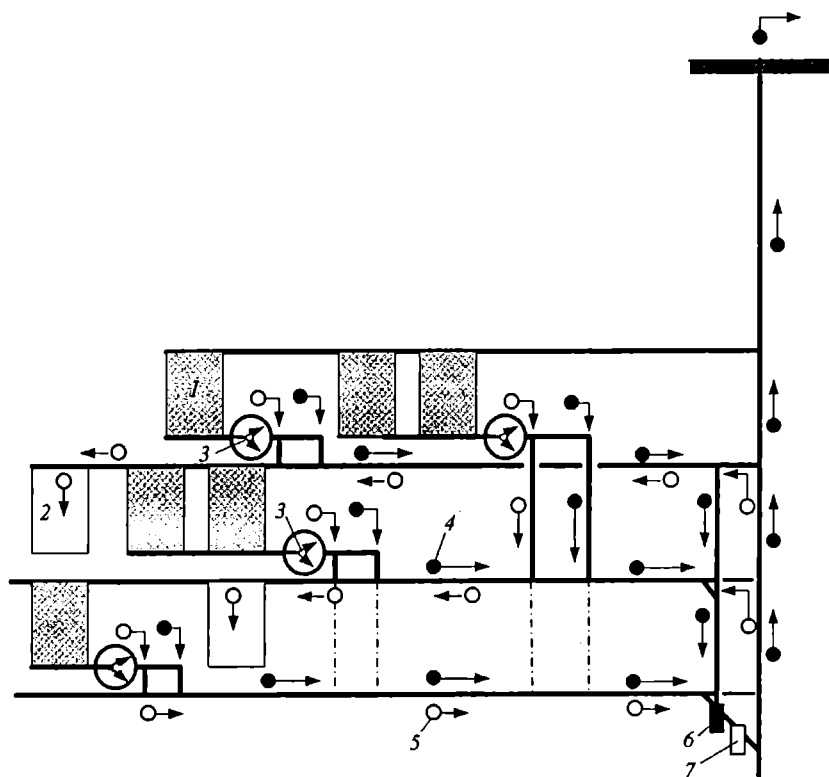


Классификация рудничных технологических схем предконцентрации рудной массы

		Характеристики и индексы технологических схем					
№ п/п	Классификационные признаки	Крупнопорционная; $Q \geq 5 \dots 20$ т (П1)		Среднепорционная; $Q = 0,1 \dots 5$ т (П2)	Мелкопорционная; $Q = 50 \dots 100$ кг (П3)	Покусковая; $L = -300 + 40$ мм (П4)	
2	Места размещения узлов предконцентрации (М)	Призобная (М1)	Участковая (М2)	Погоризонтная (М3)	Околоствольная (М4)	Поверхностная (М5)	
3	Кусковатость рудной массы (К)	Крупнокусковая с $D \geq 300$ мм; (К1)		Среднекусковая при $300 \geq D \geq 150$ мм; (К2)		Мелкокусковая с $D \geq 150$ мм; (К3)	
4	Тип оборудования (О)	ПДМ, тр.средства, аппарат. оперативн. контроля (О1)	ПДМ, тр. средств, аппарат. оперативн. контроля (О2)	Сепараторы порцион., грохоты, питатели (О3)		Сепараторы покусов., грохоты, дробилки, питат. (О4)	
5	Состав рудоподготовительных операций (Р)	Без подготовки рудной массы; (Р1)		С разделением на классы крупности, без отмывки рудной массы (Р2)		С разделением на классы крупности и с отмывкой (Р3)	
6	Способ утилизации отходов (У)	В выработанном простр. в качестве складочного материала (У1)	В отработанных камерах с создан. маг. зинов (склады врем. хран.) (У2)	В выработанном простр. в камерах для подз. выщелач. (У3)		На поверхности шахты в складах некондиционной руды, в т.ч. для кучного выщелач. (У4)	

- крупность кусков или порций сепарируемой рудной массы;
- местоположение в технологической схеме рудника пункта (или целого комплекса) предконцентрации;
- основные технологические характеристики рудника, влияющие на технологию предконцентрации.

В отличие от ранее предлагавшихся систематизаций технологических схем в данной классификации учтено наибольшее число самых значимых признаков. Основные технологические характеристики рудника, такие, как система разработки, способ вскрытия, общая технологическая схема рудника и др., учтены в классификации косвенными признаками (типом и мощностью горного оборудования, составом производственных процессов добычных работ, условиями для утилизации минеральных отходов, кусковатостью рудной массы). Влияние технологии горных работ на технологическую схему рудоконцентрации четко проявляется на рис. 5.1, где показан основной комплекс добычных работ с призабойной и участковой предконцентрацией рудной массы. Понятно, что такая технологическая схема возможна только при системах разработки с открытым выработанным пространством, с закладкой, магазинированием либо с камерной выемкой. Причем для утилизации отходов рудоконцентрации необходимы такие способы и параметры вскрытия, при которых было бы возможным создание обратных грузопотоков (некондиционной рудной массы и пустых пород). При этом и система разработки, и способ вскрытия должны обеспечивать на будущее технологические возможности, при минимуме затрат, для доступа и вторичной разработки или химической переработки этих техногенных запасов. Согласно данной технологической схеме предконцентрат поднимается на поверхность, а некондиционные отходы закладываются в отработанные камеры. Соответственно, должна быть полная конструктивная и организационная увязка технологий добычи и рудоконцентрации. При системах с обрушением налегающих горных пород возможностей для подземной утилизации горных пород существенно меньше.



**Рис. 5.1.** Принципиальная технологическая схема с призабойным и участковым разделением рудной массы с утилизацией отходов в отработанных камерах:

1 — очистной блок; 2 — отработанная камера; 3 — разделительная станция; 4 — поток предконцентрата; 5 — отходы предконцентрации; 6 — бункер для предконцентрата; 7 — бункер для отходов предконцентрации

Определенное сочетание классификационных признаков (см. табл. 5.1) предопределяет конкретную технологическую схему с характерными для нее показателями. Так, аббревиатура: «П2-М1-К1-О2-Р1-У3» означает среднепорционную, призабойную технологическую схему с применением ковшовой погрузочно-доставочной машины и средств оперативной идентификации качества крупнокусковой рудной массы, которая не подвергается предварительному дроблению и грохочению; отходы предконцентрации складированы в выработанных камерах и подлежат в дальнейшем подземному выщелачиванию.

## 5.3. РУДНИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ

Ниже, в соответствии с классификацией (см. табл 5.1) рассмотрены основные варианты технологических схем рудоконцентрации, адаптированных к технологии горно-добывающего производства.

*Технологические схемы с крупнопорционной (П1) и среднепорционной (П2) предконцентрацией рудной массы.*

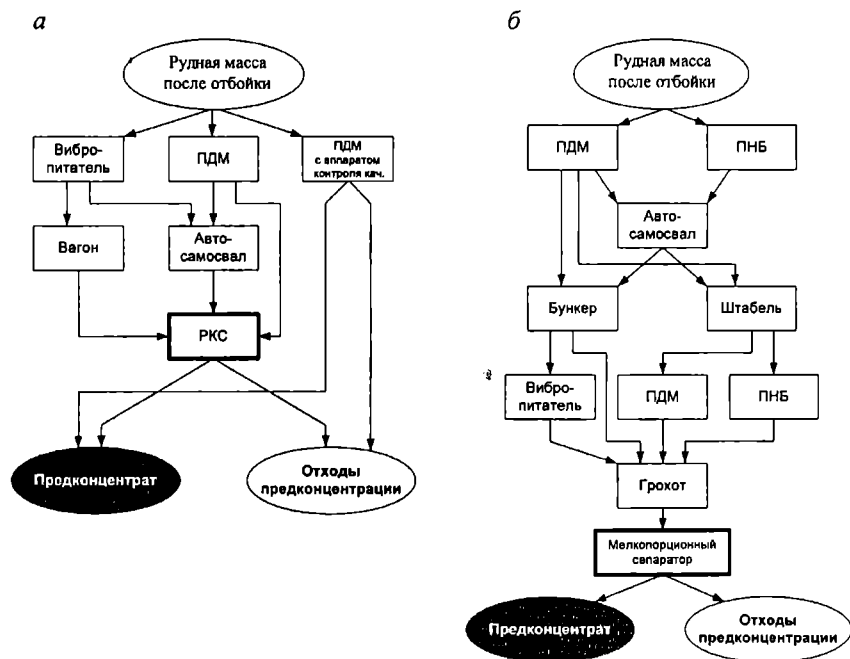
К их числу относятся сравнительно простые технологические схемы, в которых используется в основном обычное добычное оборудование с внесением в организацию его работы некоторых дополнительных функций. Осуществляемый при этом процесс, по аналогии с ручной операцией, называется породотборкой либо рудотборкой. Нередко его также называют рудосортировкой, что не совсем правильно, поскольку «сортировка» — это разделение продукта по сортам, и, следовательно, рудосортировка представляет собой комплекс работ (операций) по разделению исходной рудной массы на типы и сорта руды. Выполняется рудосортировка в случаях наличия нескольких потребителей с разными требованиями к руде или при необходимости переработки нескольких типосортов руды на одной обогатительной фабрике, но с неодинаковыми технологиями. В настоящей книге термин «рудосортировка» применяется в соответствии с его сущностью.

Для выявления наиболее полного состава возможных вариантов технологий крупно- и среднепорционного разделения рудной массы составлена блок-схема (рис. 5.2, а), включающая применяемые технические средства и последовательность технологических операций, осуществляемых при предконцентрации и рудосортировке в условиях рудника.

Возможно несколько сочетаний доставочно-транспортного оборудования с рудоконтролирующей станцией (РКС), оснащенной рентгенорадиометрической аппаратурой для оперативной идентификации кондиционной и некондиционной рудной массы в объеме ковша погрузочно-доставочной машины (ПДМ), кузова автосамо-

свала или вагона. При этом наиболее простой является технологическая схема, состоящая из ПДМ и РКС. При относительно большой дальности доставки в технологическую схему дополнительно подключаются средства рудничного транспорта. Будучи наиболее простыми и соответственно наименее затратными, крупно- и средноразмерные технологии создают и самый низкий эффект разделения рудной массы, что уже отмечалось выше.

Вместе с тем технологические схемы этого класса применяются в практике горно-добывающих предприятий относительно часто, что говорит, с одной стороны, об актуальности проблемы повышения содержания металлов в добытой рудной массе, а с другой — о несовершенстве существующих в рудниках технологий предконцентрации (рудосортировки) и необходимости их совершенствования.



**Рис. 5.2. Технический состав и порядок выполнения операций при способах предконцентрации:**

*а* — крупно- и средноразмерном; *б* — мелкопорционном

Основное предназначение крупно- и среднепорционных технологических схем рудоконцентрации — это внутризайное и внутриучастковое разделение рудной массы. Принципиальные конструкции технологических схем этого класса представлены на рис. 5.3.

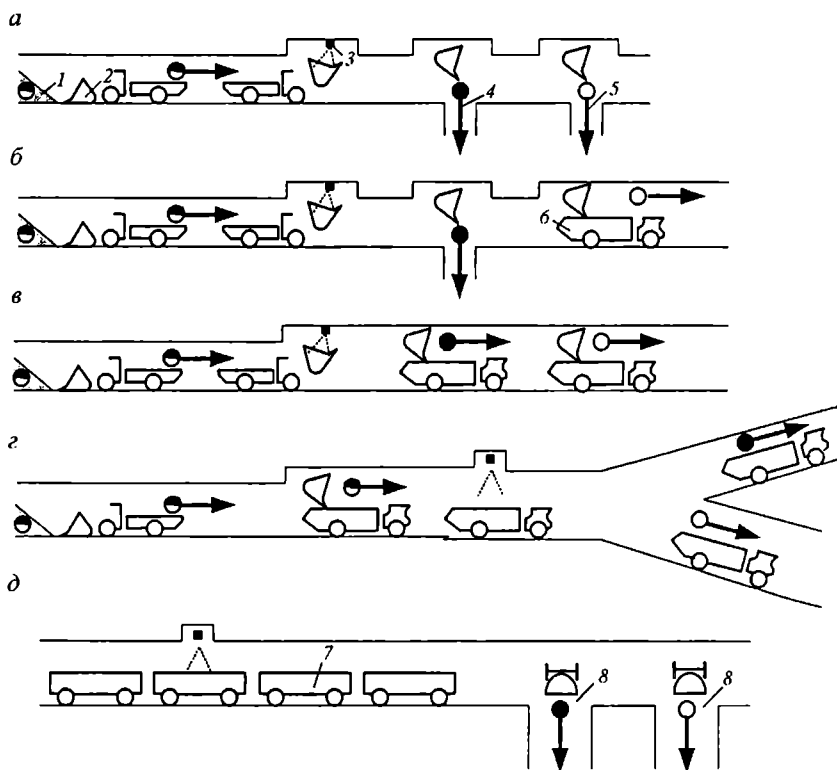
Так, на рис. 5.3, *а* показана технологическая схема, включающая в себя ковшовую погрузочно-доставочную машину, рудоконтролирующую станцию, рудо- и породоспуски. Эта технологическая схема может быть усовершенствована при размещении рентгенорадиометрических датчиков на ковше ПДМ и выведением в кабину машиниста двухцветного индикатора (зеленого — «руда» и красного — «порода»). Конечно, с расположением РКС в специальной камере создаются лучшие возможности для применения в технологии более мощных излучений с созданием более глубокого проникновения в рудную массу  $\gamma$ -лучей. У этой технологической схемы возможны и другие варианты, например, с созданием (вместо вертикальных выработок) промежуточных штабелей обогащенной и некондиционной рудной массы.

В технологические схемы (рис 5.3, *б* и *в*) дополнительно включены автосамосвалы, что имеет смысл при относительно больших расстояниях доставки.

Технологические схемы (рис. 5.3, *г* и *д*) отличаются от предыдущих тем, что опробование рудной массы производится не в ковше ПДМ, а в кузовах автосамосвалов и вагонов. Это повышает интенсивность горных работ, но снижает эффективность рудоразделения.

***Технологические схемы с мелкопорционной сортировкой (ПЗ).***

Технической базой формирования такого типа технологических схем являются специальные мелкопорционные сепараторы, способные нормально функционировать в условиях рудника. Пока на практике не существуют действующие машины такого типа. Имеются лишь их проектные проработки, как, например, выполненные в МГГУ применительно к условиям жезказганских рудников (см. рис. 2.6). Вместе с тем есть объективная



**Рис. 5.3. Средне- (а, б, в) и крупнопорционные (з, д) технологические схемы разделения рудной массы:**

а — с поковшовым разделением и последующей автомобильной доставкой в рудо- и породоспуск; б — с поковшовым разделением и автомобильной доставкой некондиционной массы в выработанное пространство; в — с поковшовым разделением и автомобильной доставкой; з — с помашинным разделением и автомобильной доставкой; д — с повагонным разделением и доставкой; 1 — рудная масса в навале; 2 — ковш ПДМ; 3 — рентгено-радиометрический анализатор; 4 — грузопоток предконцентрата; 5 — грузопоток некондиционной массы; 6 — автосамосвал; 7 — вагон; 8 — пункты разгрузки вагонов

необходимость создания таких аппаратов для использования их внутри и на поверхности рудников. Формируемый на этой основе класс технологических схем рудоконцентрации должен перекрыть обширную область между среднепорционными и покусковыми технологиями. В настоящее время для данной области,

т.е. между крупностью порции, соответствующей куску с максимальным объемом  $0,08 \text{ м}^3$  ( $L = 200 \text{ мм}$ ), и порцией, равной минимальной вместимости ковшей ПДМ ( $1,0 \dots 3,0 \text{ м}^3$ ), нет реальных технических средств сепарации рудной массы.

Из блок-схемы наиболее вероятных сочетаний технического оборудования и технологических операций, связанных с мелкопорционным разделением рудной массы (см. рис. 5.2, б), видно, что по сравнению с предыдущим классом здесь заметно расширяется номенклатура применяемого горного и рудоподготовительного оборудования. Так, появляются варианты технологий с применением погрузочно-доставочных машин непрерывного действия (типа ПНБ), а также в технологическую схему вводятся промежуточные (накопительные) бункерные и штабельные емкости рудной массы, грохоты (виброгрохоты) и, естественно, мелкопорционные сепараторы. Создание промежуточных емкостей для рудной массы, безусловно, несколько усложнит процесс ее разделения из-за дополнительного перемешивания, но это действие необходимо для обеспечения независимого функционирования разделительного пункта и очистных работ в блоке. Более того, за счет создания небольшого буферного штабеля рудной массы на относительно небольшом расстоянии от забоя создаются более благоприятные условия для быстрой выемки отбитой руды и освобождения забоя для выполнения нового цикла бурения шпуров (скважин) и других операций очистных работ. Тем самым выполняется одно из важнейших требований горно-добывающего производства в части сохранения высоких темпов продвижения горных работ.

Технологические схемы этого класса предназначены для использования, главным образом, в призабойных горных выработках, а также в участковых пунктах предконцентрации. Основные типовые конструктивные решения по этим технологическим схемам приведены на рис. 5.4. Так, на рис. 5.4, а показана призабойная технологическая схема с применением ковшовых ПДМ, погрузочных машин типа ПНБ и передвижного мелкопорционного сепаратора. В процессе функционирования такой технологии создается буферный штабель рудной массы, способ-



ствующий быстрому освобождению очистного забоя (блока) от отбитой руды. Кроме того, при этом формируются временные штабели обогащенной и некондиционной рудной массы (рис. 5.4, б). Эта схема, сохраняя принципиальные признаки предыдущей, является участковой схемой, т.к. предназначена для работы с несколькими очистными единицами. Для ее нормального функционирования, как правило, необходимы рудо- и породоспуски с достаточной вместимостью бункеров.

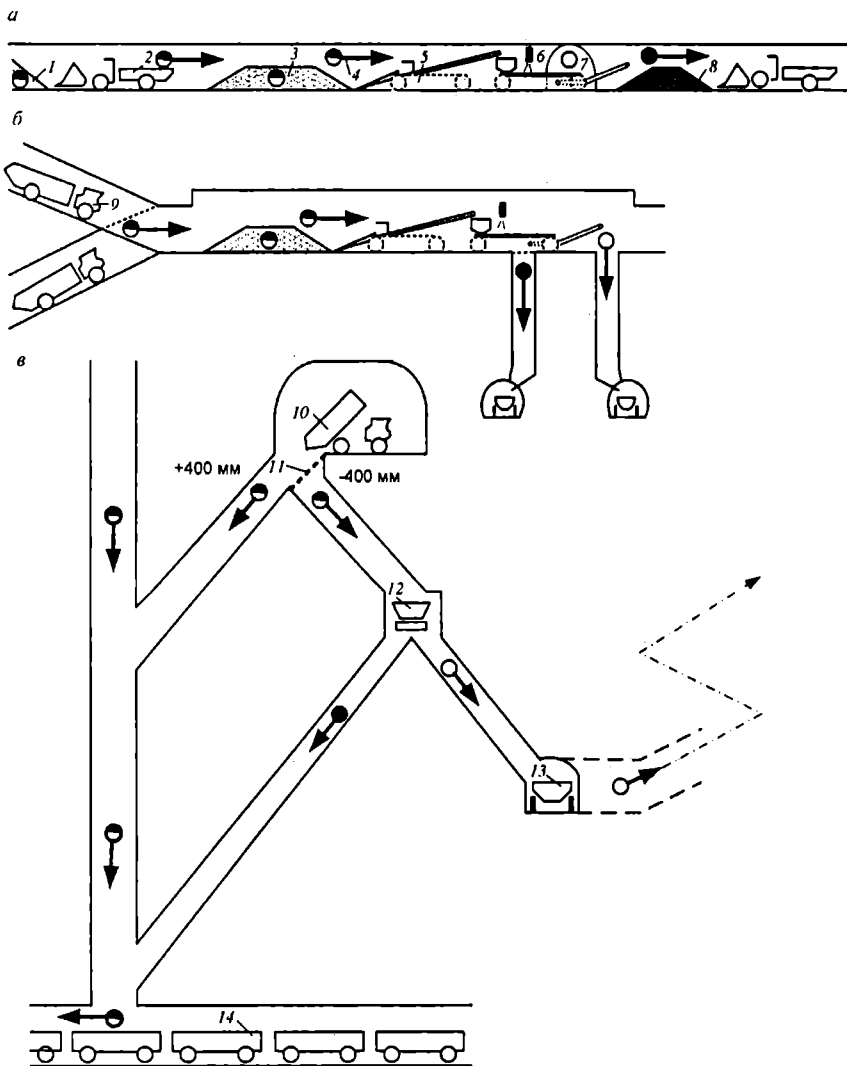
Один из вариантов мелкопорционного рудоразделения показан на рис. 5.4, в. Особенность этой технологии в том, что она привязана к капитальному рудоспуску и предконцентрации подвергается не вся, а лишь часть рудной массы. Через рудоразделительную станцию пропускаются лишь относительно мелкие фракции рудной массы, идущей, например, из очистных забоев (блоков) с повышенной засоренностью руды. Устье капитального рудоспуска или его приемных рукавов оборудуется грохотами и гидравлическими бутобоями (рис. 5.5).

Рис. 5.6 иллюстрирует мелкопорционную технологию у шахтного ствола с выдачей отходов рудоразделения на поверхность шахты в скипах. Эта технология, при определенных условиях, может быть модернизирована с созданием породопотоков в выработанное пространство. В определенных условиях возможны и варианты создания пунктов мелкопорционной предконцентрации на поверхности у ствола шахты (рис. 5.7).

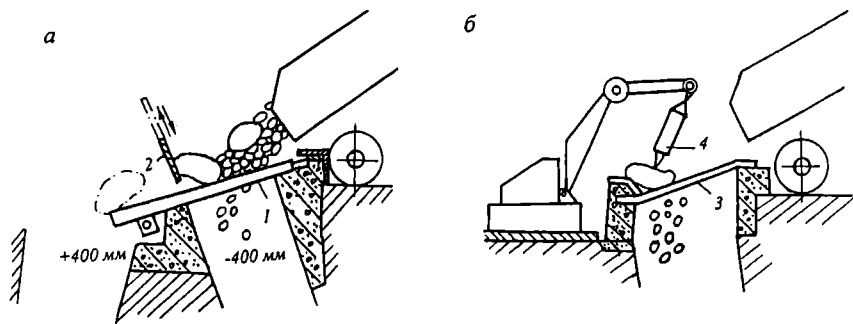
Естественно, что эти принципиальные (типовые) технологические схемы могут модифицироваться в соответствии с конкретными условиями эксплуатации.

#### *Технологические схемы с покусковой сепарацией (П4).*

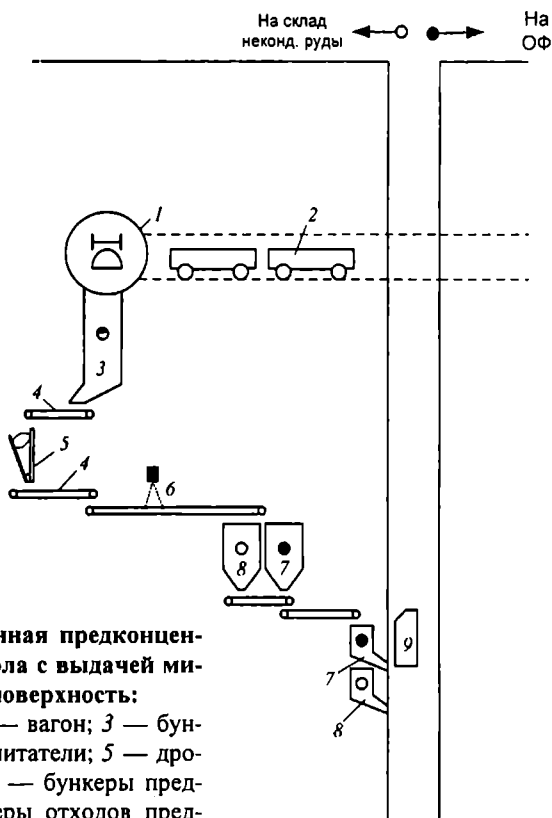
Эти технологические схемы соответствуют технологиям внутрирудничного рудоразделения с наиболее глубоким извлечением полезных компонентов. С их применением в руднике ставится цель отделения порядка 40...60 % некондиционной части рудной массы, что теоретически соответствует повышению содержания полезного компонента в товарной руде вдвое.



**Рис. 5.4. Технологические схемы с мелкопорционным рудоразделением:**  
*а* — призайобная; *б* — участковая; *в* — этажная (при капитальном рудоспуске); 1 — навал рудной массы после отбойки; 2 — ПДМ; 3 — буферный штабель рудной массы; 4 — поток рудной массы; 5 — ПНБ; 6 — сепаратор; 7 — поток некондиционной массы; 8 — штабель предконцентрата; 9 — автосамосвал; 10 — автосамосвал на разгрузке; 11 — грохот; 12 — сепаратор; 13 — автосамосвал; 14 — вагон

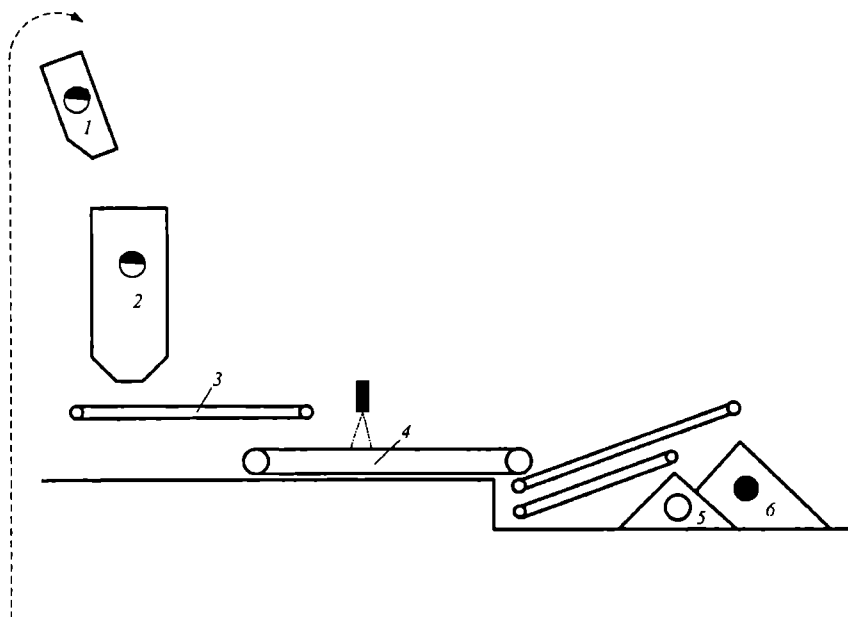


**Рис. 5.5. Конструктивные решения по оборудованию устьев рудоспусков:**  
 1 — виброгрохот; 2 — заслонка; 3 — решетка; 4 — бутобой



**Рис. 5.6. Мелкопорционная предконцентрация у шахтного ствола с выдачей минеральных отходов на поверхность:**

1 — опрокидыватель; 2 — вагон; 3 — бункер рудной массы; 4 — питатели; 5 — дробилка; 6 — сепаратор; 7 — бункеры предконцентрата; 8 — бункеры отходов предконцентрации; 9 — скип



**Рис. 5.7. Мелкопорционная предконцентрация на поверхности шахты:**  
 1 — скип; 2 — бункер; 3 — питатель; 4 — сепаратор; 5 — отходы предконцентрации; 6 — штабель предконцентрата

Технологические схемы этого класса предназначены, главным образом, для использования в стационарных и полустационарных условиях, что предопределяет их размещение на концентрационном горизонте в районе капитального рудоспуска, а также в горных выработках околоствольного двора или на поверхностном комплексе рудника. Но в ряде случаев может оказаться целесообразным формирование относительно упрощенных технологий с покусковой сепарацией в участковых и даже (при относительно благоприятных условиях) в призабойных пунктах. Техническая возможность для создания таких полустационарных и передвижных пунктов покусковой предконцентрации подкрепляется реальным ассортиментом дробильных установок, питателей и грохотов.

Так, передвижной дробильный агрегат американской фирмы «Игл Крашер» (рис. 5.8) смонтирован на раме с 16 пневмоколесами и состоит из нескольких отдельно транспортируемых узлов. Агрегат включает в себя, кроме наклонно расположенной щековой дробилки с приемным отверстием 914×1220 мм, пластинчатый питатель, виброгрохот и разгрузочный конвейер. Общая длина установки 15,2 м, ширина 2,54 м и высота 2,8 м. Высота установки разгрузочного конвейера 1,9 м, а приемного бункера 1,4 м. При этом высота загрузки изменяется от 1,45 до 2,72 м. Установка может эксплуатироваться в камерах и горизонтальных горных выработках высотой более 3,3 м. Во время успешно проведенных промышленных испытаний дроблению подвергалась медная руда, тектониты и известняки с размерами кусков до 900 мм в поперечнике. При этом была достигнута производительность агрегата 350 т/ч.

Ряд зарубежных фирм выпускает различные модификации питателей-дробилок, которые могут быть использованы в стационарных и полустационарных подземных рудоразделительных технологиях. В основном это питатели-дробилки фирм «Стамлер» (США), «Стефандаз» (Франция), «Вестфалия Люнен» (ФРГ) и др.

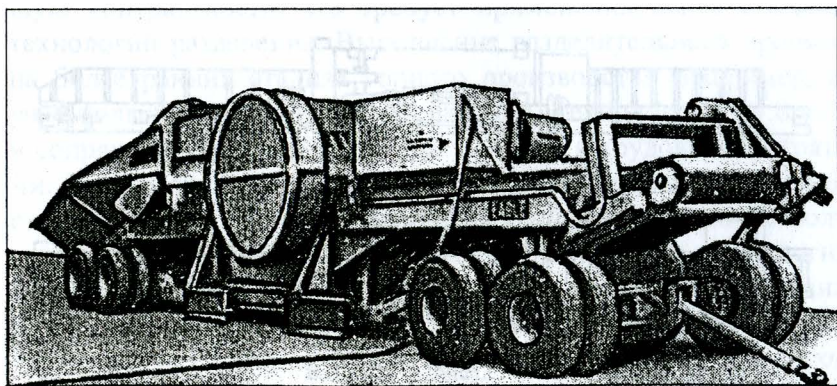


Рис. 5.8. Передвижная дробильная установка для подземных горных работ фирмы «Игл Крашер»

Питатели-дробилки состоят из приемного бункера, дробилки, механизмов подачи кусков материала в дробилку и доставки дробленой массы к перегрузочному пункту. В качестве транспортирующего органа обычно используется скребковый конвейер. Питатель-дробилка фирмы «Вестфалия Люнен» оборудуется роторными или горизонтальными щековыми дробилками. Наиболее распространены на современных рудниках питатели-дробилки этой фирмы серии WB-14 (рис. 5.9). Они имеют следующие параметры: длина — 15,5 м; ширина — 3,5 м; высота 1,8...2,5 м; ширина приемного отверстия дробилки — 1100×1300 мм; ширина разгрузочного отверстия регулируется в пределах 40...400 мм; мощность двигателя 55...132 кВт; масса агрегата — 30...33 т.

В России также имеются дробилки, которые можно использовать в подземных условиях. Например, среди дробильных установок, созданных в ОАО «Механобр-техника», есть такие, которые можно монтировать на платформе шахтной вагонетки или на пневмоколесных шасси с целью их мобильного использования в подземных условиях.

Кроме дробления, другой важной операцией в технологиях с покусковой предконцентрацией является грохочение, обеспечивающее разделение рудной массы по фракциям крупности и устранение резких различий в размерах кусков во фракциях, которые направляются в сепараторы.

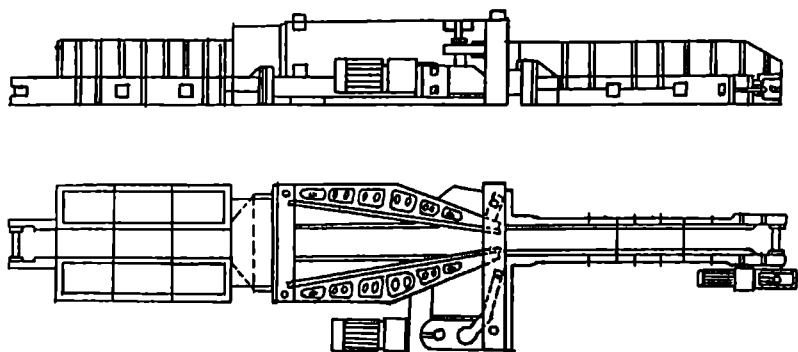


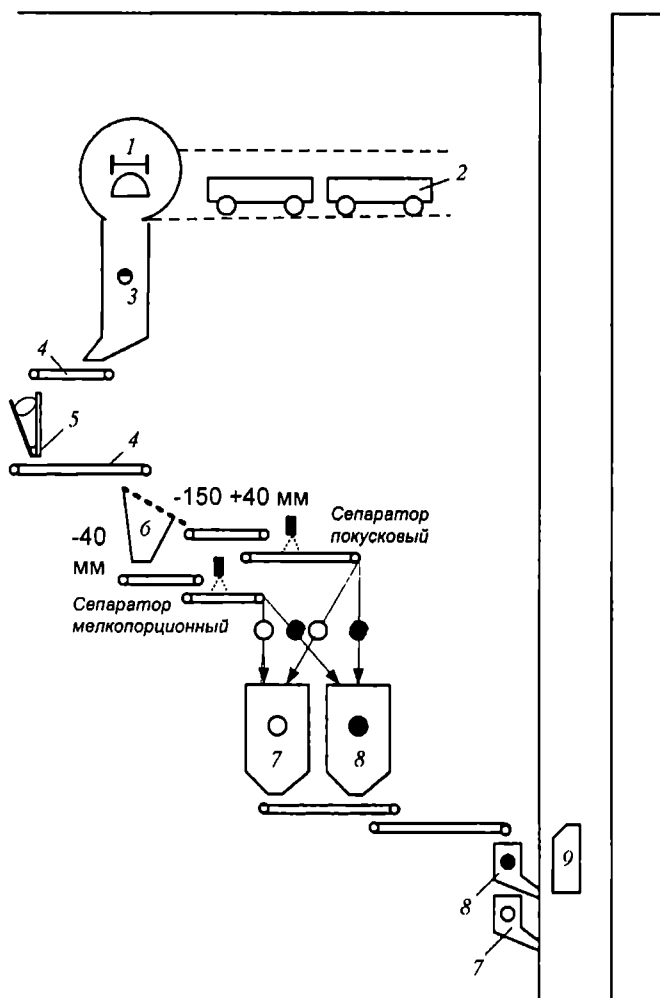
Рис. 5.9. Горизонтальная дробилка с питателем WB-14 фирмы «Вестфалия Люнен»

Для грохочения в подземных условиях могут быть использованы многие из серийно выпускаемых отечественных и зарубежных установок, в том числе виброгрохоты-питатели. Это оборудование может быть установлено перед дробилкой для равномерной загрузки и отделения крупных фракций рудной массы от мелких. Такой же агрегат, расположенный после дробилки, осуществляет разделение рудной массы на сепарационный класс и мелочь.

Вариантов технологических схем с покусковой сепарацией может быть больше, чем в предыдущих классах, поскольку они включают в себя большее число типов применяемого оборудования и производных от них сочетаний способов выполнения различных операций. При этом нередко используются двухстадийное грохочение и дробление материала. В составе этих технологических схем, наряду с доставочно-транспортными средствами рудников, находятся также стационарные и полустационарные дробилки, грохоты, питатели, комплект оборудования для отмывания загрязненного материала и другое оборудование с достаточно высокими функциональными характеристиками.

Конечно, лучшие результаты рудоконцентрации в руднике могут быть достигнуты при размещении комплекса сепарации в околоствольном дворе или на промплощадке, т.е. в наиболее стационарных условиях. Но при этом исходная рудная масса, поступающая на переработку, приобретает относительно меньшую контрастность, что требует применения более сложных технологий разделения. Выполнение разделительного процесса на более ранних стадиях горного производства (например, на участковых пунктах рудоконцентрации) технологически проще и сопряжено с меньшими материальными и трудовыми затратами. В случаях же экономического подтверждения необходимости дислокации пункта сепарации рудной массы в околоствольном дворе или на промплощадке рудника такую технологию имеет смысл объединять с дробильным, складским и усреднительным комплексами в рамках общего цеха формирования качества руды. Создание такого сравнительно мощного рудоподготовительного производства при горно-добывающем предприятии может быть тем более актуальным, чем дальше от рудника расположены непосредственные потребители его продукции

(обогащительные и агломерационные фабрики и др.). Один из вариантов технологической схемы с покусковой сепарацией при дробильно-сортировочном узле околоствольного двора приведен на рис. 5.10.



**Рис. 5.10. Покусковая сепарация рудной массы в околоствольном дворе:**  
 1 — опрокидыватель; 2 — вагон; 3 — бункер рудной массы; 4 — питатели; 5 — дробилка; 6 — виброгрохот с бункером; 7 — бункер предконцентрата; 8 — бункеры отходов предконцентрации; 9 — скип



## **5.4. ТЕХНИЧЕСКИЕ И ПРОИЗВОДСТВЕННО- ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ПРЕДПОСЫЛКИ К СОЗДАНИЮ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИЕЙ РУД В НОРИЛЬСКИХ РУДНИКАХ\***

Результаты теоретических исследований в области радиометрии, реально существующие и создаваемые технические средства оперативной идентификации состава минеральных масс, а также наличие положительных результатов опытно-промышленных испытаний рентгенорадиометрической сепарации на ряде обогатительных фабрик и других производствах позволяют реально рассматривать вопрос о создании рудничной технологии рудоразделения.

Необходимость реконструкции рудников в соответствии с естественным ухудшением минерально-сырьевой базы становится одной из важнейших и капиталоемких проблем для горно-металлургических производств. При условии отсутствия больших перспектив вовлечения в разработку новых высококачественных запасов руды возможны два принципиально различных направления ее решения. Первое — это путем дальнейшей интенсификации объемов добычи горной массы, компенсируя тем самым закономерное снижение содержания металлов в добытой руде, и второе — за счет совершенствования горно-добывающего производства с созданием системы эффективного формирования качества своей продукции. Тупиковость, в конечном счете, первого варианта и перспективность второго уже отмечались в начале книги.

---

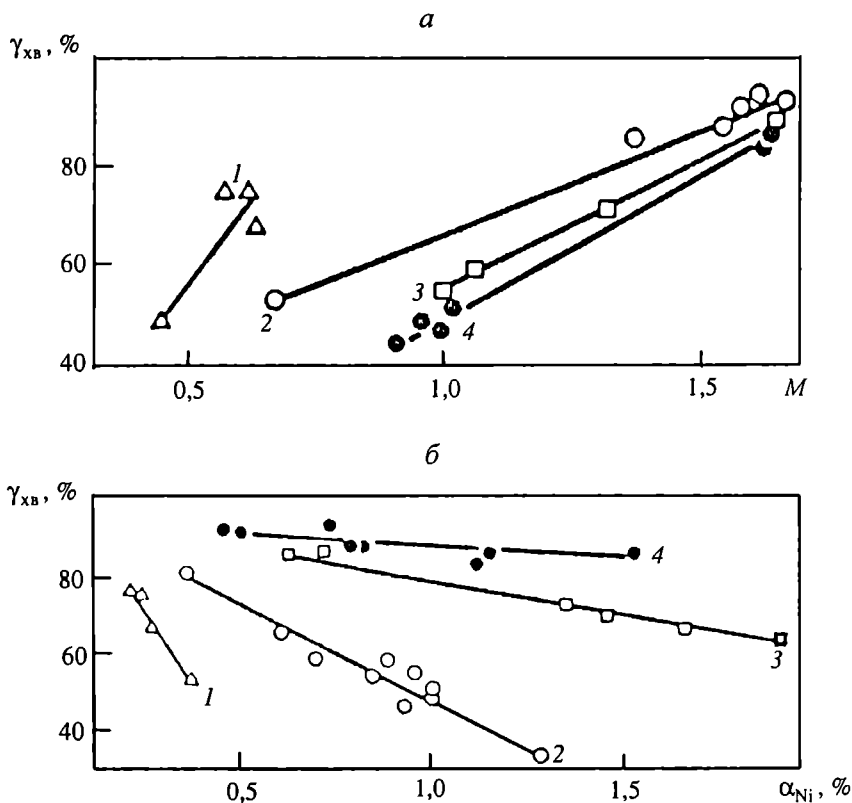
\* Раздел написан совместно с канд. техн. наук Ю.О. Федоровым.

В наибольшей мере данная проблема затрагивает интересы производства цветных, редких и благородных металлов, где массовая доля конечной продукции в добытой руде составляет в лучшем случае единицы, а для многих полезных компонентов — малые доли процента. С учетом же горной массы от проходческих и вскрышных работ эти показатели еще более ничтожны. Соответственно такому соотношению масс конечной продукции и извлекаемых из недр горных пород ежегодные объемы добычи последних составляют многие миллиарды кубометров, достигая до 20 т на человека и опережая по темпам рост народонаселения Земли.

ОАО «ГМК «Норильский никель»» — одна из крупнейших в мире горно-металлургических компаний, эксплуатирующая в основном богатые по запасам ценных металлов (никеля, меди, кобальта, платиноидов и др.) месторождения. За несколько десятилетий интенсивной разработки и здесь стали весьма заметными тенденции эрозии качества минерально-сырьевой базы, и, очевидно, что в будущем они будут нарастать. Поэтому, несмотря на нынешнюю обстановку, которая на ближайшие годы еще может казаться относительно благополучной, уже подошла пора создавать технический и технологический базис нового горно-добывающего производства. А для подавляющего большинства отечественных рудников вопрос модернизации горных технологий уже сегодня весьма актуален. Порядка 50 % из общего числа бывших советских горно-добывающих предприятий ныне не действуют из-за их неконкурентоспособности, главным образом, по причине низкого качества и высокой себестоимости своей продукции.

В связи с определенной направленностью данной книги, связанной с проблемой качества в норильских рудниках, наибольший интерес представляют производственные эксперименты, выполнявшиеся с медно-никелевыми рудами. Так, В.В. Зверевым в 1980-е годы были установлены зависимости технологической эффективности рентгенорадиометрического обогащения от показателя контрастности и от содержания никеля в исходной руде (рис. 5.11). Им же показано, что рентгенорадиометри-

ческими методами возможно выделение из прожилково-вкрапленных медно-никелевых руд 30,8...55,2 % хвостов предконцентрации, увеличив тем самым содержание металлов в руде в 1,27...1,74 раза. Кроме того, исследовано влияние влажности и загрязненности кусков материала на результаты рентгенорадиометрической сепарации (табл. 5.2).



**Рис. 5.11. Зависимости выхода хвостов рентгенорадиометрической сепарации:**

*a* — от показателя контрастности  $M$  при различном содержании никеля в исходной медно-никелевой рудной массе: 1 — 0,3 %; 2 — 0,5 %; 3 — 0,8 %; 4 — 1,0 %; *б* — от содержания никеля в рудной массе при различной ее контрастности: 1 — 0,6; 2 — 1,0; 3 — 1,3; 4 — 1,6

Таблица 5.2

Состояние поверхности кусков рудной массы	Признак разделения
Влажное, в шламе	0,64
Сухое, в шламе	0,80
Влажное, чистое	0,89
Сухое, чистое	0,94

Примечание. В качестве признака разделения принят показатель, несколько отличающийся от коэффициента контрастности В.А. Мокроусова.

В эти же годы НПО «Сибцветметавтоматика» (г. Красноярск) проводит производственные эксперименты по рентгенорадиометрической сепарации норильских забалансовых медно-никелевых руд, показавших обнадеживающие результаты (табл. 5.3).

В 2002 и 2003 гг. ООО «РАДОС» выполнило целый ряд исследований и технологических испытаний на нескольких десятках тонн бедных и рядовых медно-никелевых руд Кольских месторождений, показавших возможность и высокую эффективность рентгенорадиометрической сепарации для предварительного обогащения (табл. 5.4).

В это же время ООО «РАДОС» и ООО «Технорос» на основе созданного этими фирмами сепаратора СРФ-4-150 (рис. 5.12) начали масштабные производственные эксперименты при Норильской обогатительной фабрике (НОФ). Испытания проводились совместно с исследовательскими подразделениями Заплярного филиала компании.

Таблица 5.3

**Результаты испытаний рентгенорадиометрической сепарации (PPC) забалансовой медно-никелевой руды**

Наименование продуктов PPC	Выход, %	Распределение в продуктах PPC			
		Содержание, %		Извлечение, %	
		Ni	Cu	Ni	Cu
Предконцентрат	50,0	1,12	3,85	77,8	80,9
Промпродукт	35,0	0,42	1,16	20,4	17,0
Хвосты	15,0	0,086	0,34	1,8	2,1
Исходный	100,0	0,72	2,38	100,0	100,0

Таблица 5.4

## Результаты рентгенорадиометрической сепарации пробы медно-никелевой руды рудника «Северный»

Класс крупности, мм; выход от руды $\gamma$	Наименование продукта	Выход продукта (от класса), %	Содержание металлов, %			Извлечение металлов в продукт, %		
			Ni	Co	Cu	Ni	Co	Cu
-150 + 50 $\gamma = 40,7\%$	Предконцентрат	42,7	2,75	0,062	1,22	91,1	80,8	89,2
	Промпродукт	19,4	0,383	0,015	0,203	5,8	8,9	6,7
	Хвосты	37,9	0,108	0,009	0,062	3,1	10,3	4,1
	Исходный	100,0	1,29	0,033	0,584	100,0	100,0	100,0
	<i>Объединенные показатели</i>							
	Обогашенный	42,7	2,75	0,062	1,22	91,1	80,8	89,2
	Хвосты	57,3	0,20	0,011	0,11	8,9	19,2	10,8
-50 + 20 $\gamma = 26,8\%$	Исходный	100,0	1,29	0,033	0,58	100,0	100,0	100,0
	Предконцентрат	26,8	3,39	0,069	1,54	64,0	57,8	65,2
	Промпродукт 1	16,3	1,97	0,039	0,80	22,6	19,9	20,6
	Промпродукт 2	19,4	0,64	0,018	0,302	8,7	10,8	9,3
	Хвосты	37,5	0,178	0,01	0,082	4,7	11,5	4,9
	Исходный	100,0	1,42	0,032	0,632	100,0	100,0	100,0
	<i>Объединенные показатели</i>							
Обогашенный	43,1	2,85	0,058	1,26	86,6	77,7	85,8	
Хвосты	56,9	0,34	0,012	0,16	13,4	22,3	14,2	
Исходный	100,0	1,42	0,032	0,63	100,0	100,0	100,0	
-20 + 0 $\gamma = 32,5\%$	Несортируемый класс	100,0	1,87	0,038	0,85	100,0	100,0	100,0
-150 + 0 $\gamma = 100\%$	Исходная технологическая проба	100,0	1,51	0,034	0,68	100,0	100,0	100,0



Основные рудные минералы представлены сульфидами никеля (пентландитом), меди (халькопиритом), а также пирротинном. Вкрапленность и размеры сульфидов можно охарактеризовать от эмульсионной (характерной для силикатного никеля) до 10...15 мм.

Главные литологические разновидности горных пород представлены габбро-долеритами такситового, пикритового и оливинового состава. В разубоживающую массу также входят песчаники и в небольшом количестве присутствуют аргиллиты, алевролиты, долериты.

В качестве исходной технологической пробы была использована руда текущей добычи рудника «Комсомольский, представленная в основном сортом М-2, состоящим на 86 %...92 % из такситовых и пикритовых долеритов. Минералогический состав долеритов выражен плагиоклазами с различным соотношением кальциевой и натриевой разностей, пироксеном, оливином, слюдами и рядом более редких аксессуарных минералов. При этом рудные минералы представлены халькопиритом на 40...45 %, пирротинном — 30...35 %, пентландитом — 22...25 %, магнетитом — 2...8 %. В небольших количествах (в сумме 0,5...1,5 %) присутствуют пирит, миллерит, кубанит, валлериит. Никель на 95...98 % представлен сульфидными фазами и только на 2...5 % — в виде силикатного. Сульфидные минералы в породе вкраплены зернами размерами 0,1мм (и менее) до 20 мм (и более).

Дополнительно для предварительных оценок привлекались малые технологические пробы богатой руды Талнахского месторождения (шахта 1, рудник «Октябрьский») и отвальных шлаков медеплавильного завода.

Богатые руды Талнахского месторождения на 60...70 % представлены сплошными халькопирит-пирротиновыми, пирротин-халькопиритовыми, халькопирит-кубанитовыми, троилит-халькопирит-кубанит-пирротиновыми ассоциациями. Реже встречаются кубанит-талнахитовые, магнетит-валлериит-пиритовые и другие более редкие разности (11...15 %).

Рудных минералов в пробе около 80 % и они характеризуются: пирротином — 45 %, халькопиритом — 12 %, пентландитом — 7 %, кубанитом — 4 % и более редкими — борнитом, халькозином, троилитом, галенитом, сфалеритом, пиритом, минералами платиновых металлов. Содержание породных минералов около 20 %, и они представлены плагиоклазами, пироксенами и более редкими: оливином, кварцем, кальцитом, биотитом, амфиболом и другими.

Опытная технологическая линия для испытаний технологии РРС была смонтирована в корпусе среднего дробления (КСД) НОФ. В составе технологической линии, кроме сепаратора СРФ-4-150, использовались приемный бункер руды вместимостью 250 т, питатель, подающий руду из бункера на конвейер, который транспортировал и выгружал руду на агрегат грохочения. Надрешетный продукт класса  $-150(120) + 40$  мм с грохота поступал через специальную течку в приемный бункер сепаратора, а подрешетный — несортируемый класс  $-40$  мм и продукты РРС с сепаратора отводились соответствующим конвейером в технологическую цепочку КСД.

Главное технологическое оборудование для испытаний — промышленный рентгенорадиометрический сепаратор СРФ-4-150 (сепаратор рентгеновский флюоресцентный 4-ручьевого на класс  $-150+20$  мм, ТУ 3132-015-05820239-2001). Его основные характеристики приведены в табл. 5.5.

Предварительные исследования начинались с изучения образцов руды в «статике»: для этого кусок помещается в зоне измерений сепаратора на необходимое для этого время  $\sim 5 \dots 20$  с, за которое измерительная система сепаратора набирает (регистрирует) от куска вторичный рентгеновский спектр и выводит его на экран монитора на пульте оператора.

Задачи этой части исследований заключались в том, чтобы добиться:

- наибольшей разницы в спектрах вторичного рентгеновского излучения от рудных кусков и породы;
- определить аналитические области регистрации спектров;



## Сепараторы рентгенорадиометрические СРФ ТУ 3132-015-05820239–2001

Технические данные	Тип сепаратора		
	СРФ-4-50	СРФ-4-150	СРФ-2-300
1. Класс крупности сортируемой руды, мм	10...60	30...150	60...300
2. Диапазон класса крупности, мм	10—40	30—80	60—200
	20—40	30—100	80—250
	20—50	40—120	100—250
	20—60	40—150	150—300
3. Производительность, т/ч (в зависимости от диапазона)	3—8	10—25	20—50
4. Источник первичного рентгеновского излучения	Специализированные портативные рентгеновские аппараты ПРАМ-50		
5. Детекторы рентгеновского излучения	Блоки детектирования на основе пропорциональных газовых счетчиков		
6. Исполнительные механизмы, тип (частота срабатывания, Гц)	Быстродействующие электромагнитные шиберные устройства		
	МИ 30(15–20) МИ 80 (10–12)	МИ 400 (6–8)	МИ 2 (3–4)
7. Число каналов сортировки	4	4	2
8. Напряжение электропитания при частоте переменного тока 50±1Гц, В	220/380	220/380	220/380
10. Потребляемая мощность, кВт, не более	3,0	5,0	5,0
11. Габаритные размеры, мм: машины сортировочной (длина × ширина × высота) пульта оператора (ширина × глубина × высота)	3520×1200× ×3150 600×830× ×1300	5040×1500× ×3250 600×830× ×1300	5830×1500× ×3250 600×830× ×1300
12. Масса, кг, не более: машины сортировочной пульта оператора	1600	3900	4100
	60	60	60

Примечания: 1. Производительность зависит: от класса и диапазона крупности, удельной плотности сортируемой руды (материала); от качества исходной руды (материала), поступающей на РРС (зашламованность, загрязненность, глинистость); от технологических требований к продукту и хвостам сепарации (технологических задач).

2. Оптимальная величина производительности определяется и выбирается по результатам технологических испытаний РРС с учетом условий пп.1, 2.

- выбрать алгоритм обработки этих спектров;
- найти наиболее эффективный аналитический параметр с использованием его в качестве разделительного признака для выделения кусков рудной массы по содержанию в них ценных компонентов.

В РРМ к наиболее сложным методическим задачам относится определение элементов Cr, Mn, Co, Ni и Cu, характеристики рентгеновских излучений которых находятся весьма близко к К-серии железа ( $Fe K\alpha = 6,4$  кэВ). Энергетическое разрешение применяемых детекторов — пропорциональных газовых счетчиков не позволяет в спектрах регистрируемого излучения отдельное формирование пиков этих элементов. Поэтому, как правило, все вышеуказанные элементы в спектрах проявляются на левом или правом склоне фотопика железа, которое присутствует в значительных количествах в каждом куске руды.

Но весьма важен и другой фактор — железо входит непосредственно в структуру рудных минералов (пентландит, халькопирит и др.) и атомы Fe в этих минералах сильно поглощают возбуждаемые кванты рентгеновского излучения никеля, меди и других элементов (эффект избирательного поглощения), резко снижая интенсивность регистрируемых характеристик. Учет этих неблагоприятных факторов, а также максимальное использование природных свойств и особенностей руды составляют особенности методики РРС и соответствующего программного обеспечения.

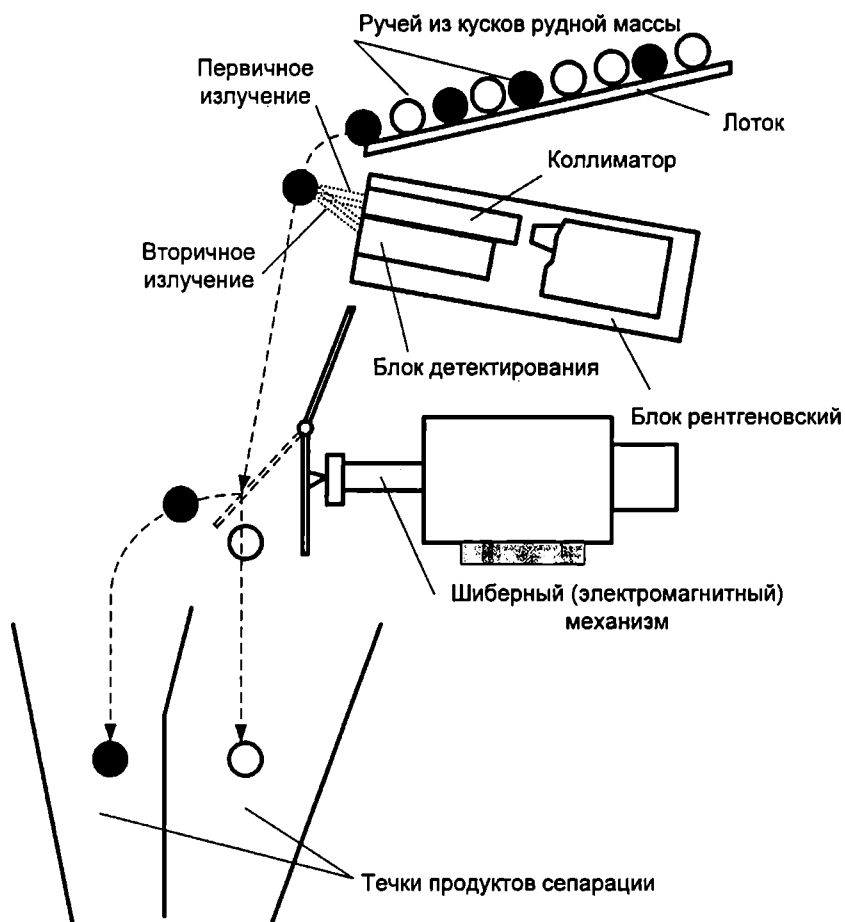
Для этих условий ООО «РАДОС» был разработан аналитический параметр  $P$ :

$$P = (N_{NiCu} - K_1 N_{Fe}) / (N_S + K_2 N_{Fe}),$$

где  $N_{NiCu}$ ,  $N_{Fe}$ ,  $N_S$  — соответственно характеристики рентгеновского излучения элементов по сумме Ni и Cu, а также Fe и S;  $K_1$  и  $K_2$  — спектральные коэффициенты, выбираемые из условий достижения максимальной чувствительности и с учетом технологических свойств руд.

Стадия предварительных исследований и измерений образцов в статике (чаще всего в количестве 50...100 кусков в режиме «Анализ») позволяет оценить контрастность руды (кускового материала), выявить предельно достижимые технологические показатели РРС, ориентировочно установить пороги сортировки для наиболее эффективных режимов выделения хвостов РРС (или концентратов — обогащенных продуктов), спланировать технологические схемы проведения опытов на стадиях предварительных (настроечных, оценочных) и контрольных испытаний РРС, задавать оптимальные режимы обогащения.

Рентгенорадиометрическая сепарация в аппаратах СРФ-4 осуществляется следующим образом (рис. 5.13). Подлежащий предварительному обогащению класс исходной технологической пробы подается в приемный бункер сепаратора СРФ-4. Вибропитатель обеспечивает дозированную непрерывную разгрузку руды из приемного бункера и подачу ее на раскладчик. Раскладчик имеет лотковую конструкцию и формирует четыре потока (ручья) руды с покусковой подачей ее в зону измерения и отбора в режиме свободного падения. Каждый кусок подвергается сканирующему рентгеновскому облучению за счет естественного движения куска в узкощелевой полосе облучения. Спектр вторичного (отраженного) излучения от куска подвергается автоматической компьютерной обработке, определению аналитического параметра разделительного признака и сравнению полученной величины с заданным пороговым значением. Измерительно-управляющая система сепаратора (на основе ЭВМ) вырабатывает сигнал управления на срабатывание исполнительного механизма на кусок с повышенным или пониженным содержанием ценных компонентов или элементов-примесей. Исполнительный механизм электромагнитного шиберного типа изменяет траекторию падения куска, который направляется в течку отбираемого продукта. Остальные куски рудной массы падают без отклонения траектории в другую течку.



**Рис. 5.13.** Принципиальная схема действия рентгенорадиометрического сепаратора СРФ-4-150 (фирма «РАДОС»)

Следует отметить, что высокая селективность сепарации принципиально обусловлена двумя основными факторами:

- высокой чувствительностью и информативностью рентгеновского излучения;
- повышенной концентрацией полезных минералов на поверхности кусков, т.к. куски в основном разрушаются по поверхностям пониженной прочности, соответствующим зонам

минерализации. Поэтому, несмотря на низкую проникающую способность рентгеновского излучения (доли мм), основная информация о полезных минералах (элементах) сосредоточена и поступает от поверхности кусков.

Естественно, что на качество измерений и общую эффективность РРС влияют зашламленность и влажность поверхности кусков. Но в целом удается получить вполне качественные и удовлетворительные показатели РРС и без отмывки кускового материала, если после дробления и грохочения поверхности кусков можно охарактеризовать как условно «чистые».

Исходя из этих реальных факторов, была проведена серия технологических испытаний, в которых были проведены:

- предварительные (настроечные, оценочные) опыты на естественной руде;
- детальные исследования отмытого и загрязненного материала в режиме изучения контрастности;
- оценка эффективности рентгенорадиометрической сепарации на отмытом материале;
- контрольные испытания на отмытом и загрязненном материале.

Во всех опытах проборазделка и подготовка продуктов испытаний к химическому анализу ценных компонентов производилась научно-исследовательской лабораторией (НИОЛ) НОФ. Доставка продуктов испытаний в НИОЛ осуществлялась соответствующими службами НОФ. Химический анализ продуктов испытаний выполнялся аналитической службой предприятия (КАУ). Обработка результатов химанализа и расчеты технологических показателей РРС по каждому опыту также выполнялись НИОЛ. Проверка производительности сепаратора СРФ-4-150 производилась по методике, согласованной со специалистами и руководством НОФ. Все это обеспечивало условия для объективной оценки результатов производственных испытаний.

Всего в ходе испытаний проведено 25 опытов, в результате которых получено около 60 продуктов, каждый из них отражает

возможности и эффективность рентгенорадиометрической сепарации в зависимости от качества исходных технологических проб и кускового материала, технологических свойств руды, ее текстурно-структурных особенностей, режимов обогащения, технических и физических параметров самого сепаратора.

Как показали первые опыты (№ 1...6) РРС с влажной и загрязненной вкрапленной рудой рудника «Заполярный», только при весьма малом выходе отходов предконцентрации (~15..25 %) еще наблюдаются удовлетворительные технологические показатели, когда содержание никеля в отходах РРС равно 0,06...0,08 %. Но в основном при рентгенорадиометрической сепарации сильно зашламленного материала результаты оказались неудовлетворительными. При этом содержание никеля в отходах предконцентрации составило 0,14...0,37 %.

Естественно, что с отмывкой материала показатели сепарации оказались существенно результативнее. Это подтверждается опытами № 7...11 на отмытом кусковом материале исходных технологических проб (табл. 5.6). Причем опыт № 7 отражает предельно достижимые технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации и распределение продуктов по содержаниям ценных компонентов в зависимости от задаваемых порогов сепарации. В свою очередь, опыты № 8...11 представляют качество продуктов РРС в реальном режиме сепарации и доказывают возможность выделения от крупнокускового материала +40 мм от 32 до 60 % отвального продукта с содержаниями Ni в пределах 0,08—0,12 % и Cu в пределах 0,08—0,20 %, при этом содержание Ni и Cu в обогащенном продукте (концентрате РРС) повышается в 1,3—1,8 раза.

В табл. 5.7 приведены сравнительные технологические показатели опытов по контрольным испытаниям РРС руды рудника «Заполярный» на отмытом (опыты № 12 и 13) и естественном (после грохочения — опыты № 14 и 15) материалах с полным балансом всех продуктов испытаний (в том числе класса -40 мм).

Таблица 5.6

## Показатели предварительных испытаний рентгенорадиометрической сепарации на отмытой вкрапленной руде рудника «Заполярьный»

№ опыта	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %						Извлечение, %					
			Ni	Cu	Co	S	Fe	Ni	Cu	Co	S	Fe		
7	Предконцентр.	34,0	0,46	0,79	0,018	1,87	11,44	69,30	74,18	47,52	73,63	40,36		
	Промпродукт	33,0	0,16	0,20	0,013	0,53	9,81	23,39	18,23	32,84	20,25	33,60		
	Хвосты 1	11,0	0,07	0,09	0,009	0,16	7,61	3,41	2,73	7,69	2,04	8,69		
	Хвосты 2	22,0	0,04	0,08	0,007	0,16	7,60	3,90	4,86	11,95	4,08	17,35		
	Питание РРС	100,0	0,226	0,362	0,013	0,86	9,64	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
8	Предконцентр.	39,5	0,49	0,77	0,022	2,66	12,01	72,73	71,54	56,61	76,96	48,04		
	Хвосты	60,5	0,12	0,20	0,011	0,52	8,48	27,27	28,46	43,39	3,04	51,96		
	Питание РРС	100,0	0,266	0,425	0,015	1,36	9,87	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
9	Предконцентр.	64,9	0,39	0,59	0,018	1,91	11,12	90,01	91,60	80,61	89,15	73,22		
	Хвосты	35,1	0,08	0,10	0,008	0,43	7,52	9,99	8,40	19,39	10,85	26,78		
	Питание РРС	100,0	0,28	0,42	0,0145	1,39	9,86	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		
10	Предконцентр.	67,7	0,39	0,48	0,016	1,96	10,49	87,19	92,65	80,76	88,76	73,91		
	Хвосты	32,3	0,12	0,08	0,008	0,52	7,76	12,81	7,35	19,24	11,24	26,09		
	Питание РРС	100,0	0,303	0,35	0,0134	1,49	9,61	100,0	100,0	100,0	100	100,0		
11	Предконцентр.	29,4	0,48	0,73	0,020	2,48	11,59	58,8	71,70	45,44	64,03	36,46		
	Хвосты	70,6	0,14	0,12	0,010	0,58	8,41	41,2	28,30	54,56	35,97	63,54		
	Питание РРС	100,0	0,24	0,30	0,013	1,14	9,34	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0		

Показатели контрольных испытаний РРС на вкрапленной руде рудника «Заплярный»

№ опыта	Наименование про- дуктов	Выход, % от руды	Содержание, %						Извлечение, %										
			Ni		Cu		Co		Fe		Ni		Cu		Co		Fe		
12 с отмывкой руды	Предконцентрат	21,1	0,32	0,46	0,014	9,99	35,77	39,13	30,35	24,56									
	Хвосты РРС	37,4	0,08	0,06	0,007	7,47	15,84	9,02	26,95	32,55									
	Питание РРС	58,5	0,166	0,204	0,013	8,38	51,61	48,14	57,30	57,11									
	Класс – 40 мм	41,5	0,22	0,31	0,010	8,87	48,39	51,85	42,70	42,89									
	Предк. РРС +(-40)	62,6	0,254	0,361	0,011	9,25	84,16	90,98	73,05	67,45									
	Исходная руда	100	0,189	0,248	0,0097	8,58	100,0	100,0	100,0	100,0									
13 с отмывкой руды	Концентрат РРС	30,5	0,29	0,34	0,014	10,31	44,38	42,09	42,28	35,85									
	Хвосты РРС	28,0	0,07	0,05	0,006	6,95	9,83	5,68	16,63	22,18									
	Питание РРС	58,5	0,185	0,20	0,010	8,70	54,21	47,77	58,91	58,03									
	Класс – 40 мм	41,5	0,22	0,31	0,010	8,87	45,79	52,23	41,09	41,97									
	Предк. РРС +(-40)	72,0	0,25	0,323	0,012	9,48	90,17	94,32	83,37	77,82									
	Исходная руда	100	0,199	0,246	0,0101	8,77	100,0	100,0	100,0	100,0									
14 без отмывки руды	Предконцентрат	40,0	0,23	0,30	0,012	9,59	45,55	52,63	45,28	43,00									
	Хвосты РРС	20,0	0,13	0,10	0,009	7,95	12,87	8,77	16,98	17,82									
	Питание РРС	60,0	0,197	0,233	0,011	9,04	58,41	61,40	62,26	60,82									
	Класс – 40 мм	40,0	0,21	0,22	0,010	8,74	41,58	38,60	37,74	39,18									
	Предк. + (-40)	80,0	0,22	0,26	0,011	9,16	87,13	91,23	83,02	82,18									
	Исходная руда	100	0,202	0,228	0,0106	8,92	100,0	100,0	100,0	100,0									
15 без отмывки руды	Концентрат РРС	29,6	0,27	0,33	0,014	9,75	41,12	47,20	39,47	33,10									
	Хвосты РРС	30,4	0,10	0,07	0,008	7,68	15,65	10,29	23,16										
	Питание РРС	60,0	0,184	0,198	0,011	8,70	56,77	57,49	62,63										
	Класс – 40 мм	40,0	0,21	0,22	0,010	8,74	43,23	42,51	37,37										
	Предк. + (-40)	69,6	0,235	0,267	0,012	9,17	84,35	89,71	76,84										
	Исходная руда	100	0,194	0,207	0,0105	8,72	100,0	100,0	100,0	100,0									



На отмытом материале в опыте № 13 в хвосты РРС выделено 28 % от никеля и меди, соответственно 0,07 и 0,05 %. В опыте № 12 выход отвальных хвостов (Ni ~ 0,08 % и Cu ~ 0,06 %) достиг 37,4 % от исходной руды (63,4 % от машинного класса). Эти показатели в полной мере отражают достаточно высокую эффективность метода применительно к бедным вкрапленным рудам рудника «Заполярный».

На реальном материале, очистка которого от загрязнения рудными шламами производилась только грохочением, технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации заметно уступают таковым на отмытой руде. При этом уменьшился выход отвальных продуктов (до 20..30 %), повысилось содержание никеля в хвостах РРС до 0,10...0,13 % и меди до 0,07...0,10 %.

Продукты РРС опытов №12 и 13 вместе с классом –40 мм составили исходный материал для флотации, в результате чего существенно повышено извлечение металлов из обогащенного продукта РРС (концентрат РРС + класс –40 мм), в определенной мере компенсирующее потери металлов с хвостами РРС.

Исходные технологические пробы для контрольных испытаний можно считать вполне представительными, так как по содержанию никеля (~ 0,2 %) и меди (0,2—0,25 %) они отражали качество текущей добычи рудника «Заполярный», поступавшей в тот момент на НОФ. При этом следует отметить четкую и закономерную картину (см. опыты № 12...15) значительного снижения содержания металлов в крупном классе на 0,01...0,05 % по никелю и до 0,1 % по меди в сравнении с мелким классом –40 мм, что лишний раз подтверждает необходимость предконцентрации более крупных классов.

В табл. 5.8 отражены результаты изучения контрастности (достигнутые технологические показатели РКС в опыте № 16) и контрольных испытаний рентгенорадиометрической сепарации (опыты № 17...20) более богатой медистой руды рудника «Комсомольский».

Показатели рентгенорадиометрической предконцентрации медистой руды рудника «Комсомольский»

№ опыта	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
			Ni	Cu	Co	S	Fe	Ni	Cu	Co	S	Fe
16 (изучение кон- траст. руды)	Промпродукт 4	43,0	0,83	1,96	0,025	6,94	12,59	72,93	85,61	63,24	66,39	59,18
	Промпродукт 3	19,0	0,44	0,17	0,012	3,51	6,84	17,08	3,28	13,41	14,84	14,21
	Промпродукт 2	13,0	0,28	0,59	0,019	3,55	9,57	7,44	7,80	14,53	10,26	13,60
	Промпродукт 1	25,0	0,05	0,13	0,006	1,53	4,76	2,55	3,31	8,82	8,51	13,01
	Питание РРС	100,00	0,49	0,985	0,017	4,50	9,15	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
17 с отмывкой руды	Предконц.	29,33	0,75	1,67	0,023	6,25	10,19	44,05	46,96	33,82	37,11	37,05
	Хвосты РРС	27,07	0,13	0,32	0,010	2,52	6,87	7,05	8,30	13,58	13,81	4,21
	Питание РРС	56,4	0,45	1,02	0,017	4,46	5,90	51,10	55,26	47,39	50,92	41,25
	Класс – 40 мм	43,6	0,56	1,07	0,024	5,56	10,87	48,90	44,74	52,61	49,08	58,75
	Предконц. + (-40)	72,93	0,64	1,31	0,023	5,84	10,60	92,95	91,70	86,42	86,19	95,79
18 с отмывкой руды	Исходная руда	100,00	0,50	1,04	0,020	4,97	8,07	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	Предконц.	40,16	0,80	1,85	0,020	6,49	9,06	53,30	56,78	38,98	47,01	38,08
	Хвосты РРС	16,24	0,23	0,61	0,013	3,16	7,25	6,20	7,57	10,24	9,26	12,32
	Питание РРС	56,4	0,64	1,49	0,018	5,53	8,54	59,50	64,35	49,22	56,27	50,40
	Класс – 40 мм	43,6	0,56	1,07	0,024	5,56	10,87	40,50	35,65	50,78	43,73	49,60
	Предконц. + (-40)	83,76	0,67	1,44	0,022	6,00	100,0	93,80	92,43	89,76	90,74	87,68
	Исходная руда	100,00	0,60	1,31	0,021	5,54	9,56	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

19 без отмывки руды	Предконц.	35,36	0,67	1,56	0,019	5,39	9,00	45,46	48,65	34,85	39,15	34,38
	Хвосты РРС	21,04	0,19	0,55	0,010	2,56	6,35	7,68	10,20	10,90	11,06	14,43
	Питание РРС	56,4	0,49	1,18	0,016	4,33	8,01	53,14	58,85	45,75	50,21	48,81
	Класс –40 мм	43,6	0,56	1,07	0,024	5,56	10,87	46,86	41,15	54,25	49,79	51,19
	Предконц. + (–40)	78,96	0,61	1,29	0,022	5,48	10,03	92,32	89,80	89,10	88,94	85,57
	Исходная руда	100,00	0,52	1,13	0,0193	4,87	9,26	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
20 без отмывки руды	Концентрат РРС	27,92	0,66	1,68	0,017	5,37	8,40	37,52	43,63	26,30	27,50	24,75
	Хвосты РРС	28,48	0,22	0,49	0,010	2,30	6,75	12,76	12,98	15,78	28,05	25,24
	Питание РРС	56,4	0,44	1,08	0,017	5,37	8,4	50,28	56,61	42,08	55,55	49,99
	Класс –40 мм	43,6	0,56	1,07	0,024	5,56	10,87	49,71	43,39	57,92	44,45	50,01
	Предк. + (–40)	71,52	0,60	1,31	0,021	5,49	9,91	87,23	87,01	84,22	71,95	74,76
	Исходная руда	100,00	0,49	1,08	0,020	5,45	9,48	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

По показателям опыта № 16 видно, что руда представлена контрастным материалом с возможностью выделения отвальных продуктов с достаточно большим относительным выходом (продукт 1 — выход 25 %, продукт 1 + продукт 2 — выход 38 %), с минимальными потерями в них металлов, в сумме не превышающими 10 % (от класса +40 мм). Результаты контрольных испытаний опытов № 17...20 подтверждают эти выводы и доказывают возможность предварительного обогащения крупнокускового материала руды рудника «Комсомольский» с выделением от 16 до 28 % отходов рентгенорадиометрической сепарации. Потери металлов в отходах сепарации составили 6...13 %.

При положительных результатах опытов по флотации обогащенных продуктов РРС (с классом – 40 мм) также можно обоснованно считать технологию РРС перспективной и эффективной для предконцентрации руды рудника «Комсомольский». Следует также отметить, что для руды этого рудника не наблюдается большой разницы в результатах сепарации отмытого (опыты № 17 и 18) и неотмытого (опыты № 19 и 20) материалов. В опыте № 17, выполненном на отмытом материале, получены самые минимальные по содержанию металлов хвосты (Ni ~ 0,13 %, Cu ~ 0,32 %) при их значительном выходе (27 % от руды, 48 % от класса +40 мм).

Для полноты анализа результатов предварительных и контрольных испытаний следует добавить, что кобальт и платиноиды, имеющие мизерное исходное содержание, так же, как никель и медь при рентгенорадиометрической сепарации, подвергаются предконцентрации с вполне удовлетворительными технологическими показателями.

Анализ результатов опытов № 21...23 на пробе отмытой богатой руды рудника «Октябрьский» (шахта № 1) однозначно дает высокие технологические показатели рентгенорадиометрической сепарации, позволяющие выделять в беднейшие отвальные хвосты до 32 % исходного крупнокускового мате-

риала с минимальными (не более 2 %) потерями в них металлов никеля и меди (табл. 5.9). Эти результаты не только отражают возможности метода применительно к богатым рудам, но прежде всего доказывают их высокую контрастность — наиболее важный и благоприятный фактор для покусковой сепарации.

Итак, в результате опытно-промышленных испытаний, на основании весомого количества экспериментальных данных, установлена возможность эффективного использования технологии рентгенометрической сепарации для предварительного обогащения бедных вкрапленных руд рудника «Заполярный», медистых руд рудника «Комсомольский» и рентгенометрической сепарации богатых руд Талнахского месторождения. Такая технология позволяет исключить из переработки значительную часть исходной рудной массы с содержанием металлов ниже бортового, существенно повысив качество руды, направляемой на обогащение. В пользу практического использования рассматриваемой технологии говорят и два других фактора: благоприятный гранулометрический состав руд, в которых крупнокусковой материал + 40 мм составляет значительную долю (около 60 %), а также наличие устойчивой закономерности существенного снижения содержания металлов в крупных классах рудной массы. Результатами испытаний также установлено, что для повышения эффективности рентгенометрической сепарации требуется соответствующая рудоподготовка и прежде всего отмывка крупнокускового материала.

Вместе с тем следует отметить, что размещение пунктов предварительной сепарации рудной массы при обогатительной фабрике неизбежно влечет за собой снижение сквозного извлечения металлов из руды в коллективный концентрат (табл. 5.10). Это явление естественно, так как при рентгенометрической предконцентрации (как и при любом другом способе сепарации рудной массы) в отходах остается некоторая часть полезных компонентов.

Показатели рентгенорадиометрической сепарации богатой руды рудника «Октябрьский»

№ опыта	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %						Извлечение, %					
			Ni		Cu		Co		Ni		Cu		Co	
			Ni	Cu	Ni	Cu	Co	S	Ni	Cu	Co	S		
21 (с отмывкой руды)	Предконцентрат	68,2	2,06	6,28	0,087	20,2	98,0	98,39	88,18	96,82				
	Хвосты PPC	31,8	0,09	0,22	0,025	1,42	2,0	1,61	11,82	3,18				
	Питание PPC	100,0	1,43	4,35	0,067	14,23	100,0	100,0	100,0	100,0				
23 (с отмывкой руды)	Предконцентрат	81,8	1,90	5,50	0,081	18,6	99,07	99,04	93,57	98,74				
	Хвосты PPC	18,2	0,08	0,24	0,025	1,07	0,93	0,96	6,43	1,26				
	Питание PPC	100,0	1,57	4,54	0,071	15,41	100,0	100,0	100,0	100,0				

Показатели извлечения никеля при обогащении вкрапленных руд с предконцентратной и без нее

Вариант технологии	Степень концентрации руды	Извлечение никеля $\epsilon_{Ni}$ , %	
		в предконцентрат	в концентрат
с предконцентратной руды при $\gamma_{on} = 39,88\%$	1,39	71,40	59,55
с предконцентратной руды при $\gamma_{on} = 33,34\%$	1,35	71,21	64,25
с предконцентратной руды при $\gamma_{on} = 25,38\%$	1,24	70,90	65,69
без предконцентратной руды; $\gamma_{on} = 0$	1,0	—	66,43

Исключить этот очень серьезный недостаток, сохранив основные достоинства предконцентрации, как уже отмечалось выше, можно путем передислокации рудоразделительной технологии в рудник. В этом случае отходы предконцентрации можно складировать в выработанном пространстве и квалифицировать их как техногенные месторождения бедных (забалансовых) руд. Но для этого необходимо, с одной стороны, максимально адаптировать технологию предконцентрации к условиям действующего горно-добывающего производства, а с другой — модернизировать саму технологию подземной добычи руд таким образом, чтобы обеспечить возможность для безопасной и экономичной разработки этих законсервированных запасов в будущем.

Результаты анализа общего состояния и отдельных аспектов проблемы качества в горно-рудном производстве в условиях нарастающей тенденции ухудшения минерально-сырьевой базы определяют необходимость системного подхода к практическому решению этой проблемы. Очевидно, что отдельные, даже весьма удачные технические, технологические или организационные новации не могут в полной мере противостоять негативным тенденциям эрозии качества минеральных ресурсов недр, объективно существующим в мире, и обеспечить в этих условиях устойчивые показатели работы горно-металлургических комплексов на перспективу.

Дальнейшее увеличение выпуска металлов за счет, главным образом, неуклонного возрастания объемов добычи и обогащения рудной массы с ухудшающимися показателями качества неизбежно ведет к серьезнейшим социально-экологическим и экономическим последствиям. В этой связи назрел вопрос разумного пересмотра некоторых концептуальных положений горнодобывающих технологий.

Горно-добывающее производство имеет определенные резервы в части управления качеством своей продукции, которые пока еще плохо используются на практике. Во многом причина такого положения кроется в недооценке реальных возможностей горных технологий. К тому же это не противоречит интересам как горняков, так и обогатителей, которым выгодно расширение масштаба своих производств. Следует отметить и то, что у инженерно-технического персонала и рабочих отечественных горно-добывающих предприятий, как правило, отсутствует должная мотивация выполнения дополнительных действий по обеспечению качества добычи.

В практике ряда рудников с повышением требований к качеству добытых полезных ископаемых выполняются отдельные организационно-технические мероприятия и локальные техно-



логические проработки, что далеко не всегда приводит к общим положительным результатам.

Авторы книги стремились сформулировать и изложить основные положения системного решения проблемы управления качеством продукции в подземном горно-добывающем производстве. При этом принципиальными представляются следующие положения.

- Объект управления — «качество добытого полезного ископаемого» в целом следует рассматривать с расширенных позиций, учитывая множественность показателей качества и степень их влияния на результаты деятельности как перерабатывающих, так и добывающих производств.

- Критерии оценки эффективности тех или иных технологических и организационных решений, влияющие на качество добытой руды, должны быть интегральными, объективно учитывающими интересы совокупности смежных производств, участвующих в создании конечной продукции или промпродукта.

- Структура рудничной системы управления качеством руды должна включать в себя главные составные элементы: информационную (включая оперативно-информационную) подсистему, основанную на современных технических средствах; блоки обоснования организационных и технологических решений, а также соответствующее техническое и технологическое обеспечение выполнения управляющих действий.

- Одним из ключевых и первоочередных вопросов создания эффективно функционирующей системы управления качеством руды в руднике является необходимость коренной модернизации его информационной системы в направлении обеспечения линейного персонала достаточно надежной и оперативной информацией о количественно-качественных характеристиках руды по всей технологической цепи.

- Главными показателями качества руды, подлежащими управлению в руднике, должны быть не только средние значения содержания регламентируемых компонентов за отчетные сроки (месяц, декада, сутки, смена), но и текущие (в течение смены), а также показатели стабильности состава добытой руды. Одновременно в руднике может регулироваться крупность

(кусковатость) и влажность рудной массы. При необходимости в процессе добычи возможно обеспечивать и частичное разупрочнение рудной массы.

- Наряду с горно-технологическими способами относительного повышения содержания металлов в добытой руде, основанными на снижении разубоживания и потерь, может оказаться достаточно эффективной внутрирудничная предконцентрация рудной массы, в т.ч. путем рентгенорадиометрической сепарации. При этом имеются реальные возможности сокращения непроизводительных затрат на добычу, транспорт и переработку некондиционной части рудной массы. Передислокация этой производственной операции с обогатительных фабрик в горные выработки может существенно повысить эффективность и самого процесса рудоподготовки, практически сняв вопрос о снижении сквозного извлечения металлов из руды при ее обогащении. При этом отходы рудничной предконцентрации, представляющие собой некондиционную рудную массу, могут рационально утилизироваться в выработанном пространстве с перспективой их последующей выемки и переработки (в т.ч. химической) непосредственно в местах временного складирования. По мере приближения пунктов предконцентрации к забоям содержание разделительных технологий упрощается.

- Стабильность и однородность химического и минерального состава руды, оказывающие большое влияние на технологические и экономические результаты переработки руды, могут наиболее эффективно формироваться, если управление этими процессами начинать на стадии горных работ. На рудниках, учитывая специфику их производства с использованием гравитационных технологий и наличие в рудопотоке нескольких перегрузок, возможно эффективное сглаживание показателей изменчивости качества руды. При этом имеются благоприятные условия для снятия не только высокоамплитудных колебаний, но и существенного сглаживания высокочастотной части спектра.

# Список литературы

---

1. *Абдулкин А.А., Викторов М.Н. и др.* Крупнопорционная сортировка оловянных руд // Цветные металлы. — 1984. — № 10.
2. *Абрамов В.Ф.* Опыт разработки месторождений с подземным обогащением руд на зарубежных рудниках // Цветная металлургия. — 1984. — № 12.
3. *Агошков М.И., Рыжов В.П., Гринев Р.М.* Изменение качества руды в процессе выпуска и управления им при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород // Горный журнал. — 1968. — № 4.
4. *Амирханов И.З.* Разработка технологии и обоснование параметров взрывоселекции при очистной выемке и проведении подготовительных выработок. — Канд. дисс. — МГИ, 1994.
5. *Арсеньев С.П., Прудовский А.Д.* Внутрикатьерное усреднение железных руд. — М.: Недра, 1980.
6. *Архипов О.А.* Радиометрическая обогатимость руд при их разведке. — М.: Недра, 1985.
7. *Балдин А.С., Зернов Л.В., Лучин Н.А. и др.* Результаты сепарации оловянных руд рентгенорадиометрическим способом // Цветные металлы. — 1981. — № 12.
8. *Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И.* Теория и практика усреднения руд. — М.: Недра, 1979.
9. *Бастан П.П., Болосин Н.Н.* Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. — М.: Недра, 1981.
10. *Богданович А.В., Буйнов П.И., Савраева С.В.* Исследование возможности применения радиометрических методов обогащения для полиметаллических руд // Межведомственные научные труды. — Механобр, 1981.
11. *Богуславский Э.И.* Управление качеством руды. — СПб, СПГГИ, 2002.
12. *Борисенко С.Г., Кармазин В.И. и др.* Подземный горно-металлургический комбинат // Металлургическая и горнорудная промышленность. — 1980. — № 1.
13. *Большаков А.Ю.* Управление качеством руд на основе ядерно-физического опробования. — М.: Недра, 1989.
14. *Букринский В.А.* Геометрия недр. — М.: Недра, 1985.
15. *Бызов В.Ф.* Управление качеством продукции карьеров. — М.: Недра, 1991.
16. *Венцель Е.С.* Теория вероятностей. — М.: Наука, 1964.
17. *Веселов О.Л.* Технология добычи некондиционных руд с радиометрической предконцентрацией рудной массы в выработанном пространстве. — Канд. дисс. — МГГУ, 1993.
18. *Виноградов Н.М., Евдокимов В.Т., Хитарова Е.М.* Общая теория статистики. — М.: Статистика, 1968.

19. *Грачев Ф.Г.* Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. — М.: Недра, 1977.
20. *Гудков В.М., Васильев А.А., Николаев К.П.* Прогноз и планирование качества полезного ископаемого. — М.: Недра, 1976.
21. *Ершов В.В.* Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. — М.: Недра, 1986.
22. *Зарайский В.Н., Николаев К.П., Казанский К.В.* Усреднение руд. — М.: Недра, 1975.
23. *Зернов Л.В., Лучинин И.А., Миронов И.И., Рябкин В.К.* Исследование рентгенорадиометрической сепарации оловянных руд // Цветная металлургия. — 1982. — № 1.
24. *Зейнуллин А.А.* Обоснование и разработка технологии подземной добычи с предконцентрацией рудной массы. — Докт. дисс. — МГГУ, 1996.
25. *Игисинов Ж.Т.* Обоснование параметров технологии внутрипанельной стабилизации качества рудной массы. — Канд. дисс. — МГГУ, 1995.
26. *Кавтаськин А.А.* Научные основы повышения полноты и эффективности разработки рудных месторождений при применении рудоподготовки. — Докт. дисс. — М.: ИПКОН, 1992.
27. *Каплунов Д.Р., Ломоносов Г.Г.* Основные проблемы освоения недр при подземной разработке рудных месторождений // Горный журнал. — 1999. — № 1.
28. *Каплунов Д.Р., Манилов И.А.* Стабилизация качества руды при подземной добыче. — М.: Недра, 1983.
29. *Каплунов Д.Р., Жиганов Е.В., Жовтис Е.А. и др.* Методические положения по стабилизации качества добываемого сырья при подземной разработке рудных месторождений. — Алма-Ата: Изд. ИГД РК, 1992.
30. *Кожиев Х.Х., Сабанов Н.А.* Рудник «Комсомольский»: становление и развитие // Горный журнал. — 2001. — № 2.
31. *Кожиев Х.Х.* Влияние технологии подземной очистной выемки на стабильность качества добываемой руды // Сб. тр.: Разработка руд цветных металлов. — Норильск, 1987.
32. *Леман Е.П.* Рентгенорадиометрический метод опробования месторождений цветных и редких металлов. — Л.: Недра, 1978.
33. *Лилеев В.А., Зверев В.В., Гулин Е.Н.* Радиорезонансная сепарация медно-никелевых руд // Цветные металлы. — 1978. — № 1.
34. *Лилеев В.А., Зверев В.В., Гулин Е.Н. и др.* Предварительная рудоподготовка медно-никелевых руд методом радиометрической сепарации // В сб.: Комбинированные методы переработки медно-никелевых руд. — М.: Наука.
35. *Ломоносов Г.Г.* Повышение качества продукции отечественного горнорудного производства как основа повышения ее конкурентоспособности // Горный журнал. — 2004. — № 10.
36. *Ломоносов Г.Г.* Горная квалиметрия — М.: Изд. МГГУ, 2000.
37. *Ломоносов Г.Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. — М.: Недра, 1975.

38. Ломоносов Г.Г. Управление качеством продукции горного предприятия. — М.: Изд. МГИ. — Часть 1 — 1984; Часть 2 — 1985.
39. Ломоносов Г.Г., Жигалов М.Л. Основные принципы управления качеством руд на подземных рудниках // Горный журнал. — 1991. — № 2.
40. Ломоносов Г.Г. Основные проблемы подземных рудников и концепция их технического перевооружения // Горный журнал. — 1997. — № 7.
41. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. — М.: Мир, 1971.
42. Мейер В.А., Иванюкович Г.А. Рентгенорадиометрические методы управления качеством руд. — Л.: ЛГУ, 1989.
43. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. — М.: Недра, 1979.
44. Мокроусов В.А., Соколов Э.Г., Ермоленко В.И. и др. Рентгенорадиометрическая сепарация оловоносных скарнов // Цветные металлы. — 1982. — № 11.
45. Певзнер М.Е., Попов В.Н. Квалиметрия недр — новое направление в горных науках // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 1999. — № 5.
46. Пейхель Г.В. Исследование влияния природных и технологических факторов на усреднение качества руд (на примере Миргалимсайского месторождения). — Канд. дисс. — ВЗПИ, 1975.
47. Пеньковский И.В. Формирование качества рудной массы при подземной разработке месторождений разнотипных руд. — Канд. дисс. — М.: МГИ, 1993.
48. Пономарев Л.Ф., Реуцкий Ю.В. Автоматизированная система управления качеством руд с применением радиометрического контроля содержания металлов // Горный журнал. — 1987. — № 1.
49. Птицын А.М., Дюдин Ю.К., Синдаровский А.Н., Руднев Б.П. Оценка перспектив развития горно-металлургической базы ряда металлов в Российской Федерации. — М.: Гипроцветмет, 2002.
50. Пономарев Л.Ф., Реуцкий Ю.В., Шкарпетин В.В. Использование элементов АСУ периферии подземной добыче руд // Горный журнал. — 1989. — № 11.
51. Посик Л.И., Когшелев И.В. Радиометрическая крупнопорционная сортировка руд при их добыче и транспортировке // Цветные металлы. — 1979. — № 2.
52. Пухальский Л.Ч. Рудничная геофизика. — Энергоиздат, 1983.
53. Пухальский Л.Ч. Рудничная обогатимость руд при их разведке. — М.: Недра, 1985.
54. Ревнищев В.И., Рыбакова Т.Г., Леман Е.П. Рентгенорадиометрическое обогащение комплексных руд цветных и редких металлов. — М.: Недра, 1990.
55. Ревнищев В.И., Азбель Е.И. и др. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке. — М.: Недра, 1987.
56. Рыжов П.А. Геометрия недр. — М.: Недра, 1964.

57. *Сакенов М.Д.* Обоснование параметров технологии радиометрической мелкопорционной предконцентрации руды вблизи очистных забоев. — Канд. дисс. — МГИ, 1993.

58. *Татарников А.П.* Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. — М.: Атомиздат, 1974.

59. *Устинов И.Д., Черницкий Л.П.* Фотометрическая сепарация вольфрам-молибденовых руд // Обогащение руд. — 1979. — № 2.

60. *Фам Нгок Хай.* Обоснование системы усреднения качества железных руд. — Канд. дисс. — МГГУ, 1998.

61. *Федоров Ю.О., Цой В.П., Корнев О.В., Короткевич В.А., Кацер И.У.* Предварительная концентрация при обогащении бедных и забалансовых руд // Горный журнал. — 1998. — № 1.

62. *Феськов В.П.* Обоснование параметров технологических схем подземной добычи руд с поковшовой радиометрической предконцентрацией вблизи очистных блоков. — Канд. дисс. — МГИ, 1992.

63. *Цитин Е.Ф., Комлев С.Г., Потапов В.Я.* О целесообразности предварительного обогащения медных и медно-цинковых руд // Сб. научных трудов УНИПРОмедь.

64. *Чжу Син Гень.* Обоснование параметров подземной усреднительной системы. — Канд. дисс. — МГГУ, 1994.

65. *Шемякин В.С., Федяев Ф.Ф., Останин О.В., Макаров Т.В.* О возможности обогащения бокситов ЮУБРА методом фотометрической сепарации. — Известия вузов. Цветная металлургия. — 1982. — № 3.

66. *Шестаков В.А.* Управление качеством продукции на горных предприятиях. — Новочеркасск: Изд. НПИ, 2001.

# Оглавление

---

Предисловие .....	3
Введение .....	5
<b>ГЛАВА 1</b>	
<b>ПРОБЛЕМА КАЧЕСТВА РУДНОГО СЫРЬЯ В СОВРЕМЕННОМ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ .....</b>	<b>9</b>
1.1. Сущность проблемы качества руды .....	11
1.2. Влияние вещественного состава руд на показатели их переработки .....	23
1.3. Зависимость эффективности обогатительного производства от стабильности качества рудного сырья .....	34
1.4. Другие факторы, определяющие требования к качеству руды .....	44
1.5. Горно-технологическая характеристика минерально-сырьевой базы на примере Норильских рудников и тенденции ее изменения .....	46
<b>ГЛАВА 2</b>	
<b>ОБОБЩЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ И ПРАКТИКИ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД В ГОРНО-ДОБЫВАЮЩЕМ ПРОИЗВОДСТВЕ .....</b>	<b>57</b>
2.1. Основные положения управления качеством руд .....	59
2.2. Анализ практики повышения концентрации металлов в руде при её добыче .....	67
2.3. Базовые исследования в области радиометрической сепарации .....	96
2.4. Обобщение опыта стабилизации качества рудной массы в подземных рудниках .....	105
2.5. Основные исследования в области усреднения руд в подземных рудниках .....	123
2.6. Исследования взрывоселекции руды и боковых горных пород .....	127
<b>ГЛАВА 3</b>	
<b>ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РУДНИЧНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУД .....</b>	<b>135</b>
3.1. Систематизация способов управления качеством руд при подземной добыче .....	137
3.2. Показатели технологической оценки предконцентрации рудной массы .....	146
3.3. Методика моделирования процесса предконцентрации рудной массы .....	150
	291

3.4. Показатели, используемые для количественной оценки изменчивости качества руд .....	161
3.5. Трансформация изменчивости качества руды и её вероятностные модели .....	168
3.6. Общая структура рудничной системы управления качеством руды.....	178
3.7. Взаимная увязка различных требований к качеству руды .....	188

## **ГЛАВА 4**

### **МЕТОДОЛОГИЯ ОБОСНОВАНИЯ ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ УСРЕДНИТЕЛЬНОЙ СИСТЕМЫ РУДНИКА.....**

4.1. Планово-организационные методы управления качеством руд при подземной добыче.....	195
4.2. Долгосрочное планирование качества руды при развитии горных работ.....	198
4.3. Текущее планирование среднего качества добытой руды.....	201
4.4. Методики оперативного управления качеством руды в процессе ее добычи .....	203
4.4.1. Обоснование управляющих решений с помощью линейного программирования.....	205
4.4.2. Управление качеством добычи путем решения системы линейных уравнений .....	207
4.4.3. Графическое решение задачи оперативного регулирования добычи по забоям .....	213
4.5. Концентрация горных работ и число выемочных единиц с позиций усреднения рудной массы.....	224
4.6. Стохастическое моделирование процесса усреднения рудной массы в бункере.....	228

## **ГЛАВА 5**

### **КОНЦЕПЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ РУДНОЙ МАССЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ РУД.....**

5.1. Принципиальные положения по созданию рудничных технологий предконцентрации рудной массы.....	237
5.2. Классификация рудничных технологических схем предконцентрации рудной массы .....	244
5.3. Рудничные технологические схемы предконцентрации рудной массы.....	248
5.4. Технические и производственно-экспериментальные предпосылки к созданию технологии добычи с предконцентрацией руд в Норильских рудниках .....	261
Заключение.....	284
Список литературы.....	287





*Хамби Хадзимурзович Кожиев* с момента окончания в 1976 году Московского горного института работал в норильских подземных рудниках. Много лет возглавлял одно из первых на уникальном Талнахском месторождении горно-добывающее производство — рудник «Комсомольский». Работал директором рудоправления «Талнахское», в составе которого объединены рудники «Комсомольский», «Маяк» и «Скалистый».

В 1981 году защитил кандидатскую диссертацию. Автор ряда изобретений и научно-производственных публикаций в области подземной разработки рудных месторождений в сложных горно-технических условиях. В настоящее время — профессор, доктор технических наук, декан Северо-Кавказского горно-металлургического института (ТУ).

---



*Геральд Георгиевич Ломоносов* после окончания в 1956 году Московского горного института трудился на инженерно-производственных должностях в рудниках Норильского ГМК. С 1964 года — на преподавательской работе в МГИ—МГГУ. Известный ученый и специалист в области эксплуатации рудных месторождений. Имеет более 150 публикаций, в том числе 16 монографий, по технологии открытой, подземной и комбинированной разработки, горной квалиметрии и управлению качеством полезных ископаемых, буровзрывным работам, а также по

горно-инженерной графике. Основатель научного направления — горная квалиметрия и управление качеством руды при открытой и подземной добыче.

Профессор, доктор технических наук, заслуженный деятель науки и техники РФ, действительный член Академии горных наук и Российской академии естественных наук.

*Режим выпуска  
«литерный»*

Редактор текста  
*О.И. Сорокина*  
Компьютерная верстка  
и подготовка оригинал-макета  
*З.С. Люкманова*  
Дизайн переплета  
*Е.Б. Капралова*  
Зав. производством  
*Н.Д. Урбушкина*

*Диапозитивы изготовлены  
в Издательстве МГГУ*

Подписано в печать  
25.09.2008.  
Формат 60×90/16.  
Бумага офсетная № 1.  
Гарнитура «Times».  
Печать офсетная.  
Усл. печ. л. 18,5.  
Тираж 300 экз. Заказ 539

ИЗДАТЕЛЬСТВО  
МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО  
ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА

*Лицензия на издательскую  
деятельность ЛР № 062809  
Код издательства  
5Х7(03)*

*Оригинал-макет  
подготовлен в издательстве  
«Горная книга»*

Отпечатано в ОАО  
«Московская  
типография № 6»  
115088 Москва,  
ул. Южнопортовая, 24

Магниевые штампы  
изготовлены  
в Первой Образцовой  
типографии

Хамби Хадзимурзович  
**Кожиев**

Геральд Георгиевич  
**Ломоносов**

# **РУДНИЧНЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**



**119991 Москва,  
ГСП-1, Ленинский проспект, 6,  
Издательство МГГУ;  
тел. (495) 236-97-80;  
факс (495) 956-90-40;  
тел./факс (495) 737-32-65**