

Министерство образования и науки
Российской Федерации

Федеральное государственное
бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный
университет»



Е. Ф. Цыпин

**ОБОГАЩЕНИЕ
В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ**

Научная монография

Екатеринбург – 2015

УДК 622.7

Ц96

Рецензенты: *Козин В. З.*, заведующий кафедрой
обогащения полезных ископаемых
ФГБОУ ВПО «УГГУ»,
профессор, доктор технических наук

Корнилков С. В., директор Института горного дела
УрО РАН, профессор, доктор технических наук;

Борисков Ф. Ф., старший научный сотрудник
Института горного дела УрО РАН,
кандидат геолого-минералогических наук

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Цыпин Е. Ф.

Ц96 **Обогащение в стадиях рудоподготовки:** научная монография /
Е. Ф. Цыпин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. –
303 с.

ISBN 978-5-8019-0330-9

В книге рассмотрены вопросы обогащения полезных ископаемых в стадиях рудоподготовки, применяемые в рудоподготовке методы и процессы обогащения, их теоретические и физические основы. Приведено описание обогатительного оборудования и примеры технологий с использованием обогатительных процессов в стадиях рудоподготовки. Большое внимание в книге уделено описанию и применению информационных методов обогащения, которые до настоящего времени в отечественной и зарубежной литературе освещены недостаточно. Изложены подходы к оценке обогатимости руд и последствия применения обогащения в стадиях рудоподготовки.

Книга предназначена для реализации основной образовательной программы подготовки специалистов по направлению 21.05.04 (130400.65) «Горное дело», по направлению подготовки научно-педагогических кадров в аспирантуре 21.06.01 «Геология, разведка и разработка полезных ископаемых», а также может быть полезна инженерно-техническим специалистам и научно-педагогическим работникам предприятий и организаций горного и металлургического профилей.

Рис. 115. Табл. 95. Библ. 110 назв.

Работа проведена в рамках задания № 2014/235 на выполнение государственных работ в сфере научной деятельности.

УДК 622.7

© Уральский государственный
горный университет, 2015

ISBN 978-5-8019-0330-9

© Цыпин Е. Ф., 2015

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
1. ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ.....	8
2. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ.....	14
3. ПРОМЫВКА.....	16
3.1. Сущность процесса.....	16
3.2. Физические свойства глин и промывистость руд и песков.....	17
3.3. Промывочные машины и устройства.....	21
4. ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	40
4.1. Характеристика минеральных частиц.....	40
4.2. Характеристика сред разделения.....	41
4.3. Обогащение в тяжёлых суспензиях.....	46
4.3.1. Сущность процесса.....	46
4.3.2. Приготовление и регенерация суспензий.....	47
4.4. Отсадка.....	49
4.4.1. Основы процесса отсадки.....	49
4.4.2. Разделение продуктов в отсадочной машине.....	52
4.4.3. Регулирование процесса отсадки.....	53
4.5. Оборудование для гравитационного обогащения.....	55
4.5.1. Сепараторы для обогащения в тяжёлых средах в стадиях рудоподготовки.....	55
4.5.2. Отсадочные машины.....	59
5. МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	71
5.1. Теоретические основы магнитного обогащения руд в стадиях рудоподготовки.....	71
5.2. Магнитные свойства минералов.....	73
5.3. Магнитные поля сепараторов.....	75
5.4. Движение частиц руды в магнитных сепараторах.....	77
5.5. Магнитные сепараторы.....	80
6. ИНФОРМАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	87
6.1. Информация и обогатительные процессы.....	87
6.2. Теоретические основы.....	89
6.2.1. Способы получения информации.....	89
6.2.2. Признаки разделения.....	92
6.2.3. Параметры и алгоритмы разделения.....	93
6.2.4. Режимы информационных процессов обогащения.....	99

6.3. Физические свойства, используемые для получения информации о составе и характеристиках объектов разделения	101
6.3.1. Радиоактивность. Радиоактивный распад. Характеристики радиоактивных излучений и потоков частиц	101
6.3.2. Взаимодействие ионизирующих излучений и потоков частиц с ядрами и внутренними электронными оболочками атомов	107
6.3.3. Ионизирующие излучения и потоки частиц	108
6.3.4. Взаимодействие заряженных частиц с атомами и ядрами	110
6.3.5. Взаимодействие нейтронов с веществом	113
6.3.6. Взаимодействие γ -излучения с веществом на атомном и ядерном уровнях	119
6.3.7. Взаимодействие рентгеновского излучения с веществом на атомном уровне	135
6.3.8. Взаимодействие излучений с минералами и горными породами	136
6.3.9. Взаимодействие ультрафиолетового излучения с веществом	137
6.3.10. Люминесценция	138
6.3.11. Взаимодействие видимого излучения с веществом	143
6.3.12. Использование излучения инфракрасного диапазона	154
6.3.13. Взаимодействие радиоволнового излучения с веществом	159
6.4. Классификация групп информационных методов	166
6.5. Оборудование для информационного обогащения	168
6.5.1. Порции сортировки	168
6.5.2. Рудосортировочные контрольные станции и мелкопорционные сортировочные установки	170
6.5.3. Информационные сепараторы	176
7. ОБОГАТИМОСТЬ СЫРЬЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ	200
7.1. Подходы к оценке обогатимости сырья	200
7.2. Предельная обогатимость	203
7.3. Факторы, определяющие предельную обогатимость однокомпонентного сырья	207
7.4. Предельная обогатимость многокомпонентных руд	211
7.5. Оценка эффективности технологии обогащения в стадиях рудоподготовки	216
8. ТЕХНОЛОГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ	224
8.1. Принципиальные схемы обогащения в стадиях рудоподготовки	224
8.2. Примеры технологий обогащения в стадиях рудоподготовки различного сырья	230
8.2.1. Руды чёрных металлов	230

8.2.2. Урановые руды	247
8.2.3. Руды цветных, редких и благородных металлов.....	254
8.2.4. Алмазосодержащие руды	271
8.2.5. Изумрудно-бериллиевые и бериллиевые руды	275
8.2.6. Бокситы.....	277
8.2.7. Неметаллические полезные ископаемые	278
9. ПОСЛЕДСТВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ	284
9.1. Технологические последствия.....	284
9.2. Экономические последствия	293
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	295
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	296

ВВЕДЕНИЕ

Основное предназначение рудоподготовительных процессов – создание благоприятных технологических, экономических и экологических условий для переработки добытой горной массы в последующих обогатительном, металлургическом, химическом и другого рода производствах.

В настоящей работе используется новый термин – *«обогащение в стадиях рудоподготовки»*. Его введение связано с тем, что понятие рудоподготовки в последние годы значительно расширено. Наряду с выполнением традиционных функций, таких как подготовка руды по крупности с использованием схем дробления-грохочения и измельчения-классификации, а также по вещественному составу за счёт использования селективной добычи и усреднения руд, в схемах рудоподготовки для самых разных полезных ископаемых всё чаще используют обогатительные операции.

Обогащение в рудоподготовительном переделе в одних случаях может являться *завершающей стадией подготовки* минерального сырья к дальнейшему использованию в смежных отраслях промышленности, а в других – *предварительным обогащением*, для которого характерно применение в последующих стадиях переработки операций глубокого обогащения.

Наряду с традиционными процессами обогащения, применение которых начато раньше других, такими как промывка, избирательное дробление-грохочение, отсадка, тяжелосредная сепарация, магнитная сепарация, в настоящее время развивается новая группа методов – *информационных*. Их основой являются многообразные физические эффекты взаимодействия электромагнитного излучения разных энергетических диапазонов и потоков элементарных частиц с веществом минералов и горных пород.

Использование информационных методов позволяет значительно расширить перечень полезных ископаемых, подвергаемых обогащению в стадиях рудоподготовки. Информационные методы имеют ряд особенностей, отличающих их от традиционных. В частности, отдельные из них являются прямыми, т. е. позволяющими измерять содержания химических элементов. Другая их отличительная черта, обеспечиваемая высокой чувствительностью измерительных систем, – возможность обнаружения малых концентраций компонентов и, следовательно, обогащения очень бедных руд. Благодаря измерению нескольких физических характеристик частицы одновременно и преобразованию этой информации, становится реальным определение содержаний нескольких компонентов и сортировка по комплексным алгоритмам, разделение частиц руды в одну операцию по нескольким свойствам, а также повышение точности идентификации разделяемых компонентов.

Информационные методы используют в крупнопорционном, мелкопорционном и покусковом вариантах.

Процессы информационного разделения имеют специфические, отличные от классических признаки разделения. Признаки разделения одних и тех же частиц обогащаемого материала при различных алгоритмах обработки и преобразования информации можно существенно видоизменять, что позволяет оптимизировать фракционный состав продуктов обогащения, создавая тем самым наилучшие условия для разделения.

Излагаемый материал содержит элементы теории процессов обогащения, подходы к оценке обогатимости сырья и эффективности технологических решений, характеристики обогатительного оборудования и технологические схемы обогащения минерального сырья в стадиях рудоподготовки.

Книга может быть полезна студентам и аспирантам горных и металлургических вузов, специалистам промышленных предприятий, научно-исследовательских и проектных организаций горно-металлургической отрасли.

1. ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ

Обогащение в стадиях рудоподготовки – это обогатительные операции, осуществляемые в отдельных стадиях дробления или циклах дезинтеграции, позволяющие либо получить из руды все конечные продукты, либо предварительно (для части раскрытых минеральных фаз) обогатить руду с выделением части конечных концентратов и отвальных хвостов, либо разделить руду на технологические типы и сорта.

В зависимости от специфики руды, раскрытия фаз, содержания компонентов, обогатимости, кондиций на конечную продукцию обогатительного передела с помощью обогащения в рудоподготовительных стадиях могут решаться следующие технологические задачи:

- удаление породной массы в крупнокусковом виде;
- выделение крупнокусковых кондиционных концентратов;
- разделение исходной горной массы на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам и режимам или складированные для использования в будущие периоды;
- удаление вредных для последующих технологий пород и минералов.

Концентраты обогащения в стадиях рудоподготовки могут быть кондиционными и некондиционными, то есть требующими дальнейшего обогащения.

В ряде случаев в отдельных операциях или схемах возможно совмещение нескольких технологических функций.

Внутри рудоподготовительного передела можно выделить группу разделительных операций (обеспечивающих выделение отвальных хвостов, концентрирование полезных компонентов или разделение на технологические типы) и операций, подготавливающих сырьё к разделению (дробление, грохочение, промывка, оттирка, классификация, обеспыливание и т. д.). Операции этого передела предназначены для дезинтеграции и разделения не мономинеральных и породных фаз, а фаз агрегатов рудных минералов и коллоидно-дисперсных агрегатов (пустая порода) или рудной и безрудной фаз.

Продуктами разделения рудоподготовки являются либо готовые концентраты, либо концентраты предварительного обогащения, либо отвальные хвосты предварительного обогащения, либо различные технологические типы и сорта руды.

Готовые концентраты в рудоподготовке получают для переработки в дальнейшем в кусковом виде – это концентраты руд чёрных металлов, ряда минералов и горных пород, используемых в качестве флюсов, а также некоторых видов нерудного сырья. Готовые кусковые концентраты могут быть представлены в одних случаях богатыми полезными компонентами минеральными агрегатами

(например, концентраты руд чёрных металлов), в других – мономинеральными фазами (например, концентраты кварца, флюорита, самородных металлов).

В стадийных схемах обогащения операции сепарации минеральных агрегатов, осуществляемые в кусковом виде до операций раскрытия минералов (завершающих стадий дробления, измельчения), являются операциями предварительного обогащения. При предварительном обогащении разделяются минеральные и породные агрегаты, при глубоком обогащении производится разделение минералов между собой, а также минералов и горных пород.

В отдельных случаях предварительного обогащения минералы в полной мере не раскрыты, а имеются куски-сростки минералов нескольких компонентов, куски-сростки минералов и горных пород, в том числе и довольно богатые, и довольно бедные. В результате предварительного обогащения чаще можно получить отвальные хвосты и обогащённые продукты минеральных агрегатов, в ряде случаев – продукты с различной концентрацией разных минеральных агрегатов (технологических типов), редко – концентрат одного минерала и остающуюся руду. Дальнейшее обогащение ведётся в меньшей, чем при предварительном обогащении, крупности при большом количестве свободных зёрен минералов или относительно богатых сростков, при этом можно получить помимо отвальных хвостов концентраты отдельных минералов или концентраты минералов отдельных полезных компонентов.

В стадиях рудоподготовки применяют следующие методы обогащения: гравитационный, магнитный, информационные, промывку, избирательное дробление – грохочение. Ввиду того, что многие из этих обогатительных процессов используют для разделения руды на различных уровнях фазового состояния при обогащении как в стадиях рудоподготовки, так и в глубоком обогащении, они решают в этих случаях различные технологические задачи.

Осуществляемые в ходе рудоподготовки процессы распознавания и сортировки руд (на технологические типы, сорта, породную массу), разрушения рудной массы для раскрытия агрегатов рудных минералов или для доведения её до требуемой крупности, подготовки с разделением руды на классы крупности и с интенсификацией различий в физических свойствах компонентов, разделения на продукты с преобладанием агрегатов рудных минералов и пустую породу по сути являются предварительными стадиями обогащения. После предварительного обогащения в рудоподготовительном переделе обязательно следуют дальнейшие переделы обогащения (как правило, с использованием процессов, требующих измельчения и осуществляемых в крупности менее 1 мм), которые включают в себя процессы, обеспечивающие раскрытие минералов (обычно измельчение), процессы подготовки к обогащению (классификация, тонкое

грохочение, обесшламливание, обеспыливание и т. п.), обогатительные процессы, вспомогательные процессы и т. д.

Рассмотрим различия технологий с использованием обогащения в стадиях рудоподготовки и без него /100/.

Следующее за предварительным обогащением может осуществляться на стадии концентрирования фаз агрегатов рудных минералов и пустой породы, причём этой стадией обогащение и заканчивается. Качество получаемых концентратов достаточно высокое, чтобы полагать их конечными, и для его повышения не требуется прибегать к дальнейшему раскрытию минералов и их разделению. Поэтому, если за обогащением с разделением фаз агрегатов рудных минералов и породы нет следующей стадии обогащения хотя бы одного из продуктов, проведённое обогащение не является предварительным.

С одной стороны, известно много примеров технологий обогащения руд (марганцевые, хромовые и т. д.), которые осуществляются в кусковом виде и заканчиваются в стадиях рудоподготовки.

С другой стороны, схемы обогащения различного минерального сырья часто строятся по стадийному принципу во избежание переизмельчения. Если разрушение кусков осуществляется в несколько стадий, при этом раскрываются и рудные агрегаты, и минералы, и породная фаза, а после этого следуют обогатительные операции, то первые стадии обогащения не могут быть признаны стадиями предварительного обогащения, хотя за ними могут следовать новые стадии обогащения. Уже в первых стадиях разделение ведётся, в том числе, и по мономинеральным фазам, хотя при этом преобладают и разделяются фазы агрегатов рудных минералов.

Если та же руда обогащается в несколько стадий, причём существенного раскрытия собственно минералов в первых стадиях не происходит, то операции разделения в этих стадиях обогащения можно считать операциями предварительного обогащения, а всю технологию надо рассматривать как включающую два передела: передел предварительного (в данном случае операции раскрытия агрегатов рудных минералов и разделения до начала операций раскрытия минералов) и глубокого (в данном случае включающего операции раскрытия и разделения минералов) обогащения.

Итак, обогащение (со всеми подготовительными процессами) можно считать предварительным, если выполняются три основных условия: первое – разделяемыми фазами являются агрегаты рудных минералов и породные куски (в первых стадиях при сортировке – рудная и породная массы); второе – хотя бы один из полученных при разделении продуктов должен далее перерабатываться в последующих переделах обогащения; третье – разделение должно осуществляться до начала операций раскрытия минералов.

Учитывая вышесказанное, дадим следующее определение.

Предварительное обогащение – это часть рудоподготовки, рассматриваемая как совокупность процессов: разделения горной массы на рудную массу и безрудные тела, дезинтеграции (дробления) рудной массы, подготовки с получением технологических классов крупности и интенсификацией различий в физических свойствах компонентов; разделения рудной массы на продукты с преобладанием агрегатов рудных минералов (их может быть несколько) и породную массу. Перечисленные процессы могут начинаться после отделения горной массы от массива и заканчиваться до первых, предназначенных для раскрытия минералов операций, при этом обязательно хотя бы один из получаемых продуктов не является конечным и должен перерабатываться в последующих стадиях традиционного обогащения.

Для предварительного обогащения характерно несущественное раскрытие минералов. В крупнокусковом материале в виде свободных зёрен чаще находятся зёрна породы, поскольку породная (преобладающая) фаза в руде представлена более крупными агрегатами и как преобладающая фаза раскрывается в большей крупности [27, 57]. Кроме того, в руде всегда присутствует разубоживающая породная составляющая.

Поскольку предварительное обогащение – это обогатительные операции, выполняемые в стадиях рудоподготовки, предваряющей глубокое обогащение, которое осуществляется после стадий измельчения и раскрытия разделяемых фаз (флотационными, магнитными, гравитационными, электрическими методами), оно может иметь целью:

- удаление крупнокусковых отвальных хвостов с последующим измельчением и глубоким обогащением концентратов предварительного обогащения;
- разделение руды на технологические типы, которые после измельчения обогащаются по различным технологическим схемам, режимам и даже с использованием различных методов обогащения;
- выделение крупнокусковых товарных концентратов с последующим измельчением и глубоким обогащением хвостов (промпродуктов) предварительного обогащения.

Предварительная концентрация – это обогатительные операции предварительного обогащения, выполняемые в стадиях рудоподготовки с целью выделения отвальных кусковых хвостов (частный случай предварительного обогащения).

Наиболее общий случай схемы обогащения в стадиях рудоподготовки показан на рис. 1.1. На нём отражены типовая схема разделения руды на технологические типы или сорта, а также варианты схем с выделением крупнокусковых товарных концентратов или отвальных хвостов. Объединением отдельных опе-

раций в единую схему иллюстрируется стадийный принцип построения схем предварительного обогащения и схем с получением конечных продуктов и возможность осуществления обогащения в рудоподготовке однократно в любой из стадий.



Рис. 1.1. Место обогатительных процессов в схеме рудоподготовки

Принципиальной схемой переработки руды после добычи иллюстрируются возможные варианты применения предварительного обогащения в ходе рудоподготовки /99/.

Особо отмечены операции концентрирования методами порционной сортировки, которые тяготеют к горным работам и выполняются по результатам геофизического анализа.

Обогащение может быть проведено в несколько стадий: сразу после отбойки, после любой из стадий дробления-грохочения, в отдельных случаях после первых стадий измельчения-классификации – и может осуществляться непосредственно на руднике: в забое или в других свободных местах шахт и карьеров, на рудоконтролирующих станциях (РКС) или в специальных цехах обогащения рудоподготовительных комплексов (рудосортировочные комплексы, отделения избирательного дробления-грохочения, промывки, сухой магнитной сепарации, отсадки, тяжелосредной сепарации и т. д.). Они территориально могут располагаться как в непосредственной близости от рудника, что предпочтительно при значительном удалении рудника от обогатительной фабрики, так и около обогатительной фабрики.

Из схемы на рис. 1.1 можно видеть принципиальную возможность многократного вывода хвостов, получения концентратов после различных стадий рудоподготовки, отдельного обогащения руды различных технологических типов. Следует отметить, что эта схема лишь иллюстрирует возможные точки приложения различных методов предварительного обогащения, но не говорит об обязательности их применения для всех руд. Наиболее часто при рудоподготовке применяется одна-две операции обогащения в одной или двух стадиях.

В связи с возможностью выделения нескольких технологических типов руд и ограниченностью числа трактов дробления-измельчения встает вопрос о циклично-поточных технологиях, предполагающих развитие складского хозяйства для накопления и хранения различных типов руд и последовательную переработку различных продуктов.

2. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ

Обогащение в стадиях рудоподготовки – один из переделов обогатительной технологии. Для него, как и для традиционного обогащения, характерны как основные (собственно обогатительные), так и подготовительные процессы: дробление, измельчение, грохочение, классификация. Следует особо отметить процессы грохочения, классификации и промывки, которые могут использоваться и как подготовительные, и как основные.

В рудоподготовке в качестве основных (собственно обогатительных) используют следующие группы методов: разрушающие, прямые физико-механические, информационные /99, 100/. Они отличаются характером использования различий в физических свойствах компонентов.

Разрушающие методы используют различную прочность, механическую неоднородность компонентов. Эти методы включают или сочетают не менее двух операций. *Первая* из них определяет характер использования различий в физических свойствах компонентов и предназначена для избирательного формирования распределения содержаний компонентов по фракциям, по используемым в дальнейшем признакам разделения. *Вторая операция* предназначена для разделения частиц по этим признакам: по крупности, по форме, по коэффициентам трения, восстановления при ударе и т. п. Примерами процессов, сочетающих операции разрушения (дробления, измельчения, дезинтеграции) с операциями разделения (грохочения, классификации, сепарации) и различного рода предварительными разупрочнительными подготовками (термической, механической, электрической и т. п. обработками), являются: избирательное дробление-грохочение, избирательное измельчение-классификация, избирательное дробление-сепарация, промывка, декрипитация и т. д.

В рудоподготовке непосредственное использование различий в физических свойствах частиц и фракционных характеристиках материала характерно для прямых методов физико-механического обогащения. К ним относятся гравитационные (тяжелосредная сепарация, отсадка), магнитные и специальные (например, по трению и упругости) и т. п. методы.

Информационные методы обогащения весьма разнообразны. Процессы, их реализующие, предназначены для разделения сырья с учётом получаемой в элементарном акте обогащения информации о каждом куске или о каждой порции и с удаляющим воздействием на любой подлежащий удалению объект (кусок, порция).

Из наиболее востребованных в настоящее время можно назвать следующие: фотометрические, радиометрические, рентгенофлуоресцентные, рентге-

ноабсорбционные, рентгенолюминесцентные, индукционный радиорезонансный, магнитометрический и некоторые другие.

Все информационные методы обладают большей селективностью, чем традиционные и предрасположены к комбинированию. В то же время из-за кусковых режимов разделения у некоторых сепараторов невелика производительность, требуется узкая шкала грохочения, велика доля необогащаемого класса, во многих случаях нужна специальная подготовка материала к разделению (отмывка, обеспыливание и т. п.).

Анализ литературы /1, 9, 10, 15-20, 24, 30, 32, 36, 45, 46, 49, 50, 53-55, 58, 61, 66-71, 74, 77-86, 88, 104, 105, 108, 109/ показывает, что наиболее интенсивно развивающимся информационным методом в нашей стране и за рубежом является рентгенофлуоресцентный. Этот метод наиболее перспективен благодаря универсальности (возможности измерения содержаний большого числа элементов). Именно в нём реализуется принцип «прямого» измерения содержания. Огромное его преимущество – принципиальная возможность независимого измерения содержания отдельных компонентов в одном куске (порции). Методу свойственны и недостатки: для повышения эффективности измерения содержаний элементов в некоторых случаях требуется очистка поверхности материала из-за малой глубины проникновения рентгеновского излучения в вещество, и он неприменим к рудам со скрытой минерализацией, что встречается нечасто в обогатительной практике. В информативности ему значительно уступают рентгено- либо гамма-абсорбционные методы.

Благодаря относительной простоте, безопасности, возможности комбинирования признаков разделения, весьма интенсивно развиваются и варианты фотометрического метода. Однако ему присущ весьма существенный в ряде случаев недостаток: метод теряет свою информативность уже при незначительном загрязнении поверхности кусков.

Незаменимым и широко используемым в ряде случаев (алмазы, шеелит и др.) остаётся весьма чувствительный рентгенолюминесцентный метод.

Для обогащения руд по естественной радиоактивности остаётся преобладающим радиометрический метод. Реже других и для специальных видов сырья применяются гамма-, рентгеноабсорбционные, нейтронные, фотолюминесцентные, термометрические, радиорезонансные, кондуктометрические методы.

В информационных методах особенно широки возможности комбинирования используемых для разделения признаков, что позволяет ожидать повышения эффективности обогащения. Комбинирование возможно как внутри одного метода, так и при соединении различных методов в одном процессе (аппарате) или схеме. Наиболее перспективным является такой уровень комбинирования, при котором в одном процессе объединяются несколько методов.

3. ПРОМЫВКА

3.1. Сущность процесса

Удаление глины из руд осадочного происхождения и песков россыпных месторождений является одним из условий их эффективного обогащения. В этих рудах и песках минеральные частицы связаны между собой не взаимным прорастанием, а сцеплены в плотную массу мягким и вязким глинистым веществом.

Промывка – это процесс дезинтеграции содержащегося в руде глинистого материала и отделения его от рудных частиц. Дезинтеграция происходит под действием воды (размачивание и динамическое действие потоков) и усиливается механическими, а в специальных случаях ультразвуковыми или акустическими воздействиями на руду рабочих органов машин.

В руде, поступающей на переработку, глинистые примеси могут находиться в виде отдельных комьев, конгломератов с кусками руды и пленок на рудных частицах. Дезинтеграция позволяет высвободить минеральные частицы и размывать глину. Глинистая суспензия отделяется от рудной массы гидравлической классификацией или грохочением.

Глинистые минералы имеют сложный химический состав /90/. Обычно глины состоят из смеси гидросиликатных минералов, т. е. являются полиминеральными горными породами. Их принято делить на три группы:

– *монтмориллониты:*

собственно монтмориллониты $MgO \cdot Al_2O_3 \cdot 5SiO_2 \cdot nH_2O$,

сапонит $MgO \cdot Al_2O_3 \cdot 9SiO_2 \cdot nH_2O$,

бейделлит $Al_2O_3 \cdot 3SiO_2 \cdot nH_2O$,

нонтронит $Fe_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot nH_2O$;

– *иллиты:*

иллит $KAl_2 \cdot [(AlSi)_4O_{10}] \cdot (OH)_2 \cdot nH_2O$,

серицит $K_2O \cdot 3Al_2O_3 \cdot 6SiO_2 \cdot 2H_2O$;

– *каолиниты:*

каолинит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$,

диккит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$,

накрит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$,

галлуазит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 4H_2O$.

Кроме того, в состав глин входят и зернистые неглинистые минералы: кварц, кальцит, полевошпат и др.

Глинистыми считаются породы, содержащие более 3 % частиц крупностью менее 5 мкм (глинистая фракция). Собственно глины содержат более 30 % глинистой фракции /90/.

Гранулометрический состав глин определяется литологическим составом пород, степенью их разрушения и условиями переноса рыхлого материала /87, 106/. Больше содержание глины обычно характерно для мягких пород, таких как известняки, песчаники, сланцы. Самое большое содержание тонких глинистых материалов характерно для древних россыпей, что делает их наиболее труднообогатимыми.

Промывка применяется и как подготовительная, и как основная обогатительная операция, имеющая самостоятельное значение и обеспечивающая получение товарной продукции.

Промывку применяют в качестве подготовительной операции при обогащении руд и особенно россыпей цветных, редких и благородных металлов, кварцевых песков, в которых содержится значительное количество глины, цементирующей зерна и агрегаты ценных минералов. Промывка обусловлена необходимостью обеспечения приемлемых условий для осуществления последующих обогатительных процессов /9/. Так, удаление глинистых шламов перед тяжелосредней сепарацией облегчает регенерацию суспензии и позволяет стабилизировать ее плотность. При промывке удаляются также растворимые соли, которые могут снижать эффективность флотации ряда минералов.

Промывка как обогатительный процесс применяется при переработке руд черных металлов (железа, марганца), фосфоритов, каолинов, флюсовых известняков и др. Промывка имеет самостоятельное значение и при получении товарных сортов стройматериалов, щебня, гравия, песка и др. /9/.

При промывке большинства глинистых руд и песков в глине содержание полезного компонента обычно меньше, чем в отмытом продукте. Исключение составляет каолиновое сырье, для которого отмываемый глинистый продукт является концентратом, тогда при промывке с использованием просеивающих поверхностей (грохочения) в надрешётный продукт уходят более крупные классы (30-50 мм), которые не содержат полезного компонента. В этом случае степень обогащения может достигать 2-3.

3.2. Физические свойства глин и промывистость руд и песков

Поскольку в процессе промывки разрушается в основном связующий компонент, именно свойства глины определяют эффективность промывки. Более прочные минеральные частицы разрушаются в значительно меньшей степени и на результаты промывки не оказывают существенного влияния. Поэтому способность песков и руд к дезинтеграции при промывке связывают с физико-механическими свойствами глин.

Важнейшими физико-механическими свойствами глин, влияющими на эффективность обогащения, являются плотность в монолите, объёмная масса

(масса единицы объема глины вместе с заключенными в ней порами), пористость, пластичность, размокаемость, набухаемость, водопроницаемость, сопротивление сдвигу, структурная вязкость, естественная влажность. Эти свойства определяют прочностные характеристики глин и их гидростойкость и, следовательно, промываемость руд.

Одним из важных физико-механических свойств глин, определяющим их прочностные характеристики, является пластичность, которая характеризует их способность изменять свою форму под действием внешних сил без разрыва сплошности и сохранять полученную после удаления внешней силы форму.

У высокодисперсных глинистых цементов пластичность и связность более выражены, чем у менее дисперсных. Мелкие минеральные частицы и обломки неглинистых фракций, входящие в состав глин, увеличивают водопроницаемость глинистых пород.

Разность влагосодержаний глины при верхнем (влажная глина растекается по плоскости) и нижнем (глина при давлении рассыпается) пределах текучести называют числом пластичности. Высокое число пластичности глины указывает на трудную дезинтегрируемость. Число пластичности для слабопластичных глин не более 7, для пластичных 7-17, для высокопластичных более 17. Высокопластичные глины, при влажности ниже максимальной молекулярной в воде распадаются слабо. При увеличении влажности глин их прочность сначала увеличивается до некоторого уровня, а затем уменьшается.

Гидростойкость во многом определяется размокаемостью и набухаемостью. Размокаемость – это способность глин при выветривании воды терять связность частиц и разрушаться. Размокаемость глин определяют двумя способами. Первым оценивают время разрушения образца (кубик испытуемого материала со стороной 50 мм, помещенного на сетку с размером отверстий 10 мм в сосуде с водой), которое фиксируют по моменту окончания снижения веса изучаемого образца. Вторым способом размокаемость определяют по глубине погружения балансирного стандартного конуса (масса 76 г, угол конусности 30 °) в испытуемый образец, при этом тестирование проводят после достижения предельного набухания. Глубину погружения рассчитывают по измеренному диаметру отпечатка (в мм): $h=0,5d\sqrt{3}$. Предельное набухание определяют путем наблюдения за высотой глинистого образца, помещенного внутри ограничивающего цилиндра в воду /90/.

Промывистость руды – это способность материала освободиться от глинистых примесей в процессе промывки /33/. Выделяют несколько способов оценки промывистости:

1. По физическим и физико-механическим свойствам глинистой составляющей, характеризующим её пластическое состояние (число пластичности, пластическая прочность), по содержанию частиц менее 0,005 мм.

2. По характеристикам показателей промывки при испытаниях на промывистость (удельный расход электроэнергии, время и скорость промывки и т. п.).

Физико-механические свойства глин позволяют косвенно оценивать промывистость на основании изучения состава и свойств материала без экспериментов по промывке.

Полученные в ходе испытаний промывистости материала на лабораторном или промышленном оборудовании параметры процесса промывки, за исключением времени промывки, также являются косвенными оценками. Все приведенные в табл. 3.1 критерии не могут претендовать на какую-либо общность из-за множества неучитываемых факторов при использовании любой из упомянутых методик. Интенсивность промывки зависит от состава и физико-механических свойств промываемого материала, от параметров, воздействующих на материал размывающей среды, и механизмов промывочных машин.

Эффективность промывки может быть увеличена предварительной подсушкой материала, которая вызывает снижение прочности глины вследствие уменьшения ее объема и возникновения внутренних напряжений, что в дальнейшем снижает время диспергирования глины при промывке /93, 106/.

Прочность глины может быть снижена при предварительном замачивании руды перед промывкой на несколько часов. В результате значительно сокращается время промывки и снижается содержание глины в промытой руде.

Разделение руды на несколько классов также может существенно повысить показатели промывки. Качество промывки ухудшается с увеличением крупности кусков глины и их содержания в руде. Размывающая способность воды возрастает с повышением ее температуры. При подогреве воды с 10 до 40 градусов скорость размыва увеличивается примерно в 2 раза. Небольшие добавки (0,1-0,2 % массы промываемой руды) реагентов-стабилизаторов (жидкое стекло, кальцинированная сода) увеличивают скорость размыва и повышают эффективность промывки.

Таблица 3.1

Классификация материалов по промывистости

Категория промывистости материала	Характеристики полезного ископаемого				Характеристика процесса промывки				
	содержание глины, %	содержание частиц менее 0,005 мм, %	число пластичности, %	размокаемость	выход глинистых и шламовых фракций <0,1 мм, %	удельный расход электроэнергии, кВт·ч/м ³	удельный расход воды на 1 м ³ россыпных песков, м ³	необходимое время промывки, мин	по Г. И. Юденичу
	по К. В. Соломину /33/	по В. К. Багаеву /5/	/87/	по Е. Е. Серго 1 /33/ 2 /90/	/106/	/87/	/33/	3 /90/	3 /90/ 4 /90/
Легкопромывистые	<2	<10	<5	8-10 <5	<10	<0,25	<0,25	-	<3
Среднепромывистые	2-12	10-15	5-15	6-8 5-8	10-15	0,25-0,75	0,25-0,50	2,5	3-6 4-12
Труднопромывистые	12-25	15-30	15-35	3-6 8-11	15-20	0,75-2	>0,5	4	>6 >12
Весьма труднопромывистые	>25	>30	-	<3 >11	30	-	-	6	-

¹ Глубина погружений (мм) балансирующего стандартного конуса.

² Продолжительность размокания (ч) глинистой породы крупностью -25+0 мм.

³ В корытной мойке.

⁴ В скруббере.

3.3. Промывочные машины и устройства

Классификация промывочных машин, в основу которой положены способы дезинтеграции глинистого материала и способы отделения шламов, приведена в табл. 3.2 /106/.

Таблица 3.2

Классификация промывочных машин

Способ дезинтеграции	Способ отделения шламов	Тип машины
Динамическое действие потоков воды	В виде слива и через неподвижные решетки	Желоба, струйные машины, гидровашгерды
Трение кусков друг о друга и о движущиеся поверхности машин при воздействии потоков воды	Грохочение	Бутары, скрубберы, скруббер-бутары, плоские и барабанные грохоты, бичевые мойки, вибромойки, пластинчатые промывочные грохоты типа «Дерокер»
Механическое воздействие рабочих органов машины	В виде слива через порог	Корытные мойки, механические классификаторы, бутаро-речные машины
Воздействие ультразвуковых или акустических колебаний	В виде слива через порог	Акустические аппараты
Размачивание глины в условиях длительного пребывания в воде	В виде слива через порог	Промывочные башни

Для легко- и среднепромывистых руд применяют желоба, гидровашгерды, барабанные грохоты, плоские грохоты (только для легкопромывистых руд), бутары, лопастные, сабельные и шнековые корытные мойки. Промывку средне- и труднопромывистых руд производят в скрубберах, скруббер-бутарах, в вибрационных промывочных машинах, в бичевых и лопастных корытных мойках, в пластинчатых грохотах типа «Дерокер».

Вибрационные промывочные плоские грохоты используют для промывки легкопромывистых руд после их предварительной дезинтеграции и для отделения шламов и мелких классов из руд в стадиях рудоподготовки. Такие машины представляют собой вибрационные грохоты обычных конструкций, оснащенные устройством подачи и распыления воды. Форсунки закреплены на водоподводящих трубах и равномерно распределены по ширине грохота. Высота их установки над уровнем материала 300 мм, а угол наклона осей факелов форсунок по отношению к просеивающей поверхности составляет 100-110°.

Расход воды на промывку 1-1,5 м³/т руды при давлении 0,15-0,2 МПа.

Гидравлические желоба применяют при обогащении золота и оловосодержащих песков на предприятиях малой производительности. Дезинтеграция достигается за счет соударения кусков материала и их ударов при перекачивании о рифленое днище наклонного желоба. Для усиления дезинтеграции глинистых примесей применяют предварительный размыв материала в голове протирочной колоды с помощью сильнопорной струи воды или гидромонитора. Крупный материал от эфелей отделяется на решетке, установленной по всей длине желоба, и на решетке в конце грохота.

Эффективность промывки зависит от удельного расхода воды (меняется от 10 до 30 м³ воды на 1 м³ породы), длины и уклона желоба.

Гидровашгерд (рис. 3.1) /87/ – это наклонный желоб с решетом (отверстия 10-15 мм), уложенным на рейки над днищем желоба (на высоте 100-150 мм). Дезинтеграция глины и транспортирование материала из приемного бункера на просеивающую поверхность и вверх по ней в зону разгрузки крупных кусков осуществляется направленной струей гидромонитора. Эфеля разгружаются в подрешетный продукт и транспортируются водой по днищу желоба. На промывку 1 м³ породы требуется 8-12 м³ воды.

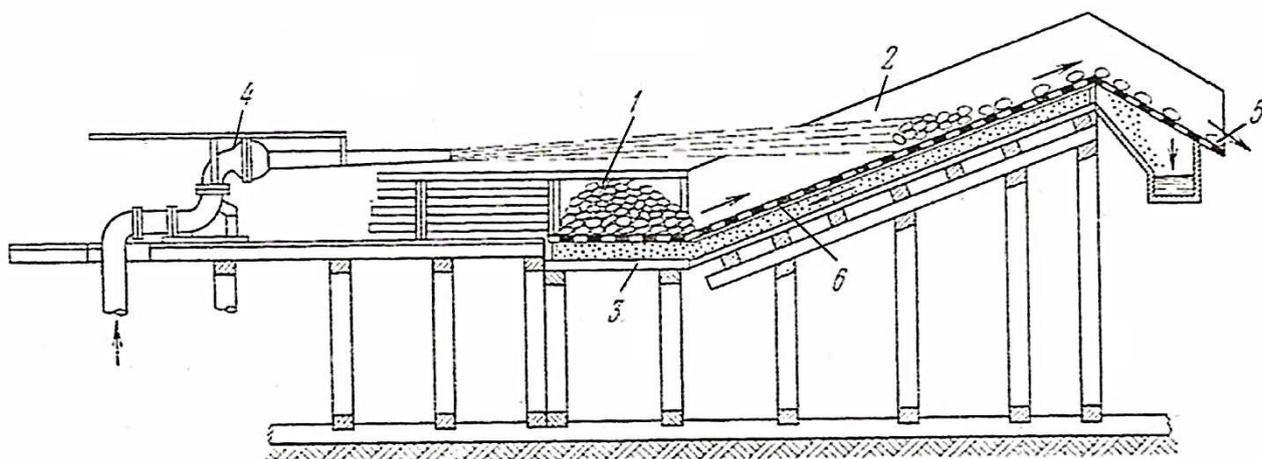


Рис. 3.1. Гидравлический вальгерд:

1 – бункер; 2 – галечный желоб; 3 – приемник подрешетного продукта;
4 – гидромонитор; 5 – лоток; 6 – решетчатая поверхность

Пластинчатый грохот типа «Дерокер» (рис. 3.2) /25/ предназначен для промывки золотосодержащих валунистых песков россыпных месторождений.

Основным рабочим органом такого аппарата является пластинчатое полотно, которое совершает волновые перемещения, создаваемые возвратно-поступательным движением установленной под полотном тележки. Благодаря «бегущей волне» полотна материал подвергается активному ворошению и интенсивному орошению водой из сопел, установленных под рабочей ванной, дезинтегрируется и разделяется на пластинчатой просеивающей поверхности с зазорами между пластинами 30, 40 или 50 мм на эфеля (подрешетный продукт)

и галю (надрешетный продукт). Техническая характеристика такого грохота приведена ниже:

Производительность при промывке среднепромывистых песков с валунами, м ³ /ч	70
Размеры щелей сеющей поверхности грохота, мм	50 (30,40)×3000
Расход технологической воды, м ³ /ч	700
Максимальная крупность валунов (размер в поперечнике), подаваемых на грохот, мм	1200
Необходимый напор воды у насадок оросителя, МПа	0,2
Установленная мощность, кВт	30
Угол наклона ванны грохота после монтажа, град	12 ± 2
Число циклов возвратно-поступательного движения тележки в минуту, не менее	6
Величина хода тележки, мм	1200
Общая масса (без маслостанций), т	15,8
Габаритные размеры (LxBxH), мм	6300×3370×4000

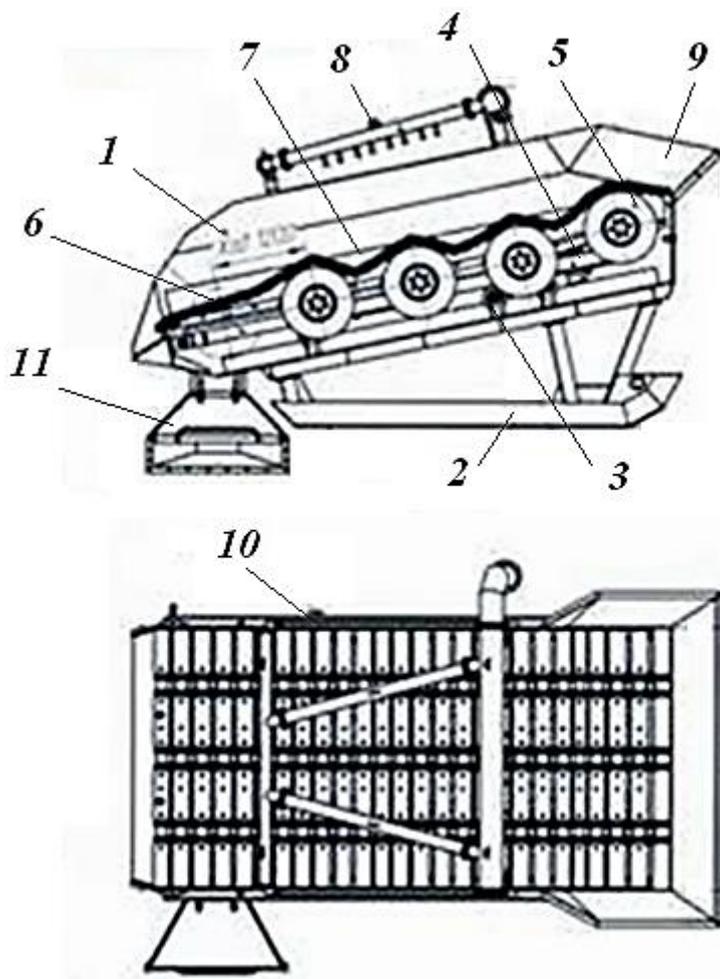


Рис. 3.2. Грохот промывочный пластинчатый ГПП-3:

1 – ванна; 2 – сани; 3 – каток опорный; 4 – тележка; 5 – колёса;
6 – гидрозумпф; 7 – полотно пластинчатое; 8 – ороситель; 9 – бункер;
10 – датчик переключения; 11 – лоток

Барабанные промывочные машины имеют вращающуюся ванну (барабан), установленную на опорные металлические или пневматические катки (в том числе ведущие) с небольшим уклоном в сторону разгрузки. Барабан приводится в движение с помощью фрикционных металлических роликов, резиновых шин или зубчатой передачи. От осевого смещения барабан удерживается упорными роликами. На рис. 3.3 приведен барабанный грохот, где показаны основные элементы его конструкции.

Дезинтеграция в таких аппаратах производится за счет трения и ударов кусков друг о друга, о вращающиеся поверхности и о закрепленные на них специальные дезинтегрирующие приспособления. Эти приспособления (кольцевые пороги, пластины, угольники и т. п.) усиливают гидравлическое и механическое воздействие на руду. В остальном промывочные барабанные грохоты и бутары принципиально мало отличаются от барабанных грохотов, предназначенных для мокрого грохочения.

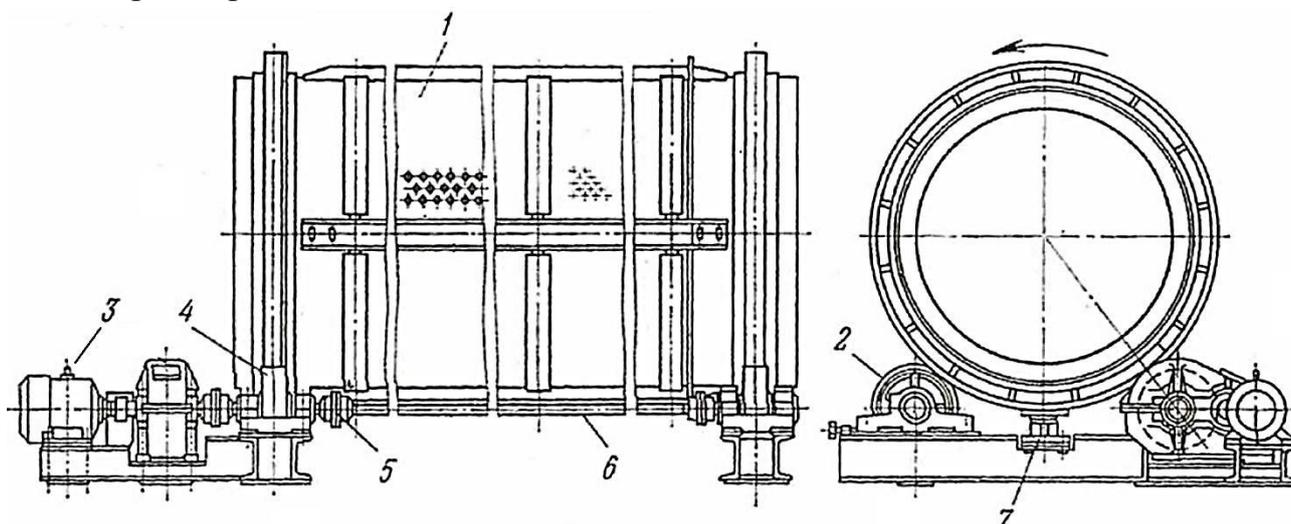


Рис. 3.3. Грохот барабанный промывочный ГБ-1,5:

1 – барабан; 2 – ролики; 3 – привод; 4 – приводной ролик;
5 – муфты; 6 – вал; 7 – упорный ролик

Продвижение материала в промывочных грохотах и бутарах осуществляется за счет небольшого наклона барабана в сторону разгрузки. Для ускорения перемещения материала используют спирали или спиралевидные транспортирующие лопасти.

Вода в барабаны при прямоточной подаче поступает в зону загрузки материала, а при противоточной – со стороны разгрузки материала.

Степень дезинтеграции промывочных грохотов невелика. Они предназначены для легкопромывистых руд.

По сравнению с барабанными промывочными грохотами бутары имеют более мощную конструкцию, большее отношение длины к диаметру и большую высоту кольцевых порогов. Они выполняются отдельными ставами (секциями),

разделенными кольцевыми порогами. Ставы могут быть глухими (у загрузочного конца) и перфорированными (в средней и разгрузочной частях барабана). Для усиления дезинтеграции на внутренней поверхности устанавливают продольные наборники (пластины, угольники). Через оросительную трубу с насадками вода подается в барабан под давлением 0,15-0,3 МПа. Крупные куски разгружаются через торцевую горловину, а мелкий материал, прошедший через перфорированную часть барабана, собирается в лоток, установленный под бутарой.

Бутары на драгах (длина до 16 м) называются дражными бочками. Они могут иметь цилиндрическую и реже коническую формы. Бутары применимы для руд легкой и средней промывистости крупностью 300-400 мм. Для труднопромывистых пород в них увеличивают число кольцевых порогов и дополнительно устанавливают цепи.

Удельный расход воды на промывку 1 тонны руды в бутарах, скрубберах и барабанных промывочных грохотах составляет 1-10 м³.

Скрубберы (рис. 3.4), в отличие от промывочных грохотов и бутар, имеют глухую цилиндрическую поверхность с торцевыми стенками, снабженными горловинами для загрузки и разгрузки материала.

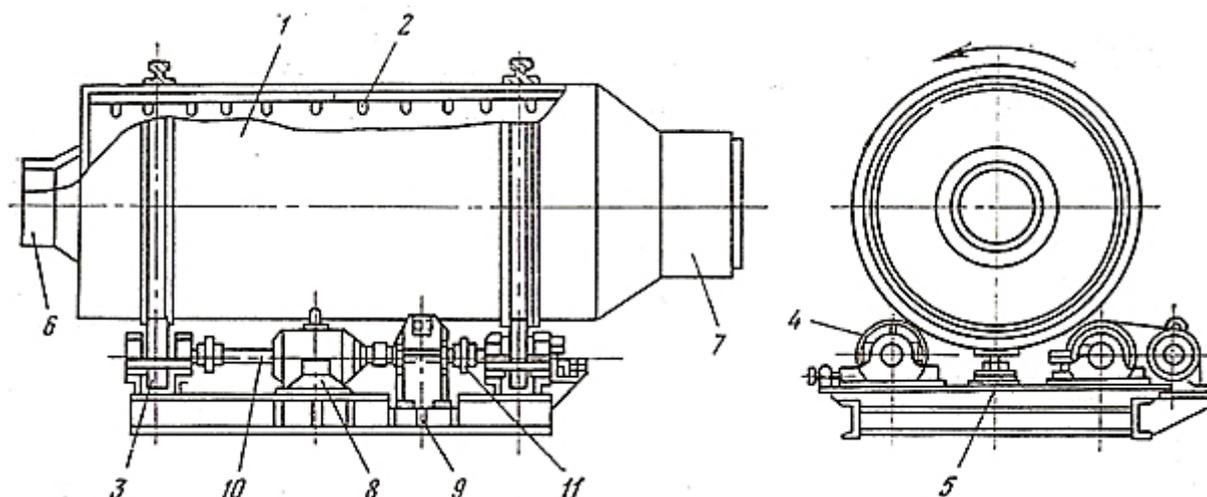


Рис. 3.4. Скруббер С-12:

- 1 – глухой барабан; 2 – лопатка; 3 – ролик приводной; 4 – ролик опорный;
 5 – ролик упорный; 6 и 7 – загрузочная и разгрузочная горловины;
 8 – электродвигатель; 9 – редуктор; 10 – вал; 11 – муфта сцепления

Скрубберы малой производительности устанавливают под небольшим углом, а большой – горизонтально. Внутренняя поверхность барабана футеруется плитами из марганцовистой стали. Внутри барабана устанавливают дезинтегрирующие и перемешивающие устройства (лопасти, выступы). В горизонтально установленных скрубберах их располагают по винтовой линии для обеспечения продвижения материала вдоль барабана. Эффективность дезинтегриро-

вания повышается при увеличении времени промывки, перемешивания и перетирания материала, поэтому для повышения эффективности часть лопастей размещают перпендикулярно продольной оси скруббера или с наклоном, препятствующим быстрому движению материала к зоне разгрузки. Материал в барабанах за счет использования транспортирующих лопастей дезинтегрируется в каскадном режиме. Наполнение скруббера достигает 25 % от его объема.

Давление подаваемой в скруббер по стационарному водоводу воды 0,15-0,3 МПа, а ее удельный расход 1-2 м³/т.

Возможно как прямоточное, так и противоточное движение воды по отношению к направлению движения крупного материала. Противоточные скрубберы имеют глухую торцевую стенку с центральным отверстием для наклонного лотка, служащего для разгрузки из барабана крупных кусков материала, которая осуществляется с помощью лифтеров. Шламы с водой выходят через разгрузочный желоб. Такой режим позволяет увеличить время пребывания материала в скруббере и обеспечивает лучшую дезинтеграцию.

Скруббер-бутара (рис. 3.5) – это соединение двух барабанов: скруббера (с глухой цилиндрической поверхностью) и бутары (промывочного барабанного грохота цилиндрической или конической формы).

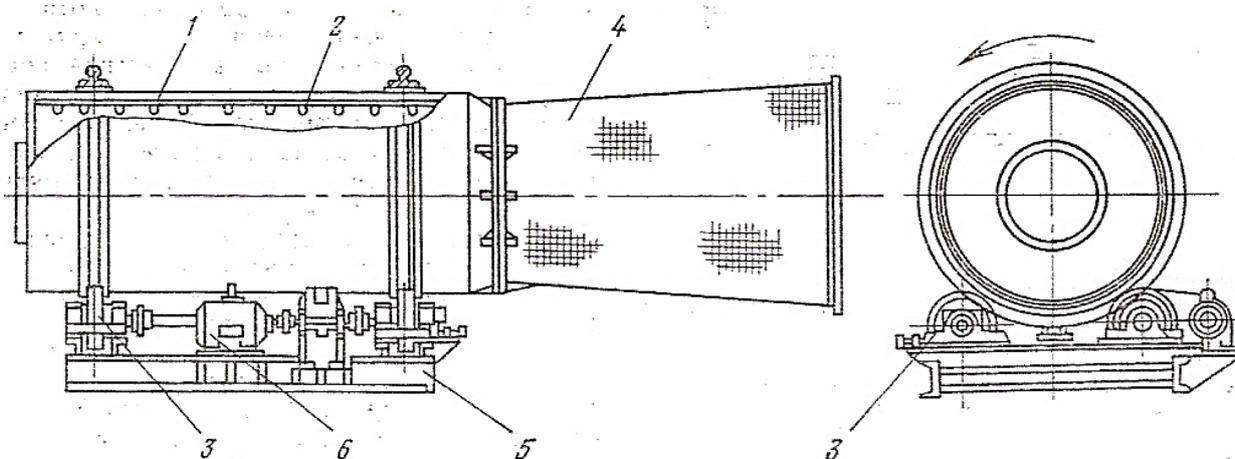


Рис. 3.5. Скруббер-бутара СБ-12:

1 – барабан скруббера; 2 – лопатка; 3 – опорные и приводные ролики;
4 – барабан бутары; 5 – рама; 6 – электродвигатель

Диаметр бутары может отличаться от диаметра скруббера (чаще он больше). Вид такой скруббер-бутары приведен на рис. 3.6. Бутара может иметь два просеивающих барабана разного диаметра с разными размерами отверстий. Между барабанами (скруббером и бутарой) имеется кольцевой порог.

Скруббер-бутара устанавливается либо горизонтально (в этом случае кольцевой порог стороны загрузки выше разгрузочного порога), либо наклонно (от 2 до 5°). Скорость вращения барабана 70-80 % от критической. Такие аппараты предназначены для промывки средне- и труднопромывистых руд. Промы-

вочные барабаны могут иметь самые разнообразные просеивающие поверхности (листовой материал с лазерным раскроем просеивающих поверхностей, плетеные сетки, самоочищающиеся арфообразные сетки, сварные щелевые сита и т. п.). Размер отверстий от 0,5 до 100 мм. Промывочные барабаны отличает возможность промывки особо крупного материала (до 700 мм).

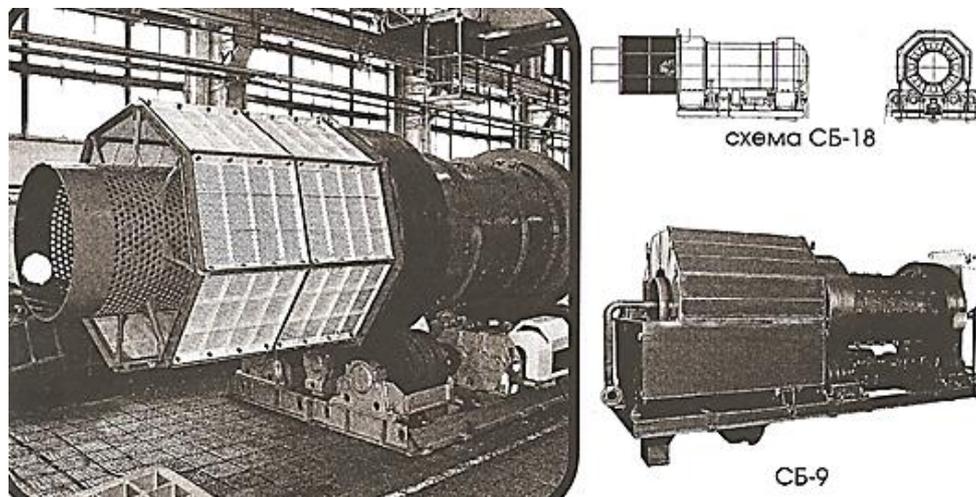


Рис. 3.6. Общий вид скруббер-бутары

На рис. 3.7 приведен вид мобильной скруббер-бутары для обогащения россыпных золотосодержащих руд. Такие аппараты выпускают с одним или двумя просеивающими барабанами.

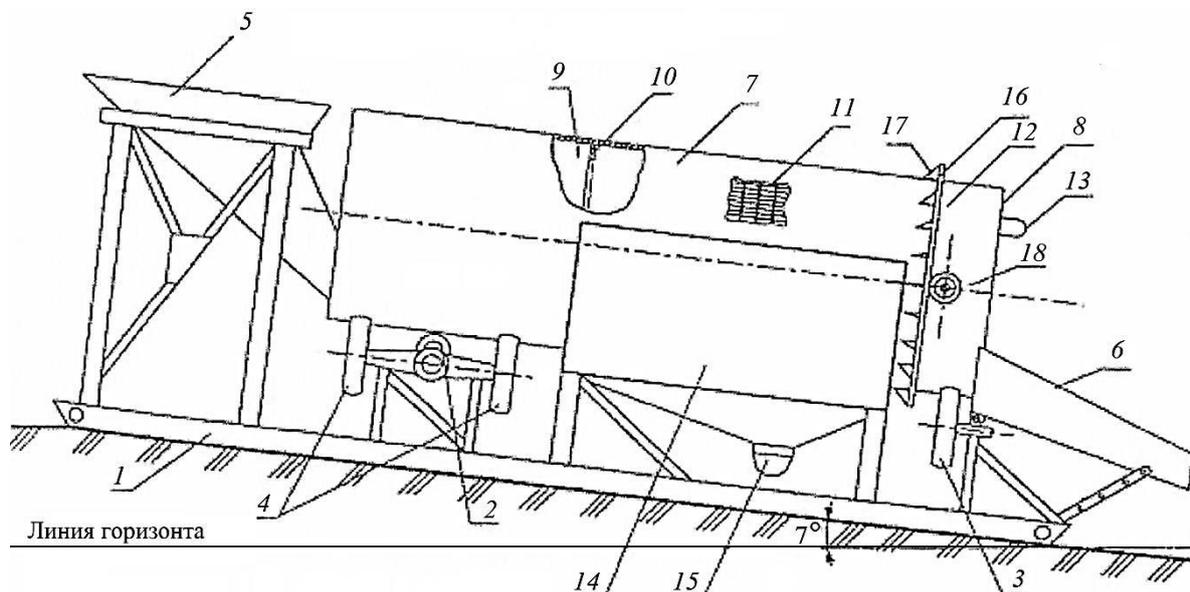


Рис. 3.7. Схема мобильной скруббер-бутары

для обогащения россыпных золотосодержащих руд:

- 1 – рама-сани; 2 – двигатель; 3 – опорное пневмоколесо ведомое;
- 4 – ведущие пневмоколеса; 5 – загрузочно-приемный бункер; 6 – лоток разгрузочный;
- 7 – цилиндрический корпус; 8 – выходной став; 9 – дезинтегрирующий став;
- 10 – кольцевой порог; 11 – сеющий став; 12 – участок трубы выходного става;
- 13 – труба оросителя; 14 – бункер сбора эфелей; 15 – лоток отводящий
- 16 – обод; 17 – ребра жесткости; 18 – ролик опорный

Корытные мойки классифицируют:

- по конструкции рабочих органов: лопастные, бичевые (логушеры с прерывистой спиралью), сабельные и шнековые (спиралушеры с непрерывной спиралью);
- по числу рабочих валов: одно-, двух-, трехвальные;
- по углу наклона к горизонту: наклонные и горизонтальные.

Основной технический параметр мойки, определяющий ее производительность, – это номинальный диаметр окружности, описываемой концом вращающегося рабочего органа.

Наклонная лопастная корытная мойка (общий вид показан на рис. 3.8, а ее схематическое изображение дано на рис. 3.9) имеет следующую конструкцию: внутри корыта, наклоненного к горизонту по углом $5-12^\circ$, установлены один или два вращающихся вала. К валу крепятся лопасти под некоторым углом по отношению к оси вала. Если вала два, то они вращаются навстречу друг другу. Лопасти могут быть установлены по двухзаходным прерывистым винтовым линиям, причем на одном валу правые, на другом – левые. Форма лопастей может подбираться под конкретный материал для обеспечения максимальной эффективности промывки. Угол поворота отдельных лопастей относительно оси вращения также может быть различным, например, неизменным по рядам лопастей или меняющимся в каждом ряду лопастей.

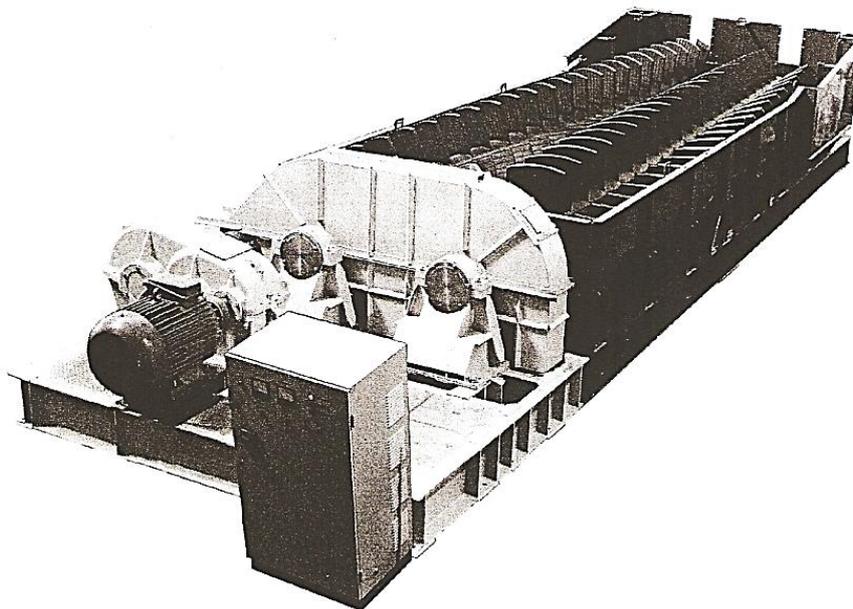


Рис. 3.8. Общий вид двухвальной лопастной корытной мойки

Лопасти перемешивают материал в водной среде и транспортируют его из нижней части корыта, где осуществляется загрузка, к верхней части корыта, где находится разгрузочный люк. При имеющем место интенсивном перемешивании происходит дезинтеграция и размывка глины благодаря трению кусков

друг о друга, о стенки корыта и о лопасти. В верхней части корыта или по всей его длине на материал сверху подается вода под давлением 0,1-0,2 МПа. Иногда вода подается через отверстия в днище корыта. Расход воды от 0,5 до 4 м³ на тонну исходного материала. Размытые глинистые породы сливаются в нижней части корыта через сливной порог или через щели в боковых стенках. Регулировка процесса может осуществляться изменением частоты вращения вала, высоты сливного порога или положения шиберных задвижек, угла наклона мойки. Технические характеристики наклонных корытных моек и барабанных промывочных машин приведены в табл. 3.3 и 3.4 соответственно.

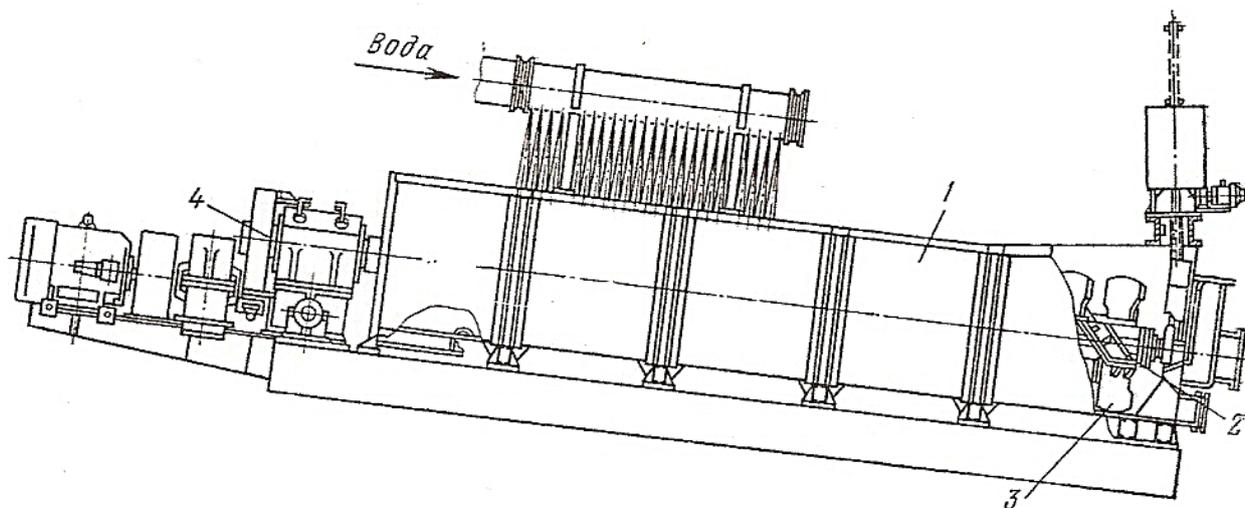


Рис. 3.9. Корытная мойка:

1 – корыто; 2 – вал; 3 – лопасти; 4 – привод

Горизонтальная корытная мойка (бичевая промывочная машина) имеет либо одно отделение, либо состоит из трех параллельно расположенных отделений: двух бичевых и одного ковшового (рис. 3.10). В бичевых отделениях на валах по винтовой линии установлены бичи, на концах которых под углом к оси вращения вала закреплены сменные башмаки, обеспечивающие продольное перемещение материала. Руда подается в первое бичевое отделение и перемещается к противоположному концу ванны, где через окно в перегородке поступает во вторую ванну, по которой движется в противоположном направлении и через окно второго бичевого отделения поступает в ковшовое отделение. Ковшовое отделение разделено перегородками на секции, на валу установлены колесные элеваторы, обеспечивающие перемещение материала из одной секции в другую. Последним элеватором частично обезвоженная руда перемещается в разгрузочный желоб с перфорированным днищем. Через днище желоба разгружается обводненная мелочь, а в конце желоба – мытая руда.

Таблица 3.3

Технические характеристики барабанных промывочных машин

Параметры	Грохот барабанный		Бутара	Скруббер			Скруббер-бутара				Барабанный промывочный грохот		
	ГБ-1,5	0-82		С-12	LD*	СБ*	УДГ**	СББ***	БП06	БП30			
Размеры барабана, мм:													
диаметр	1500	1500	1330	1300	1300	1300	25×60	9	22М1*	1,2/1,6	1,6/2,1	0,9	2,25-1
длина	2500	2500	5304	-	-	-	-	900	2250	1200 / 1600	1600 / 2100	900 / 1620	2250 / 8000
перфорированной части	4740	4200	8300	-	-	-	3580	5000	-	скр. / бут.	скр. / бут.	скр. / скр.	скр. / скр.
длина обшая	3; 5; 10;	50; 10;	20	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Размер отверстий на барабанае, мм	20; 40												
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	7,5...12,5	10	16	19,5	-	19,5	-	27-40	19	-	-	-	-
Угол наклона барабана, град	2-4	До 10	3	-	-	-	-	2-4	1-4	До 5	До 5	-	-
Максимальная крупность питания, мм	70	350	300	-	-	-	-	100	300	150	200	150	300
Расход воды, м ³ /г	4-6	4-6	4-8	-	1	-	1	-	-	-	-	-	-
Производительность т/ч	90	100-150	75	40	35	40	220	10	200-400	-	-	-	-
м ³ /ч	-	-	-	-	-	-	-	-	-	10-35	30-100	12	200
Мощность электродвигателя, кВт	4,5	7	28	13	3,7	13	30	7,5-11	2×7,5	15	37	4	74
Габаритные размеры, мм:													
длина	8000	4750	8776	3810	3750	3810	6300	5418	9670	-	-	2380	10100
ширина	2550	2800	3000	2155	2450	2155	4100	1773	4470	-	-	1895	3750
высота	2900	2669	2000	2250	2000	2250	3000	1940	4210	-	-	1390	3500
Масса, кг	12000	7450	12630	5650	4300	5650	17400	5200	39040	14000	21400	1890	28000

* В указанном интервале 5 типоразмеров аппаратов.

** В указанном интервале 3 типоразмера аппаратов.

*** В указанном интервале 7 типоразмеров аппаратов.

(л) – легкопромываемые руды; (с) – среднепромываемые руды.

Таблица 3.4

Технические характеристики наклонных корытных моек

Параметры	Труд		Новотех		Terex		Rotomax		Тrio*		Fiebig**		K-7	K-12	K-14
	2МК-12	2МК-14	K-50	K-80	PS120	PS200	RX80	RX150	TLW 3630	TLW 4435	40/2050/ 4000/2	400/2900 /10000/2			
Диаметр окружности, описываемой лопастями, мм	1200	1400	-	-	-	-	800	1300	905	1120	-	-	750	1200	1400
Количество валов	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2			
Размеры корыта, мм: длина ширина	- -	- -	- -	- -	6000 2300	7500 2200	7000 1600	8000 2100	- -	- -	4000 2050	10000 2900	7500 1650	9050 2940	9050 3350
Частота вращения лопастного вала, мин ⁻¹	9,4-15,5	9,4-15,5	-	-	-	-	18-24	18-24	32	26	-	-	16-32	9,4; 12; 15	9,4; 12; 15
Угол наклона корыта, град	8-12	8-12	5	6	9	8-10	6-9	6-9	8	8	-	-	6-12	8-12	8-12
Производительность, т/ч	100	150	50	80	120	200	50-80	80-150	50-125	75-175	35-40	400	60	100	150
Максимальная кружность питания, мм	100	100	-	-	75	75	100	100	76	102	100	100	40	100	100
Расход воды, м ³ /т	2-4	2-4	до 2	до 1,5	0,5	0,5	0,5-1,2	0,3-1,0	-	-	-	-	1,5-2,5	1-2,5	1-2,5
Мощность электродвигателя, кВт	55	75	11	15	2×22	2×47	45	90	75-110	150	2×11	2×90	32	55	75
Габаритные размеры, мм: длина ширина высота	13380 3380 2130	13610 3774 2325	7050 1500 950	7050 1620 950	8120 3100 3670	9600 3570 2920	7000 1600 2600	8000 2500 3400	10591 2260 1219	12420 2870 1498	- - -	- - -	8950 2840 1600	11810 3463 1941	11960 3727 2156
Масса, кг	33140	37200	2800	2900	8500	17000	9000	9000	19500	31000	4800	39000	10520	23560	31800

* В указанном интервале 4 типоразмера аппаратов.

** В указанном интервале 12 типоразмеров аппаратов.

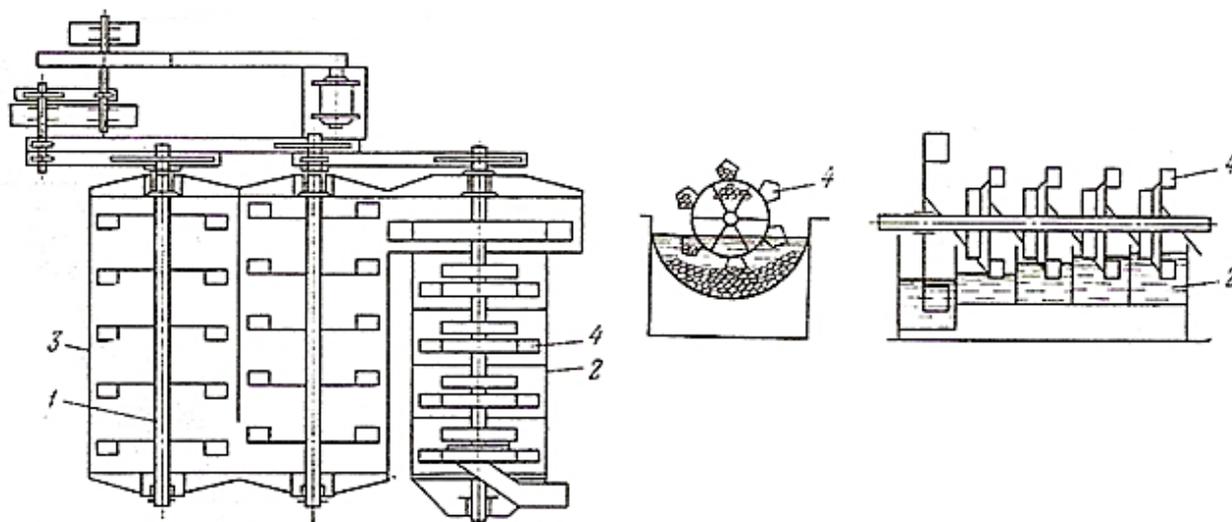


Рис. 3.10. Бичевая промывочная машина:

1 – вал; 2 – ковшовое отделение; 3 – бичевое отделение;
4 – колесные элеваторы с перфорированными ковшами

Материал перемещается в машине последовательно через все три отделения, при этом обеспечивается длительное пребывание материала в мойке. В первых двух отделениях руда интенсивно дезинтегрируется, а в третьем – собственно промывается.

Такие машины применяют главным образом для промывки труднопромывистых руд, например марганцевых. Их технологические характеристики приведены в табл. 3.5.

Таблица 3.5

**Технические характеристики
горизонтальных корытных моек /33, 87, 106/**

Параметры	МБМ	МБМ-1	МПМ-3,2	А-0,8	А-2	А-3,15
Производительность, т/ч	150	150	250	-	-	-
М ³ /ч	-	-	-	0,5-1	10-14	25-30
Максимальная крупность промываемого материала, мм	70	70	70	80	80	80
Число мечевых валов	3	3	3	1	1	1
Диаметр окружности, описываемой концами лопаток, мм	2400	2400	3200	-	-	-
Частота вращения мечевых валов, мин ⁻¹	8,4	8,4	6,9	6,5	5,5	4,5
Суммарная мощность привода, кВт	64,8	63,7	146,3	0,5	4	20
Габаритные размеры, мм						
длина	7180	7030	8655	3000	4480	8820
ширина	9665	10230	12360	870	2680	3370
высота	3770	3820	5115	900	2180	2530
Масса, т	61	58,8	115	0,6	5	16,5

В горизонтальных мойках с одним отделением руда перемещается к разгрузочному концу вращающимися бичами, где промытый материал разгружается вертикальным элеваторным колесом.

Спирально-сабельные мойки (спиралуошеры) показаны на рис. 3.11.

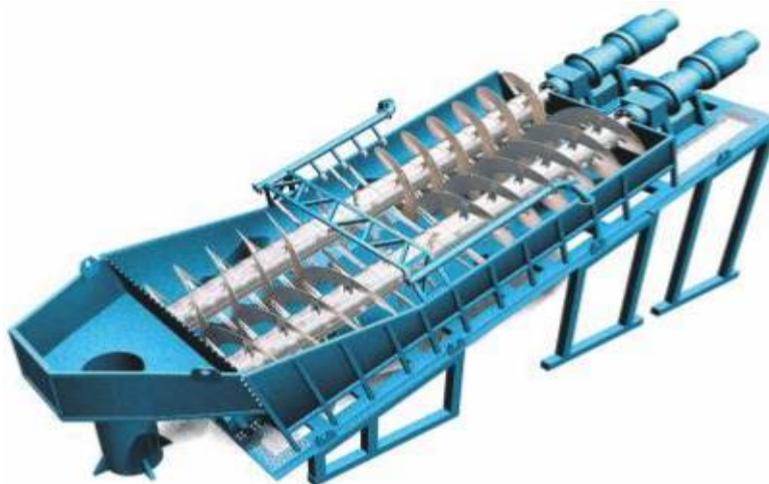


Рис. 3.11. Спирально-сабельная мойка

Они предназначены для дезинтеграции, классификации и обезвоживания легко- и среднепромывистых песков крупностью до 6 мм. Конструктивно эти аппараты отличаются от спиральных классификаторов наличием брызгал для подачи промывной воды, установленных над непогруженными частями спиралей. Сабельные мойки имеют высокую производительность – до 1000 т/ч. Классификация ведется по классу 100-200 мкм. Сабельные мойки оснащаются приводом с регулируемой скоростью вращения. Технические характеристики таких машин приведены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Технические характеристики спирально-сабельных и винтовых моек

Параметры	2ССМ-20	1ССМ-20	Горизонтальная винтовая мойка
Диаметр спирали, мм	2000	2000	2000
Производительность по пескам, т/ч	1000	250	45
Максимальная крупность продукта, мм	6	6	-
Мощность привода, кВт	2×55	37	2,8
Угол наклона корпуса, град	18	18	0
Масса, кг	29000	18000	-
Габаритные размеры, мм	12515×4320×3078	12515×2270×3078	3000×2650×2650

Вибромойки /87/ представляют собой или параллельные, расположенные на одном уровне (рис. 3.12), или соединенные патрубками верхние и нижние длинные ванны (трубы, лотки или желоба) – рис. 3.13. Ванны подвешены на пружинах к раме под небольшим углом к горизонту (2-3°). Им с помощью дебалансного вибратора придают круговые вибрации. Вибромойкам, имеющим верхние и нижние трубы, присущи следующие особенности: верхние трубы сплошные, нижние имеют в нижней части щелевидные отверстия (3×120 мм) или отверстия диаметром 5 мм для отвода шламов и обезвоживания мытой руды. Исходный материал с водой загружается в верхние ванны, которые могут иметь продольные выступы высотой 20-25 мм, улучшающие промывку за счет увеличения времени пребывания материала в аппарате. За счет этих выступов увеличивается время нахождения материала в ванне и улучшается степень промывки. В верхних ваннах происходит первая стадия дезинтеграции. Затем по соединительному патрубку материал подается в нижние ванны, куда дополнительно поступает вода из брызгал под давлением 0,15-0,2 МПа. В одноуровневых мойках исходный материал с водой подается через загрузочную воронку. В верхней части барабанов часть воды также подается через форсунки. Уровень материала в ваннах регулируется либо диафрагмами, либо поворотом косо́го порога (в зависимости от конструкции). Под перфорированными участками ванн имеются сборные лотки для отвода подрешетных вод. Мытая руда разгружается через порог. Последовательное прохождение материала через верхнюю и нижнюю ванны повышает эффективность промывки и обеспечивает возможность применения таких вибромоек для труднопромывистых руд.

Интенсивное трение зерен материала при вибрациях обеспечивает хорошую дезинтеграцию, поэтому вибромойки эффективны при промывке средне- и труднопромывистых руд крупностью 20-150 мм. Эти агрегаты отличаются малыми габаритами и меньшим потреблением электроэнергии и воды.

Расход воды в вибромойках зависит от промывистости материала: для среднепромывистых он равен 0,9-1,1 м³/т, для труднопромывистых – 1,2-1,5 м³/т.

Вибрационные дезинтеграторы (рис. 3.14) предназначены для дезинтеграции и классификации труднопромывистых руд черных и цветных металлов, песков, россыпей, нерудного и строительного сырья. Их отличает высокая частота колебаний рабочего органа и высокая степень отмывки материала от глины (до 95-98 %).

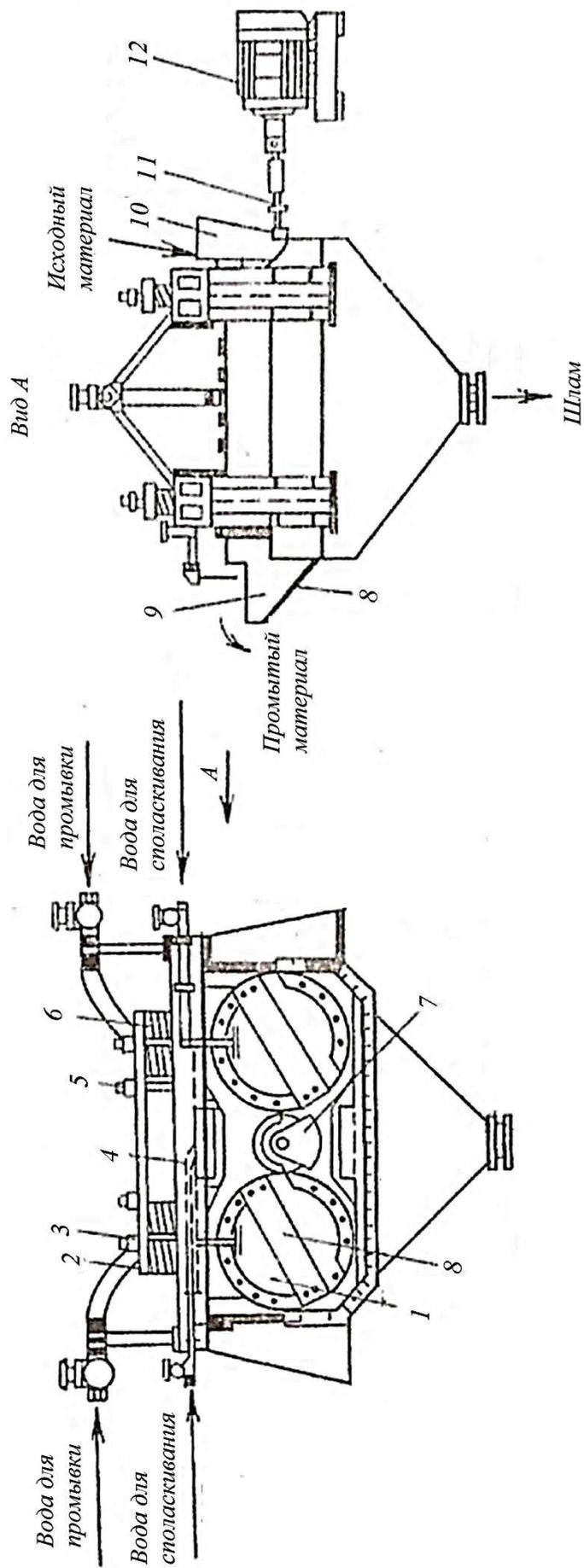


Рис. 3.12. Вибромойка Р-633:

1 – барабан; 2 – подвижная балка; 3 – тяга; 4 – рама; 5 – ограничитель резонансных колебаний; 6 – пружина; 7 – дебалансный вал; 8 – разгрузочный порог; 9 – разгрузочное устройство; 10 – загрузочная воронка; 11 – карданный вал; 12 – электродвигатель

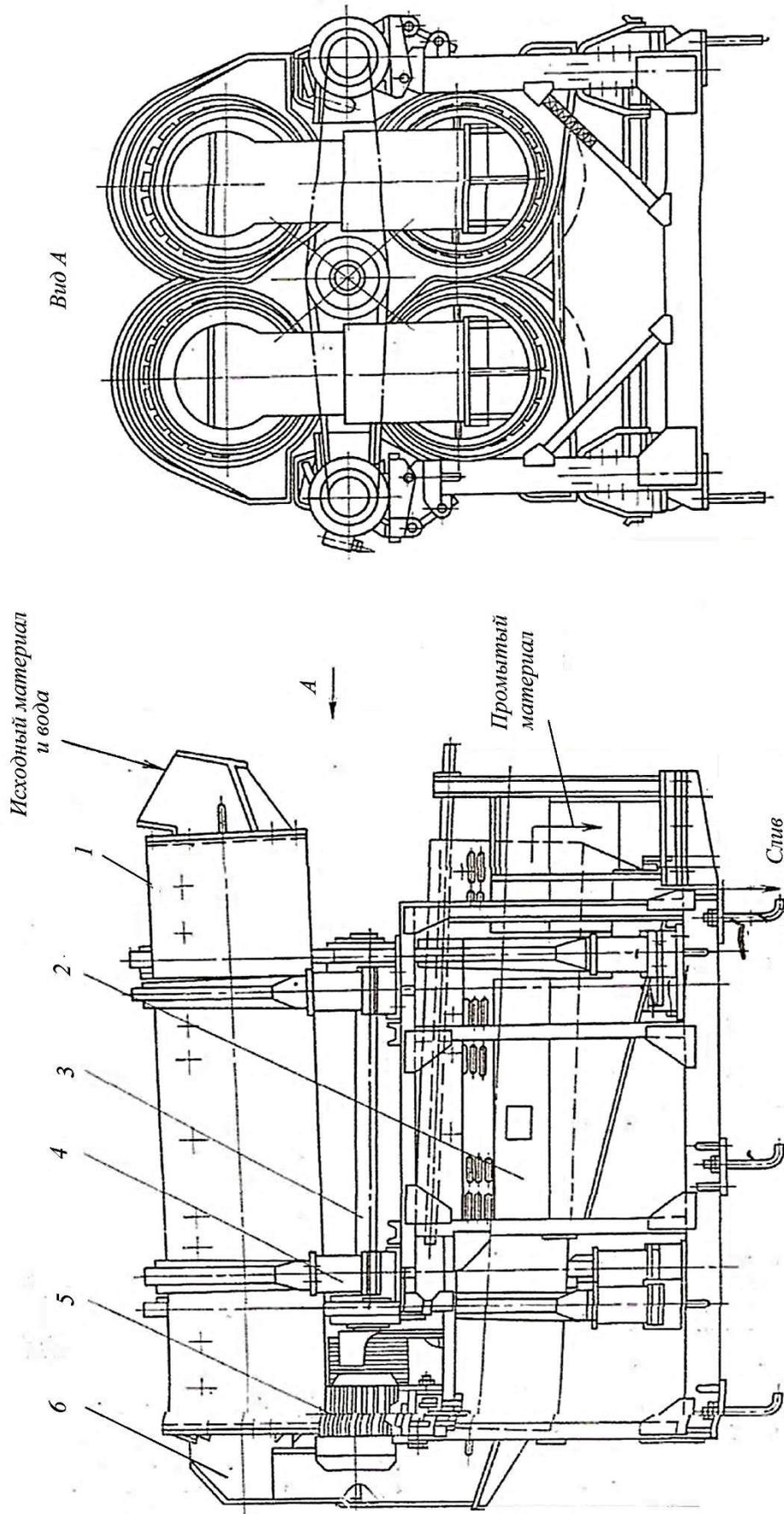


Рис. 3.13. Вибромойка СМД-88:

1, 2 – ванны промывочные соответственно верхней и нижней; 3 – вал вибровозбудителя;
 4 – амортизатор пружинный; 5 – электродвигатель; 6 – соединительный пагубок

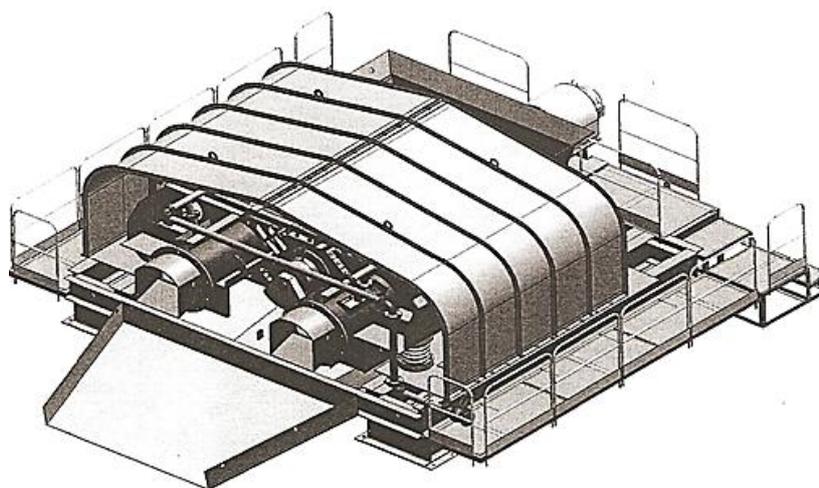


Рис. 3.14. Дезинтегратор вибрационный ДВ-20

Для интенсификации процесса промывки в дезинтеграторы вместе с промывным материалом подается галля крупностью до 200 мм. Технические характеристики вибрационных промывочных машин приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Технические характеристики вибрационных промывочных машин

Параметры	СМД-88	ДРО-636	ДВ-1	ДВ-20
Производительность, м ³ /ч	50-60	30	10	20
Крупность промываемого материала, мм	150	100	80	100
Частота колебаний, мин ⁻¹	12,5	-	450	<557
Амплитуда колебаний, мм	6	-	15	10
Установленная мощность, кВт	44	22	17	37
Расход воды, м ³ /т	1	-	1,5-3	4
Размеры ванн (барабанов), мм:				
длина	3000	3500	3000	4050
ширина (диаметр барабана)	800	600	610	720
Габаритные размеры, мм:				
длина	4000	4415	4800	7940
ширина	2750	4250	3100	6760
высота	3100	4400	1220	2770
Масса, кг	8900	7200	2800	20000

Высокоглинистые руды трудно поддаются промывке путем механических воздействий рабочих органов машин и динамических воздействий потоков воды. Для таких руд эффективна дезинтеграция глины за счет ее размокания. Процесс дезинтеграции может быть дополнительно интенсифицирован за счет подачи сжатого воздуха. Такой способ промывки используется в промывочных башнях. Они (рис. 3.15) представляют собой закрытый цилиндроконический резервуар диаметром 5-10 м с высотой цилиндрической части 6-12 м с углом

при вершине конуса не менее 50°. В центре резервуара расположен аэролифт для подъема и разгрузки мытой руды. В верхней части цилиндра на боковой поверхности имеются отверстия для слива глинистой пульпы. В нижней части конуса имеются сопла для подачи воды и сжатого воздуха. Руда загружается сверху и перемещается вниз, подвергаясь при этом воздействию струй воды и воздуха. Вымываемая диспергированная глина разгружается в виде слива, а мытая руда поднимается аэролифтом в деаэрационную камеру и далее в сгустительную воронку, слив которой возвращается в башню, а мытая руда отправляется на обезвоживание.

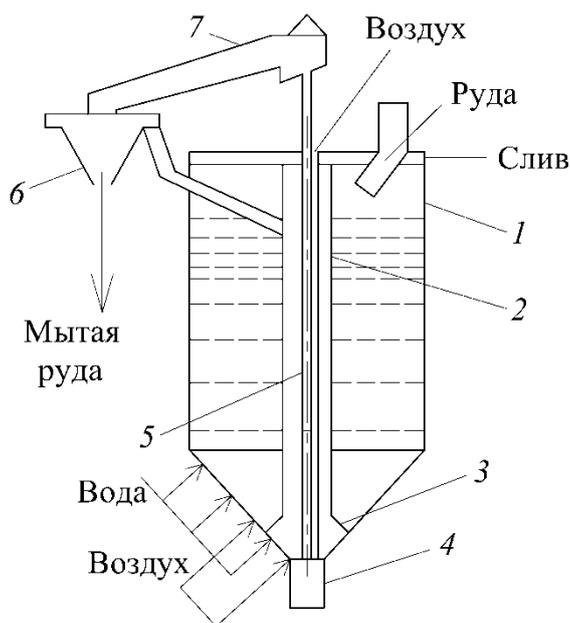


Рис. 3.15. Схема работы промывочной башни /33/:
 1 – бетонный корпус; 2 – обсадная труба; 3 – колпак; 4 – шлюз;
 5 – аэролифт; 6 – сгустительная воронка; 7 – деаэрационная камера

Преимуществом промывки в башнях является низкое истирание руды и, следовательно, небольшие потери ценных компонентов со сливом. Башни применимы для руд с высокой размокаемостью глин. Башенная промывка применяется в основном для руд черных металлов, чаще для бурожелезняковых.

Основные технологические показатели промывочных аппаратов приведены в табл. 3.8.

Для дезинтеграции труднопромывистых песков выбирают аппараты с длительным временем пребывания материала в рабочей зоне и с интенсивным механическим воздействием. Кроме того, для таких материалов следует использовать многооперационные схемы промывки, применяя в первых стадиях скрубберы и вибрационные аппараты, а в последующих – корытные мойки. Вариант технологической схемы комбинированного типа для промывки марганцевых руд с высоким содержанием глины приведен на рис. 3.16.

Основные параметры промывочных машин

Показатели	Бутара	Скруббер-бутара	Наклонная корытная мойка	Горизонтальная корытная мойка	Спирально-сабельная мойка	Вибрационная промывочная машина	Промывочная башня
Наибольшая крупность, мм	300-400	300-400	80-100	80	6	150	20
Максимальная производительность, т/ч	500	700	400	250	1000	160	150
Расход воды, м ³ /т	4-10	1-2	2,8	0,6-2	-	1-4	2-3
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	0,15-0,25	0,25-0,5	0,25-0,9	0,4-1,0	0,05-0,1	0,25-0,7	0,5-1,0

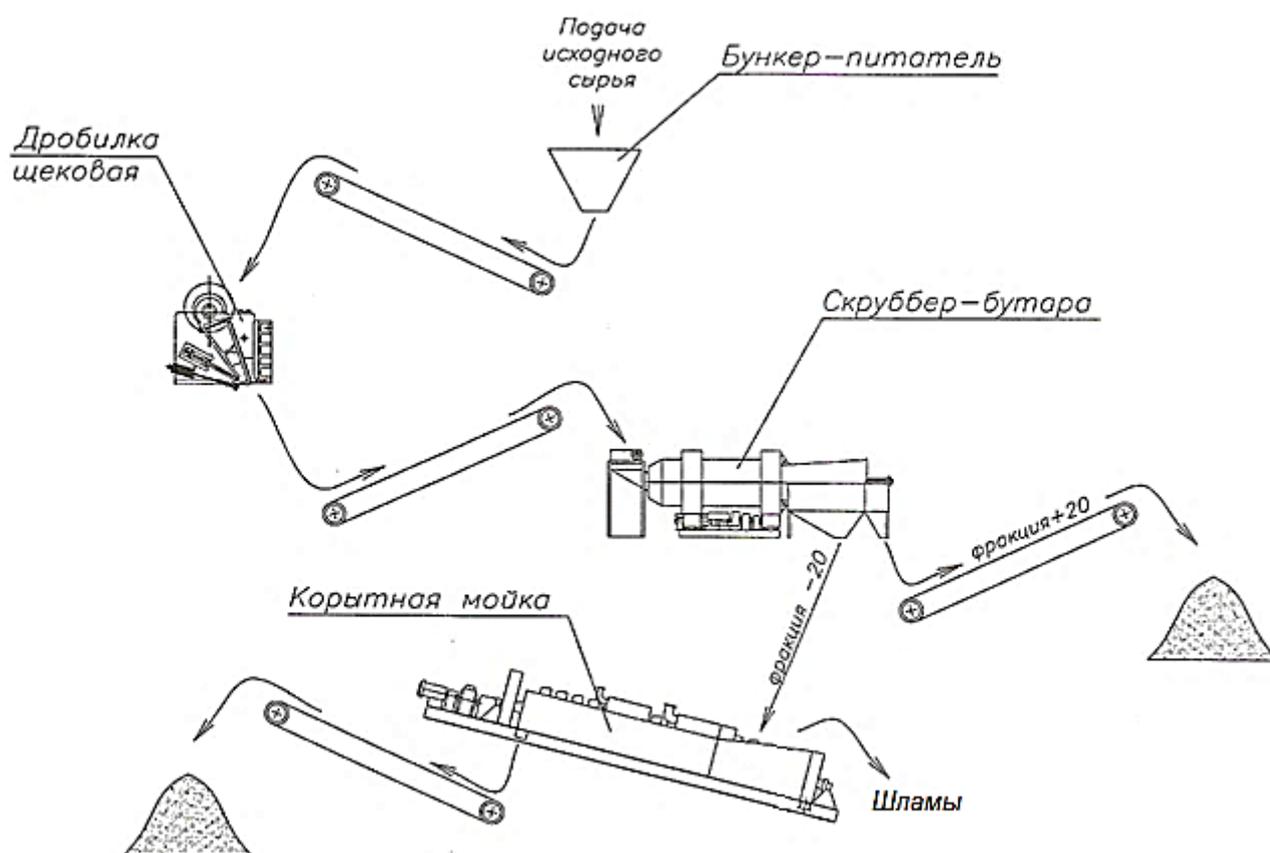


Рис. 3.16. Схема комплекса для промывки марганцевых руд с высоким содержанием глины

Для пластичных глин щековая дробилка может быть заменена на шнекозубчатую. В зависимости от промываемого сырья в комплексе также могут быть использованы инерционные и барабанные грохоты, скрубберы, сабельные мойки.

4. ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

В стадии рудоподготовки получили распространение такие гравитационные процессы, как отсадка и тяжелосредняя сепарация, а также пневматическая сепарация.

В гравитационных методах обогащения разделение частиц, отличающихся друг от друга плотностью, крупностью и формой, происходит из-за различия в характере и скорости их движения в средах разделения под действием сил тяжести или центробежных, сил сопротивления среды и архимедовых сил.

Широкое применение этих методов в обогащении объясняется их относительной экономичностью, малыми ограничениями по крупности разделяемых частиц (максимальная крупность до 400 мм), высокой производительностью обогатительных аппаратов.

В рудоподготовке гравитационные процессы находят применение как основные, в этом случае в результате обогащения получают готовую товарную продукцию. Это относится к рудам чёрных металлов, неметаллическим полезным ископаемым, строительным материалам.

Гравитационные методы используются и для предварительного обогащения с решением задач выделения крупнокусковых отвальных хвостов, частичного выделения крупнокусковых концентратов, разделения исходного сырья на технические типы и сорта для их эффективного отдельного последующего обогащения.

4.1. Характеристика минеральных частиц

Для гравитационных процессов главными характеристиками, определяющими эффективность разделения, являются плотность, крупность и форма.

Крупность минеральной частицы в гравитации для удобства принято оценивать одним линейным размером, который соответствует диаметру шара, равного по объёму (V) этой частице. Эквивалентный диаметр

$$d_э = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}}.$$

Форма частиц характеризуется коэффициентом формы или коэффициентом сферичности (ω). Его определяют по отношению площадей поверхностей равных по объёму частиц – сферической и реальной:

$$\omega = \frac{\pi d_э^2}{F_{\text{част}}} = \frac{4,835 \sqrt[3]{V^2}}{F_{\text{част}}},$$

где $\pi d_э^2$ – площадь поверхности эквивалентного шара, м^2 ; $F_{\text{част}}$ – площадь поверхности реальной частицы, м^2 .

В табл. 6.10 представлены плотности ряда минералов. В табл. 4.1, 4.2 приведены, соответственно, d_3 и ω для частиц различной геометрической формы, имеющих одинаковый наибольший размер 10 мм, а также средние значения величин ω для некоторых минералов.

Таблица 4.1

Величины значений d_3 и ω для частиц различной геометрической формы /44/

Форма, размеры	d_3	ω
Шар диаметром 10 мм	10	1
Куб с длиной ребра 5,73 мм, имеющий внутреннюю диагональ 10 мм	7,16	0,806
Параллелепипед (2,18×4,36×8,73), имеющий внутреннюю диагональ 10 мм	5,41	0,69
Пластина 7,06×7,06×0,5 мм	3,63	0,362
Цилиндр: $d=0,5$ мм; $l=9,99$ мм	2,47	0,238

Таблица 4.2

Средние значения коэффициентов формы ω для некоторых минералов /44/

Минералы	Коэффициент сферичности
Уголь	0,650
Антрацит	0,397-0,666
Кварц дроблёный	0,710
Песок кварцевый окатанный	0,833-0,855
Сланец	0,286-0,315
Касситерит	0,710
Галенит	0,806
Слюда	0,280

Ориентировочные значения коэффициентов для типичной формы частиц таковы: округлая, окатанная 0,8-0,9; угловатая 0,7-0,8; продолговатая 0,6-0,7; пластинчатая, игольчатая 0,2-0,6.

4.2. Характеристика сред разделения

Применяемые в рудоподготовке гравитационные процессы разделения протекают либо в воде, либо в тяжелосредной суспензии, либо в воздухе.

Тяжёлая суспензия – это механическая взвесь тонкодисперсных частиц тяжёлых минералов или искусственных утяжелителей в жидкой фазе, как правило, в воде.

Среды разделения в общем случае характеризуются следующими реологическими параметрами: плотностью, вязкостью, предельным сопротивлением сдвигу, устойчивостью.

Плотность среды – это отношение массы $m_{\text{ср}}$ среды к занимаемому её объёму $V_{\text{ср}}$:

$$\Delta_{\text{ср}} = \frac{m_{\text{ср}}}{V_{\text{ср}}},$$

где $\Delta_{\text{ср}}$ – плотность среды, кг/м³.

Плотность воды Δ при атмосферном давлении $1,01 \cdot 10^5$ Па и температуре 20 °С равна 1000 кг/м³, плотность воздуха при тех же условиях равна 1,23 кг/м³.

Вязкость – это свойство сред оказывать сопротивление относительному движению его элементарных слоёв. Возникающие при скольжении слоёв силы – это силы внутреннего трения. Такие среды называют вязкими.

Динамические коэффициенты вязкости среды μ при температуре 20 °С равны: у воды 0,00101 Па·с, у воздуха 0,00002 Па·с.

Для поддержания взвешенного состояния частиц утяжелителя применяют механическое перемешивание или циркулирующие потоки.

Плотность суспензии Δ_c зависит как от плотности утяжелителя δ (кг/м³), так и от объёмной доли твёрдого в суспензии. Если предположить, что плотность жидкого 1000 кг/м³ (вода), и расчёт ведётся на единичный объём и доля объёма утяжелителя в единице объёма V_T , плотность суспензии, кг/м³:

$$\Delta_c \cdot 1 = V_T \cdot \delta + (1 - V_T) \cdot 1000$$

$$\text{или } \Delta_c = m_T + (1 - \frac{m_T}{\delta}) \cdot 1000,$$

где m_T – масса утяжелителя в единице объёма, кг.

Максимальная плотность суспензии с измельчённым утяжелителем соответствует объёмному содержанию твёрдого в суспензии: для частиц остроугольной формы 36 % (содержание остроугольных частиц в утяжелителе 50-60 %), а для частиц округлой формы – 43-48 % (90 % сферических частиц).

Касательные напряжения сдвига в вязкой бесструктурной среде (ньютоновской жидкости) пропорциональны динамическому коэффициенту вязкости:

$$\tau = \frac{\mu du}{dh},$$

где μ – динамический коэффициент вязкости, Па·с; $\frac{du}{dh}$ – градиент скорости (производная скорости по нормали к поверхности сдвига); du – разность скоростей движения соседних элементарных соприкасающихся слоёв, м/с; dh – расстояние между осями соседних элементарных слоёв, м.

При малых объёмных концентрациях твёрдых частиц добавки пептизаторов суспензии являются бесструктурными, по реологическим параметрам приближающимися к жидкостям.

В суспензиях с высокой концентрацией твёрдых частиц (структурированных средах) частицы утяжелителя сохраняют сцепление и при отсутствии разности скоростей. Для них (вязкопластичных систем) касательное напряжение выражается формулой Шведова-Бингама:

$$\tau = \tau_0 + \eta \frac{du}{dt},$$

где τ_0 – предельное напряжение сдвига, т. е. напряжение, необходимое для разрушения структуры в текущей среде (оно соответствует требуемому для начала движения напряжению или началу текучести), Па; η – коэффициент структурной вязкости, Па·с.

Для бесструктурных сред $\tau_0 = 0$, $\mu = \eta$.

Применяемые в обогащении суспензии создают структуры, образующиеся вследствие локального сцепления частиц, имеющих неправильную форму, при концентрациях, недостаточных для повсеместного соприкосновения сольватных оболочек частиц дисперсной фазы.

Вязкость суспензии значительно выше вязкости воздуха и воды, она зависит от крупности частиц утяжелителя (с уменьшением крупности истинная вязкость увеличивается) и его концентрации (с увеличением концентрации частиц утяжелителя истинная вязкость возрастает). Истинная вязкость не зависит от плотности утяжелителя. Сказанное иллюстрируется примером на рис. 4.1.

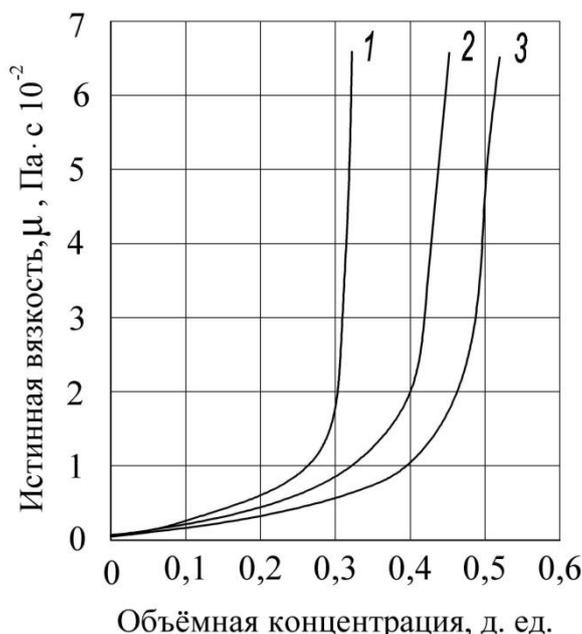


Рис. 4.1. Зависимость истинной вязкости от объёмной концентрации твёрдого в галенитовой суспензии /106/:

1 – класс 0-0,005 мм; 2 – класс 0-0,074 мм; 3 – класс 0-0,147 мм

Динамическое напряжение сдвига τ_0 и коэффициент структурной вязкости η кроме перечисленных факторов зависят от формы частиц утяжелителя, от наличия реагентов-пептизаторов, значительно снижающих τ_0 .

Наименьшей вязкостью обладают суспензии, состоящие из частиц утяжелителя сферической формы.

Структурные суспензии, применяемые в практике обогащения, с технологической точки зрения могут быть разделены на три типа /87/: слабоструктурные ($\tau_0 \leq 3$ Па); структурные ($3 < \tau_0 \leq 8$ Па); сильноструктурные ($\tau_0 > 8$ Па).

Устойчивость суспензии – это её способность сохранять заданную плотность в различных по высоте слоях. Бесструктурные суспензии крайне неустойчивы. С увеличением структурообразования (например, с повышением концентрации твёрдого) повышается устойчивость суспензии. Повышение устойчивости суспензий достигается добавлением глины либо тонкозернистых утяжелителей, что приводит к интенсивному структурообразованию и требует использования реагентов-пептизаторов (сульфитный щёлоч, жидкое стекло, алюминаты и др.), которые снижают вязкость суспензий в несколько раз даже при весьма низком расходе (0,001-0,5 % от массы утяжелителя).

По данным практики, объёмное содержание утяжелителя в суспензии обычно не превышает 40 %. Применяя грубодисперсный утяжелитель, можно увеличить его содержание до 45 %, принимая меры для повышения устойчивости суспензии вышеперечисленными приёмами, а также организацией щадящего режима перемешивания суспензии.

Утяжелители, используемые для приготовления суспензий, должны иметь достаточно высокую плотность, чтобы при ограниченной объёмной концентрации твёрдого в суспензии создать требуемую для разделения плотность суспензии. В качестве утяжелителей используют концентраты флотационных, гравитационных и магнитообогатительных фабрик, а также гранулированный или измельчённый ферросилиций. Их характеристика приведена в табл. 4.3.

В практике обогащения применяют утяжелители различного гранулометрического состава (рис. 4.2, табл. 4.4) /87/.

Верхний предел крупности частиц утяжелителя обычно не превышает 0,15 мм. Присутствие тонких классов (<0,01 мм) в количестве 7-16 % стабилизирует суспензию, но повышает динамическое напряжение сдвига, чрезмерное возрастание которого снижает эффективность разделения минералов, особенно мелких классов.

Характеристика некоторых утяжелителей

Утяжелитель	Плотность, кг/м ³	Максимальная плотность суспензии, кг/м ³	Твёрдость по шкале Мооса
Барит (BaSO ₄)	4400	2200	3-3,5
Пирит (FeS ₂)	5000	2500	6-6,5
Пирротин (Fe _n S _{n+1})	4600	2300	3,5-4,5
Магнетит (Fe ₃ O ₄)	5000	2500	5,5-6,5
Арсенопирит (FeAsS)	6000	2800	5,5-6,0
Галенит (PbS)	7500	3300	2,5-2,75
Ферросилиций измельчённый (15 % Si; 85 % Fe)	6900	3100	7,0
Ферросилиций гранулированный (90 % сферических частиц; 15 % Si; 85 % Fe)	6900	3500-3800	7,3-7,6

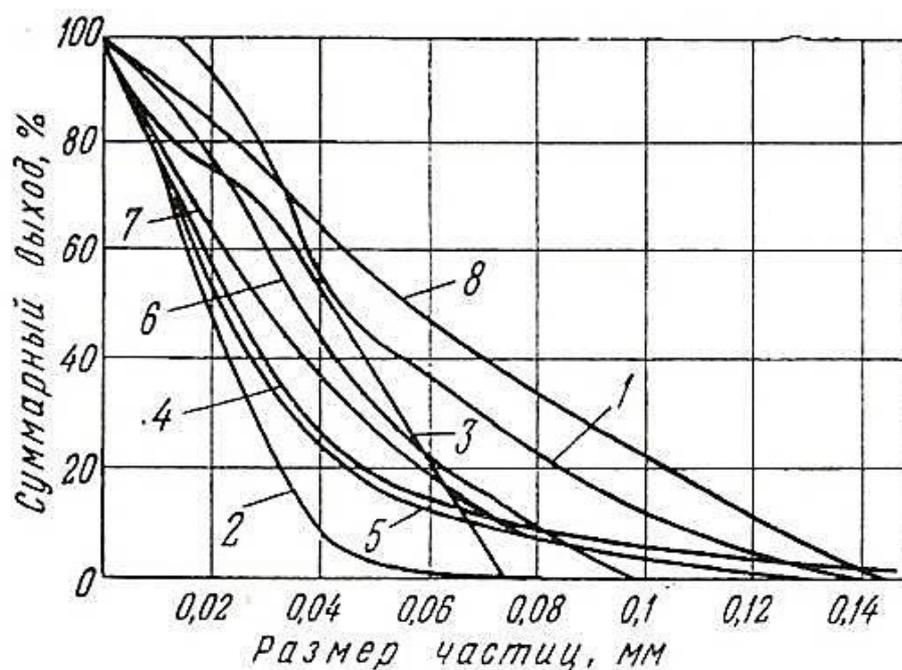


Рис. 4.2. Гранулометрическая характеристика утяжелителей /87/:

1 – ферросилиций, фабрика «Мескот»; 2 – свинцовый концентрат, фабрика «Мескот»; 3 – свинцовый концентрат, фабрика «Сулливан»; 4 – свинцовый концентрат, фабрика «Игл-Пичер»; 5 – свинцовый концентрат, фабрика «Хелкин»; 6 – арсенопирит, фабрика «Эренфридердорф»; 7 – магнетит, фабрика «Холмен Клиффс»; 8 – гранулированный порошок ферросилиция

Гранулометрический состав ферросилиция /87/

Изготовитель	Классы крупности, мм					
	+0,1	-0,1+0,074	-0,074+0,04	-0,04+0,02	-0,02+0,01	-0,01+0,00
	Выход классов, %					
Запорожский завод ферросплавов	0,2	4,1	34,0	48,6	12,0	1,1
Фирма «Кнапсак» (Германия):						
мелкий сорт ($\Delta_c < 3000 \text{ кг/м}^3$)	8,2	8,3	31,5	24,7	10,8	16,5
крупный сорт ($\Delta_c > 3000 \text{ кг/м}^3$)	24,1	12,9	29,5	18,5	8,3	6,7

Наилучшим утяжелителем является гранулированный ферросилиций, поскольку имеет повышенную сопротивляемость истиранию и коррозии. Наиболее распространён ферросилиций с содержанием кремния 15 %, при котором его прочность и окисляемость оптимально сочетаются.

4.3. Обогащение в тяжёлых суспензиях

4.3.1. Сущность процесса

Обогащение полезных ископаемых в тяжёлых суспензиях основано на разделении минералов по разнице их плотностей (приведены в табл. 6.10). Минеральные частицы большей плотности, чем плотность тяжёлой среды, тонут в ней, а минеральные частицы меньшей плотности всплывают. Таким образом, формируются продукты разделения: потонувший (тяжёлый) и всплывший (лёгкий).

Обогащение крупно- и среднекускового материала (в зависимости от типа сепаратора до 25-6 мм) осуществляют в сепараторах, принцип действия которых основан на использовании сил тяжести и архимедовой. Мелкий материал обогащают в аппаратах (тяжелосредных сепараторах и центрифугах) с разделением частиц в центробежном поле. В стадиях рудоподготовки в основном применяют тяжелосредные сепараторы.

В качестве тяжёлой среды в практике обогащения чаще всего используют тяжёлые суспензии, представляющие собой взвесь тонкодисперсных частиц утяжелителя (часто тяжёлых минералов) в воде. Для поддержания частиц утяжелителя во взвешенном состоянии применяют механическое перемешивание. Всплывший продукт разгружают из сепаратора, как правило, переливом суспензии через сливной порог. Потонувший продукт может разгружаться различны-

ми способами: ковшовыми или колёсными элеваторами, шнеком, с помощью аэролифта или сифона.

4.3.2. Приготовление и регенерация суспензий

Кусковые утяжелители (чушковый ферросилиций, штуфной свинцовый концентрат, магнетитовая руда, агломерированная руда) поступают на обогатительные фабрики в виде кусков размером от 300 до 25 мм либо в готовом к употреблению виде /106/.

Приготовление суспензии сводится к дроблению (одна-две стадии), измельчению (в одну стадию в шаровой мельнице) и гидравлической классификации утяжелителя для получения нужной гранулометрической характеристики. Если в качестве утяжелителя используют гранулированный ферросилиций, железную окалину, пиритные огарки и др., применяют только их измельчение без предварительного дробления. Магнетитовый концентрат, флотационные концентраты барита, пирита, галенита и других минералов, а также в ряде случаев гранулированный ферросилиций могут использоваться для приготовления суспензий непосредственно.

Дальнейшее приготовление суспензии сводится к смешиванию утяжелителя с водой в нужной для осуществления процесса разделения пропорции.

Суспензия в процессе работы используется многократно. При этом она засоряется рудными шламами, а сам утяжелитель окисляется и снижает плотность, а также истирается и меняет реологические свойства суспензии. Для поддержания стабильности свойств суспензии её регенерируют, т. е. очищают от шламов и восстанавливают плотность, регулируя соотношение твёрдого и жидкого в ней.

Типовые схемы регенерации суспензии приведены на рис. 4.3, 4.4.

Регенерация суспензии осуществляется следующим образом. При разгрузке всплывшего и потонувшего продуктов из тяжелосредних сепараторов (1) часть суспензии уходит с продуктами, продукты обогащения вместе с суспензией разгружаются на ситовую поверхность грохота (2, 3), в начале которой производится дренаж кондиционной суспензии, которая через бак кондиционной суспензии (4) возвращается в обогатительный аппарат. Затем производится отмывка утяжелителя за счёт орошения продуктов водой на грохоте. Подрешётный продукт грохота – это разбавленная, некондиционная суспензия. Она и направляется в схему регенерации. Часть циркулирующей кондиционной суспензии (10-20 %) также с определённой периодичностью или постоянно выводится из циркуляции и направляется в схему регенерации.

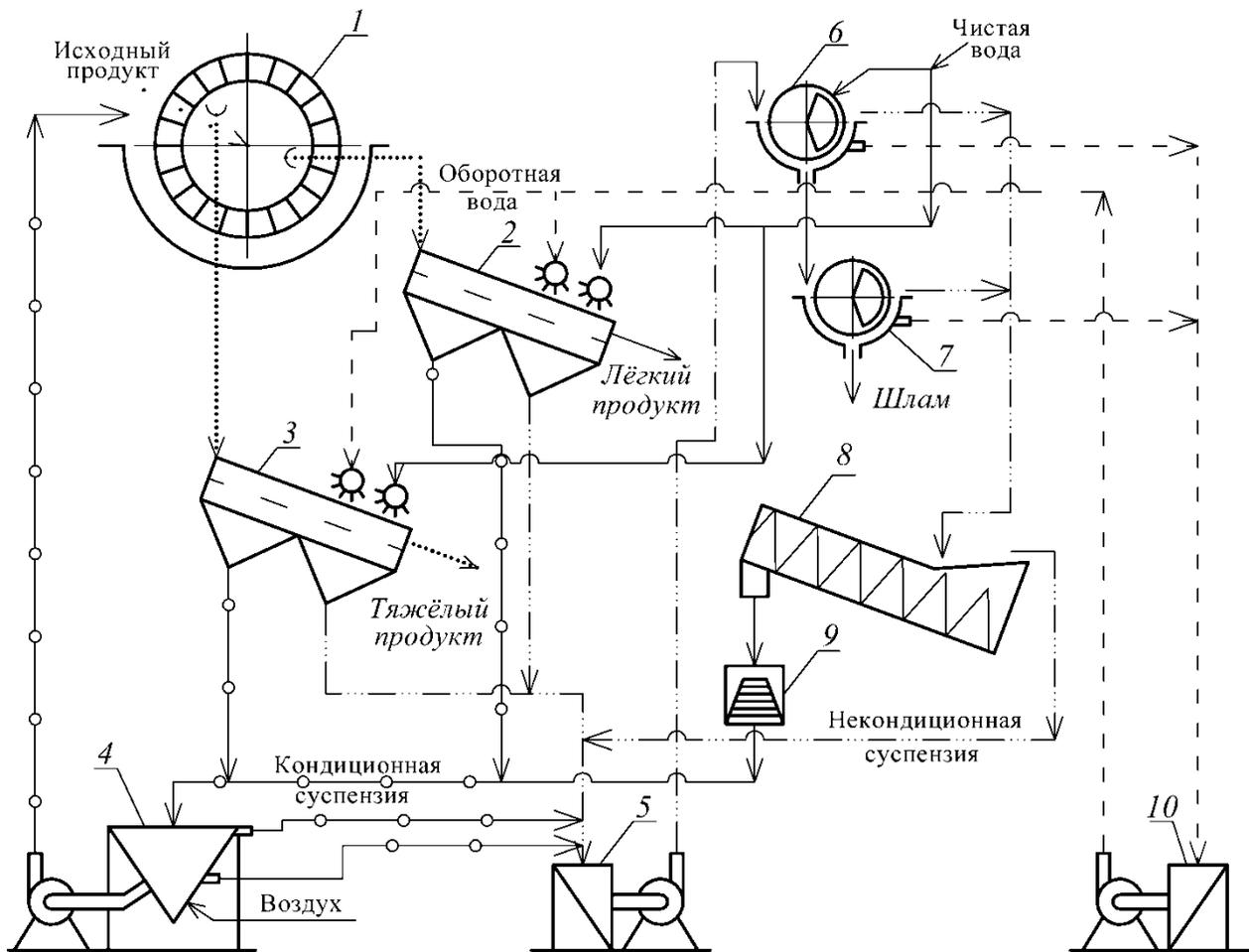


Рис. 4.4. Схема цепи аппаратов цикла регенерации суспензии /106/

Для компенсации потерь утяжелителя с продуктами сепарации в суспензию постоянно подаётся свежий утяжелитель.

Таким образом, схемы приготовления и регенерации суспензии гораздо сложнее схем обогащения в тяжёлых суспензиях и требуют высокой степени контроля и автоматизации всего процесса.

4.4. Отсадка

4.4.1. Основы процесса отсадки

Отсадка – это процесс разделения минеральных частиц по плотности в вертикальном пульсирующем потоке какой-либо среды разделения /106/.

При этом разделяемый материал, помещённый на решете, периодически разрыхляется и уплотняется. Пульсации среды (для стадий рудоподготовки – воды) создаются перемещениями поршня, диафрагмы или днища, периодической подачей в машину сжатого воздуха или колебаниями самого решета.

Находящийся на решете слой материала называется постелью. Для крупного материала постель обычно естественная, для мелкого – искусственная. Слой материала над искусственной постелью – это надпостельный слой. Искус-

ственная постель состоит из крупных (в 2,5-6 раз крупнее максимального куска в питании) тяжёлых частиц либо из кусков обогащаемой руды, либо другого материала.

Вода, подаваемая под решето постоянно или периодически, называется подрешётной, а вода, подаваемая вместе с обогащаемым материалом, – транспортной.

Циклом отсадки называется закономерное вертикальное перемещение среды относительно разделяемого материала в течение одного периода колебаний. Возможными элементами цикла являются подъём, опускание среды относительно материала и в одном из случаев – пауза.

На рис. 4.5 приведены графики известных циклов.

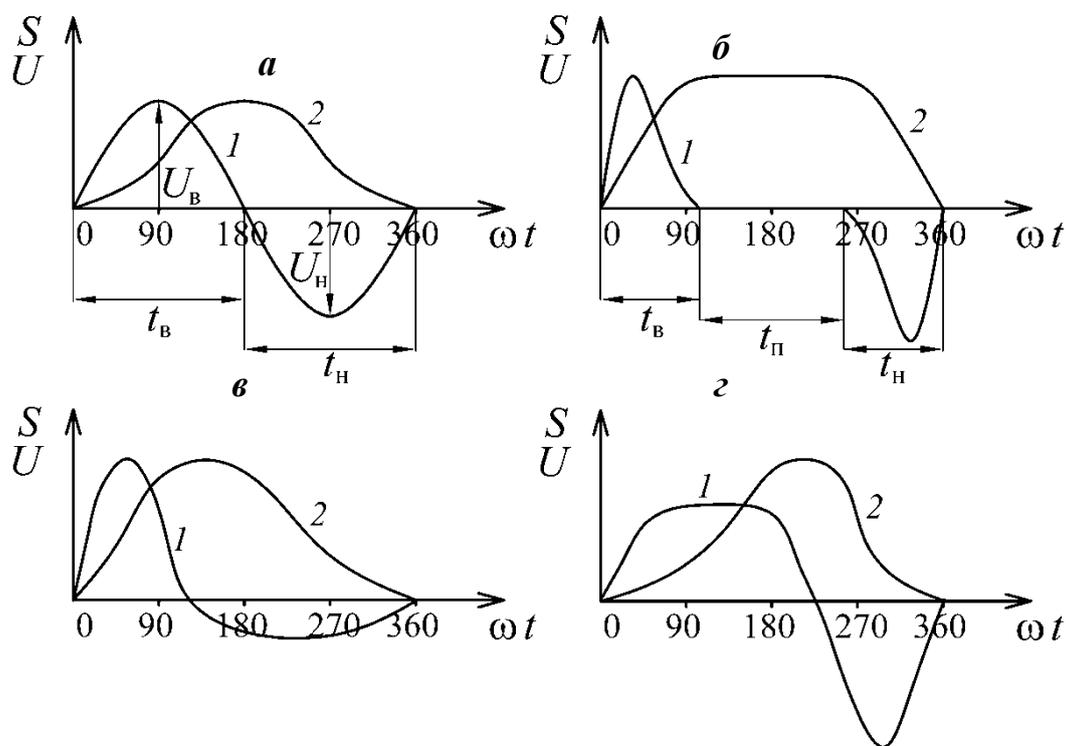


Рис. 4.5. Схемы циклов отсадки /106/:

a – гармонический; *б* – цикл Майера; *в* – цикл Бёрда; *г* – цикл Томаса;

1 – скорость U ; *2* – путь перемещения среды S ;

$t_B, t_П, t_H$ – длительность соответственно подъёма, паузы и опускания среды

Наиболее распространённый вариант цикла – гармонический, представленный на рис. 4.5, *a*.

Относительное перемещение среды S , отсчитываемое от крайнего нижнего положения, и изменение скорости среды U во времени t в этом случае меняются по законам:

$$S = 0,5 l (1 - \cos \omega t);$$

$$U = 0,5 l \omega \sin \omega t,$$

где l – размах колебаний; $\omega = 2\pi n$ (n – частота колебаний).

Время t отсчитывается от начала цикла.

Другие циклы отличаются от гармонического продолжительностью элементов цикла. Так, цикл Майера (см. рис. 4.5, б) имеет кратковременные подъём и опускание среды и большую паузу между подъёмом и опусканием. Цикл Бёрда (см. рис. 4.5, в) характеризуется кратковременным подъёмом (большая скорость подъёма) и продолжительным опусканием среды (меньшая скорость опускания). Цикл Томаса (см. рис. 4.5, г) отличается малой скоростью, но продолжительным подъёмом и большой скоростью опускания. Гармонический цикл принципиально может быть использован в отсадочных машинах любого типа, а прочие – только в беспоршневых (другие названия – «воздушно-пульсационные», «пневматические»).

Отсадка – это очень сложный многомерный и массовый процесс, протекающий в весьма стеснённых и циклически меняющихся условиях.

Единого представления о механизме расслоения материала в постели отсадочной машины в настоящее время не существует.

Различными исследователями выдвинут ряд гипотез (детерминистские и статистические).

Энергетическая модель рассматривает отсадочную постель как механическую систему, находящуюся в неустойчивом равновесии в поле силы тяжести и стремящуюся к устойчивому положению. Переход в устойчивое положение сопровождается уменьшением потенциальной энергии системы в результате расслоения фракций по плотности. В ходе расслоения потенциальная энергия переходит в кинетическую, которая вместе с энергией, прилагаемой извне, расходуется на преодоление сил механического сопротивления при движении частиц в родственные слои фракций.

Суспензионная модель рассматривает разделение частиц в постели отсадочной машины аналогичным их расслоению в минеральной суспензии, которая образуется взвесью обогащаемого материала и искусственной постелью в воде.

Вероятностно-статистическая модель представляет отсадку массовым процессом с вероятностным характером перемещения частиц с различными физическими свойствами. В модели рассматриваются закономерности перемещения группы однородных частиц и учитываются случайные перемещения отдельных зёрен относительно центра этих групп.

Детерминированные модели (начальных скоростей и разделения в ускоренно движущейся среде) позволяют учесть влияние плотности, крупности и формы отдельных частиц, но не учитывают реальных условий массопереноса, т. е. взаимодействия частиц друг с другом.

Массово-статистические модели (энергетическая, суспензионная, вероятностно-статистическая) учитывают массовый характер процесса и взаимодействие частиц между собой, однако они, как правило, носят общий характер, не учитывая всех свойств разделяемых частиц, и редко имеют аналитические решения и практическое применение.

4.4.2. Разделение продуктов в отсадочной машине

Постель отсадочной машины может иметь различные плотность, высоту, разрыхлённость, распределение частиц по крупности и плотности по её объёму (рис. 4.6).

Плотность постели – это основной фактор регулирования отсадки, он зависит от гранулометрического и фракционного состава обогащаемого материала, а также от коэффициента разрыхления постели (он меняется по высоте слоя), определяемого по формуле:

$$\theta = \theta_0 + \frac{1 - \theta_0}{1 + h_0 / (S_v - S_n)},$$

где θ_0 – коэффициент разрыхления постели в сплочённом состоянии; S_v и S_n – соответственно перемещение верхнего и нижнего слоёв постели относительно решета; h_0 – высота постели в сплочённом состоянии.

$$\theta = \frac{V_{ж}}{V_{ж} + V_{т}},$$

где $V_{ж}$ и $V_{т}$ – соответственно объём жидкого и твёрдого в постели.

Разделяемый материал распределяется в постели отсадочной машины особым образом. Закономерности распределения вызваны тем, что частицы одновременно движутся как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях, причём горизонтальная составляющая скорости движения слоёв по высоте различна – нижние слои двигаются медленнее, чем верхние.

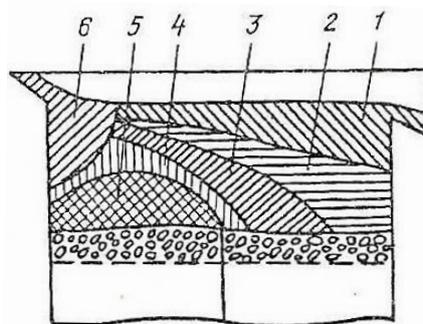


Рис. 4.6. Распределение продуктов в отсадочной машине /106/:

1 – лёгкие фракции; 2 – лёгкие сродки; 3 – тяжёлые сродки; 4 – смесь тяжёлых фракций и тяжёлых сродков; 5 – тяжёлые фракции; 6 – исходный материал

Ближайший к зоне загрузки нижний слой – это зона тяжёлых фракций, далее, по мере удаления от зоны загрузки, материал по плотности распределён нисходящими слоями: смесь тяжёлых сrostков с частицами тяжёлых минералов; тяжёлые сrostки; лёгкие сrostки; лёгкие фракции (см. рис. 4.6).

4.4.3. Регулирование процесса отсадки

Целью регулирования работы отсадочной машины является создание такого режима, при котором слои продуктов не выходят за пределы соответствующих отсадочных отделений.

В отсадочных машинах с искусственной постелью на расслоение и скорость разгрузки тяжёлых фракций влияют такие параметры, как плотность и размер частиц искусственной постели.

Разгрузка продуктов из отсадочной машины осуществляется следующим образом: лёгкий продукт разгружается через порог в конце отсадочной машины; тяжёлый продукт при крупности менее 4 мм – через искусственную постель; тяжёлый продукт при крупности более 4 мм – через горизонтальные или вертикальные щели с затворами различных конструкций (рис. 4.7).

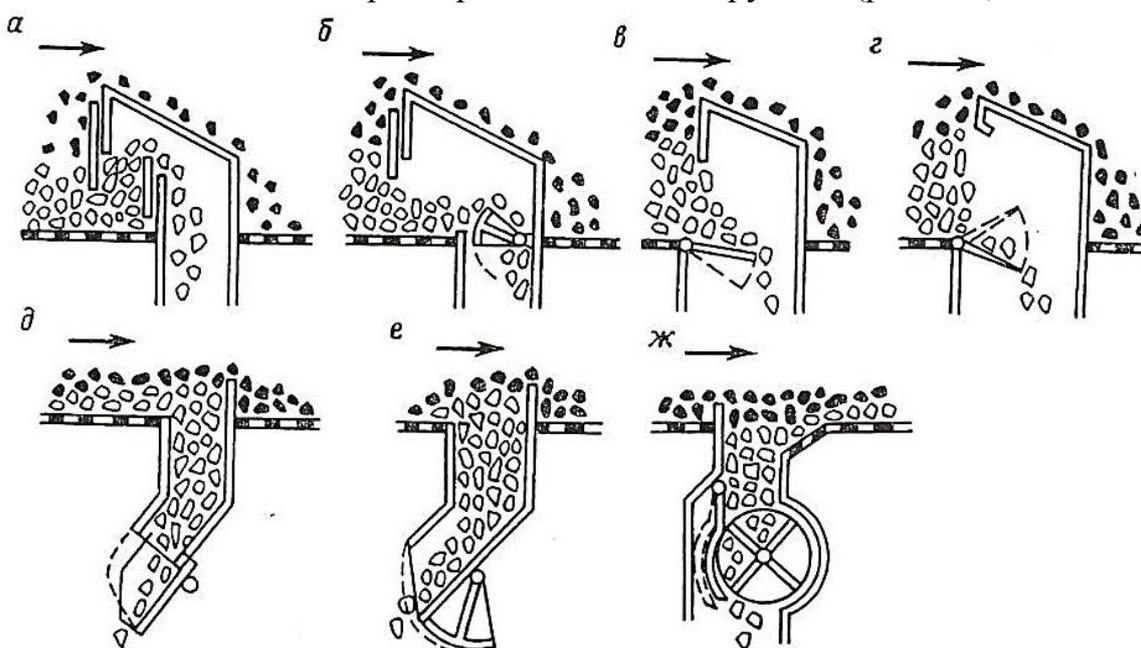


Рис. 4.7. Схемы разгрузочных устройств отсадочных машин:

а – плоский шибер; *б* – секторный шибер; *в* – качающийся участок решетки; *г* – качающийся лоток; *д* – лотковый затвор; *е* – секторный затвор; *ж* – роторный затвор

Изменение степени открытия щели или частоты вращения ротора (для роторного затвора) меняет производительность машины по тяжёлому продукту и регулирует качество продуктов разделения.

Увеличение нагрузки на отсадочную машину при прочих неизменных параметрах приводит к уменьшению выхода подрешётного продукта и повышению его качества.

Качество разделения руды отсадкой обеспечивается подбором оптимальных условий ведения процесса (размах и частота колебаний, высота постели, скорость подачи подрешётной воды, разжижение питания).

Режим работы отсадочной машины подбирается для конкретного обогащаемого сырья.

Размах колебаний для конкретной крупности руды можно определить по эмпирической формуле /87/:

$$l_{\text{п}} = 8,1 d_{\text{max}}^{0,6},$$

где d_{max} – максимальный размер частиц в питании, мм.

Для крупных частиц, при числе Рейнольдса и свободном падении ($Re \geq 500$), требуемую частоту колебаний можно определить по формуле:

$$n \approx 100 c \frac{\sqrt{10^{-2} d_3 (\delta - 1000)}}{l_{\text{п}} k_1 k_2},$$

где c – коэффициент, зависящий от плотности и крупности частиц ($c = 20 \div 30$); d_3 – средний эквивалентный диаметр частиц постели, м; δ – плотность частиц, кг/м^3 ; k_1 – коэффициент снижения скорости за счёт зазоров между поршнем и стенками поршневого отделения ($0,6 \div 0,99$ при ходе поршня $5 \div 100$ мм, а диаметр отверстий сита $3 \div 16$ мм); k_2 – отношение площади поршня (диафрагмы) к площади решета.

При отсадке крупного материала толщину постели можно принять равной 5-10 диаметрам наибольших частиц в питании.

Для искусственной постели подбор её высоты необходимо производить с учётом выхода подрешётного продукта. Увеличение высоты искусственной постели приводит к уменьшению пропускной способности отсадочной машины. При обогащении богатых руд высота искусственной постели должна быть уменьшена. Толщина надпостельного слоя, как правило, в 20 раз больше максимальной крупности частиц питания.

При увеличении скорости восходящего потока подрешётной воды уменьшается выход подрешётного продукта и повышается его качество. Для обеспечения стабильности процесса отсадки необходима стабилизация расхода подрешётной воды. Расход подрешётной воды подбирается индивидуально для каждой руды.

Разжижение питания должно быть в пределах $Ж:Т \approx 2:1$ (по массе), при меньшем соотношении в отсадочной машине создаётся горизонтальный поток с большой скоростью, который нарушает расслоение частиц в надпостельном

слое, а при большем соотношении происходит вынос мелких частиц высокой плотности в хвосты.

4.5. Оборудование для гравитационного обогащения

4.5.1. Сепараторы для обогащения в тяжёлых средах в стадиях рудоподготовки

При обогащении по плотности в стадиях рудоподготовки используют статические гидросуспензионные тяжелосредные сепараторы /106/.

В мировой практике наибольшее распространение для обогащения руд получили три типа сепараторов: конусные, барабанные и, реже, колёсные. Чаще в стадиях рудоподготовки предпочтение отдаётся конусным и барабанным сепараторам. Технические характеристики некоторых из них приведены в табл. 4.5 и 4.6 /2/.

Таблица 4.5

Техническая характеристика конусных сепараторов

Параметры	Типоразмер сепаратора						
	СК-3	СК-3,6	СК-6А	СТК-2,5	СТК-3,5	СТК-4,5	СТК-6
Производительность, т/ч	40-195	50	300	70	40-250	300	500
Диаметр конуса, мм	3000	3600	6000	2500	3500	4500	6000
Диаметр аэролифта, мм	250	150	250	150	200	220	300
Частота вращения мешалки, мин ⁻¹	6	10,	1,5; 2,5	3,8; 4,8; 5,6	3,0; 4,2; 4,8	2,2; 2,7; 3,6; 3,8	1,4; 2,6; 3,0
Давление воздуха в аэрлифте, МПа	0,22	0,22	0,3	0,22	0,22	0,3	0,3
Крупность обогащаемого материала, мм	—	—	—	6-50	6-100	6-80	6-100
Мощность двигателя привода мешалки, кВт	4,5	4,5	7,0	3,0	3,0	5,5	13
Габаритные размеры, мм:							
длина	—	—	—	3100	4300	5430	7500
ширина				2960	3950	5580	7000
высота				4740	8900	8680	11000
Масса, кг	5125	8070	29100	5000	18900	21200	36000

Техническая характеристика барабанных сепараторов

Параметры	Спиральные			Элеваторные		
	СБС-1,8	СБС-2,5	СБС-3,0	СБЭ-1,8	СБЭ-2,5	СБЭ-3,0
Производительность, т/ч	18-90	32-160	50-250	18-90	32-160	50-250
Размеры барабана, мм:						
диаметр	1800	2500	3000	1800	2500	3000
длина	3600	5000	6000	1800	2500	3000
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	3; 4; 6					
Крупность исходного питания, мм	4-150					
Мощность электродвигателя, кВт	7	10	14	7	10	14
Масса, кг	14663	22290	29140	10800	16750	21130

Конусный сепаратор с наружным аэролифтом (рис. 4.8) – это металлическая конструкция с цилиндрической верхней частью и конической нижней.

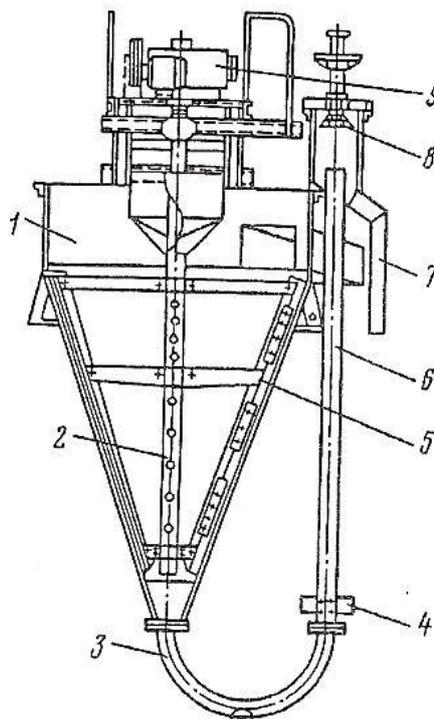


Рис. 4.8. Конусный сепаратор с наружным аэролифтом /106/:

- 1 – конус; 2 – мешалка рамочная; 3 – переходное колено от конуса к аэролифту;
 4 – форсунки для подачи сжатого воздуха; 5 – скребки рамочной мешалки;
 6 – аэролифтная труба; 7 – желоб для разгрузки тяжелого продукта; 8 – отбойный зонт;
 9 – привод мешалки

Нижняя часть заканчивается переходным коленом, соединяющим конус с аэролифтом, который служит для подъема и разгрузки потонувшего продукта.

Транспортирование потонувшего продукта осуществляется за счёт подачи сжатого воздуха под давлением. Диаметр трубы аэролифта должен быть не менее трёх диаметров максимального куска. Всплывший продукт вместе с суспензией сливается в жёлоб, а тяжёлый подаётся аэролифтом в разгрузочную камеру.

Преимуществом конусных сепараторов (как с внутренним, так и с наружным аэролифтом) является возможность подъёма тяжёлой фракции выше самого сепаратора (до 10 м), что позволяет в дальнейшем осуществлять самотёчное транспортирование тяжёлого продукта.

Барабанные сепараторы различают по способу разгрузки тяжёлых фракций: со спиральной (СБС) и элеваторной (СБЭ) разгрузкой.

Барабанный сепаратор со спиральной разгрузкой СБС применяется для руд цветных и чёрных металлов, а также для неметаллических полезных ископаемых. Барабан сепаратора (рис. 4.9) опирается на наружные катки и вращается со скоростью 3; 4; 6 мин⁻¹ парой приводных шестерен.

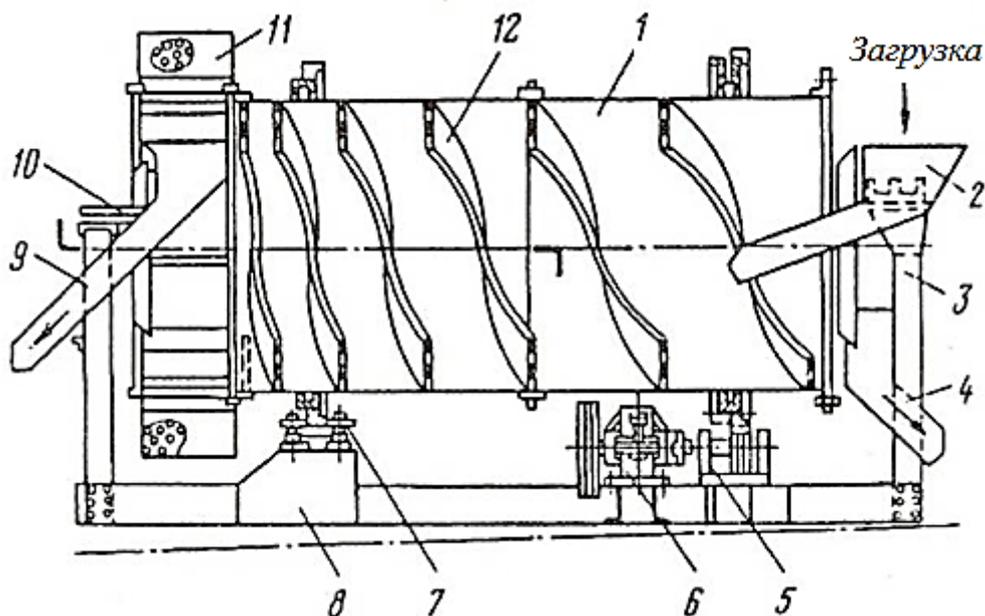


Рис. 4.9. Барабанный сепаратор со спиральной разгрузкой СБС /106/:

- 1 – барабан; 2 – загрузочный желоб; 3 – опорная стойка загрузочного желоба;
- 4 – желоб для разгрузки легкого продукта; 5 – узел малой приводной шестерни;
- 6 – редуктор; 7 – опорные ролики; 8 – рама сепаратора;
- 9 – желоб для разгрузки тяжелого продукта;
- 10 – опорная стойка желоба для разгрузки тяжелого продукта;
- 11 – лопастной элеватор; 12 – двухзаходная спираль

Барабан заполняется суспензией через одно из отверстий в торцевых крышках и служит ванной для разделения материала в суспензии. Всплывший продукт удаляется с переливом суспензии через отверстие со стороны загрузки исходного материала. Тяжёлый продукт транспортируется к лопастному элеватору с помощью двухзаходной спирали, смонтированной на внутренней поверхности барабана. Лопастной барабан расположен с противоположной сторо-

ны по отношению к загрузочной торцевой крышке, он разгружает тяжёлый продукт на жёлоб разгрузки тяжёлого продукта.

Барабанный сепаратор с элеваторной разгрузкой (СБЭ) имеет диаметр барабана, равный его длине, а сам вращающийся барабан является элеватором, разгружающим потонувший продукт. Подъём тяжёлого продукта осуществляется радиально расположенными решётчатыми пластинами, прикреплёнными к внутренним стенкам вращающегося барабана. Разгрузка тяжёлого продукта элеватором производится на наклонный жёлоб, вставленный в барабан через одно из торцевых отверстий. В противоположное торцевое отверстие вставляется загрузочный жёлоб (рис. 4.10).

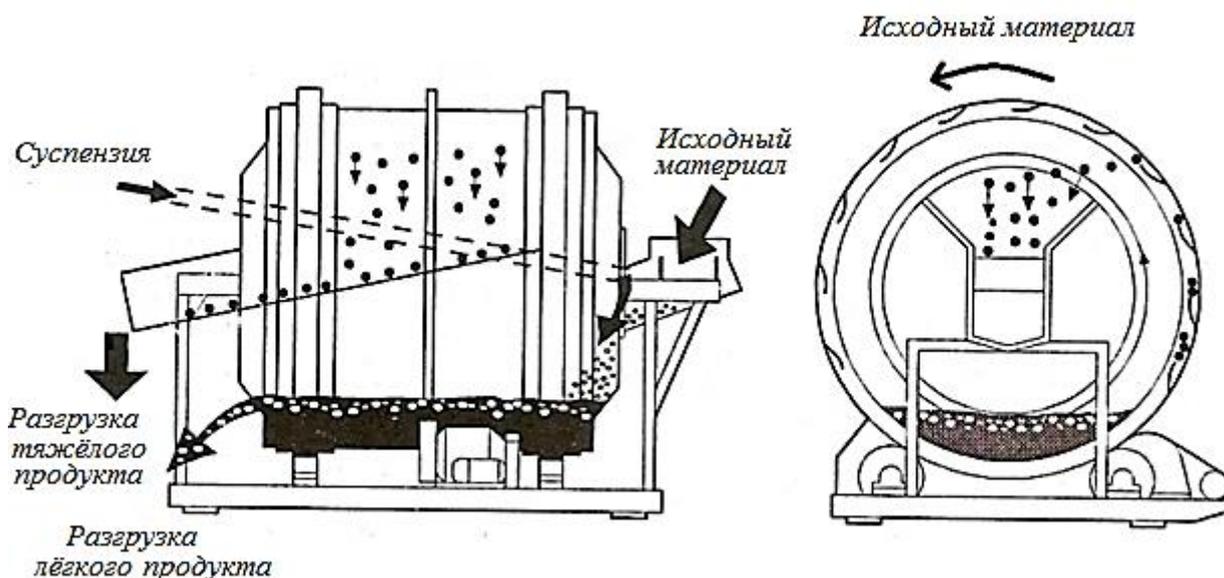


Рис. 4.10. Принцип обогащения материала в барабанном сепараторе с элеваторной разгрузкой

Тяжелосредние барабанные сепараторы Metso Minerals для различных типоразмеров имеют следующую производительность:

Размеры барабана, м	1,8×1,8	2,4×2,4	3,0×3,0	3,6×3,6
Производительность по питанию, т/ч	15-30	30-70	70-140	140-250

Максимальная плотность тяжёлой среды 3500 кг/м^3 , диапазон крупности $6 \div 200 \text{ мм}$.

Схема работы такого сепаратора демонстрируется на рис. 4.10.

Наибольшая удельная производительность на единицу объёма ванны у барабанных сепараторов, наименьшая – у конусных. Конусные сепараторы имеют самую высокую точность разделения, поэтому им отдают предпочтение при обогащении труднообогатимых руд. На колёсных сепараторах можно перерабатывать руду, имеющую самый высокий верхний предел крупности (до 600 мм).

Барабанные сепараторы более производительны и дешевле в эксплуатации, чем прочие.

Мелкие классы руды (-30+0,3 мм) обогащают в центробежных полях в суспензионных гидроциклонах или центрифугах с использованием магнетитовой или ферросилициевой суспензий.

В гидроциклоне под действием центробежных сил ускоряется расслоение материала в суспензии. Плотность исходной суспензии в гидроциклоне на 200-300 кг/м³ ниже, чем при разделении в статических гравитационных полях.

4.5.2. Отсадочные машины

В стадии рудоподготовки используют гидравлические отсадочные машины различных конструкций. Основным отличием отсадочных машин является способ создания колебаний среды (рис. 4.11, табл. 4.7).

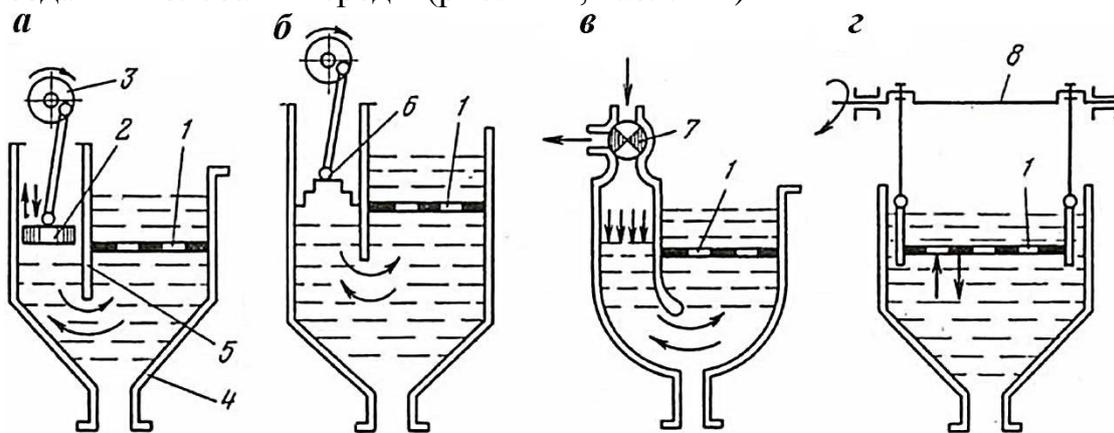


Рис. 4.11. Основные типы отсадочных машин:

- а* – поршневая; *б* – диафрагмовая; *в* – беспоршневая; *г* – с подвижным решетом;
 1 – решето, 2 – поршень, 3 – эксцентриковый вал, 4 – камера, 5 – перегородка,
 б – резиновая диафрагма, 7 – пульсатор, 8 – привод

Машины с подвижным решетом могут отличаться друг от друга конструкцией приводных механизмов (верхний или нижний привод), размером решета, способом разгрузки тяжёлых фракций. Машина может иметь несколько отделений. Частота колебаний решета колеблется в пределах 90-190 мин⁻¹. На рис. 4.12 приведена конструкция отсадочной машины с трёхсекционным подвижным решетом.

Колебания решета обеспечивает приводной кривошипно-шатунный механизм. Решето совершает дугообразные движения, благодаря чему материал разрыхляется и продвигается вдоль решета.

Тяжёлые продукты разгружаются через щели в решете, которые регулируются вращением маховиков. Затем эти продукты выгружаются элеваторами. Такие машины часто применяют для обогащения марганцевых руд.

Классификация отсадочных машин

Тип машины	Способ создания колебаний среды	Способ удаления тяжёлых минералов с решета	Крупность обогащаемого материала, мм		Область применения
			максимальная	минимальная	
С подвижным решетом	Движением решета	Разгрузочным устройством	100	3 (2)	Марганцевые руды, реже железные, вольфрамовые и др.
Поршневая	Движением поршня	Крупный продукт – разгрузочным устройством, мелкий – через решето	40	2 (3)	Марганцевые, оловянные и вольфрамовые руды
Диафрагмовая (с горизонтальным или вертикальным расположением диафрагмы)	Движением конических днищ или диафрагмы	Крупный продукт – вручную или разгрузочным устройством, мелкий – через искусственную постель или решето	30	0,5	Марганцевые, железные, оловянные и вольфрамовые руды, золотосодержащие россыпи, руды редких металлов
Беспоршневая (воздушно-пульсационная или пневматическая) с нижним или верхним расположением воздушных камер	Пульсирующей подачей воздуха	Крупный продукт – разгрузочным устройством, мелкий – через искусственную постель	100	0,5	То же

Технические характеристики отсадочных машин с подвижным решетом приведены в табл. 4.8.

Таблица 4.8

**Технические характеристики отсадочных машин с подвижным решетом
ГРАВИПОД для обогащения руд чёрных и цветных металлов**

Технические характеристики	Тип машины	
	ГРАВИПОД-5	ГРАВИПОД-8
Рабочая площадь отсадочного отделения, м ²	5	8
Производительность, т/ч (не более)	100	150
Крупность обогащаемого материала, мм (не более)	100	100
Частота колебаний подвижного решета, Гц	0,5-2	0,5-2
Амплитуда колебаний, мм (не более)	20-100	40-100
Масса, кг (не более)	8500	8820

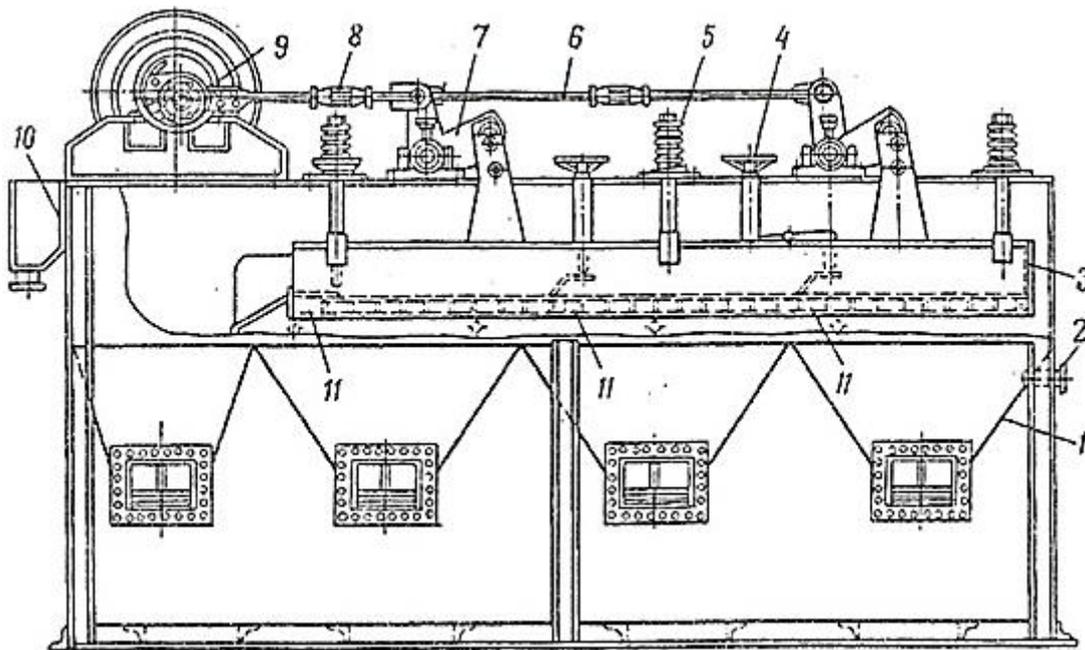


Рис. 4.12. Отсадочная машина с трёхсекционным подвижным решетом /87/:

- 1 – камера машины; 2 – труба для подачи подрешётной воды; 3 – короб с решетом;
 4 – регулировочный маховик; 5 – пружины-амортизаторы; 6 – тяги;
 7 – коленчатые рычаги; 8 – шатуны; 9 – кривошипно-шатунный механизм;
 10 – порог для разгрузки хвостов; 11 – решето

Поршневые отсадочные машины в последние годы для отсадки крупных средних классов руды применяются редко.

Диафрагмовые отсадочные машины – это очень широкий класс аппаратов. Схемы их приведены на рис. 4.13.

Они отличаются друг от друга местом расположения диафрагмы (вертикальные, горизонтальные). К этому же классу относятся машины с подвижными коническими днищами. Возвратно-поступательное движение диафрагмы или конического днища обеспечивает чередование восходящих и нисходящих потоков воды, а следовательно, и чередование фаз разрыхления и уплотнения постели.

Данные аппараты применяются для отсадки железных, марганцевых руд и руд редких металлов крупностью до 30 мм. В диафрагмовых машинах разгрузка тяжёлых фракций часто осуществляется через решето или комбинированно (через решето и под порог). Отсадочное решето может быть прямоугольной и круглой формы.

Конструкции отсадочных машин этого класса приведены на рис. 4.14-4.17, а технические характеристики – в табл. 4.9.

Общий вид некоторых видов диафрагмовых машин приведён на рис. 4.18.

Беспоршневые (воздушно-пульсационные) отсадочные машины отличаются расположением воздушных камер и конструктивными особенностями (схемы приведены на рис. 4.19).

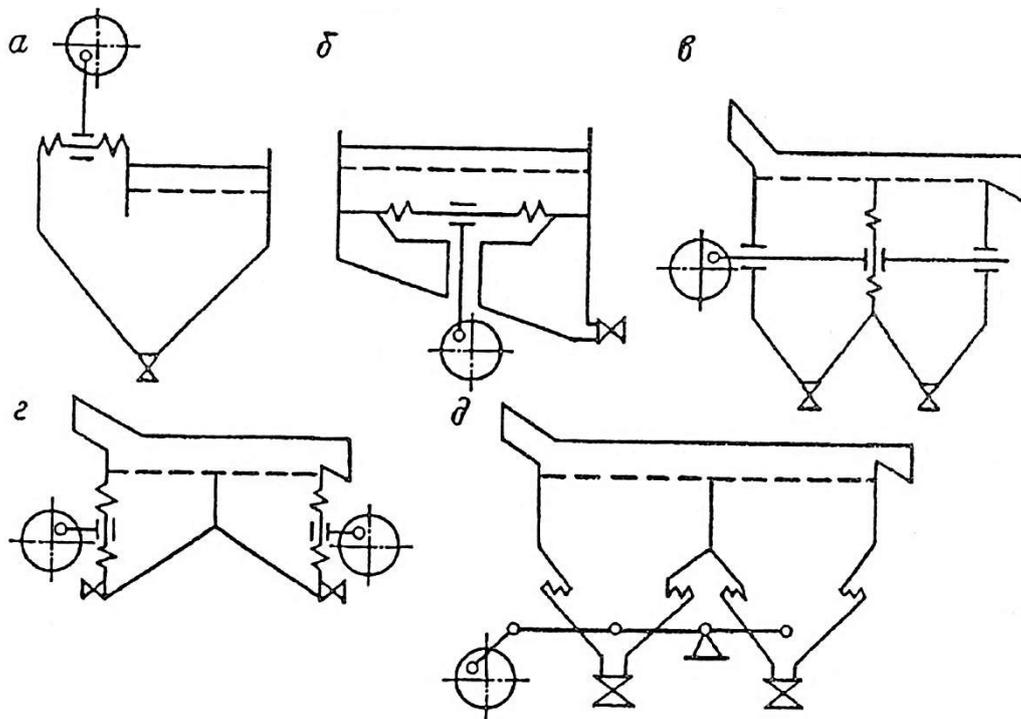


Рис. 4.13. Схемы диафрагмовых отсадочных машин /106/:

а – с боковым расположением диафрагмы; *б* – с подрешётным расположением диафрагмы; *в* – с вертикальной диафрагмой в перегородке; *г* – с вертикальной диафрагмой в наружной стенке; *д* – с подвижными коническими днищами

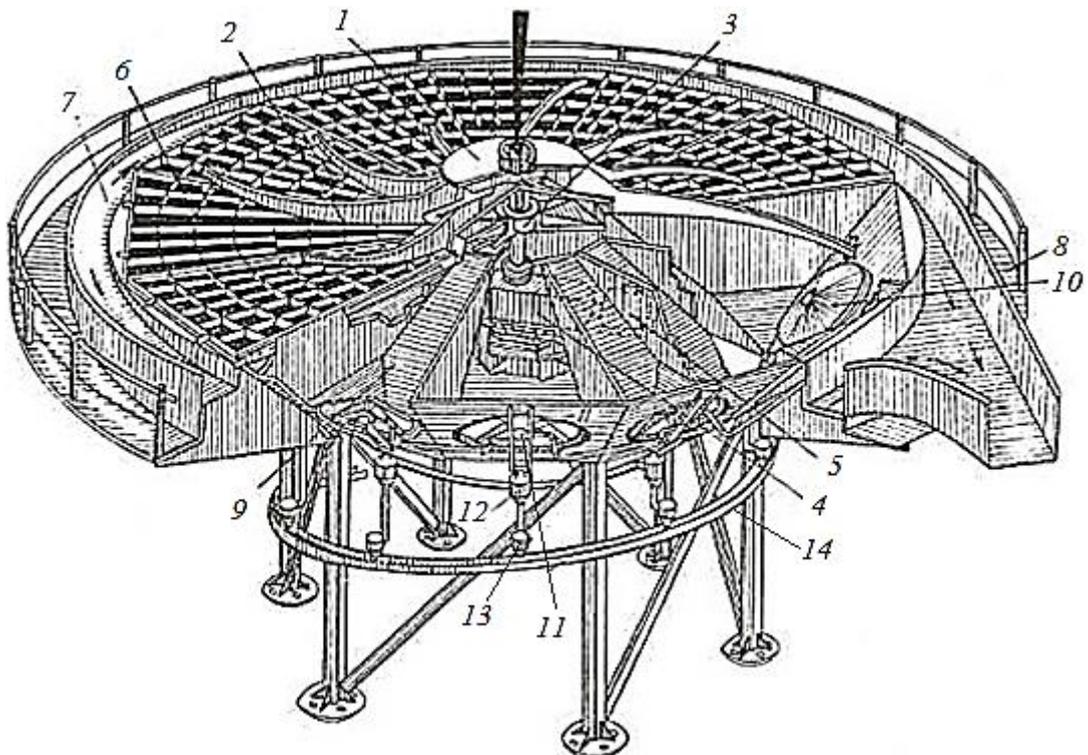


Рис. 4.14. Диафрагмовая отсадочная машина «Кливленд» /87/:

1 – разделительный козырёк; *2* – разделительные лопатки; *3* – основной подшипник;
4 – редуктор; *5* – электродвигатель; *6* – решето; *7* – хвостовой лоток;
8 – обслуживающая площадка; *9* – камера; *10* – диафрагма;
11 – вибровозбудитель; *12* – клапан; *13* – циклон; *14* – концентратный жёлоб

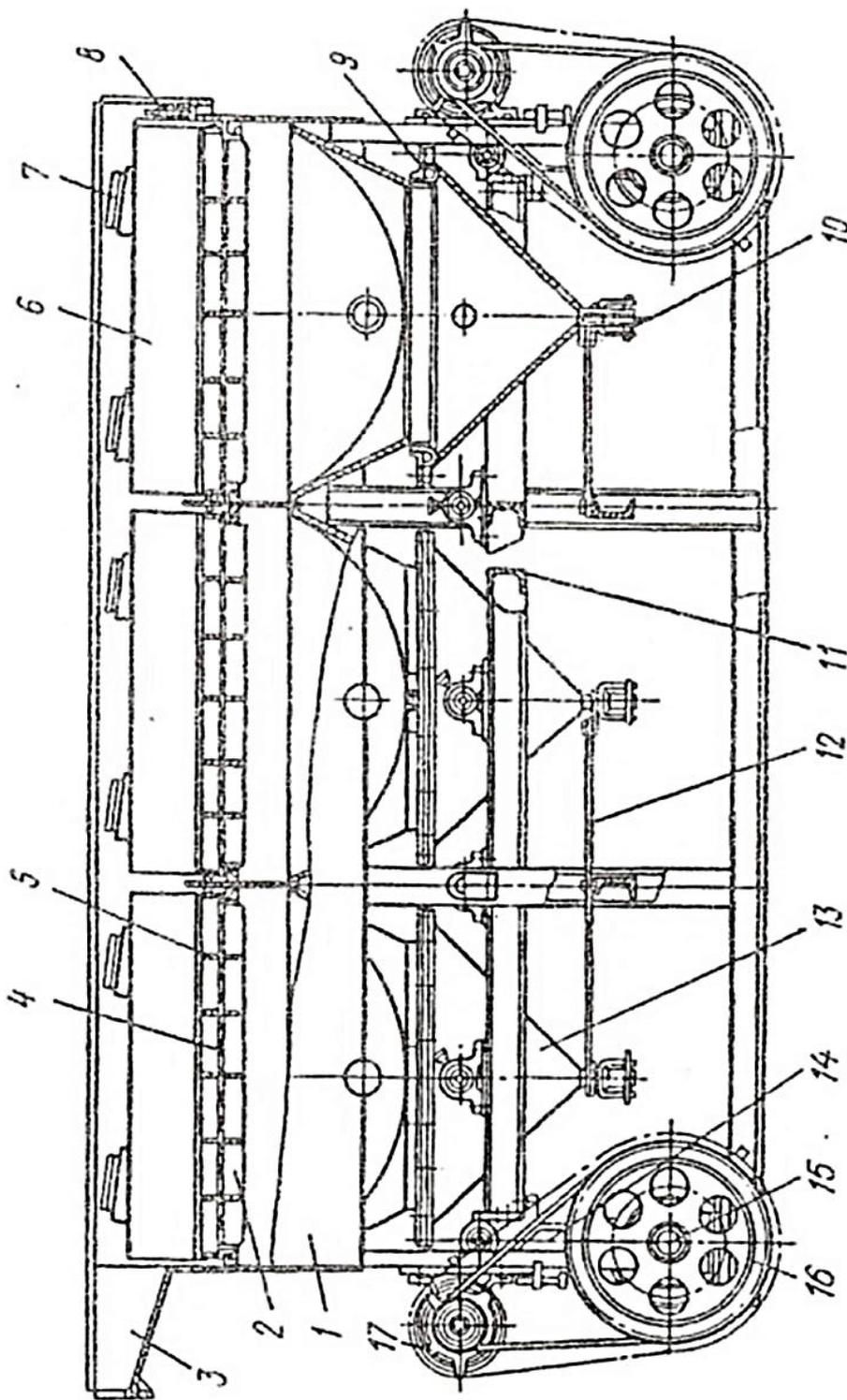


Рис. 4.15. Диафрагмовая машина с подвижными коническими днищами /106/:
 1 – корпус; 2 – поддерживающее решето; 3 – загрузочный желоб; 4 – решето;
 5 – решето для равномерного распределения искусственной постели; 6 – распорные доски;
 7 – клинья; 8 – регулируемый порог; 9 – резиновая диафрагма; 10 – разгрузочное устройство;
 11 – коромысло; 12 – пружина; 13 – коническое днище; 14 – шатун; 15 – эксцентриковый привод;
 16 – приводной шкив; 17 – электродвигатель

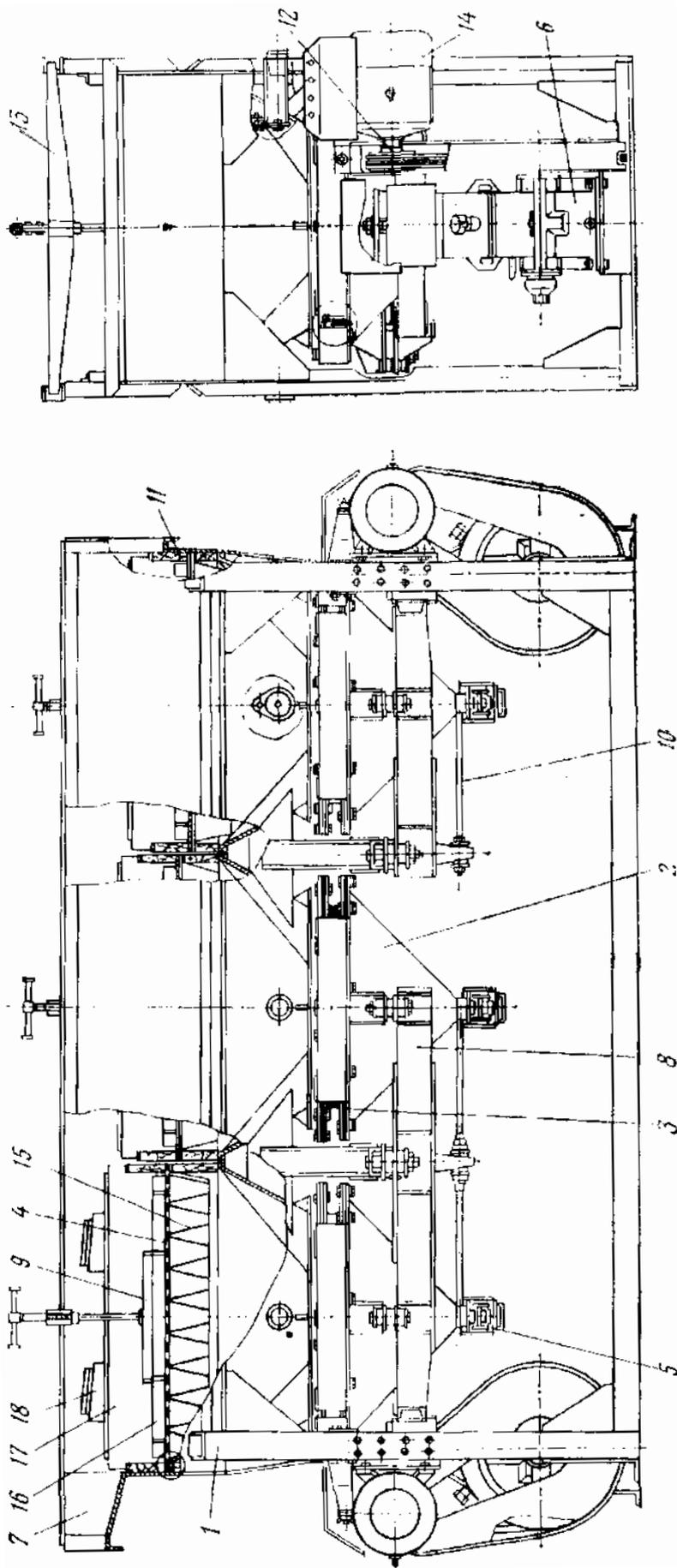


Рис. 4.16. Диафрагмовая отсадочная машина с горизонтальной диафрагмой МОД-3М/87:

- 1 – корпус; 2 – коническое днище; 3 – диафрагма; 4 – сито; 5 – разгрузочное устройство; 6 – эксцентриковый привод; 7 – загрузочный желоб; 8 – балансирующая рама; 9 – крестовина с винтом для зажима решета; 10 – растяжка; 11 – порог; 12 – приводной шкив; 13 – балка; 14 – электродвигатель; 15 – обтекатели; 16 – решето для равномерного распределения искусственной постели; 17 – распорные доски; 18 – клинья

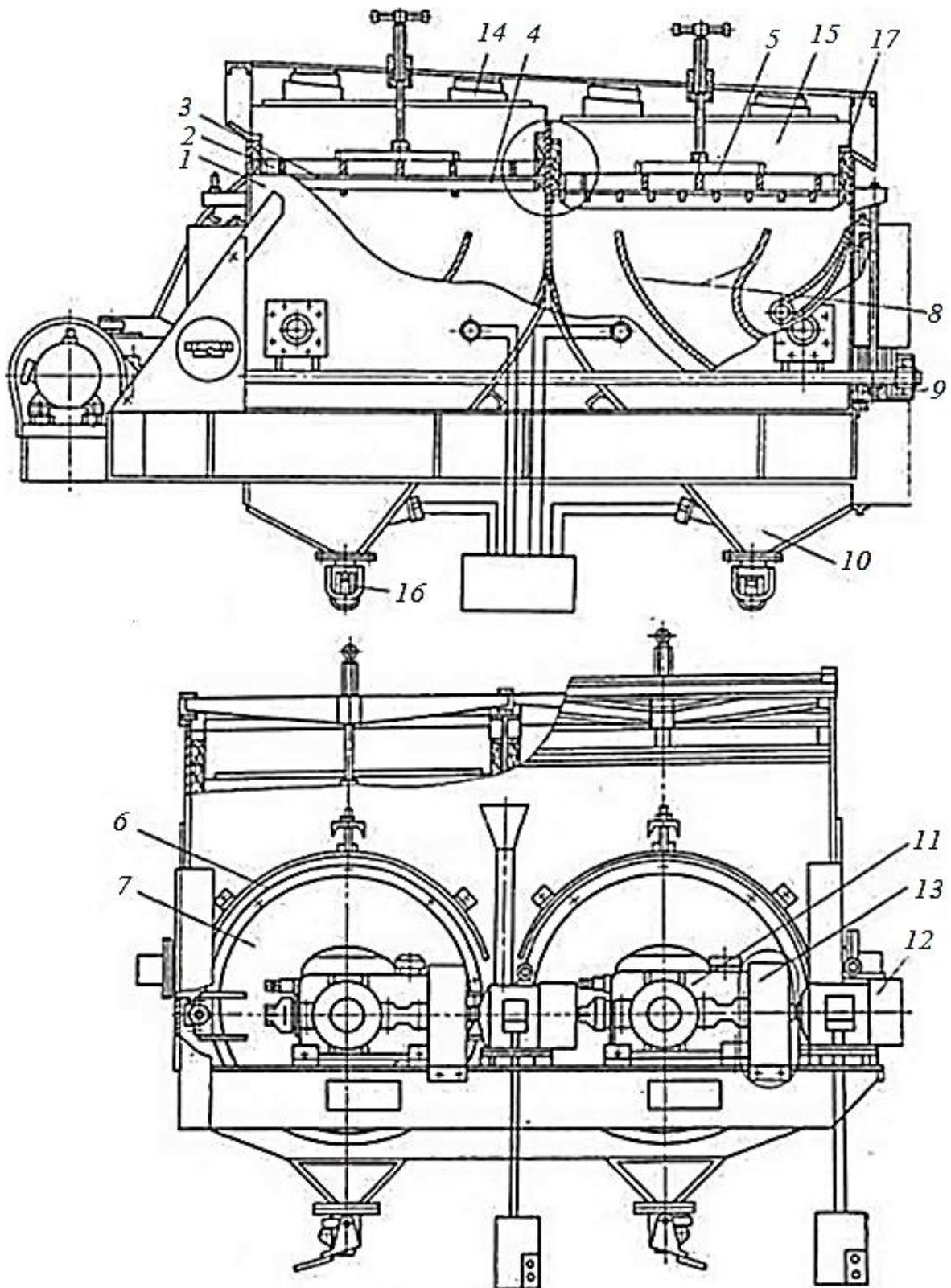


Рис. 4.17. Диафрагмовая отсадочная машина с вертикальным расположением диафрагмы МОД-4М /87/:

- 1 – корпус; 2 – решето для равномерного распределения искусственной постели;
 3 – сито; 4 – поддерживающее решето; 5 – крестовина с винтом для зажима решета;
 6 – резиновое кольцо; 7 – диафрагма; 8 – обтекатели; 9 – траверса;
 10 – пирамидальное днище; 11 – редуктор; 12 – электродвигатель;
 13 – муфта; 14 – клинья; 15 – распорные доски; 16 – разгрузочное устройство; 17 – порог

МОД-3



ТРУД-12



ТРУД-04ПР



ТРУД-6ПРМ-1

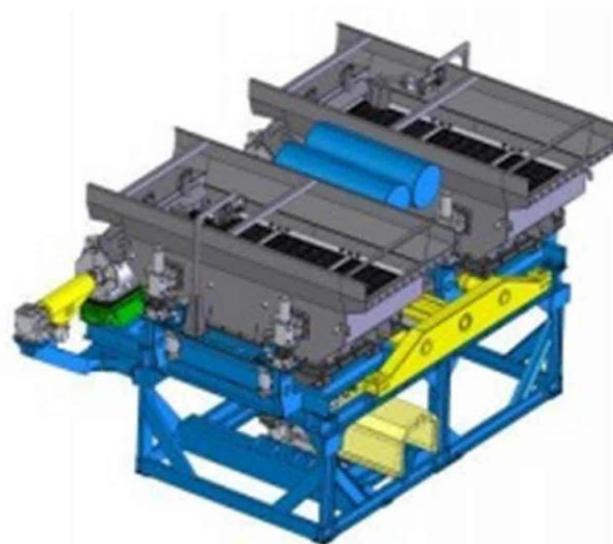


Рис. 4.18. Общий вид диафрагмовых отсадочных машин

**Технические характеристики отсадочных машин диафрагмовых
и с подвижным решетом (Труд-12) для обогащения
руд чёрных и цветных металлов, выпускаемых заводом «Труд»**

Техническая характеристика	МОД-1М1	МОД-2М1	МОД-3М1	МОД-4М1	ТРУД-3	ТРУД-12 (с круглым решетом)	ТРУД-6ПРМ1
Производительность по питанию, т/ч (не менее)	10	25	30	36	45	150-200	100-150
Рабочая площадь решёт, м ²	1	2	3	4	3	12	6
Количество камер, шт.	2	2	3	4	2	2	2
Длина хода диафрагм, конусов (камер) решета, мм	40	40	40	75	43	15; 10	40
Частота хода в пределах, мин ⁻¹	130-350	130-350	130-348	126-302	125-331	120, 150	240
Крупность питания не более, мм	15	15	15	30	25	20	25
Установленная мощность, кВт	1,1	2,2	2×2,2	4,4	3,0	15	11
Габаритные размеры, мм (не более):							
длина <i>L</i>	2160	3000	4250	3492	3128	7470	4155
ширина <i>B</i>	956	1450	1260	2546	1435	3370	3415
высота <i>H</i>	2040	2350	2300	2238	2276	3550	3120
Масса, кг	905	1740	2850	3850	1860	13700	9700

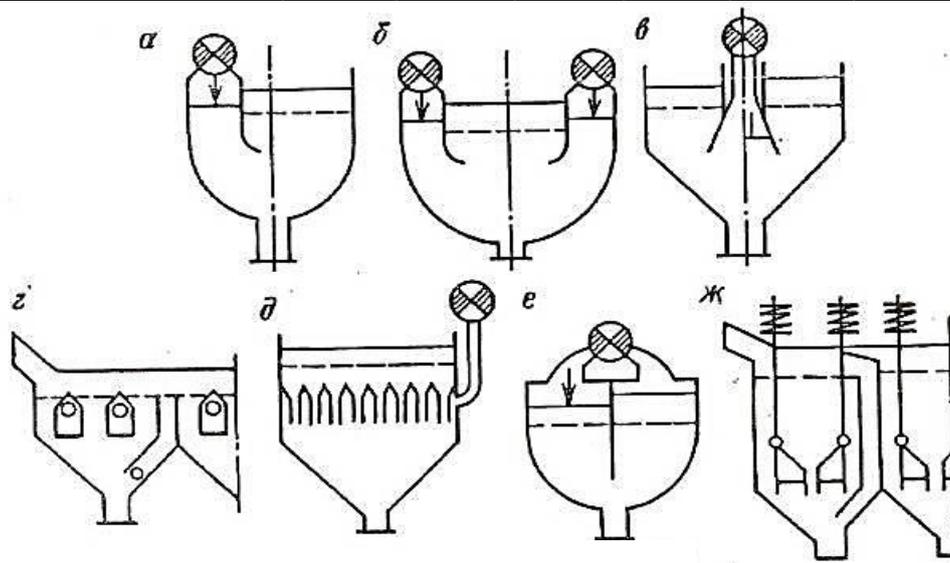


Рис. 4.19. Воздушно-пульсационные машины /106/:

а – с боковым расположением воздушной камеры; *б* – с боковым двусторонним расположением воздушных камер; *в* – со сдвоенными центральными воздушными камерами; *г* – с подрешётным расположением воздушной камеры; *д* – с патрубочными подрешётными воздушными камерами; *е* – с надрешётным расположением воздушных камер; *ж* – с пневмокonusами

В таких машинах для создания пульсирующих вертикальных колебаний воды в отсадочном отделении используется сжатый воздух.

Машины имеют отсадочные и воздушные отделения (либо воздушные камеры). В этих машинах может быть реализован и симметричный, и асимметричные циклы отсадки. Параметры цикла регулируются пульсатором (золотниковым устройством) роторного типа, обеспечивающим также выпуск воздуха из воздушного отделения в атмосферу. Один оборот пульсатора соответствует полному циклу отсадки.

Технические характеристики некоторых типов беспоршневых отсадочных машин приведены в табл. 4.10, 4.11.

В беспоршневых отсадочных машинах применяют различные способы разгрузки тяжёлых фракций: для обогащения руд крупностью до 4 мм разгрузка тяжёлых фракций осуществляется через искусственную постель и решето; для обогащения руд крупностью до 20-30 мм – через решето и разгрузочные устройства; при большей крупности (до 100 мм) тяжёлые фракции выводятся разгрузочными устройствами.

Беспоршневые отсадочные машины типа ОПМ применяют для обогащения марганцевых, оловосодержащих, гематитовых, бурожелезняковых, вольфрамовых, золотосодержащих и других руд крупностью до 100 мм. Пример одной из конструкций машины ОПМ приведён на рис. 4.20.

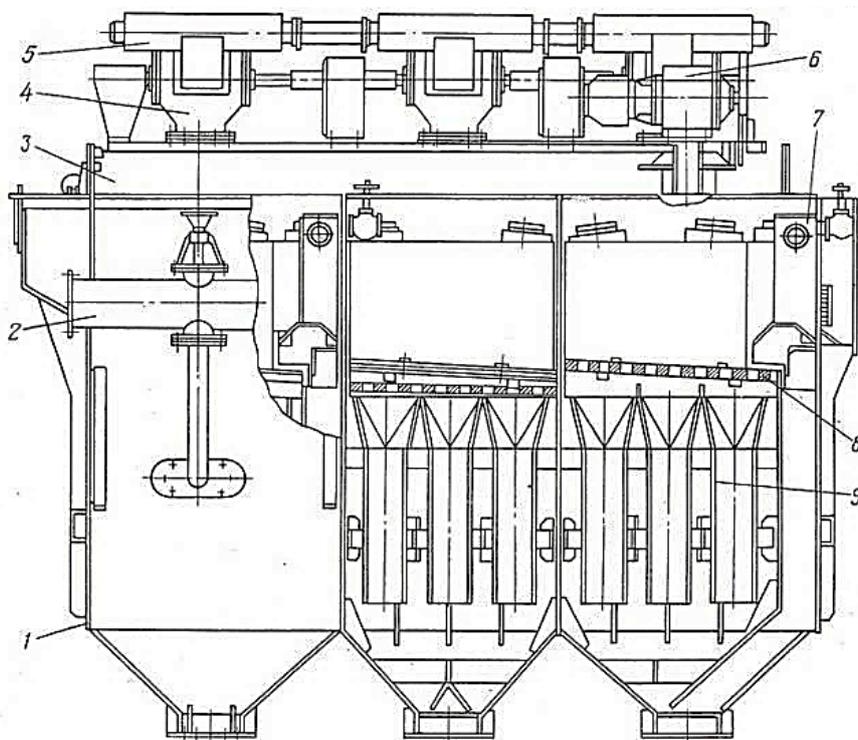


Рис. 4.20. Общий вид одной из конструкций отсадочной машины типа ОПМ /8/:

- 1 – корпус; 2 – водяной коллектор; 3 – воздухохсорник; 4 – пульсатор;
5 – воздушный коллектор; 6 – электропривод пульсаторов; 7 – авторегулятор;
8 – отсадочное решето; 9 – проточное устройство разгрузки тяжёлых фракций

Таблица 4.10

**Технические характеристики воздушно-пульсационных
(беспоршневых) отсадочных машин для обогащения
руд чёрных, цветных, редких металлов**

Технические характеристики	Тип машины						
	ОПМ-12	ОПМ-15	ОПМ-22	ОПМ-23	ОПМ-25	ОПС-14	МОКБ-12 (круглая)
Рабочая площадь отсадочного отделения, м ²	2,5	6,25	4	6	10	5	12
Производительность, т/ч (не более)	35	55	40	60	75	55	-
Крупность обогащаемого материала, мм (не более)	4	4	4	4	4	30	20
Габаритные размеры, мм (не более):							
длина	2790	5840	3300	4330	6370	5780	диаметр-
ширина	2480	2480	3100	3100	3100	2460	4550
высота	3300	3300	4400	4400	4400	3040	2900
Масса, кг	4700	9750	6140	9290	14140	8230	10800

Таблица 4.11

Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин типа МО

Технические характеристики	Тип машины						
	ВБ-2,5×1-М (МО102)	ВБ-2,5×2-М (МО105)	МО-208	МО-212	МО-312	МО-318	МО-424
Рабочая площадь разделения, м ²	2,5	5	8	12	12	18	24
Ширина отсадочного отделения, м	1,25	1,25	2	2	3	3	4
Максимальная производительность, т/ч по исходной руде крупностью -100+4 мм	37,5	75	120	180	180	270	360
Габаритные размеры, мм:							
длина	2680	4900	4975	7300	4975	7300	7300
ширина	2480	2480	3415	3415	3750	3750	5195
высота	3845	3845	4540	4540	4540	4540	4900
Масса, кг	5350	9870	15600	23500	19000	27850	37100

Беспоршневые отсадочные машины типа МО могут использоваться для обогащения руд чёрных, цветных и редких металлов крупностью до 100 мм. Конструкции этих машин (рис. 4.21) позволяют использовать как естественную, так и искусственную постель. Как правило, они имеют три отделения (загрузочное, промежуточное, разгрузочное).

Разгрузка тяжёлых фракций осуществляется в нижней части разгрузочных камер разгрузочными устройствами роторного типа.

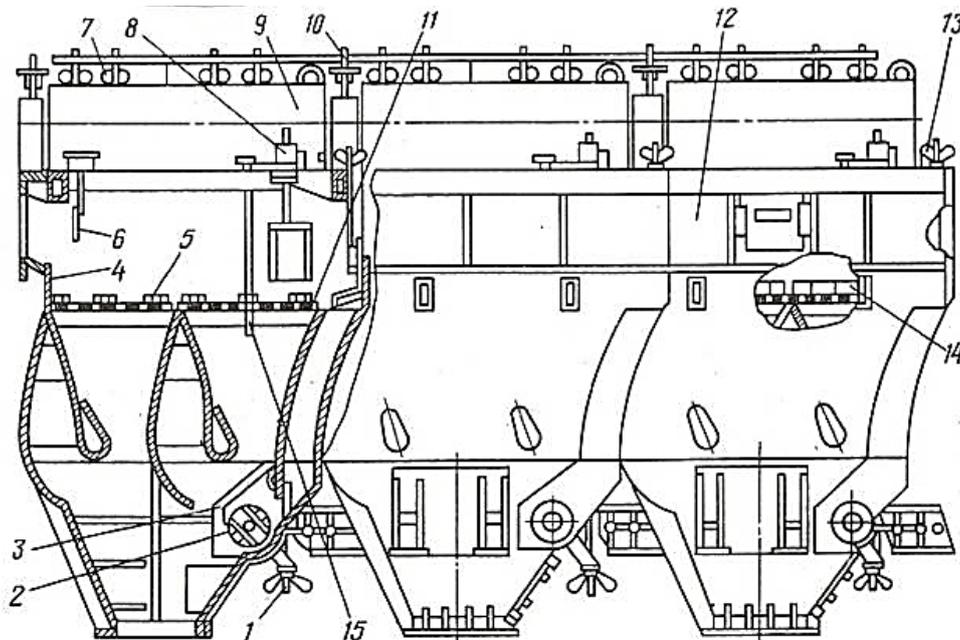


Рис. 4.21. Вид отсадочной машины МО-212 /8/:

- 1, 13 – шибер; 2 – разгрузочное устройство; 3 – эластичный щит; 4 – загрузочная камера;
 5 – крепление решета; 6 – датчик питания; 7 – клапанный пульсатор; 8 – датчик уровня;
 9 – воздушный коллектор; 10 – электропневмопривод; 11 – решето;
 12 – разгрузочная камера; 14 – искусственная постель; 15 – датчик разрыхлённости постели

Управление работой клапанных пульсаторов осуществляется электропневмоприводом, который позволяет плавно регулировать частоту пульсаций в пределах 0,5-1,5 Гц при обогащении руд крупностью 4-100 мм и 1-4,6 Гц при обогащении руд крупностью до 4 мм. При этом может регулироваться соотношение продолжительности впуска и выпуска.

5. МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

5.1. Теоретические основы магнитного обогащения руд в стадиях рудоподготовки

В каждой точке пространства напряжённость магнитного поля H , магнитная индукция B и намагниченность вещества J связаны соотношениями:

$$\vec{H} = \vec{B} / \mu_0 - \vec{J}; \quad (5.1)$$

$$\vec{B} = \mu_0 \mu \vec{H} = \mu_{\text{абс}} \vec{H}; \quad (5.2)$$

$$\vec{B} = \mu \vec{H}; \quad (5.3)$$

$$\vec{J} = \kappa \vec{H}; \quad (5.4)$$

где μ – относительная магнитная проницаемость; $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ – магнитная постоянная, Гн/м; $\mu_{\text{абс}} = \mu_0 \mu$; κ – объёмная магнитная восприимчивость вещества.

Из уравнений (5.1)-(5.4) следует:

$$\mu = 1 + \kappa. \quad (5.5)$$

В вакууме $J=0$, тогда

$$\vec{H} = \vec{B} / \mu_0. \quad (5.6)$$

Поэтому для вакуума $\kappa = 0$, $\mu = 1$, $\mu_{\text{абс}} = \mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м.

В других средах, где осуществляется магнитное обогащение, соотношения (5.1)-(5.6) также справедливы.

Далее по тексту ряд величин, ввиду несущественности, будут даваться без векторного обозначения.

Если напряжённость поля H одинакова по величине и направлению во всех его точках, поле является однородным. Но для разделения необходимы неоднородные магнитные поля, что создаётся особой формой и специальным расположением элементов магнитной системы сепаратора.

Неоднородность поля характеризуется градиентом его напряжённости $\text{grad}H$ (производная абсолютной величины напряжённости в направлении её максимального увеличения).

Магнитное поле H_0 внутри тела, помещённого во внешнее магнитное поле H , из-за размагничивающего поля тела H_p определяется по формуле:

$$H_0 = H - H_p, \quad (5.7)$$

где $H_p = N \cdot J$; N – размагничивающий фактор, зависящий от формы тела и его ориентации в магнитном поле (для шара в системе СИ $N=1/3$, для тел вращения N связан с соотношением толщины или длины тела к его радиусу, в частности, для бесконечно тонкого диска $N=1$, для частиц магнетита, обычно вытянутых в одном направлении, $N \approx 0,16$).

Для тела конечных размеров справедливо:

$$B = \mu_0 \mu H_0; \quad (5.8)$$

$$J = \kappa H_0. \quad (5.9)$$

Тогда из выражений (5.7)-(5.9) можно записать:

$$H_0 = \frac{H}{1 + N\kappa}; \quad (5.10)$$

$$J = \frac{\kappa H}{1 + N\kappa} = \kappa_T H, \quad (5.11)$$

где κ_T – объёмная магнитная восприимчивость тела:

$$\kappa_T = \frac{\kappa}{1 + N\kappa}. \quad (5.12)$$

Магнитные проницаемости вещества μ и тела μ_T связаны соотношением

$$\mu_T = \frac{\mu_0 \mu}{1 + N(\mu - 1)}. \quad (5.13)$$

Магнитная сила F_M , действующая на частицу малых размеров ($V \rightarrow 0$) в воздухе или в воде:

$$F_M = \mu_0 \kappa_T V H \text{grad} H. \quad (5.14)$$

Для ферромагнитных и парамагнитных частиц векторы F_M и $\text{grad} H$ направлены в одном направлении, а для диамагнитных частиц они направлены в противоположные стороны.

Действующая на единицу массы малой частицы удельная магнитная сила, поскольку $\chi_T = \kappa_T / \delta$, может быть выражена следующим образом:

$$f_M = \frac{F_M}{m} = \mu_0 \left(\frac{\kappa_T}{\delta} \right) H \text{grad} H = \mu_0 \chi_T H \text{grad} H, \quad (5.15)$$

где δ – плотность вещества, кг/м³; χ_T – удельная магнитная восприимчивость тела, м³/кг.

Удельная магнитная восприимчивость вещества:

$$\chi = \frac{\kappa}{\delta} \quad (5.16)$$

Для удельной магнитной восприимчивости тела справедливо соотношение

$$\chi_T = \frac{\chi}{1 + N\delta\chi}. \quad (5.17)$$

Для слабомагнитных веществ, поскольку $\kappa \ll 1$, в соответствии с формулами (5.13) и (5.16):

$$\kappa_T \approx \kappa; \quad (5.18)$$

$$\chi_T = \chi. \quad (5.19)$$

Для сильномагнитных веществ:

$$\kappa_T = \frac{1}{N}; \quad (5.20)$$

$$\chi_T = \frac{1}{N\delta}. \quad (5.21)$$

При обогащении крупнокусковых сильномагнитных руд, существенно деформирующего внешнее магнитное поле, в выражение (5.16) вводится дополнительный поправочный коэффициент, учитывающий отношение среднего диа-

метра частицы d к шагу полюсов магнитной системы S . При $d/S < 0,05$ он равен 1,1; при $d/S = 0,05 \div 0,2 - 1,5$; при $d/S > 0,2 - 2,0$.

5.2. Магнитные свойства минералов

По магнитным свойствам минералы и горные породы разделяют на следующие группы /20/:

- сильномагнитные или ферромагнитные (ферриты, магнетит, титаномагнетит, франклинит, моноклинный пирротин и др.), обладающие удельной магнитной восприимчивостью вещества $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5}$ м³/кг, извлекаемые на магнитных сепараторах со слабым магнитным полем напряжённостью до 120 кА/м;

- слабомагнитные или парамагнитные (оксиды, гидроксиды, карбонаты железа, марганца, хрома, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит и др.) с удельной магнитной восприимчивостью $\chi = 75 \cdot 10^{-7} \div 1,26 \cdot 10^{-7}$ м³/кг, извлекаемые на магнитных сепараторах с сильным магнитным полем напряжённостью 800-1500 кА/м и выше;

- немагнитные, имеющие удельную магнитную восприимчивость $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7}$ м³/кг, и диамагнитные с $\chi < 0$, не извлекаемые в магнитных полях (кварц, алюмосиликаты, кальцит, касситерит, пирит и др.).

Значения удельной магнитной восприимчивости некоторых минералов приведены в табл. 5.1.

Магнитные свойства сильномагнитных минералов имеют некоторые особенности. Их магнитная индукция и намагничённость меняются с изменением напряжённости поля, что иллюстрируется графиком начальной кривой намагничивания и петлёй гистерезиса. На рис. 5.1 приведены такие графики для магнитомягкого (**а**) и магнитожёсткого (**б**) материалов /26/.

По петле гистерезиса могут быть определены остаточная индукция B_R (точка пересечения спадающей кривой петли гистерезиса с осью B при $H=0$) и коэрцитивная сила H_c ферромагнитного тела (точка пересечения той же спадающей кривой с осью H при $B=0$).

Остаточная индукция B_R свидетельствует о том, что при исчезновении внешнего поля у тела сохраняется собственное магнитное поле. Вариант кривой в осях намагничённость – напряжённость поля позволяет определить остаточную намагничённость I_R . Ферромагнитные тела, имеющие малые значения коэрцитивной силы H_c ($< 4 \div 8$ кА/м), являются магнитомягкими, из них изготавливают сердечники электромагнитных систем сепараторов. Коэрцитивная сила в несколько десятков кА/м характерна для магнитожёстких ферромагнитных веществ, из таких веществ изготавливают постоянные магниты для магнитных систем сепараторов.

Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов

Минералы	Химическая формула	Удельная магнитная восприимчивость, $10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$
<i>Сильномагнитные</i>		
Магнетит	Fe_3O_4 ; $(\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3)$	6300-12000
Маггемит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$	5000-6000
Титаномагнетит	$\text{Fe}(\text{Fe}^{3+}, \text{Ti})_2\text{O}_4$	3000-4000
Пирротин	$\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$	63-700
<i>Слабомагнитные</i>		
Гематит	Fe_2O_3	8,8-22
Лимонит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	2-3
Сидерит	FeCO_3	6-7
Ильменит	$(\text{Mg}, \text{Fe})\text{TiO}_3$	14-34
Манганит	$\text{MnO}_2 \cdot \text{Mn}(\text{OH})_2$	До 6,3
Пиrolюзит	MnO_2	До 4
Вольфрамит	$(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$	8-12
<i>Немагнитные</i>		
Кварц	SiO_2	-0,025
Полевой шпат	$(\text{Na}, \text{K}, \text{Ca})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$	0,630
Апатит	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{OH}, \text{Cl})$	0,126
Пирит	FeS_2	0,1
Рутил	TiO_2	0,2-06

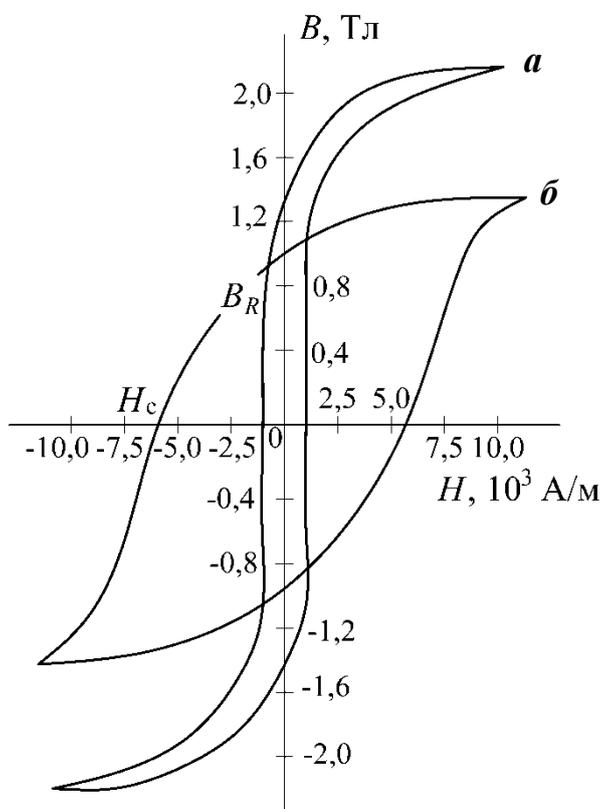


Рис. 5.1. Петля гистерезиса:
a – магнитомягкий материал; *б* – магнитожесткий

Магнитные свойства слабомагнитных минералов, в отличие от сильномагнитных, практически не меняются с изменением формы частиц и напряжённости намагничивающего поля.

5.3. Магнитные поля сепараторов

При обогащении сильномагнитных руд используют сепараторы с малым значением $HgradH$ – сепараторы со слабым магнитным полем, обычно имеющие открытые магнитные системы.

Для выделения слабомагнитных и парамагнитных минералов применяют сепараторы с сильномагнитным полем, что обеспечивается либо замкнутой магнитной системой, либо применением в открытой магнитной системе высокоинтенсивных постоянных магнитов (например, самарий-кобальтовых либо неодим-железо-боровых). Замкнутые магнитные системы обычно имеют малые длину и высоту рабочей зоны, поскольку существуют определённые трудности в создании полей высокой напряжённости в больших объёмах. Поэтому в сепараторах с замкнутой магнитной системой ограничена крупность обогащаемого материала (обычно менее 5 мм). В сепараторах с открытой магнитной системой принципиальных ограничений на крупность обогащаемого материала нет.

Схемы магнитных систем с характеристиками рабочих зон сепараторов приведены на рис. 5.2. **Рабочая зона** – это пространство над или между полюсами, в котором происходит разделение частиц за счёт притяжения магнитных частиц к полюсам и транспортирование их к месту разгрузки.

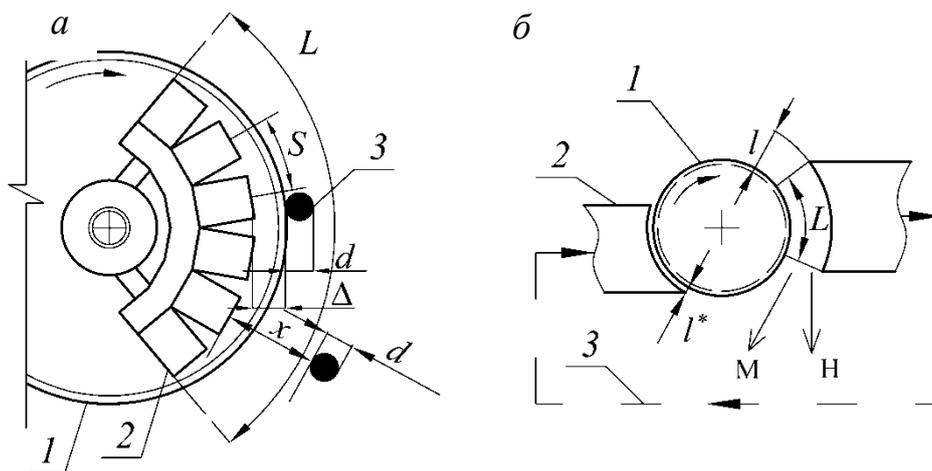


Рис. 5.2. Схемы магнитных систем сепараторов /21, 22/:

a – сепаратор с открытой многополюсной системой: 1 – барабан; 2 – полюса; 3 – частица руды; Δ – расстояние от поверхности полюса до частицы; S – шаг полюсов; d – размер частицы; *б* – сепаратор с замкнутой магнитной системой: 1 – валок; 2 – полюса; 3 – схематичное изображение магнитопровода; L – длина рабочей зоны; l – высота рабочей зоны; $l^* \rightarrow 0$

В схемах рудоподготовки применяют сепараторы с открытой магнитной системой.

Открытая магнитная система имеет ряд полюсов чередующейся полярности. Характеристика поля зависит от напряжённости магнитного поля на поверхности полюсов, шага полюсов (расстояние между центрами двух соседних разноимённых полюсов), отношения ширины полюса к расстоянию между полюсами, формы полюсов и полюсных наконечников. Магнитная сила притяжения частицы открытой многополюсной системы, кроме того, зависит от характеристик разделяемого материала: удельной магнитной восприимчивости вещества частицы, её размеров и формы.

Изменение напряжённости магнитного поля H при удалении от поверхности полюсов на расстояние x (рис. 5.3) описывается формулой [20]:

$$H = H_0 e^{-cx}, \quad (5.22)$$

где H_0 – напряжённость магнитного поля на поверхности полюса ($x=0$), А/м;
 c – коэффициент неоднородности магнитного поля, m^{-1} .

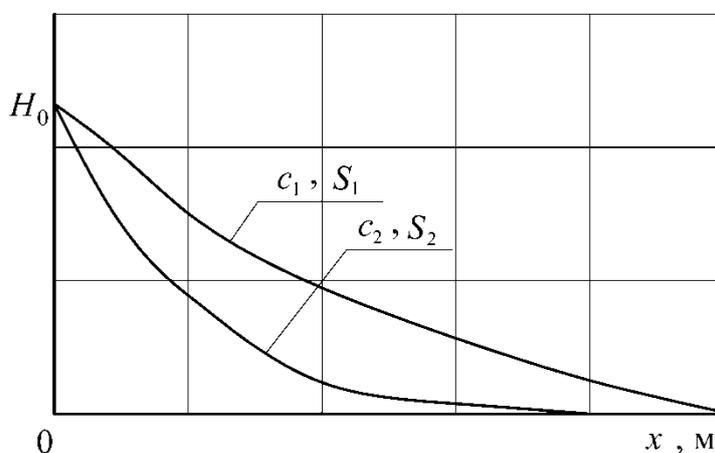


Рис. 5.3. Изменение напряжённости магнитного поля при удалении от поверхности полюсов: $c_1 < c_2$; $S_1 > S_2$. S – шаг полюсов

Коэффициент неоднородности зависит от взаиморасположения полюсов: если они расположены по цилиндрической поверхности (с радиусом R , м), $c = \pi/S + 1/R$; если полюса расположены вдоль плоскости ($R = \infty$), $c = \pi/S$.

Из зависимостей рис. 5.3 следует, что для мелкого материала при движении его вблизи полюсов (верхняя подача) целесообразно использовать систему с малым шагом полюсов, что позволяет снизить массу используемых магнитов. Для крупного материала и в сепараторах с нижней подачей необходим больший шаг полюсов.

Для частицы кубической формы размером d , находящейся от поверхности полюса на расстоянии x , удельная магнитная сила притяжения:

$$f_M = \frac{a\mu_0\lambda H_0^2}{2d} e^{-2cx} (1 - e^{-2cd}), \quad (5.23)$$

где a – поправочный коэффициент на форму частицы.

Оптимальный шаг полюсов, обеспечивающий максимальную магнитную силу, определяется крупностью обогащаемого продукта и расстоянием от магнитной системы до частицы:

для плоской магнитной системы:

$$S_{\text{opt}} = \frac{2\pi d}{\ln\left(1 + \frac{d}{x}\right)}, \quad (5.24)$$

для цилиндрической магнитной системы:

$$S_{\text{opt}} = \frac{2\pi d R}{R \ln\left(1 + \frac{d}{x}\right) - 2x}. \quad (5.25)$$

В обоих случаях оптимальный шаг полюсов – это функция крупности разделяемых частиц и расстояния их до полюса в зоне разделения.

5.4. Движение частиц руды в магнитных сепараторах

Динамику движения частиц в процессе магнитной сепарации сначала рассмотрим на примере движения частиц в барабанных сепараторах с верхней подачей (рис. 5.4) [20].

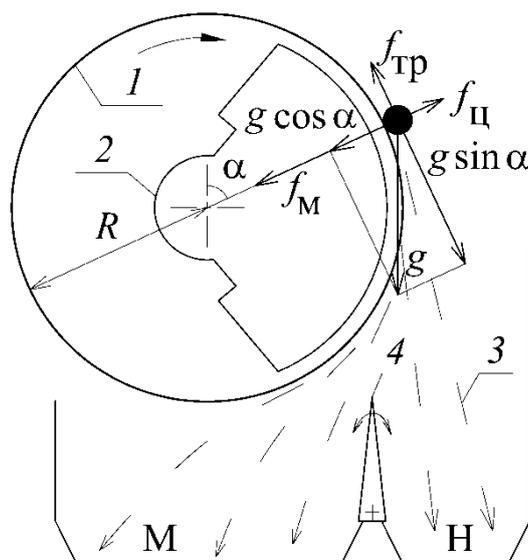


Рис. 5.4. Схема сил, действующих на частицы в сепараторе с верхней подачей материала (сухое обогащение):

1 – барабан; 2 – магнитная система; 3 – траектория движения частицы; 4 – шиббер

На крупную частицу в рабочей зоне барабанного сепаратора в разных фазах движения действуют разные механические силы (тяжести, трения, центробежная, остальными можно пренебречь). Соотношение магнитной f_M и механических сил определяет различное прохождение частицы через сепаратор. Если f_M намного больше результирующей механических сил, то магнитная частица оторвется от поверхности барабана по окончании рабочей зоны и попадет в магнитный продукт. Если f_M существенно меньше результирующей механиче-

ских сил, частица оторвётся от поверхности барабана в начальной фазе её перемещения с поверхностью барабана через рабочую зону и попадёт в немагнитный продукт. При движении частицы в верхней половине барабана ($\alpha < 90^\circ$) на неё кроме магнитной силы действуют силы (приведены к единице массы $f = F/m$):

- тяжести $f_T = g$;
- трения $f_{тр} = \text{tg}\varphi_{тр} g \cos\alpha$;
- центробежная $f_{ц} = \frac{v^2}{R}$,

где α – угол, определяющий положение частицы на поверхности барабана; v – окружная скорость вращения барабана; R – радиус барабана; $\text{tg}\varphi_{тр}$ – коэффициент трения частиц о поверхность барабана.

Условия несмещения частицы по поверхности барабана, по И. С. Дацюку /62/:

$$\text{tg}\varphi_{тр} (f_M + g \cos \alpha - f_{ц}) \geq g \sin \alpha.$$

Для единичной частицы удельная магнитная сила, необходимая для извлечения граничной частицы в магнитный продукт при отсутствии скольжения частиц, должна соответствовать условию:

$$f_M \geq f_{ц} - g \cos\alpha + \frac{g \sin \alpha}{\text{tg}\varphi_{тр}} = f_{ц} + \frac{g \sin(\alpha - \varphi_{тр})}{\sin \varphi_{тр}} = \frac{v^2}{R} + \frac{g \sin(\alpha - \varphi_{тр})}{\sin \varphi_{тр}}. \quad (5.26)$$

При обогащении крупнокусковой руды (размер куска d), если $d > 0,05R$,

$$f_M \geq \frac{v^2(R + 0,5d)}{R^2} - g \cos\alpha + \frac{g \sin \alpha}{\text{tg}\varphi_{тр}}, \quad (5.27)$$

где v – скорость вращения барабана, м/с.

Условия (5.26) и (5.27) справедливы для единичной частицы. В слое материала имеются сильномагнитные частицы, которые, будучи сильно притянутыми к барабану, не позволяют менее магнитным частицам смещаться (скользить) по поверхности барабана под влиянием тангенциальной составляющей силы тяжести $g \sin\alpha$. В этом случае величина удельной магнитной силы, необходимой для удержания частиц с граничной магнитной восприимчивостью, несколько снизится. При содержании сильномагнитных частиц α_M в исходной руде от 0,3 до 0,9 д. ед. она может быть найдена по выражению /62/:

$$f_M \geq \frac{f_{ц} - g \cos\alpha}{1 + \alpha_M}. \quad (5.28)$$

При сухой прямоточной сепарации в магнитных полях с нижней подачей материала предполагается, что руда подаётся в зону разделения вибрационными лотками, лентами или самотёком. Варианты перемещения руды в рабочей

зоне (рис. 5.5): руда и магнитный продукт перемещаются прямолинейно (см. рис. 5.5, *а*); руда движется прямолинейно, а магнитный продукт перемещается по криволинейной траектории (см. рис. 5.5, *б*).

В общем случае движения частиц руды с прямолинейным перемещением руды и магнитного продукта требуемая для разделения магнитная сила может быть найдена по формуле:

$$f_M = g \cos \alpha + \frac{h}{L^2} \left(v_0^2 + Lg \sin \alpha + v_0 \sqrt{v_0^2 + 2Lg \sin \alpha} \right), \quad (5.29)$$

где h – глубина зоны извлечения, м; v_0 – скорость транспортирования руды через зону извлечения, м/с; L – длина активной зоны извлечения, м; g – ускорение свободного падения, м/с².

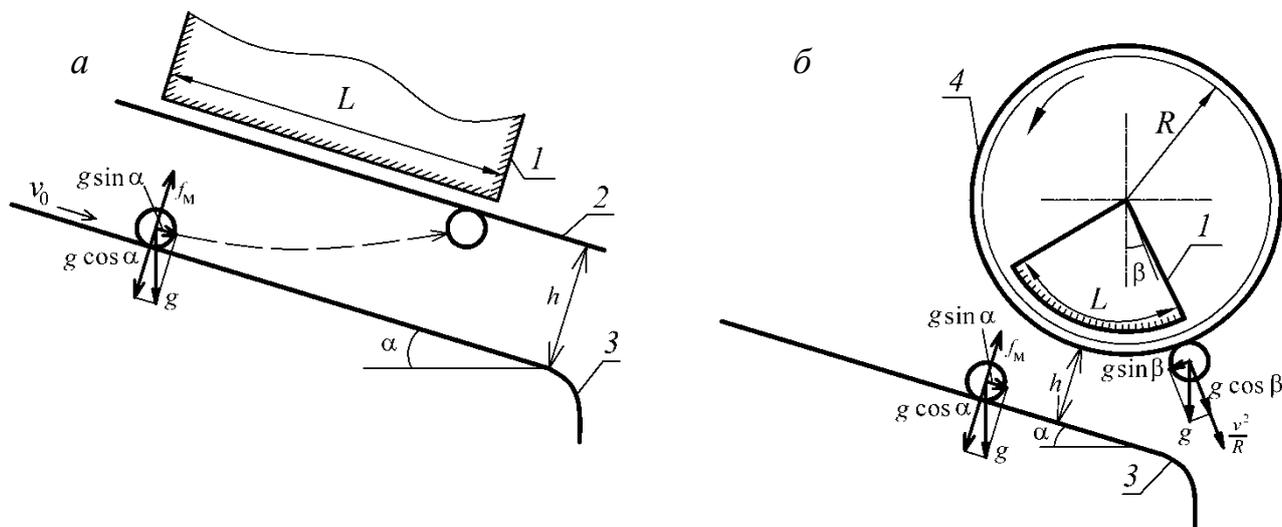


Рис. 5.5. Схема сил, действующих на частицу руды в сепараторах с нижней подачей материала [26]:

1 – магнитная система; 2 – лента; 3 – лоток; 4 – барабан;

а – руда и магнитный продукт движутся прямолинейно;

б – руда движется прямолинейно, а магнитный продукт перемещается криволинейно

При горизонтальном или слабонаклонном перемещении руды и магнитного продукта минимальная удельная магнитная сила, необходимая для извлечения магнитных частиц:

$$f_M = g + \frac{2hv_0^2}{L^2}. \quad (5.30)$$

После перехода магнитных частиц в зону транспортирования из рабочей зоны удельная магнитная сила f_M должна быть больше удельной силы тяжести g или её нормальной составляющей $g \cos \alpha$.

В случае криволинейного перемещения магнитного продукта (см. рис. 5.5, *б*) можно выделить две фазы движения: первая – подъём магнитных частиц, вторая – транспортирование магнитных частиц. Для первой фазы применимо

условие (5.30) или (5.27), для второй оно записывается следующим образом /21/:

$$f_m \geq f_{ц} + g \cos\beta = \frac{v}{R} + g \cos\beta, \quad (5.31)$$

где β – угол, определяющий положение магнитного зерна на поверхности барабана или ролика (см. рис. 5.5, б).

5.5. Магнитные сепараторы

В стадиях рудоподготовки используют магнитные сепараторы для сухого обогащения.

Магнитные сепараторы различаются по нескольким признакам. Для сепараторов, применяемых в стадиях рудоподготовки, наиболее важными являются:

- тип магнитной системы (электромагнитная система или постоянные магниты);
- магнитная индукция и сила магнитного поля (со слабым магнитным полем, $B \leq 0,2$ Тл, применяются для сепарации сильномагнитных руд; с сильным магнитным полем, B до 2 Тл, применяются для сепарации слабомагнитных руд);
- способ подачи материала в зону разделения (верхняя подача – продукт подаётся в зону разделения транспортирующим элементом, который затем выносит из рабочей зоны магнитный продукт, транспортирующий элемент, – это барабан, ролик, шкив и др.; нижняя подача, при которой материал в зону разделения подаётся одним транспортирующим элементом, а магнитный продукт извлекается из зоны разделения другим транспортирующим элементом с магнитной системой, расположенным выше подающего);
- конструкция устройства для выделения магнитного продукта (барабанные, валковые, роликовые, ленточные, шкивные, роторные и др., устройств для выделения может быть несколько);
- тип чередования полюсов открытой многополюсной системы (чередование по длине барабана – без магнитного перемешивания; чередование по ходу движения материала – с магнитным перемешиванием);
- направление движения исходного продукта и продуктов разделения (сухие сепараторы бывают прямоточные – питание и магнитный продукт в зоне разделения движутся в одном направлении, противоточные – питание и магнитный продукт движутся в противоположных направлениях).

Для сухого обогащения руд используют барабанные и шкивные сепараторы типа ПБС, ЭБС, шкивные роторы типа ПЛБС (ленточно-барабанные). Они предназначены, главным образом, для обогащения сильномагнитных руд. Главным элементом таких сепараторов является вращающийся барабан, внутри

которого расположена неподвижная магнитная система. Магнитная система может быть либо электромагнитной, либо на постоянных магнитах. Её полюса могут чередоваться как по длине барабана, так и по ходу его вращения. Способ подачи материала может быть и нижним, но чаще верхним. Поскольку рабочая зона открытая, крупность исходного материала может быть весьма значительной.

Основное назначение таких сепараторов – предварительное обогащение магнетитовых руд с выделением отвальных хвостов или других крупнокусковых материалов.

Современные сепараторы могут иметь значительные напряжённости поля на поверхности барабанов и потому могут использоваться для выделения парамагнитных минералов.

В табл. 5.2-5.4 приведены технические характеристики магнитных сепараторов для сухого обогащения кусковых руд, используемых в стадиях рудоподготовки.

Электромагнитные сепараторы, выпускавшиеся в прошлые годы, используются на предприятиях до настоящего времени.

Таблица 5.2

Технические характеристики сепараторов типа ЭБС /26/

Параметры	ЭБС-90/100	ЭБС-80/170	ЭБС-63/200
Размер барабана, мм:			
диаметр	900	800	600
длина	1000	1700	2000
Число барабанов	1	1	4
Крупность обогащаемой руды, мм (не более)	50	15	50
Производительность, т/ч	60	100	400
Магнитная индукция на поверхности барабанов, Тл:			
верхних	0,14-0,15	0,24	0,10-0,11
нижних	-	-	0,14
Номинальная мощность привода и питателя, кВт	1,1	3,0	7,6
Мощность возбуждения поля, кВт	5,5	6,4	-
Частота вращения барабана, мин ⁻¹ :			
верхних	25	34	49-102
нижних	-	-	31-49
Габаритные размеры, мм:			
длина	2280	3090	2710
ширина	2440	2515	2900
высота	2795	2030	2720
Масса, кг	4700	7500	10000

Таблица 5.3

**Технические характеристики магнитных сепараторов
на постоянных магнитах промышленной группы «Магнитный сепаратор»**

Параметры	ПБС						ПЛБС			
	60/20	60/40	60/60	60/80	60/100	90/250	50/60; 75; 95; 115	63/75; 95; 115; 140	80/95; 115; 140; 160	100/115; 140; 160; 180
Производительность по твёрдому исходному продукту, т/ч	15	30	100	150	180	350	60-110	80-140	100-160	150-260
Крупность исходного продукта, мм (не более)	50					100	50			
Диаметр рабочей части барабана, мм	600					900	520	670	820	1020
Длина барабана (включая реборды), мм	200	400	600	800	1000	2500	600 700 950 1150	750 950 1150 1400	950 1150 1400 1600	1150 1400 1600 1800
Магнитная индукция магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана, Тл (не менее)	0,40						0,30			
Число магнитных блоков / (сектор МС, °)	10 (145)					14 (170)	11 (160)	10 (160)	12 (160)	14 (160)
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	20						-			
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	0,75					-	-			
Габаритные размеры сепаратора, мм (не более): - длина (вдоль оси барабана) - ширина - высота	1584		1584		-					
	900		1250							
	1035		1035				520	670	820	11020
Масса сепаратора, кг	270	680	830	1100	1350	4000	400÷4000			

Для сухого обогащения крупнокусковой магнетитовой руды предназначен электромагнитный барабанный сепаратор с верхним питанием ЭБС-90/100 (рис. 5.6). У сепаратора секторная электромагнитная система с чередованием полярности вдоль оси барабана. Для охлаждения катушек используется водяная охлаждающая система, позволяющая создать на поверхности барабана магнит-

ную индукцию поля до 0,14-0,15 Тл. Материал из приёмной коробки поступает на вибрационный питатель, подающий его равномерным слоем на барабан. Немангнитные частицы отделяются от поверхности барабана в верхней его части.

Таблица 5.4

Технические характеристики магнитных барабанных сепараторов для сухого обогащения типа ПБС производства ОАО «Рудгормаш»

Параметры	ПБС-90/150	ПБС-90/150А	ПБС-90/250А	2ПБС-90/150	2ПБС-90/150А	2ПБС-90/250	2ПБС-90/250А
Производительность, т/ч	100	100; 140	150; 300	300	300; 360	500	500; 600
Магнитная индукция, Тл	0,148	0,240	0,240	0,150	0,240	0,150	0,240
Диаметр барабана, мм	900	900	900	900	900	900	900
Длина барабана, мм	1500	1500	2500	1500	1500	2500	2500
Мощность привода, кВт	5,5	11	11	8	15	8	15
Крупность питания, мм	0-15	0-15; 0-50	0-15; 0-50	0-25	0-25; 0-60	0-25	0-25; 0-60
Габаритные размеры, мм	2500 ×2200 ×2000	2500 ×2500 ×2000	3500 ×2500 ×2000	2500 ×2500 ×3250	2500 ×2500 ×3250	3500 ×2500 ×3250	3500 ×2500 ×3250
Масса, кг (не более)	3700	3700	5000	7000	7000	8500	8500
Количество барабанов	1	1	1	2	2	2	2

Сепараторы на постоянных магнитах могут иметь один барабан, два каскадно установленных барабана либо четыре барабана (по два в каждом каскаде).

Сепаратор на постоянных магнитах 4ПБС-63/200 (рис. 5.7) предназначен для обогащения крупнокусковой магнетитовой руды крупностью до 50 мм /26/. Он имеет два верхних и два нижних барабана, магнитная система каждого из которых набрана из постоянных магнитов, с чередующейся полярностью по окружности рабочей поверхности. Два верхних барабана пятиполюсные, с магнитной индукцией магнитного поля 0,10-0,11 Тл, два нижних – трёхполюсные, с магнитной индукцией магнитного поля 0,14 Тл.

Двухбарабанные сепараторы 2ПБС-90/150 и 2ПБС-90/250А конструктивно отличаются тем, что имеют только одну пару каскадно расположенных барабанов. Двух- и четырёхбарабанные сепараторы позволяют получать два или три продукта.

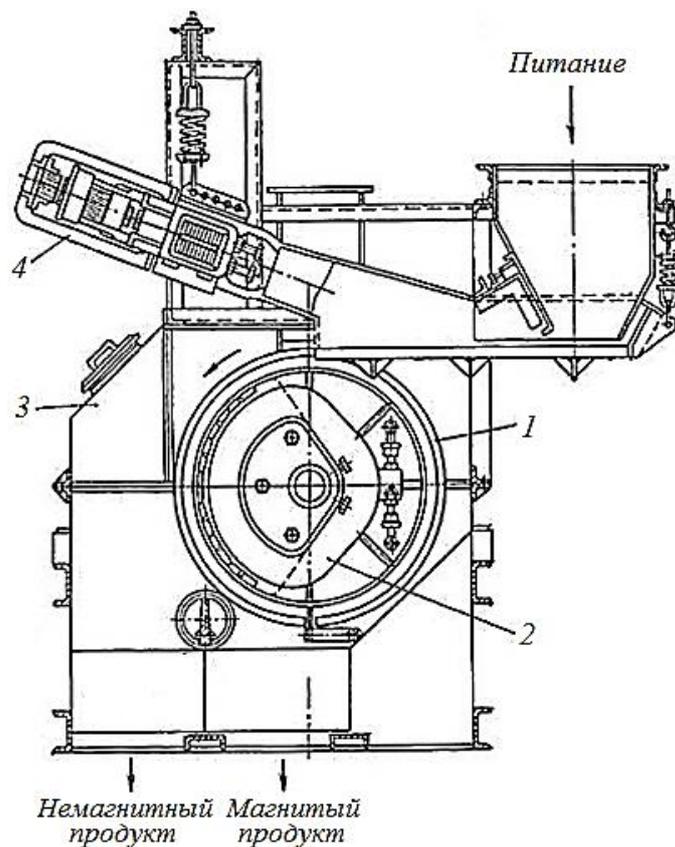


Рис. 5.6. Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБС-90/100 /26/:

1 – барабан; 2 – электромагнитная система;
3 – рама с кожухом; 4 – электровибрационный питатель

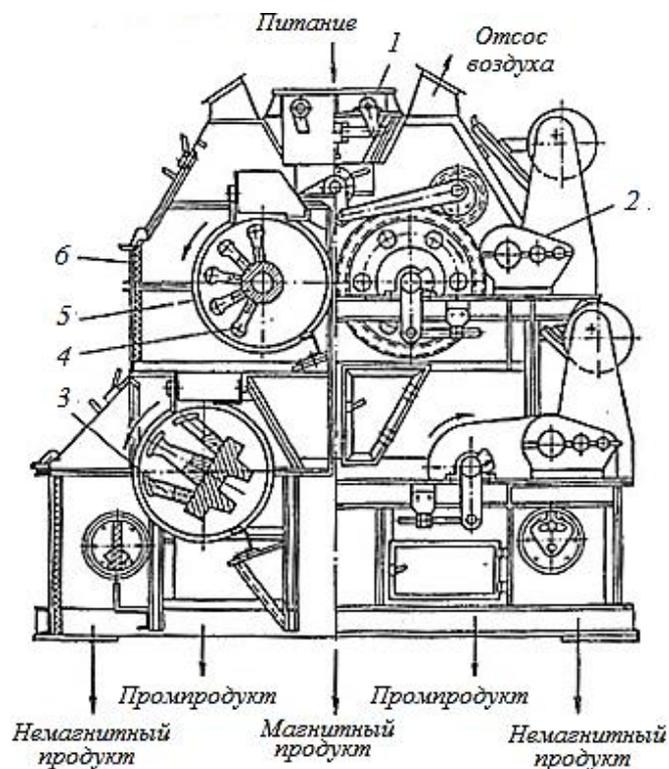


Рис. 5.7. Барабанный магнитный сепаратор 4ПБС-63/200 /87/:

1 – приёмная коробка с распределителем питания; 2 – редукторы привода;
3 – трёхполюсные магнитные системы; 4 – пятиполюсные магнитные системы;
5 – барабаны; 6 – рама с кожухом

На верхних барабанах выделяется концентрат, который выводится из сепаратора, на нижние барабаны подаётся немагнитный продукт верхних. На нижних барабанах выделяются хвосты и промпродукт. Эти сепараторы отличаются высокой производительностью (400-500 т/ч). Частота вращения верхних барабанов регулируется в пределах 50-100 мин⁻¹, а нижних – от 30 до 50 мин⁻¹.

Часто сухое магнитное обогащение в стадиях рудоподготовки осуществляют на барабанных сепараторах с верхней подачей питания. Они имеют большую удельную производительность и меньшие потери магнитного железа с хвостами, нежели сепараторы с нижним питанием, но менее качественный концентрат.

Шкивной электромагнитный сепаратор для сухого обогащения слабомагнитных руд имеет многополюсную магнитную систему с расположением полюсов по всей цилиндрической поверхности барабана, которые вращаются вместе с ним. Индукция магнитного поля на поверхности ленты барабана может достигать 0,15 Тл.

Ленточные (шкивные) сепараторы (рис. 5.8) для крупнозернистых материалов, главным образом ферромагнитных руд, выпускаемые Metso Minerals, позволяют обогащать материал до 200-300 мм. В них используются магнитные барабаны большого диаметра (1200 мм), бесконечная лента служит для защиты барабана сепаратора и равномерного распределения питания. Они выпускаются в двух вариантах: с чередованием полярности полюсов по ходу движения ленты и материала (с магнитным перемешиванием, рис. 5.8, *а*), что обеспечивает лучшую селективность разделения в крупности от 5 до 200 мм; с чередованием полярности по длине барабана (без магнитного перемешивания, рис. 5.8, *б*), что не позволяет достичь высокой селективности разделения, но даёт возможность создания полей более высокой интенсивности и потому обогащать очень крупный материал – от 5 до 300 мм. Длина барабана у обоих типов сепараторов может варьироваться от 600 до 2400 мм. Первый из них обеспечивает производительность не менее 150÷200 т/ч на метр длины барабана, второй – 250÷400 т/ч на метр длины барабана.

Для обогащения бедных магнетитовых руд предназначены сухие магнитные сепараторы и комплексы магнитной рудоразборки «Магнис», проектируемые и выпускаемые ООО «НТЦ магнитной сепарации «Магнис ЛТД».

Комплекс КМР-2/2КС рассчитан на производительность 700-800 т/ч для руды крупностью 350-0 мм (при кубовидной форме кусков – 450 мм, при плоской форме при толщине до 200 мм – 650 мм). Диаметр барабана 2000 мм, ширина ленты магнитного барабана 2000 мм, частота его вращения регулируемая, потребляемая мощность 40 кВт.

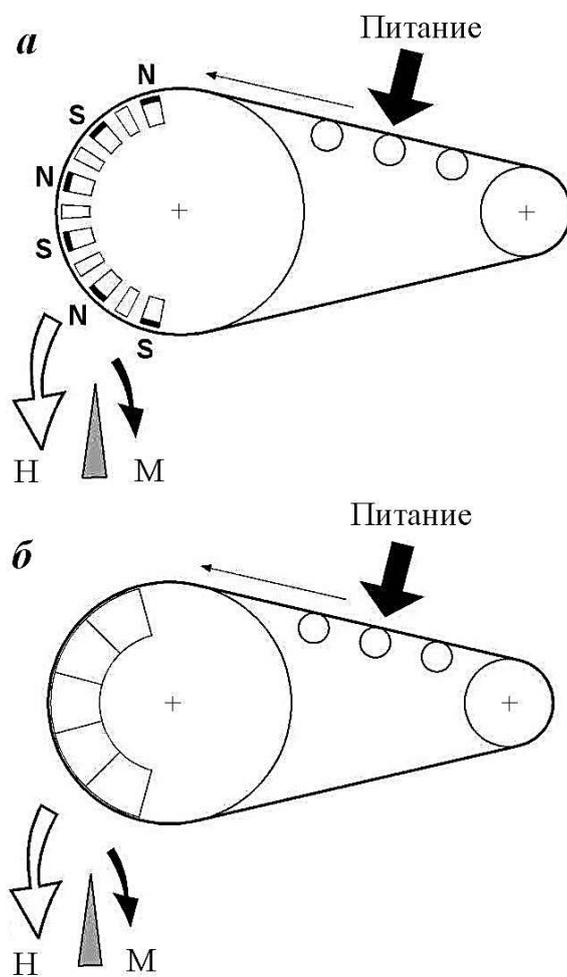


Рис. 5.8. Ленточные (шкивные) сепараторы для крупнозернистых материалов:
а – с магнитным перемешиванием; *б* – без магнитного перемешивания

Разработку аналогичных комплектов для предварительного обогащения бедных магнетитовых руд осуществляет НПО «Эрга» /34/.

Сепаратор ленточно-барабанной конструкции имеет следующие характеристики магнитного поля: магнитная индукция на рабочей поверхности барабана 0,4 Тл, на расстоянии 100 мм от рабочей поверхности 0,08-0,1 Тл. Это позволяет уверенно удерживать рудные куски крупностью до 400-500 мм на рабочей поверхности сепаратора.

6. ИНФОРМАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

6.1. Информация и обогатительные процессы

Информация о вещественном (элементном, минеральном) составе разделяемого сырья используется в обогащении полезных ископаемых в самых различных аспектах. Она является основой для прогноза обогатимости, выбора методов и режимов разделения, обоснования и построения обогатительной технологии, для управления технологическими процессами. На основе оперативно получаемой информации вводятся различные управляющие воздействия: меняются расходы реагентов, плотности среды разделения, положения шиберов, скоростные режимы, продолжительности операций, варианты схем и т. д. Для управления процессами информацию получают на основе анализов проб, специально отобранных от перерабатываемого материала.

Полученная информация в данном случае способствует повышению эффективности технологического процесса, но не является обязательным условием для его осуществления в конкретный момент времени применительно к материалу, находящемуся в зоне разделения аппарата. Любой элементарный акт разделения, будь то закрепление частицы с гидрофобной поверхностью на границей раздела жидкой и газообразной фаз, всплытие частицы с малой плотностью в тяжёлой суспензии или перемещение частицы с высокой магнитной восприимчивостью при движении в неоднородном магнитном поле в зону максимальной напряжённости магнитного поля, произойдёт независимо от того, получена или не получена информация о составе конкретной обогащаемой частицы. Для перемещения конкретной частицы в тот или иной продукт разделения информацию не используют.

Перечисленные варианты использования информации применимы к обогатительным процессам /97, 100/, для которых характерна прямая взаимосвязь свойств минералов и сепарирующих сил.

Однако почти все свойства, лежащие в основе разделения в методах с непосредственным воздействием на частицу полей и сил, могут быть использованы совершенно по-другому. Они могут быть измерены, т. е. от любой обогащаемой частицы с помощью измерительной системы может быть получен сигнал, пропорциональный значению физической характеристики частицы, преобразуемый далее в параметр разделения, который сопоставляется с назначенным граничным значением параметра. По результатам сопоставления может быть принято решение об удалении конкретной частицы в тот или иной продукт. Это всё – информационные процедуры, являющиеся обязательными для обогащения каждой частицы, без которых не произойдёт переход любой из них в концентрат или хвосты. Это принципиально другой способ использования инфор-

мации и другой механизм разделения, при этом информационные процедуры являются составляющими элементарного акта разделения. То есть одни и те же свойства минералов могут использоваться для разделения в двух принципиально отличных вариантах.

Методы, основой которых является получение информации о составе или свойствах каждой частицы (порции) с целью оценки её качественной характеристики, принятие решения на основе анализа информации об удалении частицы (порции), формирование на основе решения воздействия для перемещения частицы (порции) в тот или иной продукт разделения, являются информационными. Все перечисленные операции составляют любой элементарный акт информационного разделения.

Различие методов с непосредственным воздействием на частицу полей и сил и информационных методов наглядно иллюстрируется рис. 6.1.

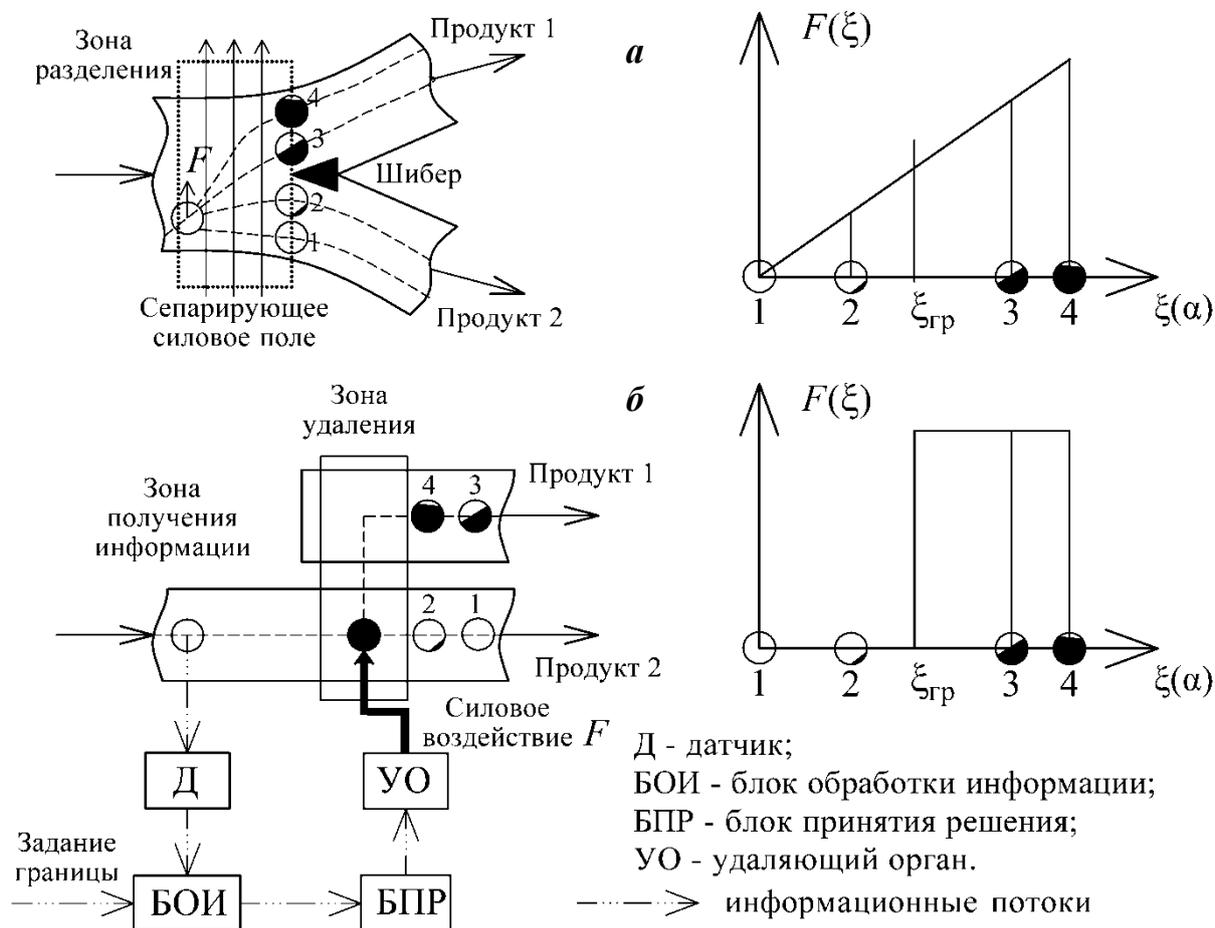


Рис. 6.1. Разделение при использовании прямых (а) и информационных (б) методов обогащения

В первом случае использование различий в физических, физико-химических и химических свойствах минералов характерно для прямых методов обогащения. К ним относятся гравитационные, магнитные, электрические, флотационные, специальные (по трению и упругости) и тому подобные.

В прямых методах разделения поведение частиц определяется воздействием сепарирующей силы той же природы, что и используемое для разделения свойство, причём действие этой силы проявляется непосредственно при взаимодействии частиц с полем, со средой разделения, с поверхностью разделения и тому подобное, а её величина пропорциональна величине признака разделения частицы. В результате силового воздействия или взаимодействия частиц со средой или с поверхностью разделения изменяются траектории движения частиц и формируются продукты разделения.

Воздействию разной интенсивности могут подвергаться все частицы, содержащие выделяемые компоненты. Исключением при использовании в качестве основной операции является грохочение, в котором переход частицы в тот или иной продукт определяется не величиной силового воздействия, а соотношением размеров частицы и отверстий просеивающей поверхности.

Во втором случае, в информационных методах разделения, по-другому формируются продукты разделения. Из общего потока частиц путём избирательного удаления формируется один продукт, оставшиеся в первоначальном потоке частицы составляют второй продукт.

В этих методах информация необходима для каждой разделяемой частицы или порции, и только по ней принимается решение об её удалении. При этом силовое воздействие избирательно, оно распространяется лишь на часть кусков (для которых принято решение об удалении). Величина силового воздействия для отдельных кусков либо постоянна, либо пропорциональна массе, объёму куска и не зависит от величины измеренного свойства частицы.

6.2. Теоретические основы

6.2.1. Способы получения информации

Способы получения информации о составе и свойствах вещества иллюстрируются рис. 6.2, и более детально их можно подразделить по способу измерения свойств и по способу воздействия на вещество /96, 97/.

Для получения информации используют контактные и бесконтактные способы как воздействия на вещество, так и измерения реакции на воздействия. Информация может быть получена без применения специального первичного воздействия, например, при измерении естественной радиоактивности вещества, ЭДС, заряда тела.

Информация также может быть получена по изменениям характеристик некой генерирующей системы при воздействии вещества сортируемой порции (куска) на систему.

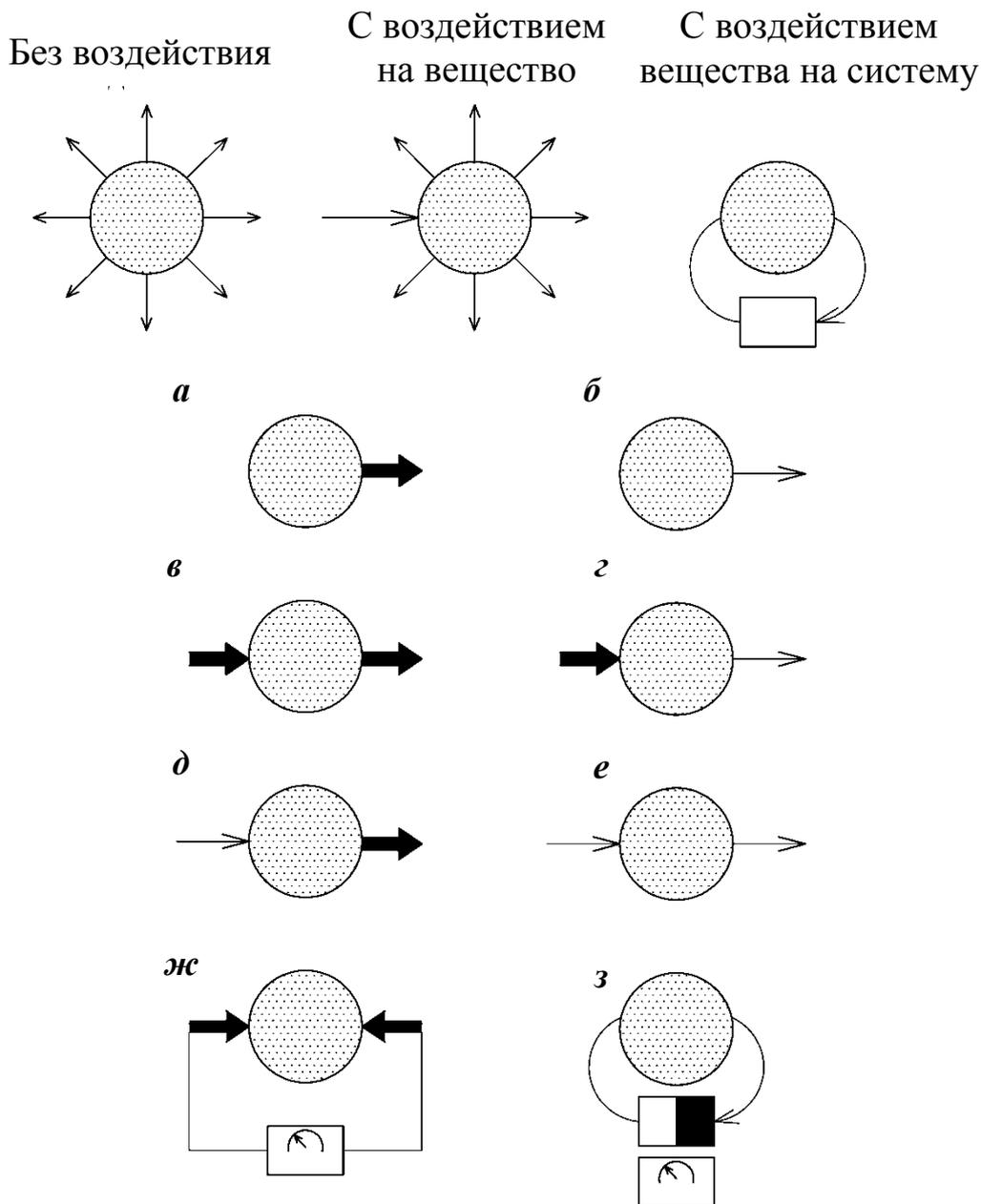


Рис. 6.2. Способы получения информации о составе и свойствах вещества:

а – контактное измерение свойств вещества в естественных условиях;

б – бесконтактное измерение свойств без воздействия;

в – контактное при контактном воздействии;

г – бесконтактное при контактном воздействии;

д – контактное при бесконтактном воздействии;

е – бесконтактное при бесконтактном воздействии;

ж – контактное при воздействии вещества на характеристики измерительной системы;

з – бесконтактное измерение характеристик генераторно-измерительной системы при бесконтактном (в ряде случаев и контактном) воздействии на неё вещества

Примеры реализации известными из практики методами:

а – контактное измерение ЭДС, температуры, заряда и т. д. без специальных воздействий (они же признаки);

б – измерение естественной радиоактивности (признак – интенсивность гамма-излучения);

в – контактное измерение температуры тела при относительно кратковременном контактном нагреве (признак – температура, свойство – температуропроводность), возникновение ЭДС при нагреве (признак – термоЭДС) и т. д.;

г – измерение температуры по инфракрасному излучению тела при его контактном нагреве (признак – спектр и интенсивность ИК-излучения);

д – контактное измерение температуры при бесконтактном конвективном нагреве или облучении видимым, ИК-, СВЧ-излучениями (свойства – оптические, теплофизические, электрические; признак – температура на поверхности);

е – бесконтактное измерение интенсивности, спектрального состава, пространственного распределения излучения и потоков частиц при бесконтактном воздействии на вещество излучениями и потоками частиц (все так называемые радиометрические методы для нерадиоактивных руд, признаки – интенсивность, спектральный состав или энергия квантов, пространственное распределение излучений);

жс – контактное измерение силы протекающего через кусок тока (свойство – электропроводность, признак – сила протекающего через кусок тока);

з – измерение характеристик генераторно-измерительной системы при бесконтактном (в ряде случаев и контактном) воздействии на неё вещества (свойства – электропроводность, магнитная восприимчивость, диэлектрическая проницаемость, признаки – параметры амплитудно-частотной характеристики колебательного контура).

В случае **жс** контролируемый кусок в момент измерения становится элементом измерительной системы, в то время как в случае **в** имеются отдельные источник энергетического воздействия и измеряющий результат датчик.

В случае **з** кусок при измерении становится частью элемента автогенератора (ёмкости или индуктивности), меняя амплитудно-частотную характеристику генератора. В отличие от случая **з**, в случае **в** существуют отдельные источник излучения или потока частиц и приёмник (приёмники) излучения или потока частиц.

Несколько подробнее рассмотрим случай **е**, к которому относятся так называемые радиометрические методы обогащения. Термин в такой широкой трактовке принят многими авторами только в СССР и России и является спорным по ряду причин. Общепризнан данный термин для случая **б**, то есть для метода обогащения по естественной радиоактивности.

Для групп методов **б** и **е** бесспорным объединяющим названием являются **бесконтактные информационные методы**. Это название не только бесспорно, но и позволяет без терминологической путаницы объединить данные группы. В случае **б** истинно радиометрический метод является частью группы бесконтакт-

ных информационных методов, хотя отличается от прочих отсутствием источника воздействия (облучения).

Характеристики (свойства) вещества, используемые для измерений в информационных методах, определяются элементным, изотопным, минеральным составами, особенностями текстуры и структуры, характером минерализации, состоянием поверхности и многими другими факторами.

6.2.2. Признаки разделения

Непосредственное использование различий в физических свойствах частиц характерно для прямых физических и физико-химических методов обогащения. К ним относятся, например, гравитационные, магнитные, электрические, флотационные и другие методы. Для этих методов используются для разделения свойства и есть признаки разделения.

Информационным методам обогащения (рентгенорадиометрическому, фотометрическому, рентгенолюминесцентному и т. п.) свойственно использование информационных процедур, участвующих в разделении. Это операции измерения и преобразования информации, принятия решения об удалении и т. д. Любой полученный измерительной системой сигнал характеризует содержание компонента в куске или выбранную для разделения его физическую характеристику. Например, интенсивность или спектральный состав излучения, полученные от куска и попадающие в датчик сепаратора, являются признаками разделения, связанными с содержанием компонентов в куске или с его физическими свойствами (то и другое – качество куска). В этом случае сигнал датчика сепаратора и полученный в аппаратуре сепаратора в результате преобразований аппаратурный признак разделения, по которому осуществляется принятие решения об удалении, характеризуют признак разделения частицы.

Природное свойство минерала, используемое для обогащения, проявляющееся в различном действии на датчик измерительной системы сепаратора, напрямую связано с используемым для разделения признаком. Если для принятия решения об удалении одной частицы используется несколько сигналов (от нескольких признаков разделения, связанных с природными свойствами), эти сигналы или аппаратурные признаки разделения могут преобразовываться и формировать первичный комбинированный признак разделения. Комбинированный аппаратурный признак разделения в этом случае вводится искусственно и представляет собой некую формулу или (и) совокупность логических операторов.

В информационных процессах часто объединяется несколько признаков в комбинированный признак или оценивается сразу несколько аппаратурных признаков с заданием отдельных границ по каждому из них, что способствует

повышению эффективности распознавания минералов, точности определения содержания компонента. В ряде случаев измеренные аппаратурные признаки корректируют, учитывая дополнительно какие-либо факторы (например, учет спектра или интенсивности излучения источника в радиометрических методах, учёт размера куска, учёт геометрии измерения и т. п.). Комбинированный или скорректированный аппаратурный признак разделения в геофизике называют *аналитическим параметром* /24, 37, 78/.

Итак, для информационных процессов обогащения признаки разделения – это все инструментально измеряемые свойства и характеристики вещественного состава минералов и горных пород, полученные путём преобразования таких сигналов. Свойства компонентов или характеристики продуктов, по которым ведется само разделение, сформировавшиеся к переделу обогащения, являются первичными признаками разделения.

Следует подчеркнуть, что в некоторых информационных методах применяют специальные воздействия для инициирования измеряемых в дальнейшем физических свойств. Например, в рентгенорадиометрическом, рентгенолюминесцентном и им подобным методах характеристики вторичного излучения измеряются, по ним ведется разделение, они же являются первичными признаками разделения. Несмотря на то, что данные характеристики – результат воздействия, само воздействие является неотъемлемой частью метода, без которого метод не может быть реализован.

Если природные свойства используются для получения новых характеристик компонентов в результате какого-либо специального воздействия, а сами воздействия осуществляются с использованием отдельных операций, то вновь приобретённые свойства, новые характеристики или их комбинации являются вторичными признаками разделения. По ним ведётся разделение. Приемы формирования вторичных признаков используют для улучшения показателей предварительного обогащения.

Для формирования вторичных признаков применимы различные физические, физико-химические и химические методы воздействия /99/.

6.2.3. Параметры и алгоритмы разделения

Признак или производный от признака параметр разделения являются основой для принятия решения об удалении куска /3, 100/. Параметр разделения для однокомпонентных руд характеризует содержание или признак одного компонента. Для многокомпонентных руд вводятся несколько независимых (по числу компонентов) параметров, связанных при принятии решения логическими процедурами, тогда каждый параметр может характеризовать либо содержание одного компонента, либо соответствующий признак разделения, а алго-

ритм принятия решения включает несколько сравнений каждого параметра с соответствующими границами разделения по каждому из них. В другом случае несколько параметров объединяют в функцию нескольких аргументов и принятие решения об удалении производят путём сравнения значений функции, вычисленных по нескольким параметрам или признакам разделения, с заданной по каким-либо критериям границей-функцией. Таким образом, границей разделения может быть точка на числовой оси при одном параметре или признаке, линия или набор линий специально подобранной конфигурации на плоскости при двух параметрах или признаках, гиперповерхность нужной формы при n параметрах или признаках разделения. Примеры некоторых границ приведены на рис. 6.3.

Специально подобранные алгоритмы позволяют решать различные технологические задачи разделения. Это особенно важно для многокомпонентных руд.

Многокомпонентные руды при традиционной технологии обогащают по коллективно-селективным, селективно-коллективно-селективным схемам или по схемам последовательной селекции. Информационное обогащение, как правило, не может включать в себя многооперационные схемы, в большинстве случаев схема должна состоять из одной или двух последовательных операций. Очевидно, что преобладающим является вариант коллективной сепарации, редкими вариантами – селективная сепарация с выделением одного или двух компонентов либо сочетание в какой-либо последовательности двух сепараций – коллективной и селективной.

Если рассматривать операцию как селективную, то, принимая выделяемый в концентрат ценный компонент за единственный, можно в большинстве случаев не вводить понятие «параметр разделения», а ограничиться известным содержанием полезного компонента и признаком разделения (значением физического свойства разделения).

Прямое измерение содержаний нескольких компонентов позволяет использовать сложные параметры, получаемые с помощью арифметических или логических процедур. Рассмотрим это на простых примерах.

Впервые разновидности параметров разделения названы в работе /38/ алгоритмами применительно к радиометрической сепарации Э. Г. Литвинцевым. Далее будут проанализированы два типа алгоритмов разделения и соответствующих им параметров разделения R и Z . Алгоритм в данном случае – это процедуры отнесения куска к хвостам или концентрату по величине измеренного параметра разделения.

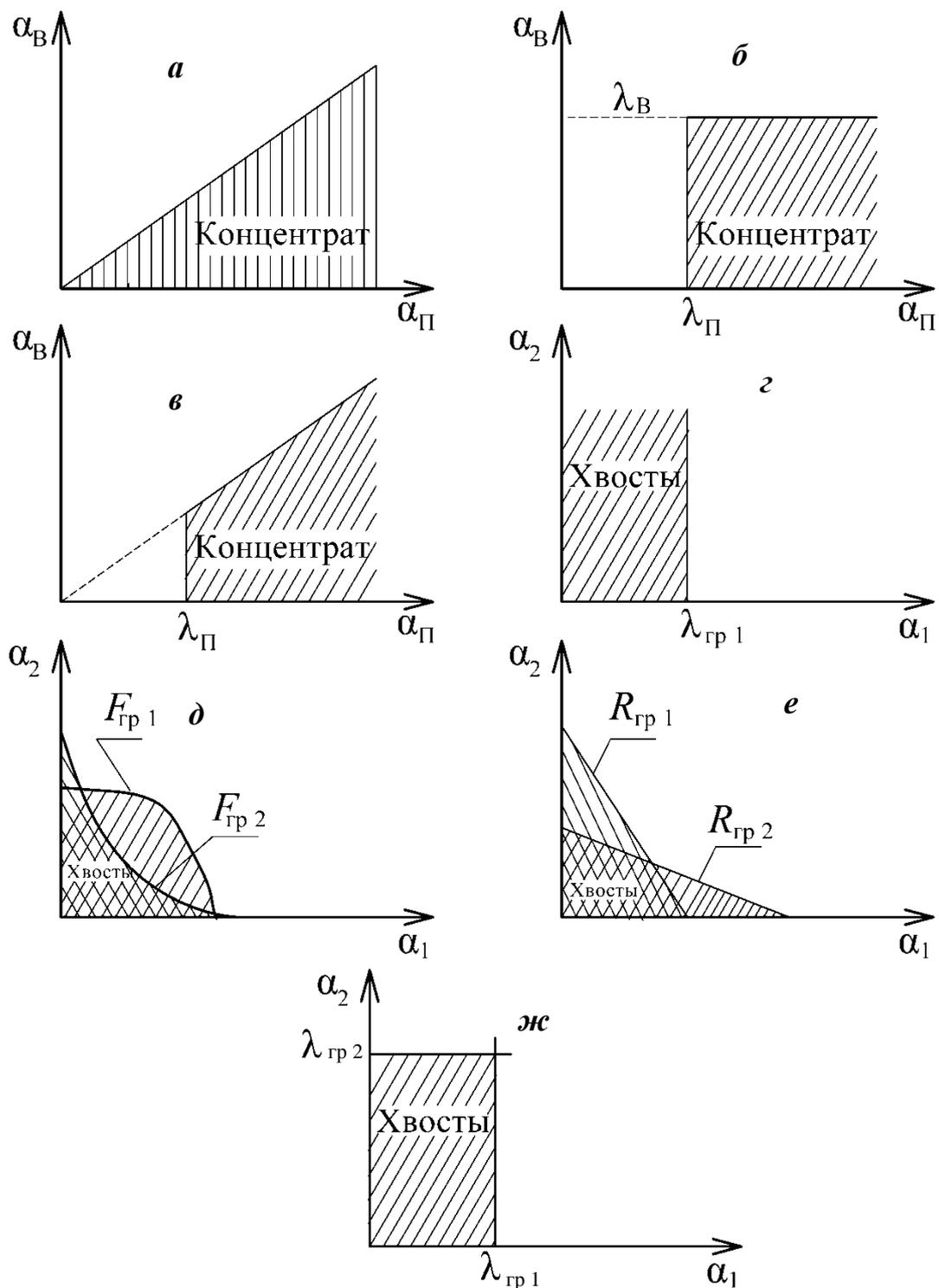


Рис. 6.3. Границы разделения при различных алгоритмах (параметрах)

В редких случаях выделения селективных концентратов вводят дополнительное ограничение по вредным примесям. Тогда разделение можно вести по величине модуля качества (отношение содержаний полезного компонента α_{Π} к содержанию вредного $\alpha_B - C$ или, наоборот, - по $\alpha_B/\alpha_{\Pi}=C'$ (см. рис. 6.3, **а**):

концентрат, если

$$C = \alpha_{\Pi}/\alpha_B > C_{гр},$$

или концентрат, если

$$C' = \alpha_B / \alpha_{\Pi} < C'_{гр},$$

где $C_{гр}$ и $C'_{гр}$ – граничные значения модулей, обеспечивающие для данной руды требуемое качество концентрата (могут быть найдены по кривым контрастности по C и C').

Если модуль не лимитируется, а накладываемые ограничения не увязываются с соотношением α_{Π} и α_B , разделение можно вести по алгоритму с использованием логических процедур (см. рис. 6.3, б):

концентрат, если

$$\alpha_{\Pi} > \lambda_{\Pi} \cap \alpha_{B_i} < \lambda_{B_i},$$

где λ_{Π} , λ_{B_i} – граничные значения соответственно для полезного и i -го вредного компонентов, обеспечивающие для данной руды требуемое качество концентрата по полезному компоненту и вредным примесям (могут быть получены по соответствующим кривым контрастности).

Если лимитируются и модуль ($C' < C'_{гр}$), и высокое содержание одного из компонентов ($\alpha_{\Pi} > \lambda_{\Pi}$), разделение следует вести по сложному алгоритму, показанному на рис. 6.3, в.

При коллективном обогащении понятия о параметрах и алгоритмах расширяются.

В первую очередь следует отметить параметр разделения, связанный с косвенными признаками разделения. Косвенный признак разделения (плотность, магнитная восприимчивость, электропроводность) связан с содержаниями компонентов α_1 , α_2 вероятностными зависимостями $\Pi_1(\alpha_1)$, $\Pi_2(\alpha_2)$, поскольку Π_1 , Π_2 , $\Pi_{пор}$ – величины случайные.

$\Delta\Pi$ – параметр разделения для частиц в приращениях по отношению к породе для двухкомпонентной руды может быть записан в виде

$$\Delta\Pi = \Delta\Pi_1 \cdot \alpha_1 + \Delta\Pi_2 \cdot \alpha_2,$$

где $\Delta\Pi_1$, $\Delta\Pi_2$, $\Delta\Pi$ – приращения признака разделения соответственно первого, второго компонентов и частицы по отношению к признаку разделения породы $\Pi_{пор}$ (например, $\Delta\Pi_1 = \Pi_1 - \Pi_{пор}$).

Следует отметить, что коллективное обогащение возможно, если $\Delta\Pi_1$ и $\Delta\Pi_2$ имеют один и тот же знак.

Данный параметр разделения является функцией не только содержаний компонентов α_1 , α_2 , но и признаков разделения, для них характерных, – Π_1 , Π_2 . Граница разделения устанавливается по $\Delta\Pi$, а потому разделение по содержанию компонентов не может быть достаточно точным. Из рис. 6.4 следует, что по $\Delta\Pi_{гр}$ в данном случае можно в любой продукт выделить куски и с α_{\min} , и $\alpha_{\max} = 1$.

В некоторых случаях может быть измерено содержание лишь одного из компонентов и, если содержания других компонентов связаны с ним положительной корреляцией, коллективное обогащение можно вести по X -параметру (см. рис. 6.3, з) с использованием алгоритма:

хвосты, если

$$X = \alpha_i < \lambda_{\text{гр}i},$$

где $\lambda_{\text{гр}i}$ – граничное значение содержания i -го компонента, обеспечивающее для данной руды требуемое содержание полезного компонента в хвостах (может быть определено по кривым контрастности).

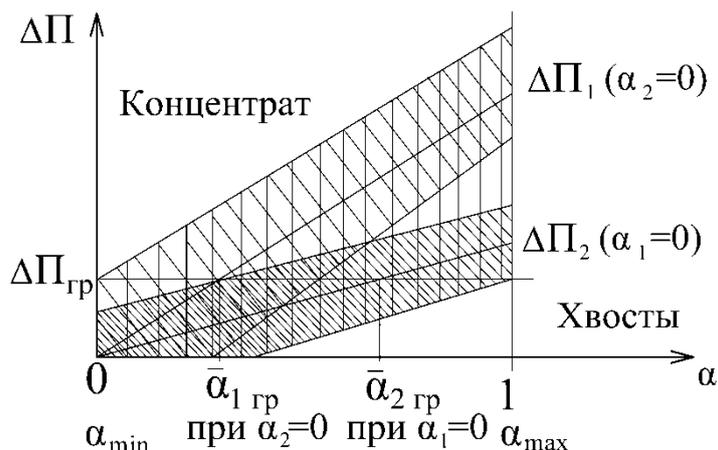


Рис. 6.4. Зависимость $\Delta\Pi$ -параметра разделения от содержания компонентов (наклонные штриховки – зоны вероятного значения признака разделения компонентов, вертикальная штриховка – то же для куска)

Из-за вероятностной связи между содержаниями компонентов при фиксированной границе по одному из компонентов не удаётся добиться точного разделения по второму.

Прямое измерение содержаний нескольких компонентов позволяет использовать сложные параметры, получаемые с помощью арифметических или логических процедур.

Комплексирование произвольных функций содержаний $f(\alpha_1), f(\alpha_2)$ приводит к получению F -параметра $F[f(\alpha_1); f(\alpha_2)]$. В этом случае границы разделения на корреляционном поле могут быть самыми разнообразными, как показано на рис. 6.3, д.

Если использовать комбинацию функций содержаний линейного вида (см. рис. 6.3, е), разделение по R -параметру идет по алгоритму:

хвосты, если

$$R = \sum_{i=1}^n C_i \cdot \alpha_i < R_{\text{гр}},$$

где C_i – числовой коэффициент для i -го компонента.

Данным весовым коэффициентам может быть придан различный физический смысл, например условной стоимости компонентов. Абсолютное значение и соотношение коэффициентов меняет положение границы разделения. В отличие от ДП-параметра здесь числовые коэффициенты могут произвольно изменяться, в то время как в первом случае они являются константами.

Вариантом использования логических процедур является Z-параметр (см. рис. 6.3, *ж*) с алгоритмом:

хвосты, если

$$\alpha_1 < \lambda_{гр1} \cap \alpha_2 < \lambda_{гр2} \cap \alpha_3 < \lambda_{гр3} \dots \cap \alpha_i < \lambda_{грi},$$

где $\lambda_{гр}$, $\lambda_{гр1}$, $\lambda_{гр2}$, $\lambda_{гр3}$, ..., $\lambda_{грi}$ — граничные значения содержаний по соответствующим компонентам, обеспечивающие для данной руды требуемые содержания полезных компонентов в хвостах (могут быть определены по кривым контрастности соответствующих компонентов); α_1 , α_2 , α_3 , ..., α_i — содержания 1-го, 2-го, 3-го, i -го компонентов в куске.

Этот параметр комплексный, задаваемый содержанием каждого компонента независимо друг от друга. При принятии решений по Z-алгоритму последовательно содержание каждого компонента сравнивается с границей по данному компоненту. Кусок относится к хвостам, если по каждому из компонентов содержание меньше заданного. Данный алгоритм для n компонентов заменяет схему обогащения по n признакам.

Для задачи разделения руды на технологические типы или сорта, в зависимости от вводимых признаков типов или сортов (если их два или несколько), применимы те же параметры разделения, что и при разделении по селективному или коллективному принципу.

Сравнивая возможности различных методов обогащения, следует отметить информационные методы как наиболее универсальные и обладающие особыми возможностями: по измеренным содержаниям можно не только менять границу разделения при настройке процесса, но и подбирать лучшие для конкретной технологической задачи соотношения компонентов. Таким образом, появляется дополнительная степень свободы при технологической адаптации операций информационного обогащения к общей схеме рудоподготовки и обогащения. Так, в прямой физико-механической сепарации невозможно добиться улучшения качества по нескольким компонентам в одну операцию, если их содержания плохо коррелированы, потребуются отдельные операции для повышения качества по каждому компоненту. В информационных методах в алгоритме разделения могут учитываться и ограничиваться содержания нескольких компонентов, и та же технологическая задача может быть решена в одну операцию.

Учёт вида используемого параметра разделения необходим при оценке предельной (по содержанию компонентов) обогатимости многокомпонентных руд, так как именно он во многом определяет потенциальные показатели обогащения.

6.2.4. Режимы информационных процессов обогащения

Процессы разделения могут осуществляться в различных режимах. Режимы целесообразно классифицировать по признакам типа потока, поступающего в аппарат, и типов элементов потоков, формирующих выделяемые продукты обогащения (рис. 6.5) /99/.

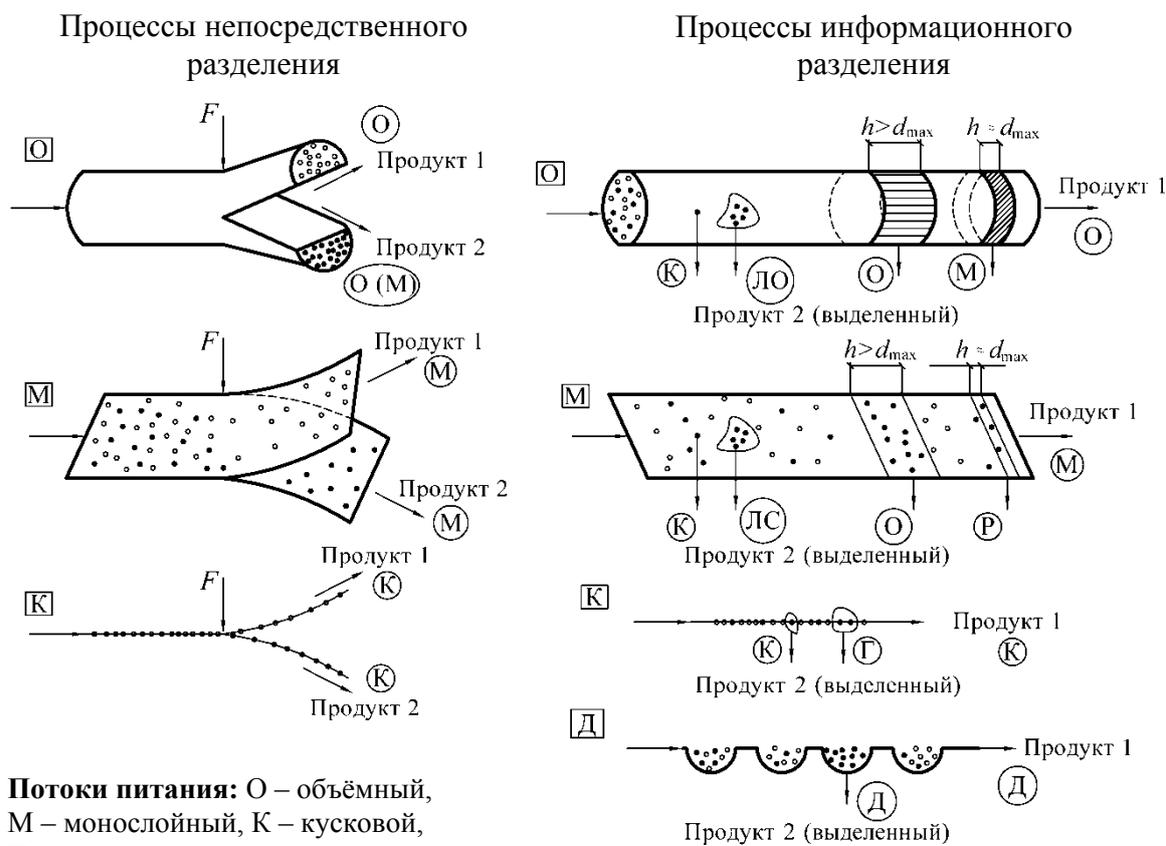


Рис. 6.5. Режимы питания и выделения продуктов обогащения

В большинстве аппаратов с непосредственным воздействием на частицу полей и сил имеет место объемная подача материала и объемное выделение продуктов. Иногда из объемного потока выделяется (формируется) продукт в виде слоя. В некоторых случаях разделение, как по питанию, так и по продуктам ведется в монослое. Такие потоки используются для устранения взаимного

влияния частиц и для повышения эффективности разделения. Кроме того, имеются процессы, в которых используются различия во взаимодействии частиц с поверхностью (например, некоторые виды электрической сепарации, разделение по трению на плоскости). Теоретически допустимым для прямых физических процессов разделения является и покусковой поток в питании и в продуктах, например, при особых требованиях к точности.

Анализируя виды существующих режимов удаления в процессах обогащения, можно сделать вывод, что при прямом физико-механическом разделении продукты формируются в виде потоков, аналогичных потокам питания.

Так, из объемного потока питания получают объемные потоки концентрата и хвостов, из монослойного или покускового потоков питания – соответственно хотя бы один монослойный или покусковой потоки продуктов (другой может формироваться в виде веера).

Процессы информационного разделения реализуются более разнообразно. Помимо перечисленных режимов подачи, свойственных прямым физическим процессам разделения, встречается еще один – дискретно-порционный. Его отличительной особенностью является специальное формирование в какой-либо ёмкости дискретной порции, причём её масса и объем мало изменяются. Процессы информационного разделения допускают большее разнообразие режимов, в т. ч. и по типу выделяемых потоков. Выделение продукта в информационных процессах осуществляется в виде извлекаемых фрагментов из основного потока (элементами потока в виде поперечных сечений: объемами, монослоями, кусками либо выборочными близкорасположенными в пространстве группами кусков в объеме, монослое, ряду). При этом основной поток по характеру остается прежним: объемным, монослойным, покусковым, а удаляемый поток представляет собой выборочно формируемую последовательность элементов потока.

Объемные элементы потока могут существенно отличаться друг от друга по массе и объему. Если элемент потока выделяется поперечным сечением с толщиной слоя, близкой к максимальному размеру куска, то режим выделения поперечно-монослойный.

Наибольшей селективностью обладают процессы с покусковыми режимами удаления. Это объясняется наибольшей контрастностью по содержанию компонента тех элементов потока, каковыми являются куски, по сравнению с любыми вариантами элементов потока из перечисленных выше. Эти процессы реализуются в современных информационных сепараторах, в которых удаление ведется в покусковом режиме, а питание может быть покусковым, покусковым многоручьевым (несколько параллельных покусковых потоков) и плоскостным монослойным. Именно по этой причине сепарация с покусковым удалением

наиболее перспективна, как обеспечивающая более высокие технологические показатели разделения.

Осуществление информационных процессов в других режимах (порционная сортировка) возможно в непосредственной близости от мест добычи с исключением операций дробления и перегрузок материала для очень бедных руд или для разделения руды на технологические типы, сорта и применяется, главным образом, на добывающих предприятиях, поскольку некоторые продукты сортировки могут складироваться на месте (забалансовые, убогие руды, порода).

6.3. Физические свойства, используемые для получения информации о составе и характеристиках объектов разделения

6.3.1. Радиоактивность. Радиоактивный распад. Характеристики радиоактивных излучений и потоков частиц

Единственным реально используемым в информационных методах свойством, проявляющимся без какого-либо воздействия извне, является радиоактивность.

Естественная радиоактивность – самопроизвольный распад ядер атомов, протекающий с определённой вероятностью, характерной для данного радионуклида.

Ядро становится неустойчивым и самопроизвольно распадается при отклонении от соотношения, связывающего атомный номер элемента Z с его массовым числом A : $Z=A/(1,98+0,015A^{2/3})$, что, как правило, характерно для тяжёлых элементов /107/. Этот процесс называется *радиоактивным распадом*, а элементы с неустойчивыми ядрами – радиоактивными. Различают естественные, встречающиеся в природе, и искусственные (продукты ядерных реакций) радиоактивные элементы.

Известны следующие основные типы радиоактивных превращений: альфа-распад, бета-распад (электронный и позитронный распады, электронный захват), спонтанное деление ядер (имеет подчинённое значение и возможно лишь у тяжёлых ядер). Для естественных радиоактивных элементов в равной мере характерен α -распад и электронный β -распад, для искусственных характерны β -превращения, включая и электронный захват.

И альфа- и бета-распады сопровождаются гамма-излучением.

В табл. 6.1 приведена характеристика различных радиоактивных превращений. Радиоактивный распад протекает с изменением состава и энергетического состояния ядра.

Альфа-распад – это вылет α -частицы (${}^4_2\text{He}$), сопровождающийся уменьшением заряда ядра Z на две единицы по сравнению с материнским нуклидом. При таком распаде ядра испускают коротковолновое (от десятков до первых сотен кэВ) электромагнитное γ -излучение сравнительно небольшой интенсивности. Начальная кинетическая энергия α -частицы, образовавшейся при распаде ядра при движении её в веществе, вызывает сильную ионизацию атома. Поэтому её проникающая способность весьма низка (десятки микрон).

Таблица 6.1

Характеристика различных радиоактивных превращений /52/

Тип превращений	Схема превращений	Элементы, для которых данный тип распада преобладает	Вид излучений, сопровождающих распад
Альфа-распад	Вылет α -частицы	Тяжёлые ($Z \geq 83$), TR с числом нейтронов 84	α -излучение; γ -излучение низкоэнергетическое; электроны внутренней конверсии; характеристическое фотонное излучение
Бета-распад электронный (β^- -распад)	$n \rightarrow p + \beta^- + \bar{\nu}$, где $\bar{\nu}$ – антинейтрино	Благоприятно при условии $(A-Z)/Z > 1$	β^- -излучение с непрерывным спектром; γ -излучение разных энергий; электроны внутренней и парной конверсии; характеристическое фотонное излучение
Бета-распад позитронный (β^+ -распад)	$p \rightarrow n + \beta^+ + \nu$, где ν – нейтрино	Благоприятно при условии $(A-Z)/Z \leq 1$	β^+ -излучение с непрерывным спектром; γ -излучение разных энергий
Электронный захват (E -захват)	$p + e \rightarrow n + \nu$, Слабое возбуждение ядра	E -захват сопутствует β^+ -, реже β^- -распаду	γ -излучение разных энергий; характеристическое фотонное излучение
Спонтанное деление ядер	Вылет двух осколков (два новых ядра с новыми массовыми числами) и нейтронов деления	Th, U, трансурановые элементы	n -излучение; γ -излучение; β^- -излучение осколков

Электронный бета-распад возникает в результате внутриядерного превращения нейтрона в протон, при этом испускается быстрый электрон и антинейтрино.

Если распад позитронный, протон превращается в нейтрон с испусканием положительно заряженного позитрона и нейтрино, порядковый номер элемента уменьшается на единицу.

Энергетический спектр β -частиц непрерывный, максимум кривой распределения энергий β -частиц приходится в среднем на энергию, равную 28 % от максимального уровня энергии β -частиц /52/. При переходе дочерних ядер бета-распада с промежуточных энергетических уровней на основной испускаются γ -кванты с энергией от десятков до тысяч кэВ. Среди естественных радионуклидов основными излучателями γ -квантов являются именно β -излучатели.

При недостатке нейтронов в ядре протон может превратиться в нейтрон с испусканием нейтрино в результате захвата электрона. Этот тип распада называют E -захватом. Чаще захватывается электрон с ближайшего к ядру K -уровня, тогда процесс называют K -захватом. При восполнении образовавшейся вакансии на K -уровень переходит электрон с более высокого уровня, что сопровождается испусканием γ -кванта. Поскольку захват орбитального электрона происходит раньше, чем заполнение образовавшейся вакансии, то испускание γ -кванта относят к конечному ядру.

Длины волн γ -излучения естественных радионуклидов находятся в диапазоне $3,1 \cdot 10^{-11} - 4,7 \cdot 10^{-13}$ м, энергия квантов меняется в пределах 0,04–2,6 МэВ ($1 \text{ МэВ} = 1,6 \cdot 10^{-13}$ Дж) /52/.

Спонтанное деление ядер возможно у естественно неустойчивых ядер, если $(Z^2/A) = 50$. При этом ядро самопроизвольно раскалывается на два разлетающихся осколка.

Продукты распада радиоактивных элементов также могут распадаться, образуя цепочки радиоактивных элементов, называемых семействами или рядами (урановый, ториевый, актиноурановый ряды).

Излучения и потоки элементарных частиц, испускаемые при самопроизвольном распаде ядер радиоактивных элементов и продуктов их распада, отличаются энергетическими спектрами и интенсивностью.

Естественной радиоактивностью обладают урановые, ториевые руды, а также руды, содержащие природные радиоактивные элементы, такие как ${}_{19}^{40}\text{K}$, ${}_{37}^{87}\text{Rb}$, ${}_{62}^{147}\text{Sm}$ и др.

В табл. 6.2 приведены характеристики радиоактивных элементов земной коры /94/.

Наибольший интерес для радиометрического обогащения представляют урановые и ториевые руды.

На рис. 6.6 и 6.7 приведены радионуклиды и спектры их излучения для уранового и ториевого рядов /52/.

Радиоактивные элементы земной коры и константы их распада /94/

Элемент	Химический индекс радиоактивного изотопа	Содержание изотопа в природной смеси элемента, %	Валентность	Кларк изотопа (%)	Тип распада	Энергия частиц и γ -квантов, кэВ	Конечный продукт распада	Период полураспада, лет	Постоянная распада, лет ⁻¹
Уран	$^{238}_{92}\text{U}$	99,37	IV, VI	$2,6 \cdot 10^{-4}$ -0,993	α -распад	4180 4132	$^{206}_{82}\text{Pb}$	$4,49 \cdot 10^9$	$1,53 \cdot 10^{-10}$
Радий	$^{226}_{88}\text{Ra}$	—	II	—	α -распад	4750**	—	1622	$4,27 \cdot 10^{-4}$
Актиниоуран	$^{235}_{92}\text{AU}$	0,73	IV, VI	$2,6 \cdot 10^{-4}$ -0,0073	α -распад	4372	$^{207}_{82}\text{Pb}$	$7,13 \cdot 10^8$	$9,722 \cdot 10^{-10}$
Торий	$^{232}_{90}\text{Th}$	100	VI	$11,3 \cdot 10^{-4}$	α -распад	3990**	$^{208}_{82}\text{Pb}$	$1,40 \cdot 10^{10}$	$4,931 \cdot 10^{-11}$
Калий	$^{40}_{19}\text{K}$	0,011	I	$2,5 \cdot 0,00012$	β -распад K-захват	γ -1460 β -1330	$^{40}_{20}\text{Ca}$ $^{40}_{18}\text{Ar}$	$1,47 \cdot 10^9$ $1,24 \cdot 10^{10}$	$4,72 \cdot 10^{-10}$ $0,557 \cdot 10^{-11}$
Рубидий	$^{87}_{37}\text{Rb}$	27,2	I	$0,009$ -0,272	β -распад	β -274	$^{87}_{38}\text{Sr}$	$5 \cdot 10^{10}$ или $4,7 \cdot 10^{10}$	$1,39 \cdot 10^{-11}$ или $1,47 \cdot 10^{-11}$
Индий	$^{115}_{49}\text{In}$	95,72	III	$1 \cdot 10^{-5}$ -0,957	β -распад	—	$^{115}_{50}\text{Sn}$	$6,0 \cdot 10^{14}$	$1,15 \cdot 10^{-15}$
Олово	$^{124}_{50}\text{Sn}$	6,11	IV	$2,2 \cdot 10^{-4}$ -0,061	2β -распад (двойной)	—	$^{124}_{52}\text{Te}$	$2,4 \cdot 10^{17}$	$2,89 \cdot 10^{-18}$
Лантан	$^{138}_{57}\text{La}$	0,089	III	$3 \cdot 10^{-3}$ -0,00089	β -распад K-захват	1430	$^{138}_{58}\text{Ce}$ $^{138}_{56}\text{Ba}$	$1,1 \cdot 10^{11}$	$6,31 \cdot 10^{-12}$
Самарий	$^{146}_{62}\text{Sm}$	14,97	III	$7 \cdot 10^{-4}$ -0,149	α -распад β -распад	—	$^{143}_{60}\text{Nd}$	$1,05 \cdot 10^{11}$	$6,6 \cdot 10^{-12}$
Неодим	$^{150}_{60}\text{Nd}$	5,62	III	$3,2 \cdot 10^{-3}$ -0,056	β -распад	—	$^{150}_{61}\text{Pm}$	$1 \cdot 10^{16}$	$6,93 \cdot 10^{-17}$
Лютеций	$^{176}_{71}\text{Lu}$	2,59	III	$6,5 \cdot 10^{-5}$ -0,025	β -распад K-захват	89	$^{176}_{72}\text{Hf}$ $^{176}_{70}\text{Yb}$	$2,1 \cdot 10^{10}$	$3,31 \cdot 10^{-11}$
Рений	$^{187}_{75}\text{Re}$	66,93	IV	$7 \cdot 10^{-8}$ -0,629	β -распад	8	$^{187}_{76}\text{Os}$	$1,2 \cdot 10^{11}$	$1,61 \cdot 10^{-11}$
Радио-углерод	$^{14}_{6}\text{C}$	—	—	—	β -распад	50**	$^{14}_{7}\text{N}$	5568	$1,245 \cdot 10^{-4}$

* Элементы литофильной группы.

*** Средневзвешенная энергия частиц и γ -квантов в группе.

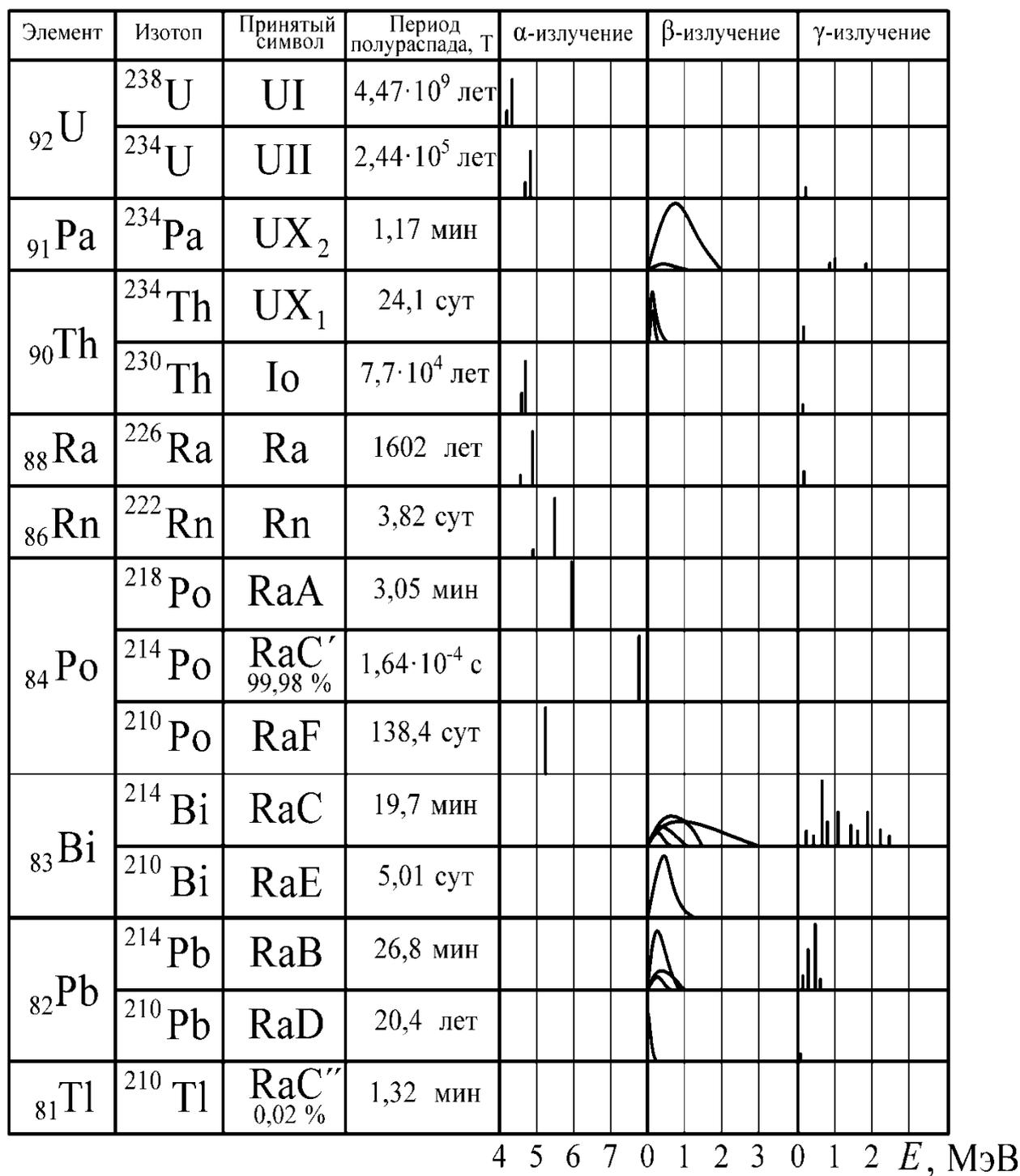


Рис. 6.6. Радионуклиды уранового ряда и их спектры излучения (${}^{238}\text{U}$ – 99,28 % в природном U) /52/

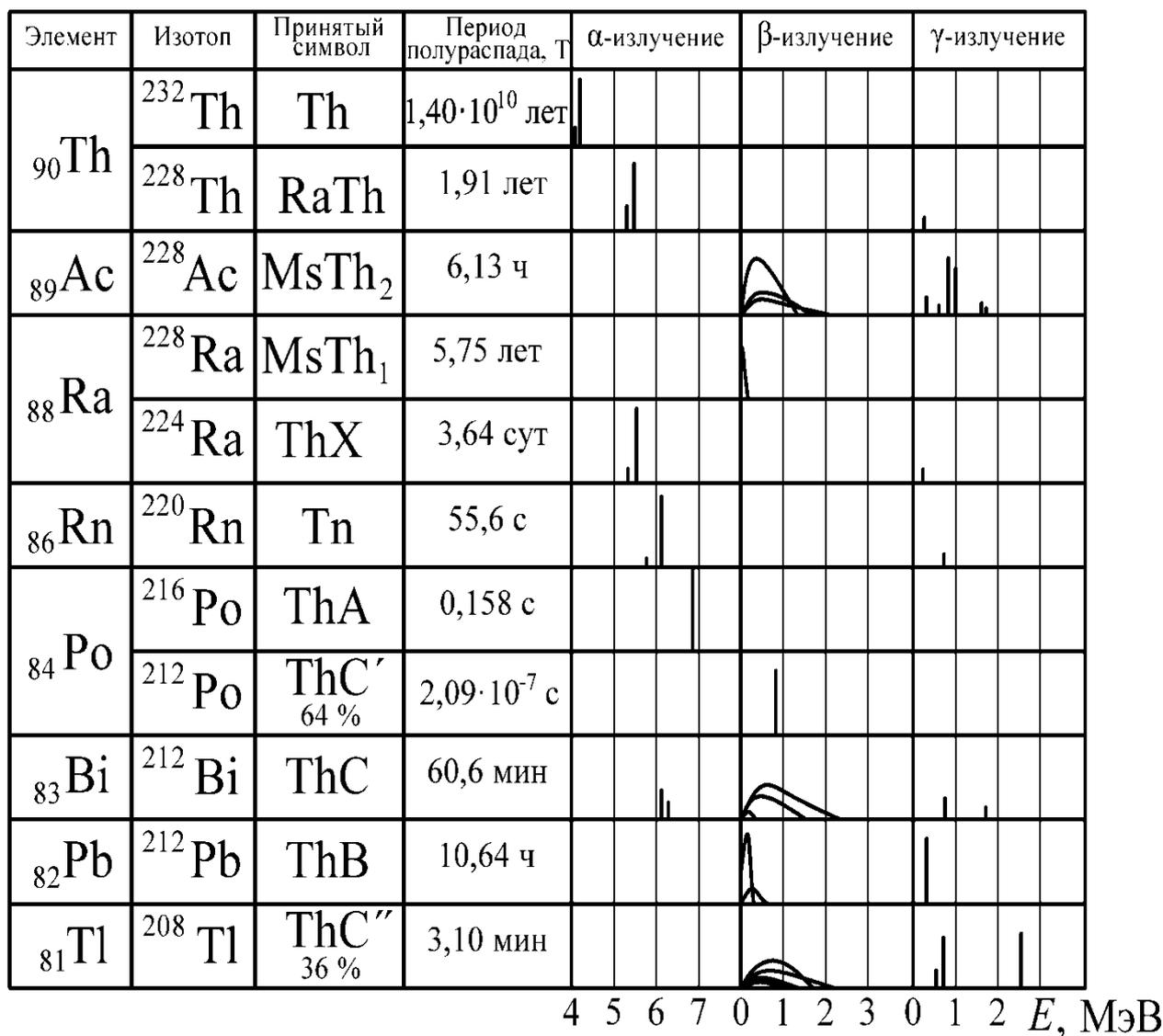


Рис. 6.7. Радионуклиды ториевого ряда и их спектры излучения /52/

Уран, торий и их дочерние радиоактивные элементы являются источниками различных видов излучения и потоков частиц. Собственно уран и торий испускают α -излучение и низкоинтенсивное γ -излучение, следующие дочерние элементы при распаде испускают β -излучение и слабое γ -излучение. Наиболее интенсивными излучателями семейств урана и тория являются элементы дочерних рядов радия и радиотория, имеющие малую продолжительность жизни.

Все естественные и дочерние радиоактивные элементы имеют различные времена жизни, оцениваемые периодом полураспада, и, следовательно, разные скорости распада.

Задача определения содержаний радиоактивных элементов с использованием радиоактивных излучений весьма сложна, поскольку в руде могут одновременно содержаться в меняющихся соотношениях как родоначальники радиоактивных рядов, так и их дочерние элементы. Каждый из них испускает

различные (α -, β -, γ -) виды излучений, отличающиеся интенсивностями испускания и энергетическими спектрами. Поэтому для обеспечения благоприятных условий определения концентраций требуется их радиоактивное равновесие с наиболее интенсивными излучателями соответствующего ряда. Нарушение равновесия снижает эффективность определения содержаний и разделения.

В естественных условиях все радиоактивные элементы приходят в состояние радиоактивного равновесия с продуктами своего распада.

Нарушение радиоактивного равновесия в рядах вызывается растворением и выщелачиванием отдельных элементов, а также частичным удалением газообразных изотопов, таких как ^{222}Rn , Tn (^{222}Rn), An (^{219}Rn). Наиболее часто отмечается нарушение равновесия в урановом ряду, особенно между U , Io (^{230}Th), изотопами тория, радия. Радиоактивные элементы ряда тория дают труднорастворимые химические соединения, у них также малый срок существования и потому нет условий для избыточного накопления дочерних элементов. Благодаря этому руды тория всегда находятся в состоянии радиоактивного равновесия.

Состояние радиоактивного равновесия между ураном и радием, например, характеризуется коэффициентом равновесия c из выражения

$$c = \frac{\alpha_{\text{Ra}}}{\alpha_{\text{U}}} \cdot 2,9 \cdot 10^6,$$

где α_{Ra} , α_{U} – содержание радия и урана в руде, %.

При $c=1$ урановая руда равновесная, при $c<1$ равновесие смещено в сторону урана, при $c>1$ равновесие смещено в сторону радия.

6.3.2. Взаимодействие ионизирующих излучений и потоков частиц с ядрами и внутренними электронными оболочками атомов

Заряженные частицы, γ -кванты и нейтроны, взаимодействуя с веществом, поглощаются или рассеиваются, что сопровождается ионизацией и возбуждением атомов, ядерными реакциями, нарушениями структуры вещества (радиационными дефектами).

Вероятность любого взаимодействия характеризуется *эффективным сечением взаимодействия* σ данного процесса, например, поглощения, рассеяния, ослабления, ядерной реакции, захвата и т. п. Этот термин используют для любого вида взаимодействия частиц или квантов с атомами или ядрами, в соответствии с принятой в настоящее время моделью атома.

Эффективное сечение взаимодействия соответствует доле частиц или квантов, вызвавших то или иное взаимодействие в единичном объеме по отно-

шению ко всем первичным частицам или квантам, попавшим на единицу площади облучаемого вещества, то есть оно характеризует вероятность процесса взаимодействия.

Смысл термина «эффективное сечение» дополнительно поясняется формулой, см^2 :

$$\sigma = \frac{N'}{nNdx},$$

где N – число падающих частиц в течение определённого времени на единицу площади поперечного сечения вещества, имеющегося в слое толщиной dx n ядер или атомов; N' – число частиц, вступивших за тот же интервал времени в ту или иную реакцию либо во взаимодействие в слое толщиной dx (см) на поперечном сечении 1 см^2 .

Чем меньше сечение процесса, тем он реже происходит.

Величина эффективного сечения (или просто сечения) зависит как от природы и свойств вещества, так и от энергии, размеров, зарядов частиц и квантов.

Полученные экспериментальные значения ядерных сечений находятся в пределах от 10^{-25} до 10^{-23} см^2 на ядро. Величина сечения, равная 10^{-24} см^2 , принята за единицу и называется барном.

Для получения надёжной информации можно использовать только те физические процессы, которые характеризуются достаточно высоким значением эффективного сечения взаимодействия с химическим элементом.

6.3.3. Ионизирующие излучения и потоки частиц

К непосредственно ионизирующим следует относить заряженные частицы, образующиеся в результате радиоактивного распада или ядерных реакций (α -, β^+ , β^- -частицы, протоны, электроны внутренней конверсии). К группе косвенно ионизирующих излучений, которые при взаимодействии со средой создают вторичные ионизирующие излучения, относят фотонное излучение (γ -кванты, рентгеновские кванты) и нейтроны.

Сущность явлений, происходящих при самопроизвольном радиоактивном распаде, рассмотрена ранее.

Потоки элементарных частиц и фотонов, помимо самопроизвольного радиоактивного распада, возникают также в результате ядерных реакций.

Ядерная реакция – это превращение атомных ядер при взаимодействии с элементарными частицами или излучениями (высокоэнергетичные γ -кванты) либо друг с другом.

В результате ядерной реакции происходит изменение состава ядра и его структуры. Ядерные реакции сопровождаются энергетическими превращениями. Они могут протекать как с выделением, так и с поглощением энергии. Символическая запись реакции такова:



где X и Y – исходные и конечные ядра; a и b – бомбардирующая и испускаемая (или испускаемые) в ядерной реакции частицы.

По характеру происходящих ядерных превращений ядерные реакции подразделяют на:

- реакции с испусканием нейтронов (n);
- реакции с испусканием заряженных частиц (α, β, p);
- реакции захвата (ядро не испускает никаких частиц, а переход в основное состояние происходит за счёт испускания одного или нескольких γ -квантов).

Длина пробега ионизирующих излучений в веществе различна /52/. В среднем соотношение длин пробега таково: $l_\alpha : l_\beta : l_\gamma \approx 1 : 100 : 10\,000$.

При различных энергиях излучений в различных веществах эти соотношения существенно меняются. Это иллюстрируется на примере пробега частиц и фотонов в алюминии (табл. 6.3).

Поскольку нейтроны не имеют заряда, они легко проникают в любые ядра.

В свободном состоянии нейтроны существуют недолго. Они или распадаются с периодом полураспада 11,77 мин, или захватываются ядрами.

Таблица 6.3

**Максимальная длина пробега
различных элементарных частиц и фотонов в алюминии, мм /88/**

Энергия, МэВ	γ -кванты (потеря 90 % квантов)	Электроны, позитроны	Протоны	α -частицы
0,05	24	0,011	–	–
0,10	59	0,045	–	–
0,50	111	0,630	0,005	–
1,00	135	1,600	0,013	–
2,00	194	3,500	0,043	–
3,00	243	5,800	0,078	0,008
5,00	295	9,900	0,196	0,017

Быстрые нейтроны получают реже за счёт фотонейтронных реакций (γ, n), а чаще – за счёт реакций (α, n) и с использованием трансурановых изотопов.

Для получения медленных и тепловых нейтронов источник окружают слоем замедлителя из парафина, графита или воды. Быстрые нейтроны при соударениях с атомными ядрами теряют энергию. После нескольких столкновений энергия становится ниже энергии возбуждения, после чего нейтроны рассеиваются без изменения внутреннего состояния ядра, то есть упруго. При одном упругом соударении нейтрон теряет долю энергии, равную $2A/(A+1)^2$, где A – массовое число ядра-мишени (замедлителя). Эта доля мала для тяжёлых ядер (10^{-2} для Pb) и велика для лёгких ($1/7$ для C, $1/2$ для H). Поэтому в лёгких ядрах нейтрон замедляется гораздо быстрее. В процессе замедления образуются тепловые нейтроны, находящиеся в тепловом равновесии со средой, в которой происходит замедление.

6.3.4. Взаимодействие заряженных частиц с атомами и ядрами

Заряженные частицы могут взаимодействовать как с ядрами атомов, так и с электронами вещества (рис. 6.8) /52/.



Рис. 6.8. Схема взаимодействия заряженных частиц с веществом на ядерном и атомном уровнях

Вероятность поглощения частицы ядром невелика. Мала и вероятность рассеяния заряженной частицы в поле ядерных сил.

В поле кулоновских сил может происходить как упругое, так и неупругое рассеяние заряженных частиц.

Взаимодействуя с электронами вещества, заряженные частицы могут вызвать ионизацию или возбуждение атома либо испытать упругое соударение. При прохождении через вещество тяжёлых (по массе сопоставимых с массой атома) заряженных частиц (α -частиц, протонов и т. п.) с энергией в несколько МэВ преобладают процессы ионизации (выбивания электрона с внешней оболочки с образованием свободного электрона и ионизированного атома) и возбуждения (выбивания электрона с внутренней оболочки на внешнюю) атомов.

Энергия α -частиц тратится на взаимодействие с электронными оболочками атомов веществ. С уменьшением скорости α -частицы увеличивается вероятность захвата ею электронов, благодаря которому она превращается в нейтральный атом гелия.

Взаимодействие α -частиц с ядрами атомов в виде упругого или неупругого рассеяния имеет значительно меньшую вероятность и потому не влияет на характер прохождения α -частиц через вещество.

Каждый α -активный изотоп испускает моноэнергетические характерные именно для него группы α -частиц. Поэтому потоки α -частиц используют обычно для возбуждения ядерных реакций типа (α, n) , (α, β) , для возбуждения характеристического рентгеновского излучения при анализе лёгких элементов рентгенорадиометрическим методом.

Реакцию (α, n) часто используют для получения потока нейтронов.

Проникающая способность α -частиц невелика, большая часть энергии тратится у поверхности вещества.

Протоны (p) вызывают ядерные реакции (p, α) ; (p, n) ; (p, p) ; (p, γ) .

Для получения больших потоков протонов, нейтронов и ионов различных элементов используют генераторы и ускорители заряженных частиц. С их помощью можно получить интенсивные потоки γ -излучения и нейтронов по реакциям (p, γ) , (d, n) . Здесь d – дейтрон.

Прямое использование α -частиц для определения состава вещества в информационных методах обогащения не нашло применения.

Бета-излучение в большинстве случаев представляет собой поток отрицательно заряженных частиц – электронов. При взаимодействии с орбитальными электронами или ядрами атомов вещества электрон испытывает большое количество актов упругого или неупругого рассеяния. При неупругом рассеянии электрона его энергия тратится на ионизацию и возбуждение атомов и на ради-

ационное (тормозное) излучение. Вследствие упругого рассеяния электрон не теряет энергию, а лишь изменяет направление своего движения.

Следует отметить, что проникающая способность бета-излучения невелика, в минералах и горных породах она обычно не превышает долей миллиметра.

Основными последствиями взаимодействия электронов при их энергиях до нескольких мегаэлектронвольт являются возбуждение и ионизация атомов. При ионизации атома выбивается один из электронов, который в соответствии с переданной ему энергией может производить также ионизацию атомов среды. В большинстве случаев энергия выбитых электронов оказывается небольшой, и поэтому число актов ионизации, вызываемых ими, как правило, невелико.

Возбуждение атома происходит вследствие выбивания бета-частицей электрона с более глубоких электронных оболочек атома. Переход атома из возбуждённого состояния в нормальное сопровождается испусканием фотонов характеристического рентгеновского излучения, как и при возбуждении гамма-излучением. Однако бета-флуоресценция меньше зависит от колебаний вещественного состава исследуемого образца по сравнению с гамма-флуоресценцией.

При торможении электрона в кулоновском поле ядра возникает электромагнитное излучение с энергией, зависящей от ускорения электрона. Поскольку отдельные электроны обладают различным ускорением, тормозное излучение имеет непрерывный энергетический спектр. Максимальную энергию фотоны тормозного излучения приобретают в том случае, когда электрон полностью теряет свою энергию в кулоновском поле ядра атома; энергия фотона равна при этом кинетической энергии электрона. Потери энергии электронов на тормозное излучение на единице пути (dE/dx) зависят от порядкового номера элемента и энергии электронов E и определяются выражением

$$(dE/dx) \approx EZ^2n,$$

где n – число атомов в 1 см^3 вещества.

С увеличением энергии электронов и атомного номера элемента потери энергии на тормозное излучение возрастают и являются существенными лишь для высоких значений энергии электронов и для элементов с большими порядковыми номерами.

Метод измерения, основанный на возбуждении атомов потоком бета-частиц, называется *бета-флуоресцентным*. Он может применяться в анализе руд, содержащих тяжёлые элементы с атомным номером $Z \geq 35$, например, молибденовых, свинцовых, оловянных, вольфрамовых.

Упругое рассеяние электронов может происходить как на орбитальных электронах, так и на ядрах атомов вещества. Однако вероятность рассеяния

электрона ядрами атомов значительно больше вероятности рассеяния орбитальными электронами. Сечение упругого рассеяния на орбитальных электронах приблизительно пропорционально порядковому номеру Z и, соответственно, Z^2 – на ядрах атомов. В результате упругого рассеяния большая часть электронов отклоняется на малые углы. Вероятность отклонения электрона на большой угол увеличивается для элементов с большими Z и при небольших энергиях электронов.

Плотность потока рассеянных в обратном направлении бета-частиц зависит от толщины слоя и порядкового номера элемента, входящего в состав вещества, подвергаемого облучению. Увеличение толщины рассеивающего слоя приводит к возрастанию плотности потока обратно рассеянного излучения. Однако это происходит до определённого предела. Минимальная толщина образца, начиная с которой плотность рассеянного излучения не возрастает, является *слоем насыщения*.

Изменение плотности потока обратно рассеянного излучения в зависимости от порядкового номера элемента объясняется различным вкладом упругого рассеяния бета-частиц в общий процесс рассеяния данным веществом. Порядковый номер элемента определяет и характер энергетического распределения обратно рассеянного бета-излучения.

С увеличением порядкового номера максимум интенсивности рассеянного излучения смещается в сторону больших значений энергии.

Метод измерения, основанный на измерении плотности потока обратно рассеянного бета-излучения, называется *бета-отражательным*. Он может применяться для руд, содержащих тяжёлые элементы.

В информационных методах обогащения взаимодействие бета-излучения с веществом для идентификации состава практически не используется.

6.3.5. Взаимодействие нейтронов с веществом

Характер взаимодействия нейтронов с веществом определяется свойствами ядер вещества и энергией нейтронов. Важнейшим свойством ядра является его массовое число. Ядра химических элементов можно классифицировать следующим образом /49/: лёгкие – до 25; средние – от 25 до 80, тяжёлые – свыше 80.

Основные элементарные процессы взаимодействия нейтронов с веществом показаны на рис. 6.9 /52/. Нейтроны низких энергий (медленные, тепловые) могут испытывать упругое рассеяние (n, n), радиационный захват (n, γ), а также может происходить деление тяжёлых ядер (^{238}U , ^{235}U , ^{239}Pu). Для нейтронов высоких энергий (быстрых) характерны процессы неупругого (n, n') и упругого

(n, n) рассеяния, захвата с испусканием γ -квантов (n, γ) , α -частиц (n, α) , протонов (n, p) , двух нейтронов $(n, 2n)$, деления ядер (n, f) . Здесь f – осколки ядер.

Для применения в информационных методах обогащения целесообразно использование медленных, тепловых нейтронов /49/.

Основным видом взаимодействия нейтронов с веществом является их взаимодействие с атомными ядрами. Это самый обширный и разнообразный класс ядерных превращений, поскольку нейтрон, не имея электрического заряда, легко сближается с ядрами атомов.

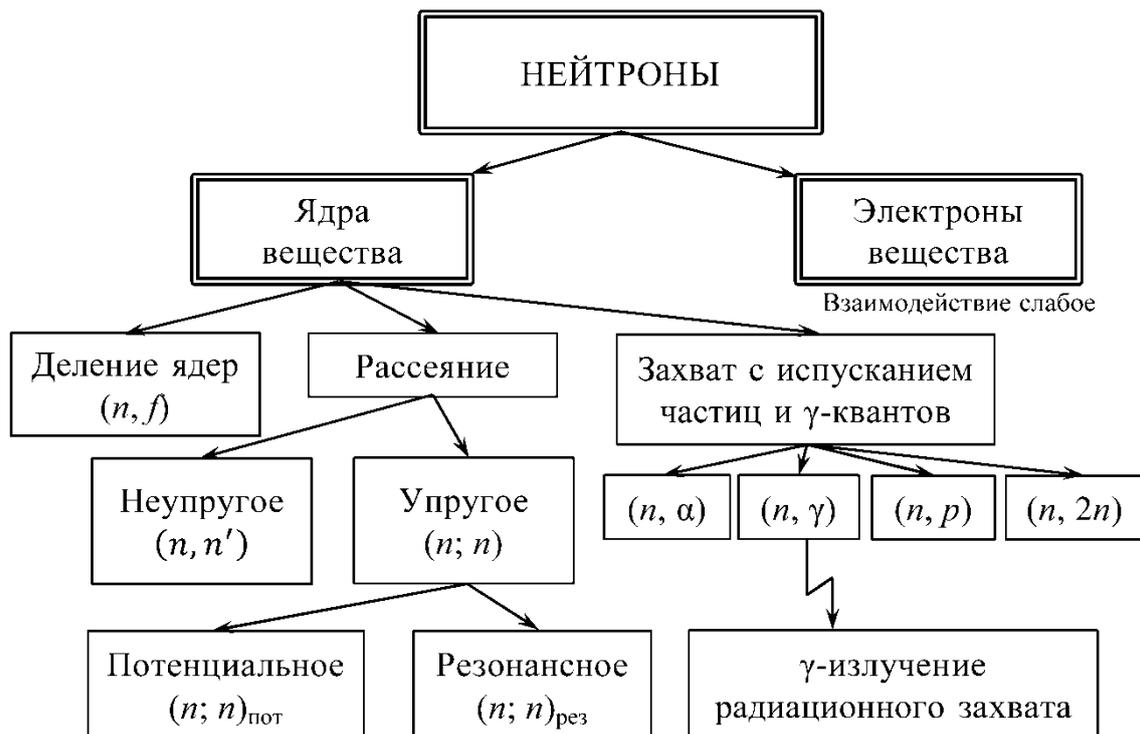
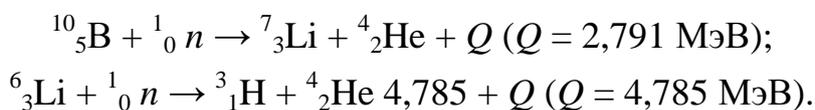


Рис. 6.9. Схема взаимодействия нейтронов с веществом на ядерном и атомном уровнях

Столкновение нейтрона с ядром приводит либо к отклонению его в поле ядерных сил от первоначального направления, либо к захвату нейтрона ядром и образованию составного возбуждённого ядра. Переход ядра в более низкое энергетическое состояние может происходить путём распада с испусканием α -частицы или (γ) γ -кванта.

Вероятность того или иного процесса взаимодействия зависит от энергии нейтрона. Какая-то часть нейтронов проходит сквозь вещество без взаимодействия.

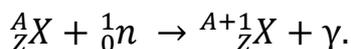
На медленных нейтронах на небольшом числе лёгких ядер наблюдается (n, α) реакция. Например, на ядрах ^{10}B и ^6Li они имеют вид /49/:



Для естественной смеси изотопов сечение (n, α) -реакции для В – 754 барна, для Li – 70,4 барна. У отдельных изотопов они значительно выше: для ^{10}B – 3843 барна, для ^6Li – 945 барнов.

Для многих других химических элементов сечения этой реакции на 3-6 порядков ниже.

Наибольшее распространение при захвате нейтрона имеет реакция с испусканием гамма-излучения (n, γ) – радиационный захват:



При захвате нейтрона ядром атома образуется составное ядро. Согласно теории составного ядра ядерная реакция идёт в два этапа. На первом этапе образуется промежуточное (составное) ядро за ядерное время (время пересечения нейтроном ядра 10^{-23} - 10^{-21} с). Составное ядро всегда находится в возбуждённом состоянии, так как оно обладает избыточной энергией, привносимой в ядро нейтроном. На втором этапе избыточная энергия распределяется между нуклонами ядра и происходит распад составного ядра с испусканием гамма-кванта, а ядро возвращается в основное состояние.

Радиационный захват нейтрона протекает при любой энергии и на любом ядре. Вероятность радиационного захвата увеличивается с убыванием скорости нейтронов. Для медленных и особенно тепловых нейтронов с энергией $0,1 \div 10$ эВ сечение радиационного захвата является наибольшим. Это область резонансного поглощения нейтронов ядрами некоторых элементов. Увеличение сечения (n, γ) -реакции наблюдается также при переходе от лёгких к тяжёлым элементам.

Время жизни составного ядра, возникшего при радиационном захвате, составляет 10^{-14} с. Это время соответствует испусканию гамма-кванта. Интенсивность и энергия гамма-излучения (n, γ) -реакции являются специфическими для каждого элемента свойствами, что может быть использовано для измерения содержаний элементов.

Метод измерения содержаний элементов, основанный на использовании различий разделяемых компонентов полезных ископаемых в интенсивности линий γ -квантов радиационного захвата нейтрона, называется **нейтронно-радиационным**.

Теоретически метод может быть использован для элементов с сечением радиационного захвата более 1 барна. Это руды Ni, Cu, Zn, Zr, Cr, Fe, Mn, V, Ag, Au, W и др., однако практического применения метод к настоящему времени пока не имеет /49/.

В ряде (n, γ)-реакций конечное ядро является стабильным изотопом облучаемого ядра, а возникающее гамма-излучение – единственным продуктом ядерной реакции.

В других случаях радиационный захват нейтронов ядрами приводит к образованию нестабильных (радиоактивных) изотопов. Это явление называется **искусственной радиоактивностью**, а способ её образования – **активацией**. Образующиеся при этом радиоактивные изотопы отличаются по виду и энергии излучения, периоду полураспада и другим свойствам. Обычно эти изотопы излучают гамма-кванты, электроны или позитроны. При этом интенсивность наведённой радиоактивности зависит от сечения активации и содержания элемента в облучаемом веществе.

Метод измерения, основанный на использовании различий разделяемых компонентов полезных ископаемых в интенсивности наведённого излучения, называется **нейтронно-активационным**.

Наибольшее практическое применение в аналитике нашёл активационный анализ на тепловых нейтронах. Возникающие в результате активации радиоактивные изотопы испускают потоки гамма- и бета-излучений с характерными для активированных изотопов энергиями. При активации на тепловых нейтронах наиболее вероятна ядерная реакция с испусканием гамма-излучения и с образованием изотопа того же элемента. Этот метод анализа весьма чувствительный и селективный, им можно определять до 70 элементов. Для определения лёгких элементов наиболее благоприятно использование быстрых нейтронов, обладающих более высокими энергиями, с образованием потоков протонов, α -частиц или нейтронов.

К достоинствам метода относят высокую чувствительность (при использовании мощных потоков нейтронов возможно, например, определение золота на кларковом уровне, весьма малых содержаний редких и рассеянных элементов), возможность одновременного определения нескольких элементов в одной навеске (образце), применимость метода для анализа малых количеств вещества. Недостатки метода: значительная продолжительность анализа, поскольку каждая из необходимых для анализа операций (активация, остывание, измерение наведённой активности) требует некоторого (подчас значительного) времени; высокая радиационная опасность, как за счёт первичных нейтронных потоков, так и за счёт вторичных, активированных в продуктах излучений. Во многих случаях при больших значениях периода полураспада наведённая радиоактивность в руде может сохраняться часы, сутки, месяцы, годы, то есть руда надолго становится источником радиоактивных излучений. Так, у изотопа ^{51}Cr период полураспада составляет 27,8 дня.

Нейтронно-активационный метод используется для руд, горных пород и продуктов обогащения для аналитических целей, в том числе и для определе-

ния в порошковых пробах содержаний микропримесей (в этом случае для активации используются нейтронные исследовательские каналы атомных реакторов, а в прочих случаях применяют ионные и электронные ускорители, генераторы нейтронов и радионуклиды), а также для определения состава природных сред (в скважинах) /12/.

В практике геолого-разведочных работ данный метод нашёл применение в скважинном каротаже и оказался полезным при разведке месторождений топлива (уголь, нефть), чёрных металлов (марганец), цветных металлов (алюминий, медь), нерудного сырья (флюорит, фосфорит, пьезокварц). Каротаж скважины занимает несколько часов, как в непрерывном так и в дискретном режиме /12/.

Продолжительность измерений при нейтронно-активационном анализе не согласуется с требованиями к быстрдействию процессов мелкопорционной сортировки и покусковой сепарации, которые должны протекать в реальном времени. Для них требуемое суммарное время на обработку каждого куска и каждой порции должно составлять доли секунды, а нейтронно-активационный анализ многооперационен и продолжителен, его длительность значительно превосходит допустимые пределы. В этом основная причина отсутствия сепараторов с использованием нейтронно-активационного анализа и, следовательно, невозможности реализации нейтронно-активационного метода обогащения на современном уровне развития техники.

Для отдельных руд в перспективе этот метод может быть применён для крупнопорционной сортировки в транспортных ёмкостях /12, 36/.

Крупнопорционная сортировка, в отличие от сепарации, не позволяет получать продукты обогащения (концентрат, хвосты). С её помощью горную массу разделяют на богатую, рядовую, бедную и забалансовую руды.

При взаимодействии тепловых нейтронов с веществом /49/ какая-то часть их рассеивается, часть захватывается ядрами атомов, а какое-то количество нейтронов проходит через вещество. Медленные нейтроны тоже частично рассеиваются и захватываются, частично замедляются до тепловых энергий, а остальная часть проходит через вещество. В результате всех этих процессов первоначальный поток нейтронов ослабляется. Закон ослабления имеет вид:

$$\Phi = \Phi_0 e^{-N_A \sigma_n x},$$

где Φ_0 – плотность первичного потока нейтронов; Φ – плотность потока нейтронов после прохождения слоя толщиной x ; σ_n – полное сечение взаимодействия нейтронов; N_A – число Авогадро (физическая константа, численно равная количеству специализированных структурных единиц (атомов, молекул, ионов или любых других частиц) в 1 моле вещества, $N_A = 6,022 \cdot 10^{23}$ моль⁻¹).

Сечения различных взаимодействий нейтронов с химическими элементами приведены в табл. 6.4.

Таблица 6.4

**Сечения взаимодействия тепловых нейтронов
с ядрами и изотопами некоторых химических элементов /49/**

Элемент	Z	A	Сечение, барн		
			упругого рассеяния σ_v	захвата σ_z	активации σ_a
H	1	1	20,36	0,335	–
Li	3	6,939	~1,5	70,4	–
B	5	10,811	3,9	754	–
C	6	12	4,7	$3,73 \cdot 10^{-3}$	$3,3 \cdot 10^{-3}$
N	7	14	9,96	1,88	–
O	8	16	3,73	$0,2 \cdot 10^{-3}$	–
Na	11	23	3,3	0,47	0,536
Mg	12	24,31	3,9	0,069	–
Al	13	27	1,35	0,241	0,21
Si	14	28,09	~2,2	0,16	–
K	19	39,09	~2	2,07	3
Ca	20	40,08	3,3	0,44	–
V	23	50,94	5	5	
		51	–	–	4,5
Cr	24	52	3,7	3,1	–
		50	–	–	13,5
Mn	25	55	2,1	13,2	13,3
Fe	26	55,85	–	2,62	–
		56	12,5	–	–
		54	–	–	2,5
Ni	28	58,71	–	4,6	
		58	27	–	–
		64	–	–	1,6
Cu	29	63,55	–	3,79	–
		63	7,6	–	4,3
Zn	30	65,37	4,1	1,1	0,2
Ag	47	107,87	–	64,8	–
		107	10	–	45
Cd	48	112,4	5,3	2537	–
Gd	64	157,25	26	46 600	–
		155	–	61 000	–
W	74	183,85	~6	19,2	
		186	–	–	34
Ir	77	192,2	–	440	–
		191	–	–	260
Au	79	197	9	98,2	96,0

Степень ослабления первичного потока зависит от ядерных свойств элементов и содержания данных элементов в облучаемом объёме. Метод измере-

ния, основанный на различии в ослаблении потока нейтронов разделяемыми компонентами полезных ископаемых, называют **нейтронно-абсорбционным** или **нейтрон-нейтронным**. Признаком разделения при этом методе является плотность потока нейтронов, прошедших сквозь подвергаемый облучению объём полезного ископаемого. Этот метод реализуем при большом различии в значениях сечений захвата нейтронов ядрами разделяемых элементов.

Анализ табл. 6.4 показывает, что нейтронно-активационный метод измерения целесообразно применять для руд, содержащих калий, хром, марганец, железо, никель, медь, цинк, серебро, золото и редкие элементы; нейтронно-абсорбционный – для руд, содержащих бор, литий, кадмий и редкоземельные элементы /49/; нейтронно-радиационный – для руд, содержащих калий, ванадий, хром, марганец, железо, никель, медь, серебро, золото и другие.

К настоящему времени нейтронные методы сепарации широкого распространения не получили. Исключением является применение нейтронно-абсорбционной сепарации для обогащения борсодержащих руд /36/.

6.3.6. Взаимодействие γ -излучения с веществом на атомном и ядерном уровнях

В качестве источников γ -излучения могут использоваться радиоактивные изотопы, находящиеся в возбуждённом состоянии в результате α - и β -распадов. Переход ядра в основное состояние сопровождается испусканием γ -кванта. Поскольку у ядра может быть несколько возбуждённых уровней, изотоп может испускать несколько групп γ -излучения, каждая из которых характеризуется определённой энергией, т. е. является моноэнергетичной. Интенсивные и высокоэнергетичные потоки γ -излучения получают с использованием ускорителей заряженных частиц. При взаимодействии потоков с мишенью возникает тормозное γ -излучение с непрерывным спектром.

Основные процессы взаимодействия γ -излучения со средой, представляющие интерес для использования в информационных методах обогащения и аналитике минерального сырья, – это фотоэлектрическое поглощение на электронных оболочках или на ядрах атомов, рассеяние на электронах, образование пар электрон-позитрон, при больших энергиях квантов – захват с делением ядра (ядерный фотоэффект), резонансные поглощения.

Процессы поглощения сопровождаются испусканием характеристического рентгеновского излучения, оже-электронов (фотоэффект), испусканием электронов и позитронов (образование пар), нейтронов (фотоядерный эффект), γ -квантов (резонансное поглощение). Рассеяние сопровождается изменением направления движения и энергии γ -квантов, а также, в последнем случае, испусканием заряженных частиц.

На рис. 6.10 /52/ приведена схема взаимодействия γ -квантов с веществом.

Прошедшее через вещество γ -излучение ослабляется главным образом за счёт фотопоглощения на электронных оболочках (фотоэффект), иногда за счёт фотопоглощения на ядрах атомов с испусканием нейтронов (фотоядерный эффект), когерентного и некогерентного рассеяния на электронах (комptonовское рассеяние, преобладает над прочими видами рассеяния), образования пар электрон-позитрон как на ядре, так и на электронах.

Фотоэффект

Процесс, когда γ -квант взаимодействует с одним из электронов и при этом полностью поглощается атомом, а его энергия тратится на преодоление связи электрона и удаление его из атома, называется **фотоэлектрическим поглощением**, или **фотоэффектом**. При этом электрон выбрасывается за пределы атома с энергией

$$E_e = E_\gamma - E_q,$$

где E_γ – энергия γ -кванта; E_q – энергия связи электрона (потенциал ионизации оболочки атома).

Если энергия γ -кванта больше энергии связи наиболее близкого к ядру электрона, то фотоэффект может происходить на любой электронной оболочке атома. Максимальную вероятность поглощения кванта имеют наиболее сильно связанные электроны. Фотоэлектрический коэффициент поглощения на K -оболочке в несколько раз больше подобного коэффициента на всех остальных.

Поскольку электроны, окружающие атомы ядра, располагаются на отдельных энергетических уровнях (K -, L -, M - и т. д.), при удалении одного из электронов атом оказывается в возбуждённом состоянии. Он возвращается в нормальное состояние практически мгновенно (10^{-16} – 10^{-7} с) путём целого каскада последовательных переходов электронов с одного уровня на другой с постепенным снижением энергии перехода. В результате таких переходов избыток энергии атома теряется за счёт испускания фотонов, образующих характеристическое рентгеновское излучение, называемое также рентгеновским флуоресцентным излучением.

Связь между энергией E_x характеристического рентгеновского излучения элемента и его атомным номером Z определяется законом Мозли, согласно которому

$$\sqrt{E_x} \sim Z.$$

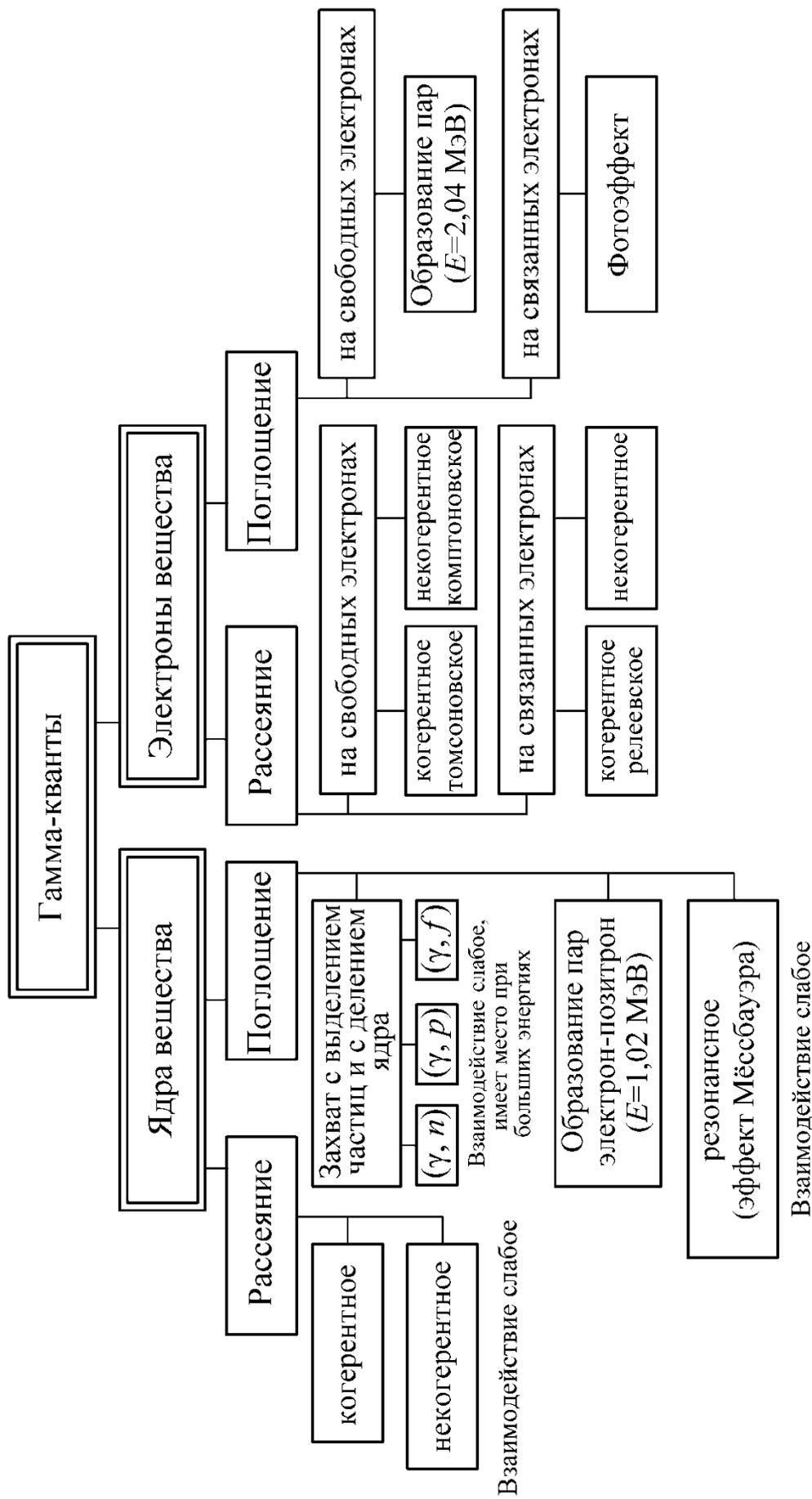


Рис. 6.10. Схема взаимодействия γ -квантов с веществом на ядерном и атомном уровнях

Таким образом, для каждого элемента энергия его характеристических квантов строго фиксирована, и интенсивность характеристического излучения определяется массовой концентрацией этого элемента в исследуемом веществе. Эти два обстоятельства являются основой *гамма-флуоресцентного* метода измерения.

В данном методе обычно используются *K*- и *L*-серии характеристического излучения элементов.

Для возбуждения атома на *q*-уровне энергия, передаваемая электрону, не может быть меньше энергии связи электрона на данном уровне. Минимальная энергия излучения, приводящая к возбуждению атома на *q*-уровне, очень близка к энергии *q*-края поглощения, но несколько меньше него. Энергия возбуждения атома на *K*-уровень почти на порядок больше той же энергии для возбуждения на *L*-уровень.

Если $E_\gamma > E_K$ (наиболее близкого к ядру электрона), то фотоэффект может происходить на любой электронной оболочке атома.

Испускаемое атомами характеристическое излучение имеет линейчатый спектр, состоящий из нескольких серий линий. Линия спектра *K*-серии возникает при появлении вакансии на *K*-уровне, линия *L*-серии при возникновении вакансии на *L*-уровне и т. п. Если атомы вещества испускают кванты *q*-серии, то в спектре всегда будут присутствовать линии более удалённых уровней (серий). Заполнение *K*-уровня электронами может происходить за счёт электронов *L*_{III}- и *L*_{II}-подуровней (соответственно K_{α_1} -, K_{α_2} -линии с энергией фотонов, отличающихся друг от друга) или за счёт электронов уровней *M*_{III} и *N*_{III} (линии K_{β_1} , K_{β_2}).

Если речь идёт об одном атоме, то возникает одна из линий *K*-серии. Поскольку любой из переходов случаен, предсказать появление конкретной линии невозможно. Вероятность появления линий различна, больше она для линий, расположенных к *K*-уровню ближе других. Соотношение интенсивностей линий *K*-серии следующее /107/:

$$I_{\alpha_1} : I_{\alpha_2} : I_{\beta_1} : I_{\beta_2} = 100 : 50 : 25 : 5.$$

Подобные закономерности соотношения интенсивностей справедливы и для других уровней.

В редких случаях избыток энергии атома вызывает не излучение фотона, а излучение оже-электрона. Это происходит при заполнении вакансии электроном *L*_{III}-серии с *L*_I-уровня (безрадиационный переход).

Выход фотонов характеризуется коэффициентом выхода флуоресценции (отдачей флуоресценции) W_q , определяемым соотношением числа атомов, ис-

пустивших фотоны характеристического излучения q -серии, к общему числу атомов, возбуждённых на q -уровень:

$$W_q = \frac{n_{qx}}{n_q}.$$

Коэффициент выхода флуоресценции зависит от порядкового номера элемента и возбуждаемого уровня, для каждого элемента он является постоянной величиной. С увеличением порядкового номера элемента вероятность радиационных переходов возрастает.

Приближённое значение коэффициента выхода флуоресценции для K -уровня можно найти по формуле

$$W_K = \frac{Z^4}{Z^4 + 34,2^4}.$$

Для L -уровня коэффициент выхода флуоресценции в несколько раз меньше, чем для K -уровня (эта закономерность действует и при переходе к каждому последующему уровню), поэтому при γ -флуоресцентном методе обогащения целесообразно использовать информацию о характеристическом излучении, возникающем при возбуждении K - или L -краёв поглощения химических элементов. В табл. 6.5 приведены значения энергии K -краёв поглощения для химических элементов. При этом под краем поглощения понимается граничное значение энергии излучения, способного удалить электрон с K -уровня.

Энергии скачков специфические для каждого элемента. Энергия каждого i -го скачка соответствует i -му краю поглощения.

В табл. 6.5 представлены энергетические характеристики фотонов химических элементов.

При рассмотрении данных таблицы следует учитывать, что фотоны с энергией 1–3 кэВ имеют низкую проникающую способность даже в воздухе, что делает невозможным их использование при информационном обогащении. Нижняя граница применения гамма-флуоресцентного метода находится в области элементов с $Z=20$, то есть метод применим начиная с кальция.

Гамма-флуоресцентный метод обогащения может использоваться для многих типов руд цветных, чёрных и редких металлов, например марганцевых, медно-никелевых, медно-цинковых, молибденовых, оловянных, свинцово-цинковых, цезиевых, вольфрамовых и др.

Флуоресцентные методы весьма селективны, они являются прямыми, так как интенсивность излучения в характеристической рентгеновской энергетической области элемента прямо характеризует его содержание в контролируемом объёме (слое) вещества. В спектре может быть выделено несколько спектральных областей, каждая из которых соответствует определённому элементу, что

позволяет одновременно определять содержания нескольких элементов. Эти преимущества делают флуоресцентные методы наиболее информативными и перспективными для применения.

Таблица 6.5

**Энергия фотонов основных линий и краёв поглощения
некоторых химических элементов /107/**

Элемент	Атомный номер	Энергия фотонов, кэВ				
		K_{α}	K_{β}	L_{α}	L_{β}	К-край поглощения
Магний	12	1,254	1,297	–	–	1,303
Алюминий	13	1,487	1,553	–	–	1,559
Кремний	14	1,740	1,832	–	–	1,838
Сера	16	2,308	2,464	–	–	2,470
Кальций	20	3,691	4,012	0,341	0,344	4,038
Скандий	21	4,090	4,460	0,395	0,399	4,496
Титан	22	4,510	4,931	0,452	0,458	4,964
Ванадий	23	4,952	5,427	0,510	0,519	5,463
Хром	24	5,414	5,946	0,571	0,581	5,988
Марганец	25	5,899	6,490	0,636	0,647	6,537
Железо	26	6,403	7,057	0,704	0,717	7,111
Кобальт	27	6,930	7,649	0,775	0,790	7,709
Никель	28	7,477	8,264	0,849	0,866	8,331
Медь	29	8,047	8,904	0,928	0,948	8,898
Цинк	30	8,638	9,571	1,009	1,032	9,660
Мышьяк	33	10,543	11,725	1,282	1,317	11,863
Рубидий	37	14,960	13,394	1,694	1,752	15,201
Ниобий	41	16,614	18,621	2,166	2,257	18,987
Молибден	42	17,478	19,607	2,293	2,395	20,002
Серебро	47	22,162	24,942	2,984	3,151	25,517
Кадмий	48	23,172	26,093	3,133	3,316	26,712
Олово	50	25,270	28,483	3,444	3,662	29,190
Сурьма	51	26,357	29,723	3,605	3,843	30,486
Барий	56	32,191	36,376	4,467	4,828	37,410
Вольфрам	74	59,310	67,233	8,396	9,670	69,508
Платина	78	66,820	75,736	9,441	11,069	78,379
Золото	79	68,794	77,968	9,711	11,439	80,713
Ртуть	80	70,821	80,258	9,987	11,823	83,106
Свинец	82	74,957	84,922	10,549	12,611	88,001
Висмут	83	77,097	87,335	10,836	13,021	90,521

Практическая реализация флуоресцентных методов обогащения, помимо выделения спектральной области определённого элемента, требует в ряде случаев учёта ряда мешающих факторов (размеры кусков, расстояния излучатель-кусок, кусок-детектор, влияние аналитических линий прочих элементов, влия-

ние рассеянного излучения и т. д.). Учёт может производиться различными приёмами.

Чаще применяют в качестве разделительного признака функцию интенсивностей потоков квантов в нескольких спектральных областях, в том числе в области рассеянного излучения. Формирование разделительного признака (построение алгоритма разделения) осуществляется чаще с использованием способов спектральной разности, спектрального отношения или их комбинаций [24, 37, 78, 101].

Ядерный фотоэффект

Под **ядерным фотоэффектом** понимают ядерные реакции типа (γ, n) , (γ, p) , (γ, α) . Минимальная энергия γ -кванта, при которой возможен ядерный фотоэффект, определяет энергетический порог данной реакции для данного вещества.

При ядерном фотоэффекте γ -квант, взаимодействуя с ядром атома, образует, как правило, промежуточное ядро, которое распадается с испусканием нейтронов, протонов, α -частиц. Вследствие наличия кулоновского барьера выход реакций (в данном случае – выход образовавшихся частиц за пределы облучаемого вещества) (γ, p) и (γ, α) значительно меньше выхода реакции (γ, n) . Поэтому для измерений используют именно эту реакцию.

Энергия нейтронов, образующихся при ядерном фотоэффекте, зависит от энергии γ -квантов и с возрастанием последней увеличивается.

Необходимым условием для осуществления фотоядерной реакции является превышение энергии γ -кванта над энергией отделения нейтрона [49]. Полное число образующихся фотонейтронов зависит от активности источника i , сечения фотоядерной реакции $\sigma_{\text{ф.я}}$, расстояния от источника r , полного коэффициента ослабления μ и содержания химического элемента C , вступающего в реакцию. В случае точечного источника монохроматических γ -квантов число нейтронов b , образующихся в секунду в единице объёма на расстоянии r , можно вычислить:

$$b = iC \frac{n_0 \sigma_{\text{ф.я}}}{4\pi r^2} e^{-\mu r},$$

где n_0 – число ядер в единице объёма химически чистого расщепляемого вещества, $n_0 = \frac{\rho N_A}{A}$; N_A – число Авогадро; A – атомная масса вещества; ρ – плотность вещества.

Каждый химический элемент характеризуется определённым порогом (γ, n) реакции и её эффективным сечением $\sigma_{\text{ф.я}}$. Пороги фотоядерной реакции для некоторых изотопов приведены в табл. 6.6, а максимальные сечения фотоядерных реакций – в табл. 6.7.

Метод измерения плотности потока нейтронов, образующихся при ядерном фотоэффекте (или фотоядерной реакции), называется *фотонейтронным*.

Таблица 6.6

Пороги фотоядерных реакций (γ, n) некоторых изотопов /49, 95/

Изотоп	Порог реакции, МэВ	Изотоп	Порог реакции, МэВ
${}^6\text{Li}$	5,35	${}^{97}\text{Mo}$	7,10
${}^9\text{Be}$	1,67	${}^{113}\text{Cd}$	6,50
${}^{25}\text{Mg}$	7,25	${}^{118}\text{Sn}$	9,10
${}^{57}\text{Fe}$	7,75	${}^{184}\text{W}$	6,25–7,15
${}^{65}\text{Cu}$	10,00	${}^{208}\text{Pb}$	7,40
${}^{67}\text{Zn}$	7,00	${}^{209}\text{Bi}$	7,40

Таблица 6.7

Максимальные сечения фотоядерной реакции для некоторых химических элементов /49/

Элемент	Максимальное сечение, барн	Элемент	Максимальное сечение, барн
Бериллий	0,002	Кобальт	0,125
Углерод	0,013	Медь	0,100
Магний	0,012	Цинк	0,102
Марганец	0,081	Молибден	0,240
Железо	0,074	Свинец	0,850
		Висмут	0,940

Фотонейтронный метод может быть практически применён для бериллиевых руд /104, 105/, поскольку для прочих элементов очень велик порог фотоядерной реакции, что требует применения уже не импульсных изотопных источников излучения (что возможно в случае с бериллием), а ускорителей электронов.

Резонансное поглощение

Резонансное ядерное поглощение сводится к такому взаимодействию фотона с ядром атома, при котором фотон, поглощаясь ядром, переводит его из основного в возбуждённое состояние, соответствующее одному из его энергетических уровней. Переход ядра из возбуждённого обратно в основное состояние сопровождается испусканием фотона той же энергии. Это возможно только в том случае, если энергия, расходуемая квантом на возбуждение ядра, в точности равняется энергии квантового перехода, т. е. разности энергии ядра в возбуждённом и основном состояниях.

Ослабление излучения веществом за счёт резонансного поглощения зависит от доли испускаемых и поглощаемых фотонов без отдачи (эффект Мёссбауэра), от содержания и вида соединения изотопа, входящего в состав резонанс-

ной пары. Вероятность резонансного ядерного поглощения невелика, и его доля в общем процессе ослабления излучения веществом незначительна, поэтому это явление не представляет интереса для идентификации элементов при информационном обогащении, но может быть использовано в аналитических целях.

Рассеяние излучения

При взаимодействии γ -квантов, имеющих энергию 0,01–3 МэВ, с веществом может происходить их рассеяние, то есть отклонение от их первоначального направления. Различают рассеяние двух видов: некогерентное, при котором квант изменяет свою энергию, и когерентное, при котором энергия кванта не изменяется.

Некогерентное рассеяние (так называемое комптоновское рассеяние) имеет место, когда энергия фотона велика в сравнении с энергией связи электрона, а также при взаимодействии со свободными или слабосвязанными электронами. Взаимодействие кванта с электроном можно рассматривать в этом случае как столкновение двух независимых частиц.

Когерентное рассеяние играет существенную роль в общем процессе рассеяния в области малых энергий фотонов (20–50 кэВ) [107]. При энергиях выше 100 кэВ некогерентное рассеяние становится преобладающим.

Большая часть когерентного рассеяния мало отклоняется от направления первичного излучения (до 15°), то есть в конечном итоге оно является частью проходящего через вещество излучения и не ослабляет первичный поток излучения в значительной степени.

Исходя из законов сохранения энергии и импульса взаимодействующих частиц, можно установить связь между углом некогерентного рассеяния θ и энергиями первичного E и рассеянного E_p квантов (E в МэВ):

$$E_p = \frac{E}{1 + 2E(1 - \cos\theta)}.$$

Минимальной величины энергия рассеянного излучения достигает при угле рассеяния $\theta=180^\circ$:

$$E_p = \frac{E}{1 + 4E}.$$

При малых углах рассеяния энергия рассеянного излучения близка к энергии первичного излучения.

Когерентное рассеяние имеет место при небольших по сравнению с энергией связи электрона энергиях квантов. В этом случае при столкновении γ -кванта с электроном перераспределение энергии происходит не между кван-

том и электроном, а между квантом и атомом. Поскольку масса атома сравнительно велика, энергия фотона при таком рассеянии практически не меняется.

Для оценки количественных характеристик рассеяния используют массовые коэффициенты рассеяния, учитывающие количество атомов в единице массы вещества.

Для некогерентного рассеяния с увеличением энергии излучения массовый коэффициент рассеяния уменьшается, при этом он мало зависит от состава вещества, поскольку количество электронов в единице массы вещества незначительно отличается для различных элементов.

При когерентном рассеянии массовый коэффициент сильно зависит от энергии излучения и атомного номера. В табл. 6.8 приведены значения массовых коэффициентов когерентного σ^k и некогерентного σ^h рассеяния γ -излучения для различных элементов. По данным таблицы видно, что интенсивность рассеянного излучения различными рудами может значительно отличаться, особенно в области малых энергий. Метод измерения рассеянного γ -излучения называется *гамма-отражательным*.

Таблица 6.8

Массовые коэффициенты рассеяния γ -излучения, см²/г /49/

Элемент	$E_\gamma=0,02$ МэВ			$E_\gamma=0,05$ МэВ		
	σ^k	σ^h	$\sigma^k + \sigma^h$	σ^k	σ^h	$\sigma^k + \sigma^h$
₁ H	0,0067	0,362	0,3687	0,0011	0,334	0,3351
₄ Be	0,0355	0,149	0,1845	0,007	0,147	0,1540
₆ C	0,064	0,160	0,2240	0,0137	0,163	0,1767
₈ O	0,099	0,154	0,2530	0,0217	0,161	0,1827
₂₀ Ca	0,382	0,132	0,5140	0,090	0,149	0,2390
₂₆ Fe	0,517	0,116	0,6330	0,124	0,136	0,2600
₄₀ Zr	0,924	0,097	1,0210	0,235	0,121	0,3560
₄₈ Cd	1,18	0,0906	1,2706	0,303	0,114	0,4170
₅₆ Ba	1,37	0,843	1,4543	0,361	0,106	0,4670
₇₄ W	2,17	0,073	2,2430	0,554	0,0994	0,6534
₈₂ Pb	2,34	0,0695	2,4095	0,642	0,0955	0,7375

Гамма-отражательный метод может быть применён для обогащения руд, содержащих тяжёлые элементы, например железных, свинцово-цинковых, ртутных, хромовых.

Образование пар

Процесс ослабления γ -излучения веществом с образованием пар сводится к образованию пары электрон – позитрон, при этом фотон перестаёт существовать.

Так как энергия покоя электрона или позитрона равна 0,51 МэВ, то пара может быть образована при энергии фотона больше 1,02 МэВ.

Массовый коэффициент поглощения γ -излучения за счёт образования пар и зависит от энергии излучения и порядкового номера элемента:

$$\kappa = \frac{Z^2}{A} f(E),$$

где $f(E)$ пропорциональна величине $(E-1,02)$ МэВ.

Этот процесс играет существенную роль лишь при очень больших энергиях фотонов и для элементов с высокими порядковыми номерами.

Ослабление и поглощение гамма-излучения

При прохождении сквозь слой вещества толщиной x направленного пучка монохроматического γ -излучения интенсивность прошедшего излучения I может быть рассчитана по формуле

$$I = I_0 e^{-\mu x},$$

где I_0 – интенсивность падающего излучения; μ – линейный коэффициент ослабления, численно равный суммарной доле рассеянных и поглощённых фотонов на единице толщины слоя вещества, см^{-1} .

Интенсивность излучения – это энергия, переносимая квантами или частицами за единицу времени через единичную площадь в направлении, перпендикулярном этой поверхности, МэВ/($\text{см}^2 \cdot \text{с}$):

$$I = \frac{nE}{St}.$$

Здесь n – число квантов; E – энергия одного кванта; S – площадь поверхности; t – время.

Массовый коэффициент ослабления μ_m ($\text{см}^2/\text{г}$) соответствует вероятности взаимодействия фотона при прохождении слоя вещества с единичной поверхностной плотностью m ($\text{см}^2/\text{г}$).

μ и μ_m связаны соотношением

$$\mu = \mu_m \rho,$$

где ρ – плотность вещества, $\text{г}/\text{см}^3$.

Тогда

$$I = I_0 e^{-\mu_m \rho x} = I_0 e^{-\mu_m m},$$

где $m = \rho x$ – поверхностная плотность поглотителя, $\text{г}/\text{см}^2$.

В отличие от линейного коэффициента ослабления μ массовый коэффициент ослабления μ_m не зависит от физического и химического состояния вещества.

Абсолютные значения этих коэффициентов зависят от энергии излучения и атомного номера поглощающего элемента. Величина I , кроме того, дополнительно зависит от плотности вещества, размеров куска и элементного состава вещества, то есть является функцией многих переменных.

Массовый коэффициент ослабления сложного вещества можно найти по формуле

$$\mu_m = \sum_i (\mu_m)_i C_i,$$

где i – индекс i -го химического элемента; C_i – концентрация i -го элемента.

Если поток лучей немонахроматичен и состоит из нескольких линий (j), то суммарную интенсивность прошедшего через слой вещества излучения можно вычислить следующим образом:

$$I = \sum_j I_{0j} e^{-\mu_j x} = \sum_j I_{0j} e^{-\mu_{mj} \rho x}.$$

Полный массовый коэффициент ослабления γ -излучения веществом представляет сумму коэффициентов ослабления за счёт фотоэлектрического поглощения τ_m , когерентного σ^k и некогерентного σ^h рассеяния и образования пар κ :

$$\mu_m = \tau_m + \sigma^k + \sigma^h + \kappa.$$

Здесь $\sigma^h = \sigma_p^h + \sigma_{\Pi}^h$ – полное эффективное сечение комптоновского рассеяния, где σ_{Π}^h – комптоновский коэффициент поглощения; σ_p^h – комптоновский коэффициент (эффективное сечение) некогерентного рассеяния.

Массовый коэффициент некогерентного рассеяния слабо зависит от элементного состава вещества, так как $\sigma^h \approx f(E) \cdot Z/A$, где $f(E)$ зависит от энергии γ -излучения.

Каждый из рассмотренных выше эффектов взаимодействия γ -излучения с ядрами и атомами вносит свой вклад в ослабление прошедшего через вещество излучения.

Полный массовый коэффициент истинного поглощения γ -излучения можно рассмотреть как сумму массовых коэффициентов ослабления за счёт основных процессов: фотоэлектрического поглощения τ_m (массовый коэффициент фотоэлектрического поглощения), некогерентного (комптоновского) поглощения σ_{Π}^h и образования пар κ /88/:

$$\mu_{m\Pi} = \tau_m + \sigma_{\Pi}^h + \kappa.$$

В истинном поглощении по сравнению с ослаблением не учитывается когерентное рассеяние, так как фотоны при взаимодействии с электронами не поглощаются, а лишь несколько меняют свою первоначальную траекторию.

Энергия γ -квантов при прохождении через вещество ослабевает при некогерентном рассеянии. Часть этого излучения истинно рассеивается (учитывается σ_p^H), а часть энергии поглощается (рассеивается на электронах), что учитывается комptonовским коэффициентом поглощения σ_{Π}^H , который существенно меньше σ_p^H .

Для малых энергий основным процессом ослабления является процесс фотоэлектрического поглощения. С увеличением энергии излучения полный массовый коэффициент ослабления уменьшается.

Показательным для объяснения соотношений между коэффициентами ослабления и поглощения излучения является пример свинца, для которого в области энергий фотонов до 200 кэВ массовые коэффициенты ослабления и поглощения практически одинаковы, а основной вклад в общее поглощение и ослабление в этом энергетическом диапазоне для свинца вносит фотоэлектрическое поглощение /107/.

Процесс ослабления излучения при прохождении через вещество зависит:

- от энергии фотонов или длины волны излучения;
- от атомного номера вещества (или эквивалентного ему).

Для ряда элементов в табл. 6.9 приведены значения массовых коэффициентов поглощения для различных энергий рентгеновского и γ -излучения.

Массовый коэффициент поглощения рентгеновского и γ -излучения для всех элементов уменьшается с возрастанием энергии фотонов.

При анализе табл. 6.9 можно констатировать, что для химических элементов вмещающих пород (порядковый номер до 15) массовый коэффициент поглощения существенно меньше, чем у химических элементов, входящих в состав полезных минералов руд чёрных, цветных и редких металлов ($Z > 24$).

Метод измерения, основанный на различии в ослаблении интенсивности γ -излучения объёмами полезного ископаемого и породы, называется **гамма-абсорбционным**. Потенциальным разделительным признаком в данном случае является интенсивность излучения, прошедшего через объём объекта измерения.

Сравнение характера поглощения γ -излучения минералами и горными породами можно проводить по эффективному атомному номеру (учитываются все элементы, входящие в минерал или породу) /69/, определяемому по формуле:

$$Z_{\text{эфф}} = \sqrt[3]{\sum_{i=1}^n \alpha_i Z_i^3},$$

где Z_i – атомный номер i -го элемента, всего их n ; α_i – массовая доля i -го элемента. В табл. 6.10 приведены значения эффективного атомного номера некоторых минералов и горных пород.

Таблица 6.9

Массовые коэффициенты поглощения рентгеновского и γ -излучения для некоторых химических элементов, $\mu_{\text{мп}}$, $\text{см}^2/\text{г} /107/$

Порядковый номер	Химический элемент	Энергия фотонов, E , кэВ				
		1,24	5	12,4	49,6	124
1	H	13,7	0,62	0,45	0,36	0,29
6	C	1100	14,0	1,40	0,186	0,142
7	N	1800	30,5	2,20	0,195	0,144
8	O	2600	45,5	3,20	0,206	0,145
11	Na	5300	132	8,80	0,287	0,150
12	Mg	340	185	11,7	0,330	0,152
13	Al	520	235	15,2	0,380	0,155
14	Si	740	290	18,2	0,442	0,159
17	Cl	1700	430	29,7	0,667	0,176
19	K	2350	540	40	0,86	0,191
20	Ca	2800	625	48	0,98	0,200
24	Cr	4100	136	80,5	1,60	0,241
25	Mn	4350	148	90	1,79	0,253
26	Fe	4700	162	100	2,02	0,265
28	Ni	5600	193	121	2,51	0,303
29	Cu	6000	212	130	2,79	0,328
30	Zn	6400	227	141	3,07	0,35
42	Mo	3650	544	54,8	7,50	0,79
50	Sn	5900	940	84	11,3	1,20
82	Pb	4100	900	75	9,2	3,41
92	U	4820	755	101	13,1	3,91

Условие для эффективного использования гамма-абсорбционного метода – тесная корреляционная связь между эффективным атомным номером и содержанием определяемого компонента. Связь становится неочевидной при близких атомных номерах элементов. Примеры эквивалентных концентраций сопутствующих минералов приведены в табл. 6.11.

При близости их значений к единице достоверно содержания того или другого минерала не определить.

Таблица 6.10

**Эффективный атомный номер и плотность
некоторых минералов и горных пород /69/**

Минерал, руда	Формула	Эффективный атомный номер	Плотность, кг/м ³
Альбит	NaAlSi ₃ O ₈	11,1	2620
Англезит	PbSO ₄	72,2	6300
Антимонит	Sb ₂ S ₃	47,2	4600
Бадделеит	ZrO ₂	36,2	4700
Барит	BaSO ₄	46,6	4450
Борнит	Cu ₅ FeS ₄	26,3	4600
Висмутин	Bi ₂ S ₃	77,5	6600
Вольфрамит	(Mn, Fe)WO ₄	62,9	7100
Галенит	PbS	78,2	7500
Гаусманит	Mn ₃ O ₄	22,5	4800
Гематит	Fe ₂ O ₃	23,7	5100
Гранит	–	13,6	2700
Диабаз	–	15,9	3100
Доломит	CaMg(CO ₃) ₂	12,9	2700
Золото	Au	79	19300
Известняк	CaCO ₃	15,1	2750
Ильменит	FeTiO ₃	23,1	4700
Кальцит	CaCO ₃	15,1	2700
Кварц	SiO ₂	11,65	2650
Ковеллин	CuS	23,5	4600
Киноварь	HgS	76,2	8100
Магнетит	Fe ₃ O ₄	23,4	5100
Монацит	(Ce, La, ...)PO ₄	48,5	5200
Песчаник	–	12,5	2300
Пентландит	(Fe, Ni) ₉ S ₈	24,3	4700
Пирит	FeS ₂	21,7	5000
Пирротин	Fe _n S _{n+1}	23,0	4700
Пирохлор	(Na, Ca, ...) ₂ (Nb, Ti, ...) O ₆ (Fe, OH)	24,5	4200
Рутил	TiO ₂	18,7	4200
Сидерит	FeCO ₃	20,6	3900
Сфалерит	ZnS	26,7	4000
Танталит	(Fe, Mn)Ta ₂ O ₆	65,1	8200
Титаномагнетит	Fe ₃ O ₄ · TiO ₂	23,1	5100
Уголь	C	12,0	1300
Халькозин	Cu ₂ S	27,3	5700
Халькопирит	CuFeS ₂	24,7	4200
Хромшпинелиды	–	18,0	4400
Целестин	SrSO ₄	30,0	4000
Циркон	ZrSiO ₄	31,9	4700
Шеелит	CaWO ₄	63,8	6000

Таблица 6.11

Эквивалентные концентрации минералов рудных месторождений /69/

Руда	Основные рудные минералы	Сопутствующие минералы	Эквивалентная концентрация, отн. ед.
Баритовая	Барит	–	1,0
		Пирит	2,1
		Галенит	0,6
Вольфрамовая	Вольфрамит	–	1,0
	Шеелит	–	0,93
		Кальцит	4,2
Железная	Магнетит	–	1,0
		Рутил	1,2
		Пиролоюзит	1,1
		Кальцит	0,6
Марганцевая	Пиролоюзит	–	1,0
		Магнетит	0,9
		Гематит	0,9
Ртутная	Киноварь	–	1,0
		Барит	1,7
		Антимонит	1,6
Свинцово-цинковая	Галенит	–	1,0
		Пирит	3,6
		Сфалерит	2,9
		Барит	1,7
	Сфалерит	–	1,0
		Пирит	1,2
		Галенит	0,3
Барит	0,6		
Стронциевая	Стронцианит	–	1,0
Сурьмяная	Антимонит	–	1,0
		Барит	1,0
		Киноварь	0,6
Хромовая	Хромшпинелиды	–	1,0
		Магнетит	1,3
		Гематит	1,3

Метод определения содержания элемента по интенсивности прошедшего излучения называют *гамма-абсорбционным элементным*, а, если с использованием интенсивности прошедшего излучения определяют плотность вещества, метод называют *гамма-абсорбционным плотностным*. Определение плотности целесообразно проводить при большой энергии гамма-квантов.

В принципе при тесной корреляции между плотностью и содержанием элемента плотностной метод становится для данного случая и элементным.

Для устранения влияния колебаний плотности и размеров кусков применяют и «двухлучевые» методы с использованием γ -излучения двух энергий. Метод не селективен для элементов с близкими атомными номерами.

Метод потенциально применим для бокситов, фосфоритов, угля, простых моноэлементных руд, таких как железные, сурьмяные, свинцовые, хромовые. В них эффективный атомный номер коррелирован с содержанием единственного элемента, имеющего промышленное значение. Для комплексных руд метод не эффективен.

Для обогащения γ -методы в настоящее время используются редко, поскольку тех же эффектов часто можно достичь, применяя более технологичные и безопасные рентгеновские методы.

6.3.7. Взаимодействие рентгеновского излучения с веществом на атомном уровне

Рентгеновское и γ -излучение представляют собой электромагнитные колебания, различающиеся природой своего происхождения. Энергетические (частотные) диапазоны их перекрываются в широкой области (12,4-250 кэВ). При одинаковой энергии фотонов оба типа излучений эквивалентны.

Процессы взаимодействия электромагнитного излучения с веществом предопределяются энергией фотонов и составом вещества, поэтому независимо от происхождения фотонов, закономерности взаимодействия обоих излучений равных энергий с веществом одинаковы, и излучения могут рассматриваться и как рентгеновское, и как γ -излучение.

Первичное рентгеновское излучение чаще получают с использованием рентгеновских трубок при торможении заряженных частиц (электронов) материалом анода (тормозное рентгеновское излучение).

В результате ядерной реакции, например, распада радиоактивного изотопа или аннигиляции частиц испускается γ -излучение.

Спектр первичного рентгеновского излучения является сплошным (диапазон спектра – от нуля до максимума, определяемого напряжением на аноде), поскольку энергии электронов, взаимодействующих с атомами вещества анода, меняются в широких пределах. Он может иметь выраженный пик, соответствующий энергии первичного характеристического рентгеновского излучения атомов вещества анода (*K*- или *L*-серии). Спектр γ -излучения линейчатый (одна или несколько энергетических линий от радиоактивного изотопа) или сплошной (тормозное γ -излучение при поглощении ускоренных заряженных частиц).

Вторичное рентгеновское флуоресцентное излучение возникает в результате возбуждения атомов под действием фотонов мягкого γ - или рентгеновского излучения и в ряде случаев – потоков α - и β -частиц с последующими перехо-

дами электронов между разными энергетическими уровнями электронной оболочки.

Для определения концентраций элементов в рудах и горных породах при сортировке используют, как правило, вторичное характеристическое рентгеновское флуоресцентное излучение, возникающее при взаимодействии первичного рентгеновского излучения (включающего и тормозное, и характеристическое от материала анода) с веществом. Первичное характеристическое излучение иногда используют лишь при аналитическом лабораторном контроле состава вещества.

Рентгеновское излучение может быть также использовано для рентгеноотражательного и рентгеноабсорбционного методов обогащения, по сути не отличающихся от соответствующих γ -аналогов.

Особенности, связанные со сплошным спектром первичного рентгеновского излучения, а также с большей мощностью излучения рентгеновской трубки, определяют методические отличия применения всех рентгеновских методов в сравнении с их γ -аналогами.

Поскольку изотопы (источник γ -излучения) – это радиоактивные вещества, которые представляют постоянную радиоактивную опасность, и их мощность существенно меньше, чем у рентгеновских трубок, в настоящее время в качестве источников излучения для общего диапазона энергий γ - и рентгеновских квантов применяют рентгеновские трубки.

Основные методы измерения содержания элементов с использованием облучения кусков руды первичным рентгеновским излучением – рентгенофлуоресцентный, рентгеноабсорбционный, рентгеноотражательный (по рассеянному излучению) – во многом повторяют соответствующие γ -аналоги. Самым универсальным и внедряемым в последние годы является рентгенофлуоресцентный метод обогащения.

К наиболее разработанным и нашедшим промышленное использование в России и ряде стран мира следует также отнести и рентгенолюминесцентный метод обогащения.

6.3.8. Взаимодействие излучений с минералами и горными породами

Радиометрические, нейтронные, гамма-, рентгеновские и другие рассмотренные ранее методы обогащения «нацелены» на определение содержаний элементов в объектах разделения. Часть из них, например рентгенофлуоресцентный, гамма-флуоресцентный, фотонейтронный для бериллия, могут быть отнесены к прямым методам определения содержаний элементов, другие косвенно характеризуют содержания элементов.

Эти методы основаны на получении информации на ядерном или атомном уровнях организации материи.

Прочие информационные методы с меньшими энергиями квантов или большей длиной волны ориентированы на идентификацию или определение содержаний минералов или горных пород, то есть содержаний простых или сложных веществ. Это следующий уровень организации материи.

А. С. Марфунин в монографии /42/ пишет: «Свойства минералов зависят не только от рода составляющих их атомов и от расположения их в структуре: атомная структура не определяет непосредственно свойства. Оптические, магнитные, электрические, химические, механические свойства – это электронные свойства, определяемые состоянием связи. Сведения об электронном строении позволяют интерпретировать свойства и описывающие их параметры».

6.3.9. Взаимодействие ультрафиолетового излучения с веществом

Область ультрафиолетового излучения условно делят на *ближнюю* (200-400 нм) и *вакуумную* или далёкую (10-200 нм). Специфическое название «вакуумная» обусловлено тем, что излучение в этой области легко поглощается воздухом, и измерение его характеристик необходимо производить с помощью вакуумных спектральных приборов.

Спектр ультрафиолетового излучения может быть линейчатым (спектры изолированных атомов, ионов или лёгких молекул), полосчатым (УФ-излучение, обусловленное электронно-колебательно-вращательными переходами молекул, характерно для спектров тяжёлых молекул – молекулярные спектры) и непрерывным (УФ-излучение, возникающее при торможении и рекомбинации электронов – тормозное излучение).

Оптические свойства веществ в диапазоне УФ-излучения значительно отличаются от свойств в видимой части. Прозрачность веществ значительно ниже, и при $\lambda < 105$ нм прозрачных материалов почти нет. Воздух непрозрачен практически при $\lambda \leq 185$ нм из-за поглощения кислородом.

Поэтому для обогащения с измерением характеристик взаимодействия излучения с веществом теоретически пригодно излучение с $\lambda > 185$, то есть ближнего УФ-диапазона. Ультрафиолетовое излучение может вызывать люминесценцию веществ.

6.3.10. Люминесценция

Люминесценция – это излучение, представляющее собой избыток над тепловым излучением тела и продолжающееся в течение времени, значительно превышающего период световых колебаний.

Излучение совокупности атомов (молекул), находящихся в состоянии, близком к равновесному, может быть тепловым и люминесцентным. Тело может люминесцировать при любой температуре, в то время как тепловое излучение в выделенной области спектра заметно только при температуре в несколько сотен или тысяч градусов. Поэтому люминесцентное излучение избыточно по отношению к тепловому.

Большая, чем период световых колебаний, продолжительность люминесцентного излучения объясняется наличием промежуточных относительно длительных процессов и отличает люминесценцию от различных видов рассеяния, отражения, параметрического преобразования света, тормозного излучения и т. п.

В настоящее время понятие люминесценции относится к излучению в видимом, в ближних ультрафиолетовом и инфракрасном диапазонах (180-1200 нм).

Элементарный акт люминесценции состоит из поглощения энергии, серий переходов атома или молекулы из основного состояния в различные возбуждённые состояния и возврата в основное состояние путём нескольких переходов, при этом часть переходов являются безызлучательными, а возврат в основное состояние – переход излучательный. Разные механизмы отличаются числом и последовательностью переходов, различают резонансную, спонтанную, вынужденную и рекомбинационную люминесценции.

Люминогеном /15, 17/ называют химический элемент, на основе которого в кристаллической решётке возникает центр люминесценции. Центр люминесценции, или центр свечения, – это точечный дефект структуры твёрдого тела. Дефектами могут быть атомы (часто примесные), ионы переходных металлов, комплексные катионы, молекулы, радикалы, точечные дефекты кристаллической структуры, центры переноса заряда (пространственно разделённые неравновесные носители заряда: дырки – в валентной зоне, электроны – в зоне проводимости) и т. д. Дефект решётки характеризуется либо внедрением в неё постороннего атома или иона и т. д., либо образованием вакансии – дырки. Переход возбуждённого центра люминесценции в нормальное или менее возбуждённое состояние сопровождается испусканием света. Это и есть люминесцентное свечение вещества.

По длительности свечения различают флуоресценцию (быстрозатухающую люминесценцию) и фосфоресценцию (длительную люминесценцию). При люминесценции чаще всего часть поглощённой энергии теряется на тепло (возбуждаются колебания атомов), поэтому квант света люминесценции имеет меньшую энергию (и большую длину волны), чем квант возбуждающего излучения.

Способность к люминесценции имеют различные вещества. Вещество способно люминесцировать, если его спектры имеют дискретный характер, то есть его уровни должны быть разделены зонами так называемых запрещённых энергий. **Запрещённая энергия** – область значений энергии, которыми не могут обладать электроны в идеальном (бездефектном) кристалле. Поэтому обладающие непрерывными аналитическими спектрами металлы и соединения с почти металлической связью не дают люминесценции, в них энергия возбуждения непрерывно переходит в тепло. Кроме того, необходимым условием для люминесценции является превышение вероятности излучательных переходов из возбуждённого состояния в основное над безызлучательными. Если это условие не выполняется, происходит тушение люминесценции. Вероятность безызлучательных переходов увеличивается с повышением температуры (температурное тушение), концентрации люминесцирующих молекул (концентрационное тушение) или примесей (примесное тушение). Тушение связано с передачей энергии возбуждения молекулам тушителя, с потерей энергии при взаимодействии люминесцирующих молекул между собой или с тепловыми колебаниями атомов в кристаллической решётке вещества. Таким образом, способность вещества к люминесценции определяется природой вещества, его фазовым состоянием и зависит от внешних условий.

Основные физические характеристики люминесценции: способ возбуждения (спектр возбуждения); спектр вторичного излучения; состояние поляризации излучения; выход излучения, то есть отношение излучённой энергии к поглощённой. Поляризация люминесценции связана с ориентацией и мультипольностью излучающих и поглощающих атомных систем.

Для идентификации минералов в сложных минеральных системах могут использоваться также кинетические характеристики возбуждения и затухания люминесценции.

Цвет, интенсивность свечения для одного и того же минерала могут меняться и зависят от особенностей его состава и структуры, а также от способа возбуждения (табл. 6.12, /18, 36, 69/).

Уникальным свойством люминесценции является преобразование различных видов электромагнитного и корпускулярного излучения, а также электрической, тепловой, механической энергии в видимый (близкий к видимому) свет.

Распределение некоторых минералов по цвету люминесценции

Цвет люминесценции (длина волны, нм)	Первичное излучение	
	ультрафиолетовое (200-400 нм)	рентгеновское
Инфракрасный (>760)	Пирохлор	–
Красный (600-700)	Аксинит, александрит, арагонит, брусит, гексагидрит, кальцит, кианит, корунд, сподумен, родохрозит, рубин, содалит, шпинель	Кианит, родохрозит
Оранжевый (580-600)	Гакманит, гипс, доломит, кальцит, сфалерит	Кальцит, пектолит, сподумен
Жёлтый (560-580)	Амблигонит, англезит, везувин, волластонит, гакманит, гидроцинкит, гипс, каолин, касситерит, молибдошеелит, олигоклаз, повеллит, скаполит, смитсонит, церуссит, циркон	Апатит, волластонит, датолит, касситерит, молибдошеелит, пектолит, повеллит, циркон, эшинит
Зелёный (500-560)	Англезит, барит, вавеллит, гиалит, доломит, кальцит, ортоклаз, повеллит, топаз, флюорит, янтарь, минералы урана	Альбит, амазонит, апатит, берилл, лабрадор, лепидолит, монацит, норденшельдит, олигоклаз, повеллит, смитсонит, тремолит, флюорит, церуссит, целестин
Голубой (470-500)	Алмаз, анортоклаз, брусит, галит, гидромагnezит, кальцит, опал, скаполит, флюорит, шеелит	Шеелит, алмаз
Синий (420-470)	Алунит, плагиоклаз, датолит	Микроклин, нефелин, плагиоклаз
Фиолетовый (380-420)	Апатит, барит, витерит, каламин, кальцит, лабрадор, микроклин, флюорит	Датолит
Ультрафиолетовый (<380)	–	Галит, данбурит, кварц, топаз, фенакит

Люминесценцию можно классифицировать по типу возбуждения, механизму преобразования энергии, временным характеристикам свечения. Возбуждение может вызываться излучениями, потоками ускоренных частиц, электрическими и тепловыми полями, механическими деформациями, химическими реакциями и др.

В обогащении для люминесценции минералов и горных пород используют фотолюминесценцию (возбудитель – УФ излучение или мощное лазерное излучение УФ или видимого диапазона), рентгенолюминесценцию (возбудитель – рентгеновские лучи).

Важнейшим примером использования люминесцентной сепарации является обогащение алмазов. Эта технология с использованием рентгенолюминесцентной сепарации широко применяется в России, США, ЮАР и других алмазодобывающих странах. В качестве признака разделения при извлечении якутских алмазов используют комбинацию интенсивности свечения в синей части спектра и времён разгорания и затухания люминесценции /9/.

Для других полезных ископаемых известны примеры успешных промышленных (шеелитовые, флюоритовые руды, комплексные редкометалльные пегматитовые руды) и лабораторных испытаний /43/. Обобщение опыта исследований в этой области приводит к выводу, что люминесцентная сепарация особенно перспективна для обогащения неметаллических полезных ископаемых.

Признаки для люминесцентного разделения минералов могут учитывать амплитудные, спектральные, кинетические характеристики (как по разгоранию так и по затуханию люминесценции), а также число импульсов возбуждающего люминесценцию излучения /89/.

Амплитудно-интегральный признак соответствует интегральной интенсивности люминесценции во всём спектральном диапазоне. Это самый простой признак. Он применим при наличии устойчивой люминесценции у полезных минералов при одновременном полном отсутствии таковой у сопутствующих минералов или наоборот. По такому признаку можно идентифицировать некоторые минералы: апатит, содалит, канкринит. Интенсивность проявления люминесценции у разных минералов меняется с увеличением энергии облучения по-разному. Так, благодаря тому, что при росте энергии возбуждения до 10-25 кэВ интенсивность свечения апатита существенно возрастает, содалита резко снижается, канкринита полностью исчезает, при этих энергиях становится возможным эффективное выделение апатита из смеси, представленной апатитом, нефелином, содалитом, титаномагнетитом, сфеном, канкринитом.

На практике такие случаи встречаются редко. Чаще и у сопутствующих минералов наблюдается люминесценция. Если максимумы спектров люминесценции разделяемых минералов различаются, то, выделяя нужную спектральную область интересующего минерала и измеряя в ней интенсивность люминесценции, можно оценивать содержание данного минерала. Такой метод использует амплитудно-спектральный разделительный признак.

На рис. 6.11 приведены спектры рентгенолюминесценции ряда минералов. Довольно яркое свечение всех минералов не позволяет использовать для их

разделения амплитудно-интегральный признак. Разделение всех этих минералов не вызывает проблем при использовании амплитудно-спектрального разделительного признака.

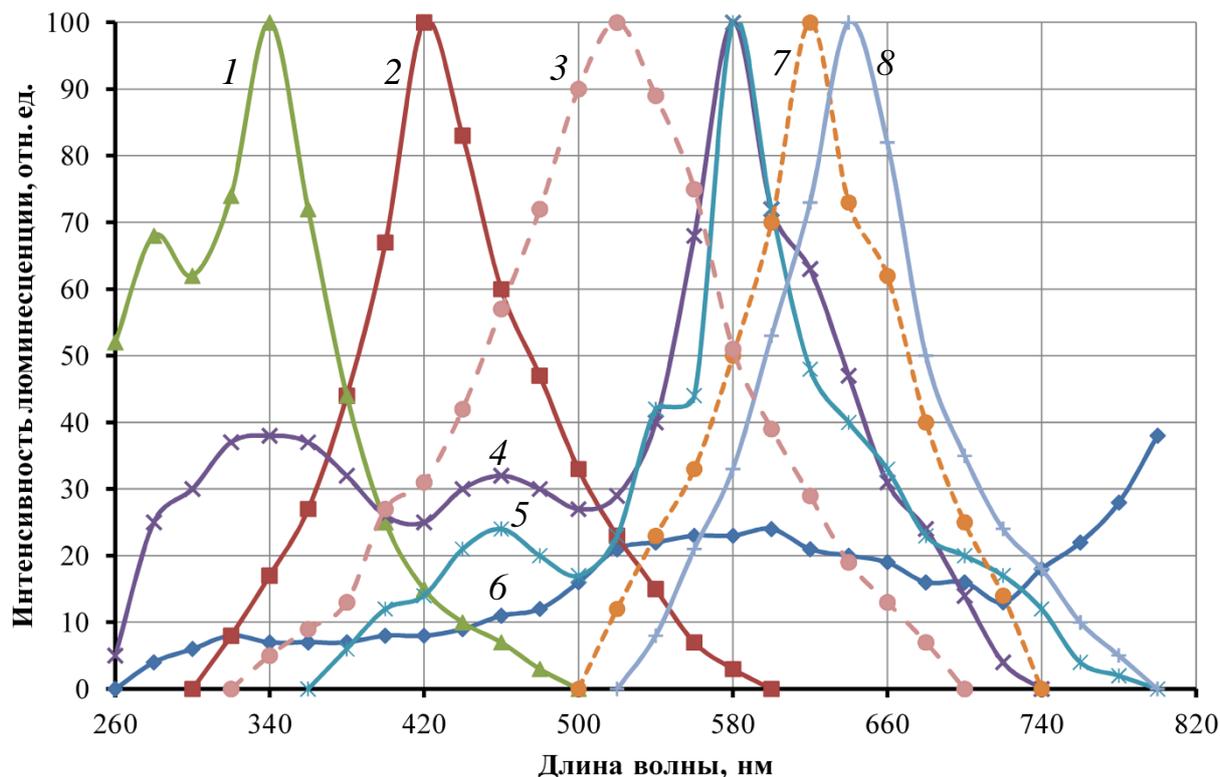


Рис. 6.11. Спектры люминесценции минералов:

1 – флюорит; 2 – шеелит; 3 – плагиоклаз; 4 – апатит;
5 – циркон; 6 – актинолит; 7 – кальцит; 8 – волластонит

Амплитудно-временные признаки учитывают изменение интенсивности люминесценции во времени – скорости либо продолжительности разгорания и затухания люминесценции, причём признаки могут быть реализованы как в интегральном, так и в спектральном вариантах. Амплитудно-временной признак по разгоранию люминесценции применим для отделения полезных минералов ряда «шеелит – повеллит» от сопутствующих кальцита и волластонита. Амплитудно-временной признак по затуханию люминесценции широко применяется для выделения алмазов из руды, содержащей люминесцирующие сопутствующие минералы, такие как кальцит, циркон, микроклин, плагиоклаз и др. Спектрально-амплитудно-временной признак даёт дополнительные возможности для отделения минералов, меняющих спектральный состав люминесценции в ходе затухания свечения. Это возможно, если сопутствующие минералы имеют отличия как в спектральном составе свечения разгорания и затухания, так и в кинетике люминесценции.

В абсолютном большинстве случаев измерение характеристик люминесценции производят при однократном импульсе излучения, возбуждающего люминесценцию. Введение дополнительного возбуждающего импульса (стимуля-

ции) позволяет у некоторых минералов вызвать вторую вспышку люминесценции, что для них может явиться более надёжным идентификационным признаком.

6.3.11. Взаимодействие видимого излучения с веществом

Видимая область спектра имеет диапазон 380-760 нм. Спектр видимого излучения может быть непрерывным, линейчатым, полосчатым в зависимости от природы источника и применяемых оптических элементов систем.

С точки зрения электронной теории взаимодействие света с веществом заключается в воздействии электромагнитного поля световой волны на внешние электроны вещества, в результате чего возбуждаются колебания связанных зарядов (ионов, электронов) в направлении, совпадающем с колебаниями электрического вектора падающей световой волны. В процессе вынужденных колебаний заряженных частиц в молекулах периодически с вынуждающей частотой изменяются их дипольные электрические моменты. При этом излучаются вторичные электромагнитные волны с длиной, равной длине волны падающего света. Первичные и вторичные волны когерентны между собой и могут взаимно интерферировать. При взаимодействии может возникнуть излучение, длина волны которого может отличаться от длины волны первичного излучения. Это явление называется *комбинационным рассеянием света*.

При падении световой электромагнитной волны на границу раздела двух различных сред в результате интерференции первичной и вторичной волн образуется отраженная волна, распространяющаяся в той же среде, что и первичная, и преломлённая волна, распространяющаяся во второй среде.

Зависимость коэффициента отражения вещества от длины волны $R(\lambda)$ называется *спектром отражения*. Видом спектра объясняется окрашенность вещества в отражённом свете.

Пространственное распределение отраженного излучения и его интенсивность определяются соотношением между λ и размером неровностей, их ориентаций и распределением на поверхности, условиями освещения и свойствами отражающей среды.

Если свет падает на плоскую поверхность (размеры неровностей поверхности существенно меньше λ) оптически однородного вещества, то угол падения первичной волны равен углу отражения вторичной волны. Такое отражение называется зеркальным. Зеркальная компонента, возникающая в результате отражения без прохождения внутрь, описывается формулой Френеля (при нормальном падении света) /42/:

$$R_{\text{зерк}} = \frac{(n - 1)^2 + n^2 K^2}{(n + 1)^2 + n^2 K^2},$$

где K – показатель (коэффициент) поглощения вещества; n – показатель преломления при переходе из воздуха в вещество.

Для прозрачных кристаллов зеркальная компонента:

$$R_{\text{зерк. прозр}} = \frac{(n - 1)^2}{(n + 1)^2}.$$

Диффузная составляющая отражённого света возникает как при взаимодействии световой волны с поверхностью вещества, так и при внутреннем отражении света от вещества.

Если поверхность вещества шероховата (размеры неровностей сопоставимы с длиной волны λ либо больше), то отражённый свет, вследствие пространственной ориентации микрограней, будет распространяться по всем направлениям.

Диффузная компонента отражённого света возникает также в результате попадания света в вещество и появления его на освещённой поверхности после многократного рассеяния на оптических неоднородностях в объёме вещества, вследствие дифракции (внутреннее отражение).

Чаще всего в реальных условиях имеет место смешанное отражение света.

Отражение света сопровождается его частичной поляризацией, в результате которой часть отражённого света приобретает определённую ориентацию векторов электрической и магнитной напряжённостей.

Преломление света меняет направление распространения световой волны при переходе из одной среды в другую по закону:

$$\sin \varphi_2 = \sin \varphi_1 n_{21},$$

где φ_1 и φ_2 – углы соответственно падающей и преломлённой волн; n_{21} – относительный показатель преломления среды распространения преломлённого света (относительно среды распространения падающего света).

Преломление света наиболее значимо для прозрачных и полупрозрачных тел. Зависимость коэффициента пропускания вещества от длины волны τ (λ) называется спектром пропускания вещества.

Прохождение света через вещество также сопровождается поглощением света, то есть потерей энергии волны.

Свет, отражённый от границы раздела сред, и свет, возвращающийся из второй среды в первую (выходящий из куска), распространяются в различных направлениях.

Если условно разделить возможные направления рассеяния первичного светового потока на рассеянный назад (отражённый) Φ_n , рассеянный вперёд Φ_p ,

рассеянный в стороны Φ_c и учесть, что часть первичного светового потока Φ_0 поглощается телом, можно ввести коэффициенты:

$$\text{отражения} \quad R = \frac{\Phi_H}{\Phi_0};$$

$$\text{пропускания} \quad \tau = \frac{\Phi_{II}}{\Phi_0};$$

$$\text{рассеяния} \quad \sigma = \frac{\Phi_H + \Phi_{II} + \Phi_c}{\Phi_0};$$

$$\text{поглощения} \quad K = \frac{\Phi_0 - (\Phi_H + \Phi_{II} + \Phi_c)}{\Phi_0} = 1 - \sigma.$$

При попадании электромагнитной волны на проводящую поверхность возникает ток, электромагнитное поле которого стремится компенсировать это воздействие, что приводит практически к полному отражению света. В зависимости от резонансной частоты колебательных контуров в молекулярной структуре вещества при отражении излучается волна определённой частоты. Поэтому непрозрачные вещества приобретают окраску.

Коэффициент отражения света R – величина, равная отношению потока энергии отражённой волны к потоку энергии волны, падающей на поверхность раздела двух сред.

Поглощение света – это уменьшение его интенсивности при прохождении через материальную среду за счёт его взаимодействия со средой.

Световая энергия при поглощении переходит в различные формы внутренней энергии среды (например, в тепловую), она также может быть переизлучена средой (полностью или частично) на частотах, отличных от частоты поглощённого излучения (комбинационное рассеяние).

Закон Бугера описывает зависимость интенсивности прошедшего через слой вещества света от интенсивности исходного светового потока:

$$I = I_0 e^{-K_{\lambda} x},$$

где K_{λ} – линейный коэффициент поглощения, который имеет различные значения при разных λ , м^{-1} ; x – толщина слоя вещества, м.

Со световой волной «резонируют» (следовательно, поглощают некоторую энергию) атомы, молекулы и связи между ними, имеющие близкие частоты собственных колебаний.

Зависимость K_{λ} от λ называют **спектром поглощения вещества**. Характер собственных колебаний сказывается на характере связи $K_{\lambda}(\lambda)$.

Этой зависимостью объясняется окрашенность поглощающих (неполная прозрачность или непрозрачность) тел.

Линейный коэффициент поглощения для диэлектриков невелик ($10^{-3} \div 10^{-1} \text{ м}^{-1}$), однако у них наблюдается селективное поглощение света внутри вещества в определённых интервалах длин волн.

В диэлектриках нет свободных электронов и поглощение света обусловлено явлением резонанса при вынужденных колебаниях электронов в атомах и атомов в молекулах диэлектрика.

Линейный коэффициент поглощения для металлов имеет значительно большие значения ($\approx 10^5 \div 10^7 \text{ м}^{-1}$), и потому металлы практически непрозрачны для света. В металлах из-за наличия свободных электронов, движущихся под действием электрического поля световой волны, возникают быстропеременные токи, сопровождающиеся выделением джоулевой теплоты. Поэтому энергия световой волны быстро уменьшается, превращаясь во внутреннюю энергию металла. Чем выше проводимость, тем сильнее поглощение света, то есть K_d сильно зависит от электропроводности. Та часть излучения, которая не поглощена телом, рассеивается им.

К рассеиваемому излучению относятся, во-первых, всё отражённое (рассеянное) на границе сред при попадании света в вещество, во-вторых, рассеянное внутри оптически неоднородной среды и вышедшее из неё при обратном переходе из второй среды в первую, в-третьих, прошедшее сквозь слой вещества без внутреннего рассеяния.

В оптически неоднородной среде происходит дифракция света. Дифрагируя однократно или на множестве неоднородностей, свет по всем направлениям распределяется довольно равномерно. Такое рассеяние света в объёме среды проявляется при обратном выходе излучения на границе раздела фаз (например, «кусок-воздух»).

Для малых размеров неоднородностей ($l < 0,1\lambda$) справедлив закон Релея:

$$I_{\text{расс}} \sim \frac{I_0}{\lambda^4}$$

В однородных беспримесных средах при флуктуациях плотности, анизотропии и концентрациях атомов и молекул возможно молекулярное рассеяние.

Проявление дифракции в оптически неоднородных средах и такое рассеяние света характерно для полупрозрачных сред (кусков).

Интенсивность рассеянного излучения у полупрозрачных тел за счёт избирательного поглощения может зависеть от λ (селективный характер). Результатом этого является изменение сложного по спектральному составу света при рассеянии по сравнению с первичным, что при освещении белым светом визуально воспринимается как окраска тел.

Комбинационное рассеяние света (КРС) – это такое рассеяние света при взаимодействии с веществом, при котором изменяется частота рассеиваемого

света (уменьшается – красный, он же стоксов, сдвиг, увеличивается – фиолетовый, он же антистоксов, сдвиг).

Интенсивность антистоксовых линий намного меньше, чем стоксовых. Существенное изменение частоты рассеиваемого света происходит, если источник испускает линейчатый спектр (например, лазер) и интенсивный пучок света концентрируется на изучаемом объекте. При комбинационном рассеянии света первичный световой поток преобразуется во вторичный, что сопровождается переходом рассеивающих молекул на другие колебательные и вращательные уровни. Частоты новых линий в спектре рассеяния – это комбинации частот первичного потока света и частот колебательных и вращательных переходов рассеивающих молекул.

Вероятность комбинационного рассеяния света растёт с увеличением интенсивности возбуждающего света.

Комбинационное рассеяние проявляется при освещении алмазов лучом лазера (например, с источником излучения He-Ne лазером при $\lambda=633$ нм имеет место комбинационное рассеяние на длине волны $\lambda=691,1$ нм, что соответствует первому порядку линий КРС) /53/.

В кристаллах алмаза линия рассеяния уширяется, а интенсивность линии снижается, если алмазы имеют дефекты кристаллической решётки или внутренние напряжения. Интенсивность полосы рассеяния у наиболее качественных алмазов отличается от прочих в десятки раз.

Мощное лазерное излучение видимого диапазона может вызывать люминесценцию алмазов и отдельных сопутствующих минералов. Спектр люминесцентного излучения начинается от линии возбуждающего света и продолжается далеко в инфракрасную область.

Для непрозрачных объектов важна степень детализации контролируемой поверхности (размер пятна сканирования).

Степень детализации может быть различной: вся поверхность куска (интегральный «осмотр»), часть поверхности куска от её половины при одностороннем «осмотре» до площадей в десятые доли миллиметра при сканировании поверхности «пятном». Степень детализации при измерении важна для кусков с разным характером минерализации. Детальное сканирование позволяет определять поверхностное содержание минерала.

Комбинации перечисленных характеристик являются основой разновидностей фотометрического метода измерения и фотометрической сепарации минералов, отличающихся оптическими свойствами.

Пространственное распределение интенсивности рассеянного излучения при освещении тела направленным потоком параллельных лучей характеризуется индикатрисой рассеяния.

На рис. 6.12 приведены плоские сечения вариантов индикатрис рассеяния для кусков: прозрачного (*а*), полупрозрачного (*б*), непрозрачного с зеркально (*в*) и диффузионно (*г*) отражающими поверхностями при взаимодействии с первичным излучением.

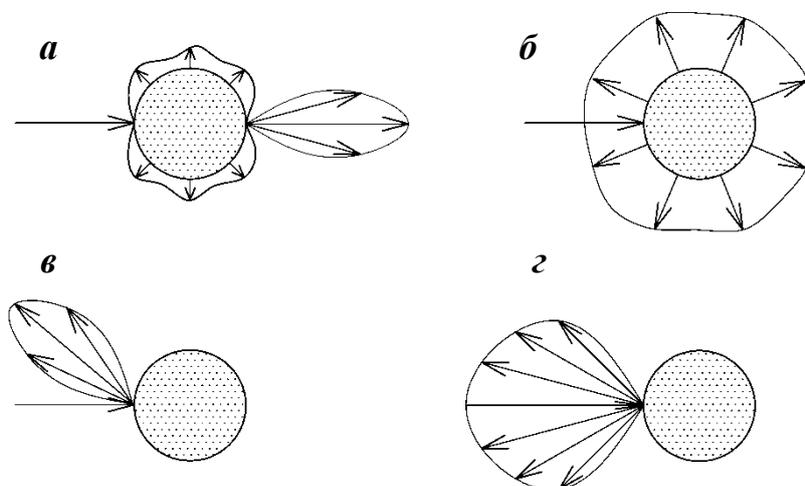


Рис. 6.12. Плоские сечения вариантов индикатрис рассеяния для различных кусков:

- а* – прозрачный кусок; *б* – полупрозрачный кусок;
- в* – непрозрачный кусок с зеркальным отражением;
- г* – непрозрачный кусок с диффузным отражением

Наиболее полной информацией об объекте сортировки является совокупность пространственных характеристик рассеяния, спектральных характеристик и интенсивности рассеянного излучения (рассеянного назад: отражённого зеркально (*в*), отражённого диффузно (*г*); рассеянного вперёд, т. е. прошедшего (*а*), рассеянного во все стороны (*б*) на рис. 6.12).

В различных способах фотометрической сепарации могут быть применены такие характеристики взаимодействия света с кусками, как интенсивность и спектральные характеристики диффузного отражения (для разделения объектов непрозрачных с шероховатыми поверхностями), интенсивность и спектральные характеристики зеркального отражения (для разделения непрозрачных объектов с гладкими плоскими и шероховатыми поверхностями), интенсивность и спектральные характеристики пропускания (для разделения объектов прозрачных или полупрозрачных от непрозрачных), интенсивность и спектральные характеристики интегрального рассеяния (разделение объектов, отличающихся спектрами поглощения), характеристики пространственного распределения интенсивности рассеяния света (разделение объектов с различными сочетаниями блеска, прозрачности, полупрозрачности).

Характер спектра отражения минерала определяет яркость минерала по интенсивности белого цвета (среднее значение коэффициента отражения в спектре) и цвет или цветовой оттенок (дисперсия коэффициента отражения).

Насыщенность цвета определяется различием коэффициентов отражения на разных длинах волн /64/. Большие различия характеризуют цвет, небольшие – цветовой оттенок (кремовый, желтоватый, голубоватый, сиреневый и т. д.), при очень малых различиях минералы имеют белый или серый цвета различной яркости.

В общем случае весь спектр является наиболее полной информативной характеристикой, в практических реализациях функцию $R(\lambda)$ заменяют на несколько значений коэффициентов отражения на разных длинах волн (2, 3 и более). Их далее преобразуют в единый аналитический параметр $\varphi(R_{\lambda_1}, R_{\lambda_2} \dots)$. Если выделяют два спектральных участка, то метод измерения называют бихроматическим.

В простейших случаях таким параметром может быть спектральное отношение $R_{\lambda_1}/R_{\lambda_2}$ и т. п. Насыщенность количественно можно оценить относительной разностью коэффициентов отражения минерала R на двух длинах волн – λ_1 (440 нм) и λ_2 (700 нм) /13, 64/.

На рис. 6.13 приведены спектры отражения некоторых рудных минералов /13, 64/, которые получены на аншлифах со специальными приставками к микроскопу. Среди них имеются примеры спектров отражения «бесцветных» и цветных минералов.

Следует заметить, что такие спектры отражения (см. рис. 6.13) получены под микроскопом с весьма малых по площади отполированных поверхностей. Крупные или большие скопления включений в массе кусков руды таких минералов встречаются крайне редко. Поэтому напрямую оценивать содержания многих рудных минералов в кусках представляется малоперспективным.

Оптические методы идентификации минералов могут быть применены при больших содержаниях минералов в руде и в отдельных кусках или при тесной корреляционной связи между содержаниями рудного минерала (при его малых концентрациях в руде и кусках и мелкой вкрапленности) и преобладающего породообразующего минерала, например, золото в кварце.

Цвет рудных минералов в штуфе отличается от цвета в аншлифе, а спектр отражения штуфа имеет существенно меньшую дисперсию. Как правило, он существенно более бледный и может характеризоваться металловидными оттенками серого и чёрного цветов. Во многих случаях истинный цвет минерала маскируется окисными плёнками, побежалостями, вызывающими интерференционные эффекты /64/.

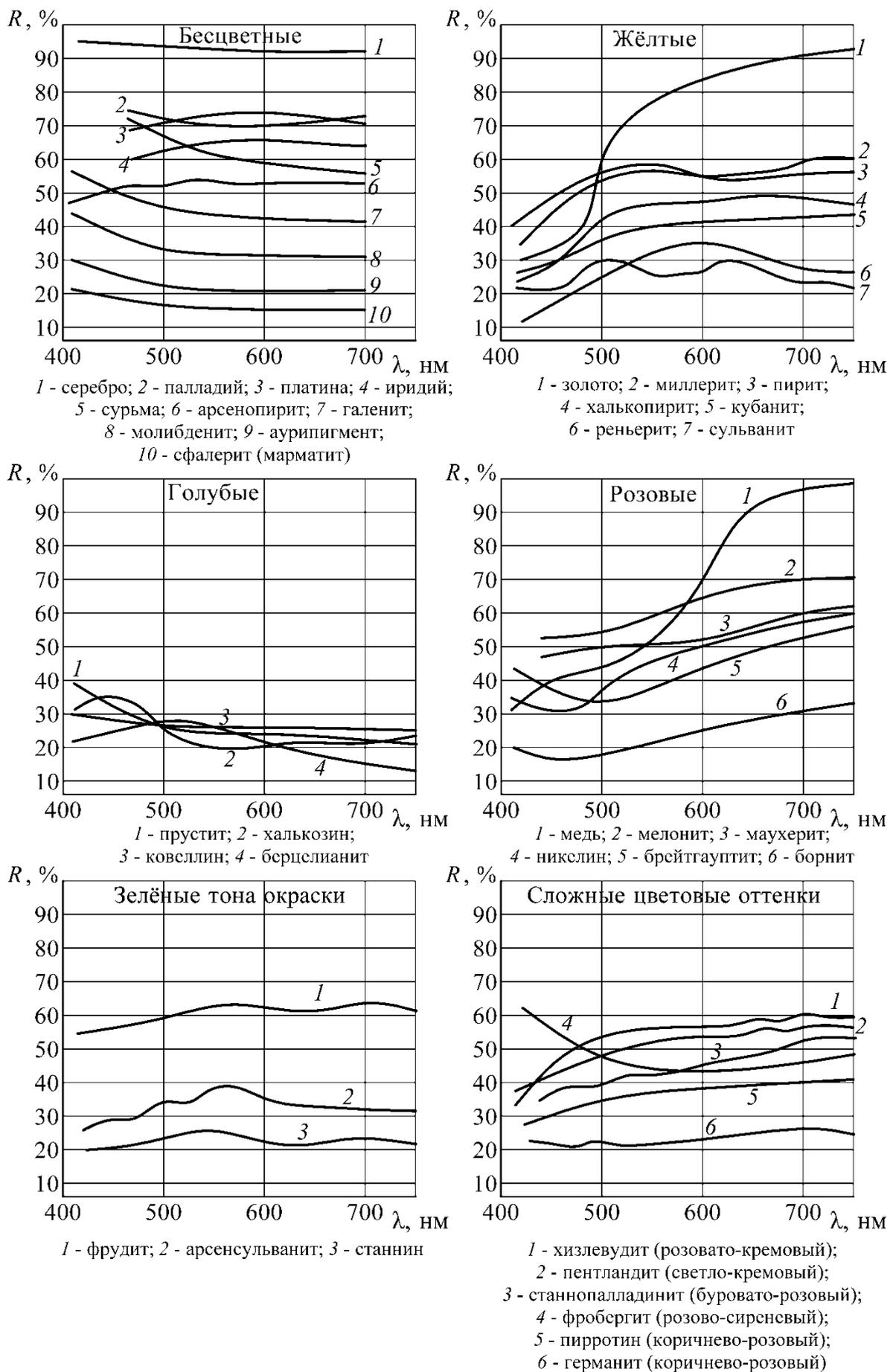


Рис. 6.13. Спектры отражения рудных минералов /64/

На поверхности минералов, вследствие механической обработки при добыче, дроблении, грохочении, почти всегда образуются шероховатости, потёртости. Шероховатая поверхность минерала имеет спектр отражения, близкий к спектру отражения черты минерала или этого минерала в тонкодисперсном состоянии. Такой спектр имеет меньший, чем в штуфе, общий уровень коэффициента отражения и меньшую его дисперсию.

Нерудные минералы и горные породы имеют не меньшее разнообразие цветов. В отдельных случаях им свойственна прозрачность в кусках. И, главное, во многих случаях раскрытие разделяемых фаз у нерудных полезных ископаемых происходит в значительной крупности, сопоставимой с крупностью сортируемой горной массы или, по крайней мере, превосходящей размер «пятна» сканирования кусков. По указанным причинам измеряемые в сепараторах оптические характеристики нерудных минералов и горных пород более информативны, чем рудных. Поэтому фотометрическая сепарация более перспективна для нерудных полезных ископаемых.

Механические повреждения поверхности кусков при добыче и подготовке сырья к разделению меняют спектры отражения, как у нерудных минералов, так и у рудных. Как правило, уровень отражения у светлых минералов повышается, у тёмных минералов снижается, а дисперсия снижается в обоих случаях.

Возможными причинами изменчивости оптических свойств являются наличие микропримесей некоторых элементов даже при их малых концентрациях, непостоянство химического состава, разнообразные дефекты кристаллической решётки.

В отдельных случаях примеси в естественном состоянии не проявляются, но от них необходимо избавиться при обогащении. Тогда для обнаружения примесей применяют радиационные, тепловые, химические, электрохимические и другие воздействия, изменяющие оптические свойства вещества /69, 77, 101/.

Спектр отражения минерала значительно меняет свои параметры и при изменении влажности поверхности кусков.

Использование спектральных характеристик отражения и поглощения для фотометрической сепарации возможно в различных вариантах с измерением интенсивности отражённого, рассеянного или прошедшего через кусок света в нескольких узких спектральных областях. Два из них рассмотрены ранее.

Для выявления спектральных различий в разных измерительных системах применяют полихроматические источники света и узкополосные светофильтры, светодиоды, лазеры. Интенсивность света по каждому спектральному каналу (координата) может кодироваться, и для каждого канала могут быть установлены свои границы, входящие в общий алгоритм принятия решения о минералогической принадлежности куска.

Окраска минерала определяется степенью его дисперсности. У минералов с металлическим блеском мелкодисперсные частицы обычно темнее, чем минерал в куске. У минералов с полуметаллическим блеском мелкодисперсные частицы или аналогичны минералу в куске, или светлее его. Преобладают коричневые оттенки. Минералы с алмазным блеском в порошке имеют красный, оранжевый, жёлтый цвета разной яркости и тона. У бесцветных минералов с алмазным блеском порошок имеет белый цвет.

У порошков минералов со стеклянным блеском белый или светло-серый цвета с различными оттенками, а куски этих минералов с «потёртой» шероховатой поверхностью (множеством случайным образом ориентированных микрограней) имеют более светлые тона, чем у тех же кусков с гладкой поверхностью.

В настоящее время для оценки цвета используют лишённые субъективизма системы измерения, использующие принципы смешения цветов. Количественные измерения цвета основываются на оптических спектрах отражения и поглощения.

Любой цвет можно воспроизвести путём смешения различных комбинаций других цветов, причём таких комбинаций существует бесконечное множество. В соответствии с законом Грассмана /65/, минимально необходимое для воспроизведения путём смешения количество цветов равно трём:

$$Ц_0 = aЦ_1 + bЦ_2 + cЦ_3,$$

где $Ц_1$, $Ц_2$, $Ц_3$ – независимые цвета-векторы, то есть такие, смешением двух цветов которых нельзя получить третий (обычно это красный, зелёный, синий); a , b , c – числовые весовые коэффициенты.

$Ц_1$, $Ц_2$, $Ц_3$ – это основные цвета. В 1931 г. Международной комиссией по освещению была утверждена трёхцветная система RGB. В ней единичные цвета – это монохроматические излучения с длинами волн: R (красный) – 700 нм, G (зелёный) – 546,1 нм и B (синий) – 435,8 нм. Любой цвет в этой системе есть комбинация цветов R, G и B, которые взяты в количествах r , g , b : $F = rR + gG + bB$. Эти координаты полностью характеризуют цвет излучения по яркости и по цветности.

В другой международной колориметрической системе XYZ (МКО, 1931 г.) основные цвета R, G, B заменены нереальными цветами X, Y, Z. Цветовой вектор в прямоугольной системе координат XYZ (соответствуют основными цветом) задается в виде

$$Ц_0 = x'X + y'Y + z'Z,$$

где x' , y' , z' – коэффициенты, указывающие на относительное содержание основных цветов.

Цветность задаётся с помощью координат цветности x, y, z , где

$$x = \frac{x'}{x' + y' + z'}; \quad y = \frac{y'}{x' + y' + z'}; \quad z = \frac{z'}{x' + y' + z'}$$

Так как $x + y + z = 1$, для описания цветности достаточно использовать две координаты, обычно x и y .

На рис. 6.14 приведена цветовая диаграмма в координатах x и y . Системы RGB и XYZ позволяют переходить от одной к другой и обратно.

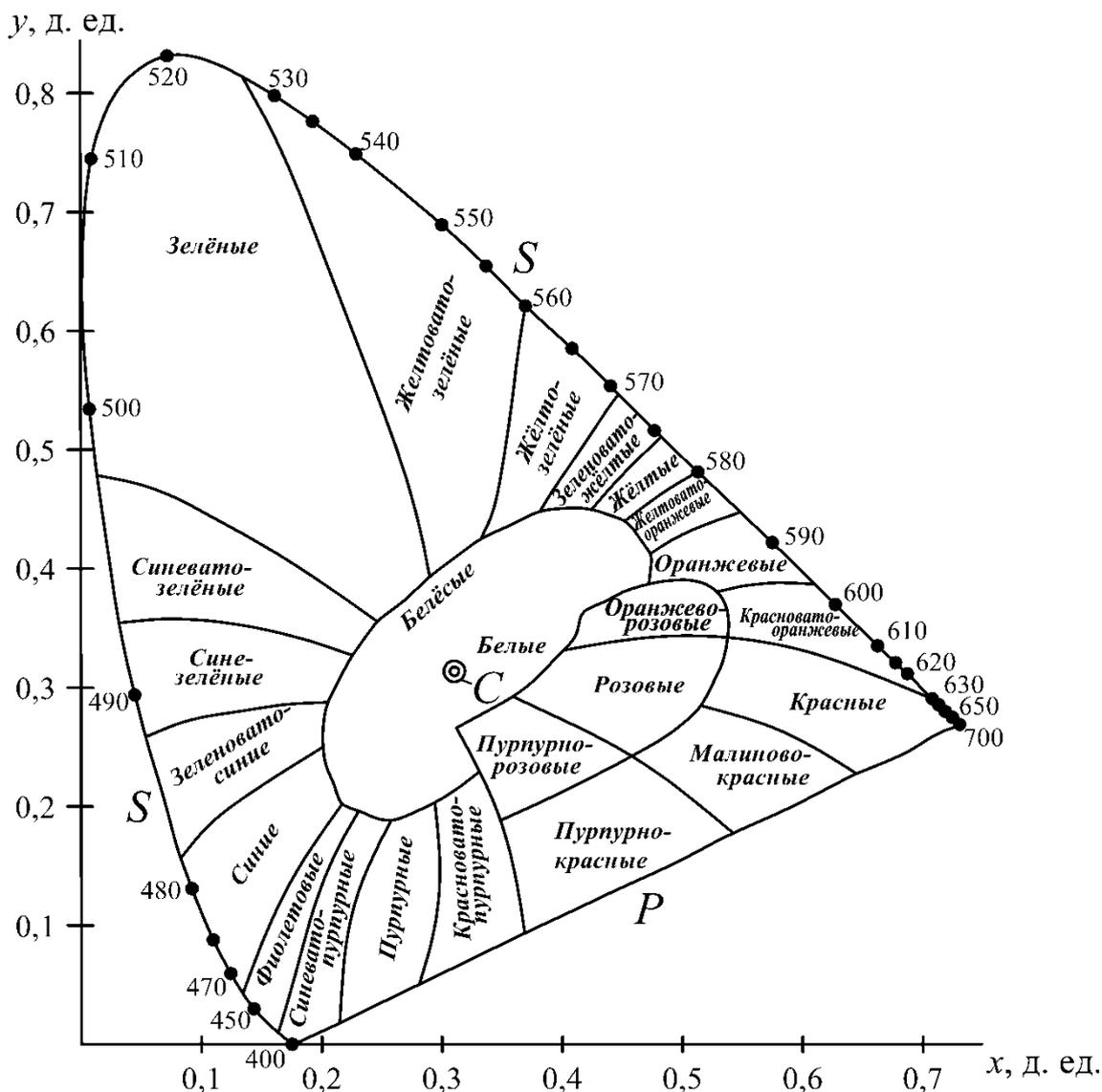


Рис. 6.14. Расположение областей цветности различных цветов на цветовой диаграмме

Описанные системы и прочие аналогичные им могут быть использованы для кодирования и распознавания цвета объектов разделения в информационных методах обогащения.

Чаще других фотометрических методов используется фотоотражательный, в отдельных специфических случаях могут быть применены фотоабсорбцион-

ный и зеркальный фотометрический методы /19, 49, 77/, к перспективным для решения специальных задач относят основанный на использовании комбинационного рассеяния света КРС-метод /53/.

В современных фотометрических сепараторах используются системы координатного (чаще трёхкоординатного, например *RGB*) кодирования спектров отражения и поглощения сортируемых кусков минералов и горных пород с заданием пороговых значений по всем координатам.

6.3.12. Использование излучения инфракрасного диапазона

Инфракрасную область спектра обычно условно разделяют на три: ближнюю (<2,5 мкм), среднюю (2,5-50 мкм), далёкую (50-2000 мкм). Спектр инфракрасного излучения может быть линейчатым, полосчатым и непрерывным в зависимости от природы источника.

Линейчатые спектры испускают возбуждённые атомы и молекулы. Возбуждённые молекулы испускают также полосчатые спектры, обусловленные их колебаниями и вращениями. Колебательные и вращательные спектры характерны для средней области ИК-излучения, чисто вращательные – далёкой области ИК-излучения.

Спектральные характеристики поглощения, отражения, рассеяния минералов в инфракрасной области спектра в принципе могут использоваться так же, как и аналогичные характеристики видимого или ближнего ультрафиолетового диапазонов. Однако чаще используют параметры инфракрасного излучения самих тел. Параметры излучения тел меняются при изменении температуры тела, то есть при нагреве и охлаждении.

Существует несколько способов нагрева тел: контактный, конвективный, терморadiационный – электромагнитным излучением (оптического, СВЧ-, видимого и инфракрасного диапазонов), электрическим током, трением и т. п.

Важнейшими способами в информационных методах являются конвективный, контактный и терморadiационный – излучением СВЧ-диапазона. При всех способах нагрева на температуру тела влияет несколько различных факторов, однако всегда важную роль играют теплофизические характеристики вещества. Первые два из указанных выше способов нагрева – поверхностные, при этом тепловая энергия подводится к поверхности тела. Скорость распространения тепла в теле и изменения температуры в объёме и на поверхности определяются во многом его теплофизическими характеристиками.

Для воздушной среды приращение температуры на поверхности частицы кубической и сферической форм при конвективном нагреве можно определить по формуле /31/:

$$\Delta T_{\text{конв}} = \frac{6 \alpha \Delta T_{\text{с-ч}}}{d c \rho} \Delta t,$$

где $\Delta T_{\text{с-ч}}$ – разность температур среды и частицы минерала, К; α – коэффициент теплоотдачи, Вт/(м²·К); Δt – время контакта частицы со средой, с; d – диаметр сферической или длина ребра кубической частицы, м; c – удельная теплоёмкость вещества частицы (минерала), Дж/(кг·К); ρ – плотность вещества частицы (минерала), кг/м³.

При прекращении нагрева температура на поверхности куска (минерала) будет снижаться, причём тем быстрее, чем выше теплопроводность вещества куска (минерала). Таким образом, куски разного минерального состава с разными теплофизическими свойствами будут иметь разную температуру через одинаковый промежуток времени с момента окончания конвективного нагрева.

Аналогичная зависимость для ΔT будет и при контактном нагреве:

$$\Delta T_{\text{конт}} = \frac{\alpha \Delta T_{\text{с-ч}} s}{V c \rho} \Delta t,$$

где s – площадь контакта источника тепла и нагреваемого куска, м²; V – объём куска, м³.

Минералы и горные породы отличаются теплофизическими свойствами: удельной теплоёмкостью, теплопроводностью, температуропроводностью. В табл. 6.13 эти характеристики приведены для некоторых самородных элементов, минералов и горных пород.

За счёт различий в этих свойствах температура на поверхности кусков разного минерального состава через одинаковое время нагрева или охлаждения может быть различной.

Возможно применение ещё одного способа селективного нагрева минералов, металлов, горных пород, шлаков. Это нагрев СВЧ-излучением [61]. Нет принципиального различия между этим и инфракрасным излучением одинаковых длин волн, но если излучение генерируется электронным прибором, это – СВЧ (или микроволновое) излучение, а если инфракрасным источником – инфракрасное.

Разность температур компонентов при нагреве в СВЧ-поле будет зависеть от теплоёмкости и плотности вещества, а также от относительной диэлектрической проницаемости и тангенса угла диэлектрических потерь.

Энергия квантов в СВЧ-диапазоне мала. Её недостаточно для изменений в структуре атомов и молекул, но достаточно, чтобы взаимодействовать с вращательными уровнями молекул, например воды, либо воздействовать на свободные электроны, например в проводниках, либо вызывать поляризацию в ди-

электриках (с переполусовкой). При высокой интенсивности СВЧ-излучение может вызывать нагрев веществ.

Таблица 6.13

Теплопроводность и теплоёмкость минералов (по данным К. Хораи, Д. Симмонса, А. С. Поваренных, Г. Т. Продайводы, Р. П. Юрчака) /94/

Минерал	Теплопроводность Λ , Вт/(м·К)	Удельная теплоёмкость c , Дж/(кг·К)	Минерал	Теплопроводность Λ , Вт/(м·К)	Удельная теплоёмкость c , Дж/(кг·К)
Кварц (монокрист.)	\perp * 6,5–7,2	–	Гроссуляр	5,46	–
	\parallel * 11,3–13,2	–	Галит	5,3–6,5	879,0
α -кварц	7,99	–	Ангидрит	4,91–5,75	–
Альбит	2,31	711,0	Гипс	1,30	–
Ортоклаз	1,96	837,0	Турмалин	4,50	–
Лабрадор	1,5	837,0	Флюорит	4,03	–
Анортит	1,7	711,0	Рутил	\perp * 7,14	–
Ортоклаз	2,31	628,0		\parallel * 13,8	–
Микроклин	2,42	669,0	Барит	1,7	460,5
Форстерит	5,15	753,0	Топаз	23,4	–
Фаялит	3,16	628,0	Берилл	8,4	–
Оливин	5,0	795,3	Корунд	34,6	711,0
Шпинель	3,48	–	Циркон	4,5	669,0
Пироксен	4,38	748,8	Молибденит	–	574,3
Авгит	3,82	–	Касситерит	–	340
Бронзит	4,03	–	Ковеллин	–	502,4
Энстатит	4,39	–	Халькопирит	–	534,3
Ставролит	4,30	–	Куприт	–	460,5
Андалузит	7,57	–	Сфалерит	26,7	–
Жадеит	5,61	753,4	Пирит (монокрист.)	38,9	–
Диопсид	5,76	711,0	Гематит (поликрист.)	10,4	628,0
Серпентин	1,70–2,47	950,2	Гематит	\parallel * 12,1	–
Нефелин	1,75	–		\perp * 14,7	–
Биотит	1,95	–	Магнетит	5,3	586,1
Флогопит	2,29	879,0	Лимонит	–	921,1
Мусковит	2,32	–	Рутил	\parallel * 12,6–13,7	–
Пироп	3,21	690,6		\perp * 7,11–8,5	–
Альмандин	3,31	–	Окись урана	9,66	–
Кианит	14,2	–			
Силлиманит	9,1	–			

* \perp и \parallel – значение Λ измерено перпендикулярно оптической оси и параллельно ей.

СВЧ-излучение – самый коротковолновый поддиапазон радиоволнового диапазона ($\lambda=0,1-0,3$ см). Оно проникает в вещество на глубину до нескольких сантиметров, что обеспечивает прогрев по всему объёму, а не только с поверхности.

При нагреве тела в СВЧ-поле приращение его температуры ΔT (К) через время Δt (с) составит /61/:

$$\Delta T_{\text{свч}} = \frac{\pi f E^2 \varepsilon_0 \varepsilon \operatorname{tg} \delta}{c \rho} \Delta t,$$

где f – частота поля, с^{-1} ; E – напряжённость СВЧ-поля, В/м; ε_0 – электрическая постоянная, Ф/м; ε – относительная диэлектрическая постоянная вещества; $\operatorname{tg} \delta$ – тангенс угла диэлектрических потерь вещества; c – удельная теплоёмкость, Дж/(кг·К); ρ – плотность вещества частицы (минерала), кг/м^3 .

Часть входящих в данную формулу переменных характеризуют вещество, их можно записать в виде СВЧ-термометрического фактора, $\text{К} \cdot \text{м}^3 \cdot \text{Дж}^{-1}$:

$$F = \frac{\varepsilon \operatorname{tg} \delta}{c \rho}.$$

Таким образом, значительных различий у разделяемых компонентов по величине СВЧ-термометрического фактора следует ожидать от компонентов с разными диэлектрическими, теплофизическими свойствами и плотностью.

Наибольшие различия могут быть у минералов, отличающихся диэлектрическими свойствами. Для минералов и пород они приведены далее. Контраст минералов и горных пород по удельной теплоёмкости и плотности значительно меньше. Авторами описанного способа В. М. Волошиным и В. Ю. Зубкевичем /61/ он назван термографическим.

Тепловым излучением называется электромагнитное излучение, испускаемое телами за счёт их внутренней энергии. При этом энергия внутренних хаотических тепловых движений электронов непрерывно переходит в энергию испускаемого электромагнитного излучения, при этом возбуждённые электроны переходят из состояния с большей в состояние с меньшей энергией с испусканием фотонов различных энергий. То есть нагретое тело отдаёт внутреннюю энергию за счёт теплового излучения.

Спектр излучения непрерывный в очень широком диапазоне, его максимум перемещается в область малых длин волн с повышением температуры в соответствии с законом смещения Вина, м:

$$\lambda = \frac{2,898 \cdot 10^{-6}}{T},$$

где T – температура источника излучения, К.

Полная (интегральная по всем частотам ν или длинам волн λ) испускательная способность чёрного тела в соответствии с законом излучения Стефана-Больцмана определяется по формуле:

$$U = \int_0^{\infty} U_{\nu,T} d\nu = \sigma T^4,$$

где $\sigma = \frac{2\pi^5 k^4}{15c^3 \hbar}$; $k = \frac{R}{N_A}$ – постоянная Больцмана, Дж/К; R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль·К); N_A – число Авогадро, моль⁻¹; c – скорость света, м/с; \hbar – постоянная Планка, Дж·с.

То есть полная испускательная способность абсолютно чёрного тела (спектр поглощения абсолютно чёрного тела неселективен, его коэффициент поглощения равен 1 на всех длинах волн) пропорциональна четвёртой степени температуры тела T .

Серое тело – это тоже источник теплового излучения (серого излучения), оно отличается от чёрного тем, что его поглощающая способность не зависит от частоты, а зависит лишь от температуры, причём она меньше 1. Серое тело ближе по сути к реальным объектам, чем абсолютно чёрное, оно имеет лишь меньшую энергетическую яркость, а спектральный состав абсолютно чёрного и серого тел одинаков. Различие энергетических яркостей серого и абсолютно чёрного тел оценивают степень черноты – отношением испускательных способностей при одинаковой температуре. Все законы абсолютно чёрного тела применимы к серому телу, в них меняются лишь константы.

С определёнными допущениями эти законы можно применить для реальных тел, у которых коэффициент поглощения зависит от длины волны, в том числе для минералов и горных пород, учитывая реальную степень черноты.

Степень черноты ряда веществ приводится ниже:

Глинозём обожжённый.....	0,8
Алюминий грубой обработки.....	0,07
Алюминий полированный.....	0,039-0,057
Базальт.....	0,72
Медная необработанная пластина.....	0,22
Латунь полированная.....	0,03
Стекло.....	0,92
Гранит.....	0,45
Гипс.....	0,85
Железо, грубый слиток.....	0,87-0,95
Сажа.....	0,956
Окись магния.....	0,20-0,55
Мрамор белый.....	0,95
Магний полированный.....	0,07-0,13
Песок.....	0,76
Вода.....	0,95-0,963

Таким образом, температура тел при разных способах нагрева определяется теплофизическими характеристиками, плотностью вещества, при СВЧ-нагреве – дополнительно его диэлектрическими свойствами.

Излучаемая телом тепловая энергия (испускательная способность, энергетическая светимость), её спектральный состав, то есть те характеристики, которые измеряются бесконтактными термочувствительными приборами, зависят кроме вышеуказанных свойств веществ ещё и от степени черноты тела вещества.

Именно эти характеристики формируют разделительные признаки термометрических методов обогащения. Указание способа нагрева даёт разновидности этих методов.

Описанные выше методы идентификации компонентов при различных способах селективного нагрева по температуре поверхности куска следует называть *термометрическими*.

Известными испытанными вариантами метода являются конвективно-термометрический и контактно-термометрический для асбеста /109/ и СВЧ-термометрический для шлаков, а также железных и марганцевых руд /61/.

6.3.13. Взаимодействие радиоволнового излучения с веществом

Радиоволновое излучение представляет собой распространяющееся в пространстве переменное электромагнитное поле с длиной волны $10^{-3} \div 10^4$ м.

Характер взаимодействия радиоволн с горными породами определяется их электрическими и магнитными свойствами. При попадании в электромагнитное поле каких-либо объёмов полезного ископаемого (кусков) в зависимости от их структуры могут возникнуть *ток сквозной проводимости*, вызванный движением свободных зарядов, и *поляризация*, механизм которой связан со смещением центров электрических зарядов частиц, поворотом осей дипольных молекул, миграцией носителей зарядов в пределах изолированного включения в монофазной породе и т. п. Вещества, в которых преобладает ток проводимости, относят к *проводникам*, а вещества, в которых преобладает ток смещения, обусловливаемый поляризацией, – к *диэлектрикам*.

Электрические свойства характеризуются удельным сопротивлением и диэлектрической проницаемостью, а магнитные – магнитной проницаемостью или магнитной восприимчивостью. Различия указанных свойств у минералов и горных пород весьма различны, и этот факт может быть использован в информационных методах обогащения.

В результате взаимодействия радиоволнового излучения с минералами и горными породами происходит потеря энергии электромагнитного поля в них и перераспределение энергии самого поля в зоне создающего его источника.

Существуют два возможных основных направления использования электромагнитного излучения радиоволнового диапазона для обогащения. Первое из них, связанное с использованием эффекта поглощения радиоволн горными породами в системе «источник – порода – приёмник» (радиоабсорбционный), в обогащении не используется. Второе направление связано с применением для оценки свойств породы лишь источника радиоволн.

С перераспределением энергии электромагнитного поля в зоне создающего источника связаны резонансные методы измерения, заключающиеся в том, что количественная оценка свойств веществ, с которыми взаимодействует электромагнитное поле, производится на измерении реакции, испытываемой источником поля при внесении в него контролируемого вещества. В диапазоне радиоволн указанные методы измерения называют радиорезонансными. Источником поля в этом случае служат катушка индуктивности или конденсатор, являющиеся частью колебательного контура автогенератора. Измерения производятся в режиме резонанса, то есть в том случае, когда возбуждающая частота автогенератора ω совпадает с собственной частотой колебаний контура ω_0 , то есть

$$\omega = \omega_0 = \sqrt{\frac{1}{LC}},$$

где L – индуктивность катушки; C – ёмкость конденсатора.

Если требуется идентифицировать различия в электропроводности или удельном электрическом сопротивлении тел, следует использовать автогенератор с индукционным датчиком, в случае выявления различий в диэлектрической проницаемости вещества применяют автогенератор с датчиком ёмкостного типа. При измерениях с использованием электромагнитных колебаний с частотами 1-100 кГц с индуктивным датчиком идентифицируется различие в магнитных свойствах.

В сепараторах с использованием различий в магнитных свойствах минералов и горных пород в колебательных контурах активным элементом является катушка индуктивности. Колебательный контур настроен на резонансную частоту. Прохождение кусков с различной магнитной восприимчивостью через катушку или вблизи неё приводит к изменению индуктивного сопротивления контура и, следовательно, к смене резонансной частоты и добротности контура.

При использовании для получения информации датчиков индуктивного типа метод называется индукционным или индукционным радиорезонансным.

Если минералы отличаются диэлектрической проницаемостью, активный элемент – конденсатор. Кусок, проходя поблизости от обкладок конденсатора, меняет его диэлектрические свойства и, следовательно, ёмкость, что приводит к

изменению добротности колебательного контура и сдвигу резонансной частоты. Метод называется радиорезонансным емкостным.

Информативным параметром при радиорезонансных методах измерения чаще всего является изменение добротности колебательного контура, которая определяется из выражения

$$Q = \frac{1}{R} \sqrt{\frac{L}{C}},$$

где R – активное сопротивление контура.

Излучение СВЧ-диапазона радиоволн ($\lambda=10^{-3}$ -1 м), как было описано ранее, при взаимодействии с веществом может приводить к селективному нагреву компонентов с различными электрическими и теплофизическими свойствами.

Электрические и магнитные свойства минералов и горных пород зависят от их химического и минерального состава, структуры и текстуры, пористости и влажности и существенно меняются с изменением частоты воздействующего электромагнитного поля /49, 94/.

Высокой электропроводностью (низким удельным электрическим сопротивлением) обладают металлы ($\rho=10^{-8}\div 10^{-4}$ Ом·м). Они имеют электронную проводимость. Металлическая форма кристаллической связи обуславливает наличие нелокализованных электронов. В соединениях при ковалентно-металлическом и ионно-металлическом видах связи также присутствуют электропроводящие элементы, что определяет высокую электропроводность ряда минералов ($\rho=10^{-6}\div 10^{-3}$ Ом·м). Для электронных проводников характерно увеличение сопротивления с ростом температуры и увеличением содержания некоторых химических примесей, что иллюстрируется непостоянством удельного сопротивления рудных минералов, которое может меняться на 2-3 порядка /94/.

Свойства полупроводников имеют некоторые химические элементы, к ним в частности относятся элементарные полупроводники (Si, Ge, C, Te, Se) и целый ряд рудных минералов. В строении многих минералов имеются элементы с электронной проводимостью, однако, находясь в узлах решётки, они не создают высокую подвижность электронов, и поэтому такие минералы имеют высокое сопротивление ($\rho=10^4\div 10^8$ Ом·м).

Полупроводники могут обладать собственно электронной и дырочной проводимостью. В элементарных проводниках и бездефектных кристаллах минералов количество передвигающихся электронов и дырок одинаково, но при наличии химических примесей даже в ничтожных количествах это равновесие нарушается и наблюдается либо типично дырочная, либо типично электронная проводимость.

Для полупроводников изменение концентрации примеси обуславливает резкое изменение удельного электрического сопротивления. Так, избыток кислорода в 0,1 % уменьшает сопротивление куприта в 10^4 раз. Полупроводники чувствительны к различного рода облучениям (фотоэффект и др.)

Диэлектрики – это минералы с ковалентной формой связи и наиболее плотными упаковками атомов в решётке (островные и цепочные структуры). Удельное сопротивление минералов $10^{12} \div 10^{16}$ Ом·м, а некоторых элементов – $10^{24} \div 10^{25}$ Ом·м. В сильных электрических полях диэлектрики обладают электронной проводимостью.

Зависимости сопротивления полупроводников и диэлектриков от температуры аналогичны: сопротивление уменьшается с повышением температуры.

Большинству рудных минералов свойственна электронная проводимость ($10^{-6} \div 10^{-2}$ Ом·м). Графит также имеет электронную проводимость. Породообразующие минералы горных пород обладают свойствами полупроводников или диэлектриков ($10^6 \div 10^{16}$ Ом·м). Удельные электрические сопротивления рудных и породообразующих минералов приведены в табл. 6.14.

Таблица 6.14

Удельное электрическое сопротивление минералов и пород /94/

Минерал, порода	Удельное электрическое сопротивление, Ом·м	Минерал, порода	Удельное электрическое сопротивление, Ом·м
Ангидрит	$10^7 \div 10^{10}$	Перидотит	$10^6 \div 10^7$
Базальт	$5 \cdot 10^3 \div 10^5$	Пирит	$10^{-4} \div 10^{-1}$
Галенит	$10^{-5} \div 10^{-3}$	Пирротин	$10^{-5} \div 10^{-4}$
Галит	$10^{12} \div 10^{14}$	Полевой шпат	$10^{11} \div 10^{12}$
Гнейс	$10^4 \div 10^5$		
Гранит	$10^4 \div 8 \cdot 10^7$	Сера	$10^{12} \div 10^{15}$
Графит	$10^{-6} \div 10^{-4}$	Сидерит	$10 \div 10^3$
Диабаз	$5 \cdot 10^5 \div 5 \cdot 10^6$	Сильвин	$10^{13} \div 10^{15}$
Кальцит	$10^7 \div 10^{12}$	Скарн	$10^6 \div 10^7$
Кварц	$10^9 \div 10^{12}$	Слюда	$10^{14} \div 10^{15}$
Кварцит	$10^6 \div 10^8$	Сфалерит	$10^{-6} \div 10^{-2}$
Лимонит	$10^6 \div 10^8$	Уголь	$10^{-4} \div 10^{-2}$
Магнетит	$10^{-1} \div 10^{-2}$	Филлит	$10^4 \div 10^5$
Марказит	$10^{-2} \div 10^{-1}$	Халькопирит	$10^{-3} \div 10^{-1}$
Мрамор	$10^6 \div 10^7$	Хлориты	$2 \cdot 10^{10}$

Удельное электрическое сопротивление влажных образцов существенно ниже, чем у аналогичных образцов с гигроскопической влажностью.

В зависимости от строения диэлектриков различают два основных вида поляризации: поляризацию смещения (электронного или ионного) и релаксационную поляризацию. Поляризация электронного смещения наблюдается у

большинства твёрдых, жидких и газообразных веществ, она проявляется практически мгновенно. Для диэлектриков с таким типом поляризации ϵ близка к квадрату коэффициента преломления согласно уравнению Максвелла: $\epsilon = n^2$.

Для диэлектриков с поляризацией ионного смещения, наблюдаемой в твёрдых веществах с ионной решёткой и в аморфных веществах при наличии ионов, $\epsilon=4\div 15$.

В реальном диэлектрике поляризация является результатом различных поляризационных процессов, возникновение любого из которых определяется химико-физическими свойствами вещества и диапазоном используемых частот.

В переменных полях в диэлектриках с релаксационной поляризацией возникают диэлектрические потери, связанные с переходом части электрической энергии в тепло, что обуславливается некоторой проводимостью вещества и медленно устанавливающейся поляризацией. Поляризация смещения потерь не вызывает и устанавливается за $10^{-12}\div 10^{-15}$ с. Время релаксационной поляризации значительно больше, при ней возникает ток i , представляемый активной i'_a и реактивной i'_p составляющими. Кроме того, существуют токи i_c – ток смещения (ёмкостной) и i_a – ток проводимости.

По значению токов находят тангенс угла диэлектрических потерь /94/:

$$\operatorname{tg}\delta = \frac{i_a + i'_a}{i_c + i'_p}$$

Он меняется с частотой и описывается формулой Дебая:

$$\operatorname{tg}\delta = \frac{(\epsilon_0 - \epsilon_\infty)\omega\tau}{\epsilon_0 - \epsilon_\infty\omega^2\tau^2}$$

где τ – время релаксации; ω – частота; диэлектрическая проницаемость: ϵ_0 – при $\omega=0$, ϵ_∞ – при $\omega=\infty$.

Диэлектрическая проницаемость минералов (табл. 6.15, где в скобках указаны оптические оси, а n – показатель преломления) связана с типом катиона и иона, их ионного радиуса и поляризуемости. В меньшей степени она зависит от структурных особенностей минералов. Диэлектрическая проницаемость имеет различные значения в радиочастотном и оптическом диапазонах. Высокая диэлектрическая проницаемость характерна для сульфидов и окислов /94/, а среди них наиболее высокой диэлектрической проницаемостью обладают минералы, содержащие катионы таких металлов, как Pb, Fe и Cu, они имеют повышенные значения поляризуемости.

Диэлектрическая проницаемость горных пород (табл. 6.16 /94/) зависит от нескольких факторов, среди которых важнейшие – это соотношения минералов с различной диэлектрической проницаемостью, текстурные и структурные особенности породы и их пористость.

Таблица 6.15

**Диэлектрическая проницаемость некоторых минералов
(Пархоменко, 1965; Поваренных, 1979; Кларк, 1969 /94/)**

Минерал	ε в области		n ²
	радиочастот	оптических частот	
Алмаз	5,7	–	5,76
Сера	4,1	–	4,2
Графит	>81,0	–	4,0
Галенит	17,0–81,0	–	–
Сфалерит	6,9–12,1	5,6–6,1	5,7
Пирит	33,7–81,0	–	–
Пирротин	>81,0	–	–
Молибденит	33,7–81,0	–	4,0–18,5
Арсенопирит	>81,0	–	–
Халькозин	>81,0	–	–
Цинкит	11,0	–	4,0
Куприт	5,65–6,35	–	8,3
Гематит	25,0–170,0	8,65 (II)	9,0
		10,33 (I)	
Рутил	80,0–173,0	6,82 (II)	8,4
		8,42 (I)	
Касситерит	23,7–24,3	3,98 (II)	–
		4,36 (I)	
Галит	5,7–6,2	2,39	2,4
Сильвин	4,39–6,2	2,2	2,2
Флюорит	6,26–6,79	2,06	2,05
Кальцит	7,5–8,7	2,21 (I)	2,2–2,8
Магнезит	10,6	2,75 (II)	2,2–2,9
Сидерит	5,2–7,4	–	2,6–3,5
Родохрозит	6,8	–	3,5
Англезит	14,0	3,52–3,59	–
Целестин	7,0	2,62 (a)	2,7
		2,64 (b)	–
Лимонит	3,2	–	4,0
Оливин	6,8	–	2,56
Сподумен	8,4	–	2,7
Актинолит	6,6	–	–
Роговая обманка	4,9–5,8	–	–
Альбит	5,39–5,63	2,33–2,36	2,5
Ортоклаз	6,03–6,06	2,39	–
Андезит	6,2	2,41	–
	6,47	2,41	2,5

Диэлектрическая проницаемость горных пород

Порода	f , Гц	ϵ	Порода	f , Гц	ϵ
Песчаник: сухой аркозовый сухой водонасыщенный	10^3-10^5	4,6–5,9	Диорит сухой	10^4-10^7	10,8–8,6
	10^2-10^7	5,9–5,3	Дациит	$3 \cdot 10^6$	6,8–8,16
	–	7,4–12,1	Габбро сухое	10^2	15,0
Аргиллит	–	5,53		10^4	10,2
Доломит сухой	10^2-10^7	11,9–7,7		10^7	8,8
Известняк сухой	10^2-10^7	15,4–9,2	Диабаз	$5 \cdot 10^3$	11,6
Сланец роговообманковый сухой	10^2-10^7	10,3–8,9	Диабаз сухой	10^2-10^7	23,5–8,5
Кварцит	$5 \cdot 10^3$	4,4–4,9	Базальт	10^5	18,3
Амфиболит	10^5-10^7	7,9–8,9	Перидотит	10^5-10^7	12,4–15,7
Гнейс сухой	10^2	9,7	Пироксенит	10^5-10^7	6,2–9,5
Силлиманит	10^4	8,8	Дунит	10^5-10^7	8,5–6
Гнейс гранатовый	10^7	8,1	Ювит	10^5-10^7	11,1–8,6
Серпентинит	10^2-10^7	10,1–6,2	Уртит	10^5-10^7	8,5–7,3
Гранит	$5 \cdot 10^5$	4,5–5,4	Рисчоррит	10^5-10^7	5,8–4,9
Гранит роговообманковый	10^2-10^7	11,1–8,5	Луяврит	10^5-10^7	11,45–9,7

Диэлектрическая проницаемость сухих горных пород с увеличением пористости уменьшается, так как $\epsilon_{\text{возд}}=1$, что намного меньше $\epsilon_{\text{минерала}}$. Если в порах пород в естественном залегании содержится минерализованный раствор, диэлектрическая проницаемость кусков породы резко возрастает, так как $\epsilon_{\text{раств}} \approx 80/94$, что существенно больше, чем $\epsilon_{\text{твёрдой фазы}}$.

Влияние влаги усиливается с понижением частоты электрического поля. Увеличение концентрации солей в поровом растворе приводит к снижению диэлектрической проницаемости породы.

Диэлектрические потери, имеющие место в минералах и горных породах, объясняются медленно устанавливающимися видами релаксации, которые проявляются из-за наличия в веществе полярных молекул, сложных комплексных анионных радикалов, химически связанной воды, границ твёрдой и жидкой фаз, границ диэлектриков и проводников и т. п. Количественная характеристика диэлектрических потерь – тангенс угла диэлектрических потерь.

Малые диэлектрические потери ($\text{tg}\phi=10^{-4} \div 10^{-2}$ при частотах $10^5 \div 10^7$ Гц) характерны для минералов-диэлектриков, обладающих высоким сопротивлением.

Величина $\text{tg}\phi$ растёт с увеличением содержания в породе порового электролита и рудных минералов с малым сопротивлением. Глины, пески, песчаник во влагонасыщенном состоянии имеют $\text{tg}\phi$ в диапазоне 0,1–1 (и выше) при частотах $10^2 \div 10^6$ Гц. В широких пределах от 0,1 до 2 $\text{tg}\phi$ меняется у изверженных

горных пород и зависит от содержания катионов Fe^{2+} и Fe^{3+} . Зернистость рудной фазы или множество чередований зёрен рудных и породообразующих минералов значительно увеличивает $tg\phi$ пород.

Информация о магнитных свойствах минералов и горных пород содержится в табл. 5.1.

6.4. Классификация групп информационных методов

Характеристики (свойства) вещества, используемые для измерений в информационных методах, определяются элементным, изотопным, минеральным составом, особенностью текстуры и структуры, характером минерализации, состоянием поверхности и многими другими факторами.

В разные годы отечественными учёными Мокроусовым В. А. и Лилеевым В. А. /49/, Татарниковым А. П. /88/, Архиповым О. А. /4/, Марчевской В. В. и Терещенко С. В. /43/, Кравцом Б. Н. /33/, Лаговым Б. С. и Лаговым П. Б. /36/ были предложены классификации информационных методов обогащения под разными названиями и с различными признаками классификации.

Для классификации информационных методов целесообразно использовать принцип укрупнённого подразделения /96, 97/. На верхнем уровне может быть выделен уровень групп, имеющих свой признак классификации. В то же время любая из групп внутри себя может иметь свой классификационный признак, а это означает, что классификации верхнего и нижнего уровней в силу их специфики должны быть независимыми и отдельными.

Множество информационных методов обогащения может быть разделено на три крупных класса по уровню организации материи, на котором получают информацию для разделения (см. табл. 6.17).

Методы уровней организации материи ядерного (первого) и атомного (второго) позволяют оценивать *содержания химических элементов*, входящих в состав минералов и горных пород. Третий уровень – уровень вещества; в нашем случае минералов и горных пород, на котором оцениваются *свойства* входящих в разделяемые порции (куски) *минералов и горных пород*. В ряде случаев свойства минералов и горных пород коррелированы с содержаниями химических элементов и косвенно их характеризуют.

Классы включают в себя группы методов, отличающиеся используемыми для разделения свойствами. В двух первых классах используются методы прямого определения содержаний элементов. К ним относятся, во-первых, методы измерения характеристик излучений и потоков частиц – продуктов естественного радиоактивного распада, а также искусственных ядерных реакций, характеристик излучений и потоков частиц, рассеянных и частично поглощённых ядром, во-вторых, методы измерения характеристик излучений и потоков ча-

стиц, возникающих в результате взаимодействия первичных излучений и потоков частиц с внутренними электронными оболочками атомов. Интенсивность вторичных излучений и потоков, вторичные энергетические спектры квантов и частиц, их пространственное распределение позволяют преобразовывать данную информацию в содержания интересующих элементов, их сочетания формируют конкретные методы и их названия.

Таблица 6.17

Классификация групп информационных методов обогащения

Уровень организации материи	Группы методов	Используемые для разделения свойства
Ядра атомов	Радиометрические	Свойства атомных ядер в естественных условиях: испускание радиоактивных излучений и потоков частиц
	Ядерно-физические	Свойства атомных ядер при взаимодействиях с излучениями и потоками частиц: поглощение, рассеяние, искусственная радиоактивность
Атомы	Атомно-физические	Свойства внутренних электронных оболочек атомов при взаимодействиях с излучениями и потоками частиц: поглощение, рассеяние квантов и частиц
Минералы и горные породы	Люминесцентные	Люминесцентные свойства минералов
	Оптические (фотометрические)	Оптические свойства минералов: поглощение и рассеяние света минералами в видимой и прилегающих к ней областях спектра
	Теплофизические информационные	Теплопроводность, удельная теплоёмкость, температуропроводность минералов
	Электрические информационные	Удельное электрическое сопротивление, электропроводность, диэлектрическая проницаемость, поляризуемость минералов
	Магнитные информационные	Магнитная восприимчивость, остаточная намагниченность минералов
	Механометрические	Твёрдость, пластичность, упругость минералов

Комбинированные информационные	Например, диэлектрическая проницаемость + теплоёмкость минералов	

Первый класс может быть разделён на 2 группы: первая – методы, использующие *определение содержания радиоактивных элементов* по естественной радиоактивности без первичного излучения или потока частиц (радиометрические); вторая – методы, использующие *определение содержания элементов* по характеристикам излучений и потоков частиц после взаимодействия первичных излучений и потоков частиц с ядрами атомов. Методы, использующие *опреде-*

ление содержаний элементов по характеристикам излучений или потоков частиц после взаимодействия первичных излучений и потоков частиц с внутренними электронными оболочками атомов, отнесены к атомно-физическим (это второй класс методов). В третьем классе методы подразделяются на группы по используемым для разделения *свойствам минералов и горных пород*.

Входящие в группы методы весьма разнообразны и различаются видами (процессами) взаимодействия излучений и потоков частиц с веществом или прочими воздействиями на вещество на разных уровнях (ядро, атом, минерал, горная порода и т. п.) и видом получаемой информации о составе и свойствах порций (кусков). Число и перечень методов и групп могут меняться за счёт появления новых используемых свойств и утраты актуальности старых. Каждая группа при её внутренней классификации должна иметь собственный признак классификации, который может характеризовать способ измерения свойств, вид формируемого разделительного признака и т. п.

Информационные методы отличает от прочих несколько свойственных только им весьма ценных возможностей. Среди них: возможность разделения по признакам, весьма тесно связанным с содержанием элементов; возможность использования комплексных разделительных признаков, обеспечивающих качественную идентификацию минеральных фаз; возможность учёта в алгоритмах принятия решения содержаний нескольких элементов с учётом их промышленной ценности; возможность использования при разделении в одной технологической операции различий разделяемых фаз по нескольким физическим свойствам, что в прямых методах обогащения или просто невозможно, или требует развёрнутых технологических схем.

6.5. Оборудование для информационного обогащения

6.5.1. Порции сортировки

Обогащение информационными методами в рудоподготовке в зависимости от количества в разделяемых порциях материала может осуществляться в трех вариантах: крупнопорционном, мелкопорционном и покусковом. Крупнопорционному дискретно-порционному режиму соответствует рудосортировка, осуществляемая на рудоконтрольных станциях (РКС). При рудосортировке из исходного может быть выделено несколько сортов руды, отличающихся содержанием ценного компонента (богатая, рядовая, забалансовая и т. п.) и пустая порода. Руда может быть разделена на технологические типы. В процессе используется неравномерность содержаний ценного компонента в заполненных рудой контролируемых и сортируемых емкостях (вагонетки, автосамосвалы, думпкары). Неравномерность в порциях формируется благодаря первичной не-

однородности природных оруденений. Сортировке подвергают руду сразу после добычи, исключая операции перегрузки и усреднения.

РКС может быть оборудована в забое, у ствола шахты, на поверхностном комплексе шахты или на открытом руднике. Для эффективной сортировки необходимо обеспечение минимума перемешивания в транспортных операциях для сохранения неоднородности, близкой к естественной неоднородности руды в забое.

Измерение содержания проводится в ёмкости по сигналу датчика. Разделение на сорта производится с учетом взвешивания вагонеток по эталонировочному графику, связывающему сигнал датчика и содержание ценного компонента, построенному по эталонным вагонеткам и заданным границами разделения.

Для вагонеток сортировка осуществляется путем переключения стрелочного механизма и направлением руды в нужный сорт для последующей переработки или хранения. Аналогично сортируют руду в автосамосвалах или в думпкарах.

Погрешность определения содержаний возрастает с увеличением объема порций: в вагонетках – 25 %, в автосамосвалах – 40 % относительных. Это объясняется непредставительностью зондируемой части объема ко всему объему порций, варьированием параметров отдельных емкостей. При радиометрической сортировке не требуются источники первичных излучений, для других методов обязательно использование излучателей нейтронов либо γ - и рентгеновского излучений.

Для объемных методов определения содержаний источники излучения устанавливаются соответственно под углом к линии датчика при фотонейтронном методе и с противоположной стороны потока или емкости по отношению к датчику при нейтронно-абсорбционном и γ -абсорбционном методах.

Для поверхностных методов (γ - и рентгенофлуоресцентных) регистрирующий блок (датчик) и излучатель устанавливают с одной стороны – со стороны свободной контролируемой поверхности. Датчик и излучатель могут размещаться в этом случае в рентгеновском моноблоке рудоконтролирующей станции.

Получение информации, необходимой для мелкопорционной сортировки, может осуществляться в любых движущихся потоках: на ленте конвейера, на вибрационном питателе, в свободном падении. Порция в этом случае – это локальный фрагмент потока, который может быть выделен (или не выделен) в отдельный продукт (хвосты, богатая или бедная руда, технологические типы и т. п.). Выделение организуется в зоне разгрузки материала с ленты или питателя или ниже зоны измерения при сортировке в свободном падении.

Управляющими органами могут быть электромагнитные шиберы, пневматические системы. В различных системах сортировки порции могут отсекаются по разным алгоритмам: либо за равные промежутки времени, либо при смене качества материала в сортируемом потоке. Сортировка может производиться на два-три или более продуктов. Масса сортируемых порций зависит от крупности обогащаемого материала и от производительности сортируемых потоков.

Информационная покусковая сепарация предназначена для разделения сырья с учетом информации о каждом куске и с удаляющим воздействием на любой подлежащий удалению объект (кусок, порцию). При этом нижний предел крупности обогащаемого материала ограничен либо техническими и методическими возможностями измерительных и удаляющих систем (чувствительностью, разрешающей способностью датчиков излучений, требуемым временем набора статистики, быстродействием и избирательной способностью удаляющих органов), либо экономическими соображениями, связанными с уменьшением производительности сепараторов при снижении крупности или усложнением конструкций (ручьевой или плоскостной принцип подачи разделяемых частиц).

Верхняя граница крупности обогащаемого данными методами материала 300 (400) мм. Нижняя граница в среднем 20-25 мм. Её снижают для дорогого сырья (оптически чистый кварц, камнесамоцветное сырьё) до 1 мм, а для драгоценных камней, например для алмазов, изумрудов, до 0,5 мм.

6.5.2. Рудосортировочные контрольные станции и мелкопорционные сортировочные установки

Радиометрические контрольные станции предназначены для крупнопорционной сортировки естественно-радиоактивных руд в вагонетках, самосвалах, вагонах, ковшах экскаваторов. Они могут использоваться в шахте в непосредственной близости от забоя, либо как общерудничные на поверхности, либо на входе руды на обогатительную фабрику.

При получении информации о качестве руды в вагонетках вагонетку с рудой на РКС помещают между датчиками радиометра, который регистрирует интенсивность γ -излучения. При измерении радиоактивности в автосамосвалах датчики радиометра располагают над кузовом машины (рис. 6.15). Информация от радиометров служит для учёта получаемых продуктов разделения и для управления стрелками рельсовых путей и световой сигнализацией для автомобилей.

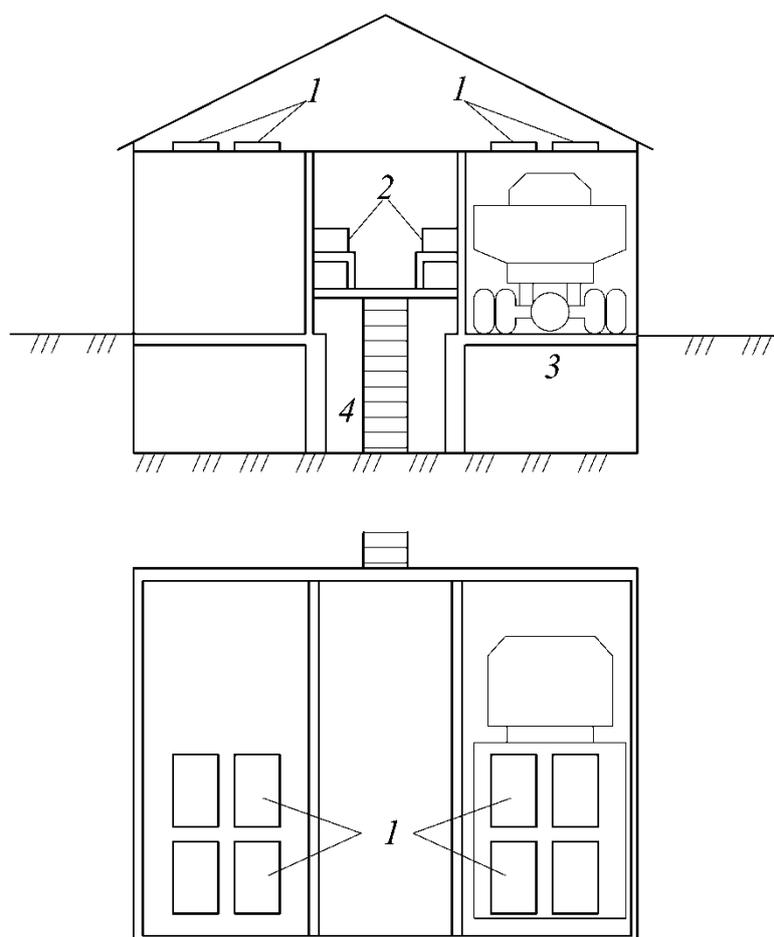


Рис. 6.15. Схема установки РКС для измерения гамма-излучения руды в автомашинах:

1 – датчик; *2* – пульт управления; *3* – весы; *4* – подвал для хранения эталонов

Фотонейтронная контрольная станция РКС-2Б применялась для крупнопорционной сортировки бериллиевой руды в вагонетках /104, 105/. Для возбуждения ядерной реакции использован изотоп ^{124}Sb . Она оборудована контейнерами с 4-6 гамма-источниками, 36 датчиками СНМ-11 или СНМ-18, радиометром, автоматической системой управления. Станция имеет внешнюю биологическую защиту (см. рис. 6.16). Источники γ -излучения и детекторы расположены симметрично по боковым сторонам вагонетки. Измерение длится до 1 мин.

Известно также применение нейтронно-активационной РКС для сортировки флюоритовой руды в вагонетках /36, 87/ и нейтронно-радиационной РКС для сортировки никелевой руды в вагонетках /36/.

В настоящее время наибольшее распространение получили рентгенорадиометрические РКС, эффективно определяющие содержания в рудах многих химических элементов (начиная с Са).

Для оперативного контроля качества руд в транспортных ёмкостях (вагонетках, автосамосвалах, вагонах и др.) или на ленте конвейера с целью сорти-

ровки и управления рудопотоками предназначена рудоконтролирующая станция РКС-А «СТАРК» совместного производства ООО «РАДОС» и ООО «Технорос». Для определения содержаний элементов используется рентгенорадиометрический метод. Источником рентгеновского излучения является портативный рентгеновский генератор «Прам-50». Для регистрации флуоресцентного излучения химических элементов используются полупроводниковые Si-Pin детекторы или газовые пропорциональные счётчики.

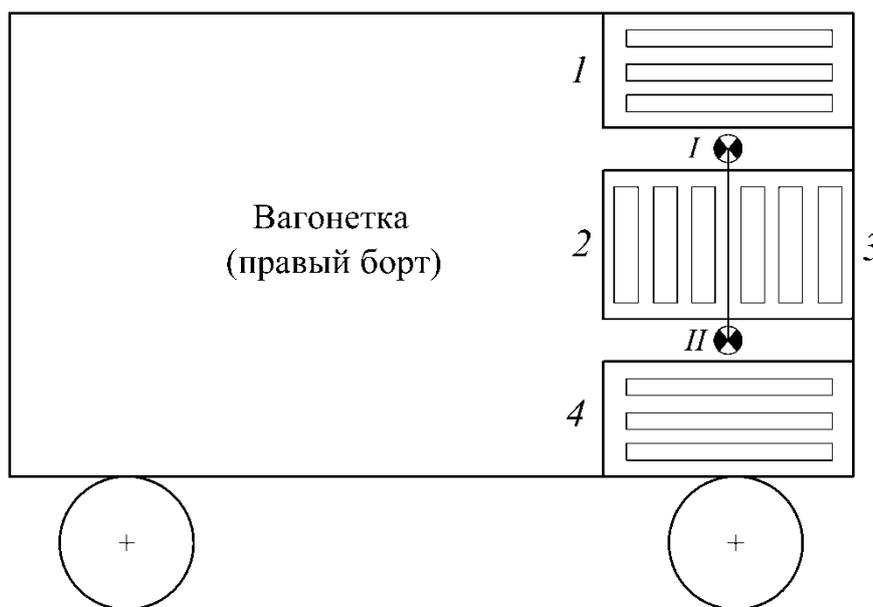


Рис. 6.16. Схема размещения источников (I, II) и кассет счётчиков (I-4) при экспресс-анализе бериллиевых руд в вагонетке /104/

Станция включает модуль контроля и пульт оператора. Одновременно пульт может обслуживать до шести модулей контроля. Диапазон анализируемых элементов от Са до Вi при содержании от сотых долей до десятков процентов.

Рудоконтролирующая станция РКС-КМ (рис. 6.17, табл. 6.18) производства ООО «Технорос» предназначена для контроля качества руды в непрерывном технологическом цикле в реальном времени. Она устанавливается над лентой транспортёра. В основу её работы, так же как и в предыдущем случае, заложен рентгенофлуоресцентный метод определения вещественного состава.

Станция оснащена ультразвуковым высоотомером, с точностью до 1 мм, определяющим расстояние до анализируемой поверхности. Это позволяет исключить влияние колебаний высоты слоя материала на показания станции и определить условное средневзвешенное содержание компонентов в руде за различные промежутки времени (10 минут, 1 час, смена, сутки, месяц и т. д.).

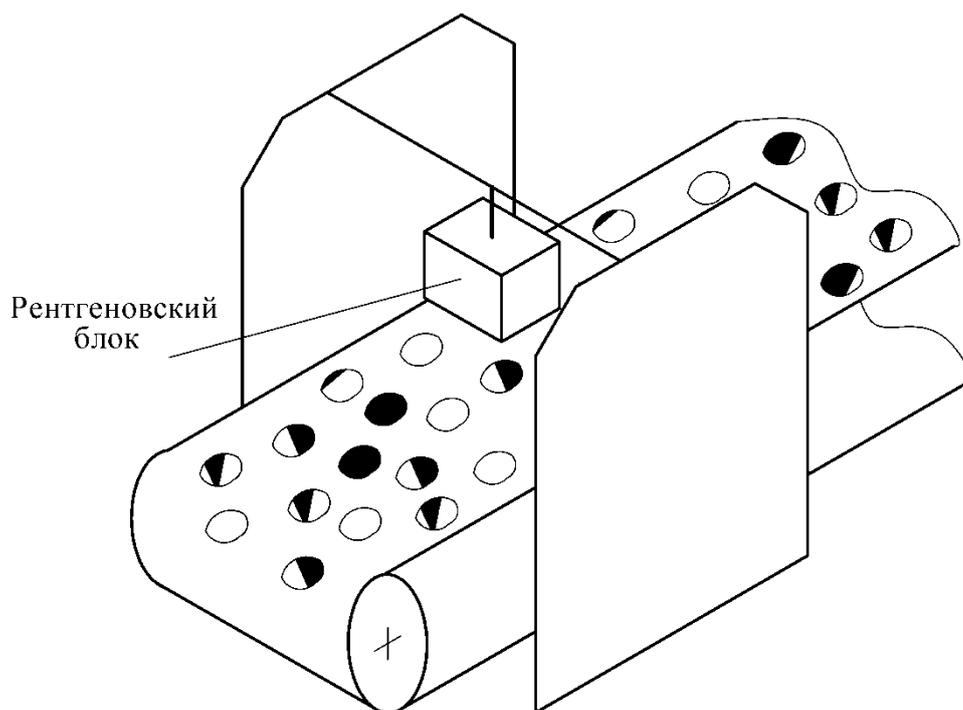


Рис. 6.17. Пример установки модуля контроля рудоконтролирующей станции РКС-КМ над лентой конвейера

Таблица 6.18

Технические данные РКС-КМ

Наименование параметра	Значение
Количество одновременно контролируемых элементов	До 5, в зависимости от типа руды
Диапазон регистрируемых элементов с атомным номером Z	От 20 (Ca) до 92 (U)
Диапазон определения массовой доли элементов, %	От 0,1 до 80
Минимальное время усреднения измерений, с	30
Расстояние от электронного блока до контролируемой поверхности руды, мм	300 ± 150
Размеры поверхности опробования на конвейерной ленте на расстоянии 300 мм от поверхности материала, мм (не менее)	120×200
Цикличность опробования руды на конвейерной ленте, с	30
Интерфейс линии связи блока электронного РКС с компьютером оператора	RS-485 (изол.)
Длина линии связи интерфейса RS-485, м (не более)	1000
Количество блоков электронных РКС, подключаемых к одному пульту управления	2
Режим работы станции	Непрерывный
Время установления рабочего режима, мин (не более)	30
Напряжение питания блока электронного РКС, В	220 ± 20

Наименование параметра	Значение
Мощность потребления блоком электронным, кВт (не более)	0,15
Напряжение пульта управления, В	220±20
Мощность потребления пультом управления, кВт (не более)	0,45
Габаритные размеры блока электронного РКС ($B \times L \times H$), мм (не более)	300×600×232
Масса блока электронного РКС, кг (не более)	30
Габаритные размеры и масса пульта управления	Определяются типом персонального компьютера
Срок службы, лет (не менее)	5

Интерфейс станции позволяет отслеживать в динамическом режиме уровень загрузки руды на ленте, движение или остановку ленты, содержания контролируемых компонентов, а также проводить ретроспективный просмотр информации и тестирования работоспособности отдельных узлов и станции в целом. Информация, получаемая с помощью РКС-КМ, может служить для организации мелкопорционной сортировки на конвейере.

Установка УС-15 разработки ООО «ЭГОНТ» предназначена для мелкопорционной сортировки руд на основе измерения среднего содержания ценных компонентов в контролируемом движущемся материале (табл. 6.19). Способ измерения содержаний в полиметаллических рудах рентгеноспектральный. Для отдельных руд могут быть применены другие способы. Принцип ее работы показан на рис. 6.18.

Подача материала в зону измерения осуществляется вибропитателем, во время прохождения материала по вибропитателю измеряются его рентгеновские характеристики. Затем материал разгонным (растягивающим) лотком трансформируется в монослойный поток, который управляемыми быстродействующими отсекателями распределяется по продуктам сортировки. Информационный блок, включающий моноблок, рентгеновский и блок управления, имеет функции измерения рентгенофлуоресцентного излучения материала, преобразования информации, принятия решения об отнесении контролируемой порции к какому-либо типу продуктов, выработки сигналов, управляющих работой отсекателей.

Мелкопорционная сортировка может быть эффективной при обогащении относительно мелких продуктов разделения, в том числе для разделения мелких классов, сепарация которых в покусковом режиме экономически не оправдана.

Характеристики сортировочной установки УС-15

Наименование показателей	Ед. изм.	Значение показателей	Примечание	
Количество секций	ед.	2	Автономные	
Количество каналов	ед.	2	По одному в каждой секции	
Крупность сепарируемого класса	мм	-15+0	-	
Производительность	т/ч	До 30	-	
Пороговая чувствительность по цинку	%	0,3	-	
Время формирования единичной порции сортировки, не более	с	0,3	-	
Минимальная порция сортировки (при производительности 30 т/ч)	кг	1,25	-	
Напряжение питания	В	220	50 или 60 Гц	
Потребляемая мощность, не более	кВт	0,8	-	
Масса	сепаратора	т	1,2	-
	стойки управления	т	0,2	-
Габаритные размеры ($B \times L \times H$)	сепаратора	м	1,72×1,2×1,83	-
	стойки управления	м	0,6×0,6×1,9	-

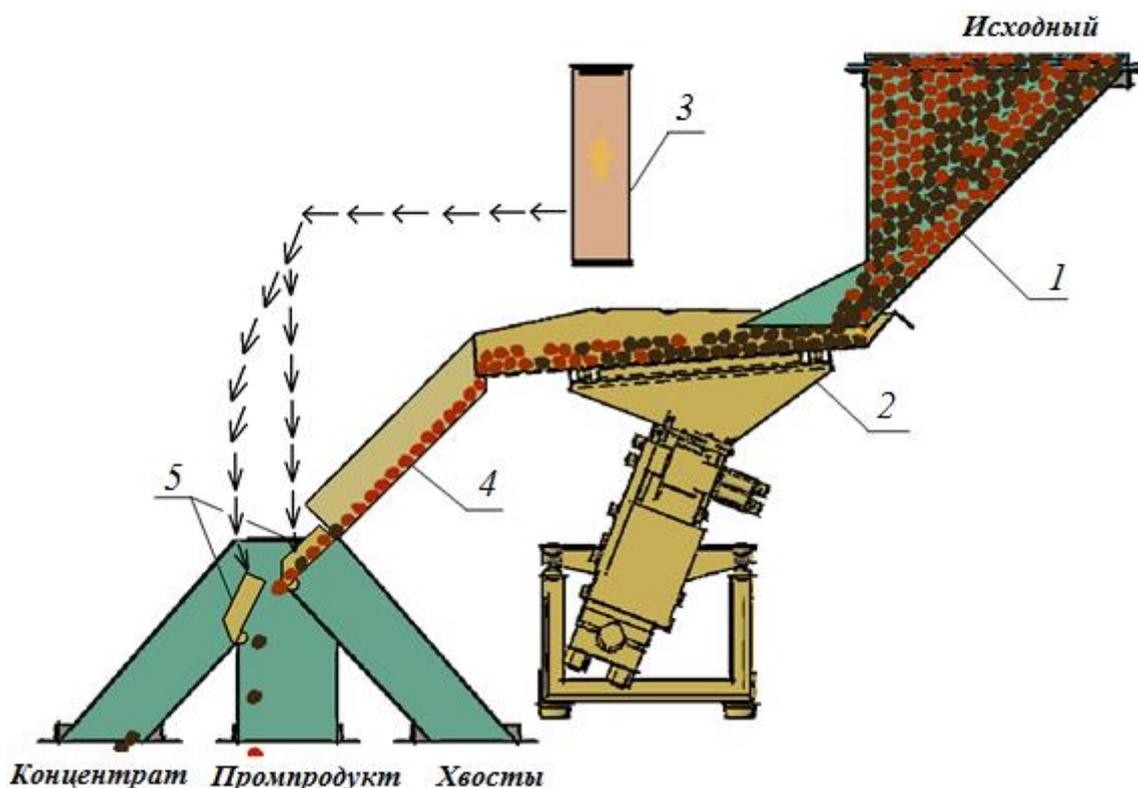


Рис. 6.18. Схема работы установки для мелкопорционной сортировки руд:

- 1 – бункер; 2 – вибропитатель; 3 – информационный блок;
 4 – разгонный (растягивающий поток) лоток;
 5 – управляемые быстродействующие отсекатели

6.5.3. Информационные сепараторы

Информационный сепаратор включает несколько функциональных блоков: бункер-питатель для регулирования скорости подачи материала, транспортирующий блок для формирования потока движущихся частиц (конвейер, вибролоток, лоток, барабан и др.); блок облучения (кроме радиометрического); блок регистрации; бортовой компьютер для обработки полученной о куске информации, принятия решения об удалении, выработки управляющего сигнала на удаление; исполнительный механизм (электромеханический, электромагнитный или электропневматический), управляемый бортовым компьютером и приводящий в движение удаляющий орган (лопатка, шибер) или формирующий удаляющее воздействие (игла пневмоклапана или её аналог, открывающая сопло пневмосистемы с высоким давлением); удаляющий орган; приёмные лотки продуктов разделения; промышленный компьютер, служащий для настройки, управления и контроля за бортовым компьютером (может использоваться один на несколько сепараторов).

В информационных сепараторах измерение характеристик кусков производится на питающей ленте либо в полете, траектория которого формируется питающим конвейером или вибратором. В стремлении к увеличению производительности сепараторов разработчики сепараторов прошли несколько этапов: одноручьевая покусковая подача, покусковая многоручьевая подача (обеспечивается желобчатой конфигурацией ленты или вибропитателя), число ручьев в отдельных модификациях сепараторов достигает 8 штук; монослойная подача.

Удаление кусков из потока осуществляется либо струей воздуха (электропневмоклапан), либо шибером (электромагнитное шиберное устройство). В зависимости от крупности материала частота удаления электропневматическими устройствами колеблется в пределах от 2 до 200 (400) с⁻¹, а механическими – от 3 до 20 с⁻¹. Электропневмоклапаны отличаются большим быстродействием, однако для них характерно интенсивное запыление рабочих помещений и окружающей среды, избежать которых можно только применением эффективных систем интенсивного пылеулавливания или предварительной промывкой сортируемых кусков руды.

Удаление кусков может осуществляться как с движущейся ленты конвейера, так и в полёте после схода кусков с конвейерной ленты или с вибрационного питателя, питающего жёлоба и т. п. При удалении кусков с ленты может формироваться несколько отличающихся вещественным составом удаляемых продуктов (многопродуктовый сепаратор). При удалении в полёте число удаляемых продуктов редко может быть более двух (трёхпродуктовый сепаратор). В первом случае, при установке датчиков под лентой, расстояние от них до кон-

тролируемых кусков постоянно, в прочих случаях расстояние облучатель-кусок, детектор-кусок меняется из-за непостоянства размеров самих кусков и из-за колеблемости траекторий их полёта, т. е. геометрия измерения является нестабильным фактором, потенциально вызывающим дополнительные погрешности измерений. Геометрия и прочие условия измерения свойств кусков зависят от выбранного метода и его возможностей. Описанные варианты получения информации иллюстрируются рис. 6.19 (а, б, в, г).

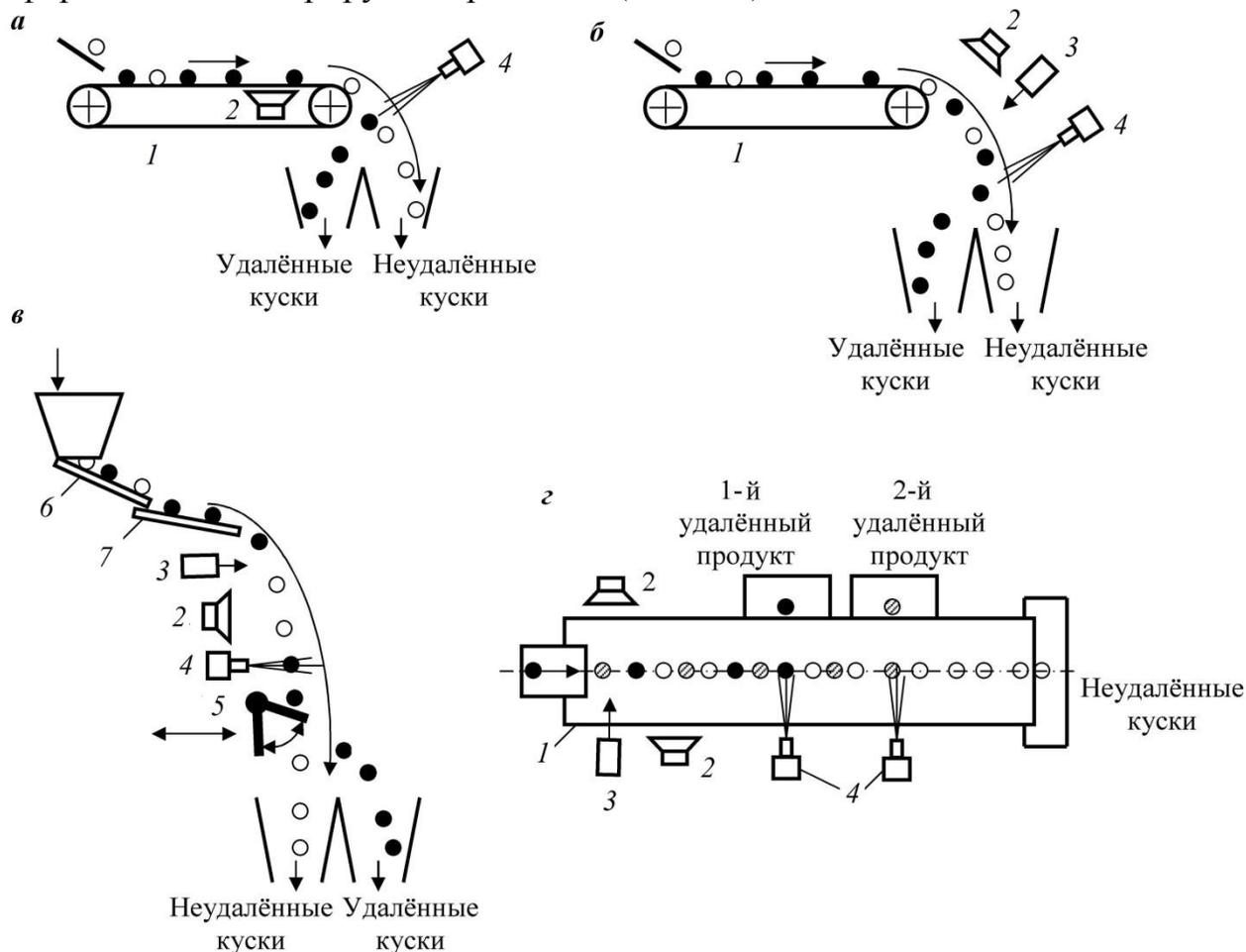


Рис. 6.19. Варианты сепараторов с различными условиями получения информации и удаления кусков:

- 1 – конвейерная лента; 2 – приёмник излучения или активный элемент резонансного контура;
 3 – источник излучения; 4 – пневматические устройства; 5 – электромагнитные устройства;
 б – вибрационный питатель; 7 – раскладчик желобчатого типа;
 а – получение информации при нахождении материала на транспортирующем органе (конвейерной ленте), удаление в свободном падении;
 б – получение информации и удаление в свободном падении (формирование траектории полёта обеспечивается конвейерной лентой);
 в – получение информации и удаление в свободном падении (формирование траектории полёта обеспечивается вибрационным питателем и раскладчиком желобчатого типа, а удаление – пневматическими или электромагнитными шиберными устройствами);
 г – получение информации и удаление кусков из общего потока осуществляется на транспортирующем органе (ленте конвейера 1)

В случае *a* (радиометрический, радиорезонансный сепараторы) в измерительной системе либо отсутствуют источники излучений и имеются только приёмники излучений 2 (радиометрический сепаратор), либо функции источника излучения и датчика совмещены в одном элементе 2 (активный элемент резонансного контура – конденсатор или катушка в радиорезонансном сепараторе). Для многих методов требуется и источник излучения 3, и приёмник излучения 2 (на рис. 6.19, *б, в, г*). Удаление частиц из потока производится пневматическими устройствами 4 или электромагнитными шиберами 5.

Ленточная подача позволяет формировать монослойный, а вибрационная – многоручьевой поток. В обоих случаях необходима организация удаления частиц в свободном падении. Для мелких классов (менее 10-15 мм) предпочтительней для удаления использовать пневматические устройства, как более быстродействующие и менее габаритные. При монослойной или многоручьевой подаче пневмоклапаны выстраиваются в один или несколько рядов по всей ширине подающего устройства (ленты, раскладчика и т. п.). Число задействованных клапанов для удаления конкретного куска может быть различным и в реальном времени принимается по результатам оценки размеров (и косвенно массы) этого куска.

Преимуществом электромагнитных шибберных устройств является отсутствие пылеобразования при удалении. Для снижения пылеобразования при использовании пневматических устройств во многих случаях используют предварительную промывку или смачивание сортируемого материала.

Полученная информация в современных сепараторах обрабатывается бортовыми компьютерами, которые также управляют работой удаляющих органов, осуществляют диагностику работоспособности отдельных систем. Настройка, запуск нескольких сепараторов, анализ эффективности их работы могут осуществляться с персонального компьютера, установленного в операторском пункте.

Радиометрические сепараторы

В радиометрическом методе для измерения достаточно установки одного или нескольких детекторов (часто устанавливаются под лентой). Увеличение числа детекторов используют либо для увеличения достоверности информации, получаемой от кусков больших размеров (многосторонний «осмотр»), либо с той же целью, когда при последовательном расположении детекторов вдоль траектории движения кусков (эстафетный метод /86/) увеличивается статистика накопленной информации за счёт суммирования статистик сигналов от всех датчиков по одному куску, что особо актуально для сортировки относительно бедных руд.

Для радиометрического метода характерно ограничение, связанное с эффектом «подсветки» от аномально богатых кусков, которое ведёт к снижению производительности из-за необходимости увеличения интервалов между кусками. Для сохранения общей производительности обогащения прибегают к сепарации в несколько приёмов с последовательным удалением в концентрат наиболее богатых кусков и снижением порогов разделения в каждом последующем приёме.

Поскольку чаще всего разделение в радиометрических сепараторах ведётся на ленте конвейера, при последовательной установке нескольких удаляющих органов (сопел, воздушными импульсами, сбрасывающими куски руды) и приёмников отделяемых продуктов по сторонам конвейера, часто практикуется разделение руды на несколько конечных продуктов. Таким образом, за одну операцию с движущейся ленты может быть удалено несколько продуктов плюс продукт из неудаляемых кусков, который разгружается при сходе ленты.

Радиометрические сепараторы (см. табл. 6.20) используют для обогащения материала крупностью -200+20 мм, разделённого на более узкие машинные классы.

Таблица 6.20

Основные характеристики некоторых типов радиометрических сепараторов, применяемых для обогащения урановых руд

Наименование сепаратора	Число каналов	Сортируемый класс крупности, мм	Производительность, т/ч		Эффективность сепарации урановых руд, %	Потребляемая мощность, кВт
			общая	на 1 канал		
«Вихрь-2201Р»	1	-200+100	75	75	75-80	7,5
		-200+50	50	50	75-80	
«Уранит»	1	-200+100	20-30	20-30	90	5,0
«Азурит-Р100»	2	-100+50	10-14	5-7	90	6
«Азурит-Р50»	2	-50+25	4-6	2-3	85	6
УАС-200	1	-200+100	40-50	40-50	92-96	2,5
УАС-100	2	-100+50	22-30	11-15	90-95	2
УАС-50	2	-50+25	8-9	4-4,5	88-93	2

Радиометрические сепараторы производят ФГУП «ВНИИХТ» совместно с ООО «Консит-А» и НПЦ «Аспект» и ГП «Восточный ГОК» /86/.

Давление в сети сжатого воздуха в сепараторах «УАС», «Вихрь», «Азурит» 0,63 МПа. Тип разделяющего устройства – электропневматический. Расход воздуха на 1 т отбитых кусков 40-50 м³. Шумы при удалении кусков на уровне 120 дБ.

Конструкция сепараторов УАС даёт возможность создавать на их базе модульные рудосепарационные комплексы (рис. 6.20, табл. 6.21), в состав которых входят бункеры, вибропитатели, грохоты, конвейеры-грохоты, оснащённые системой промывки руды /36, 86/.

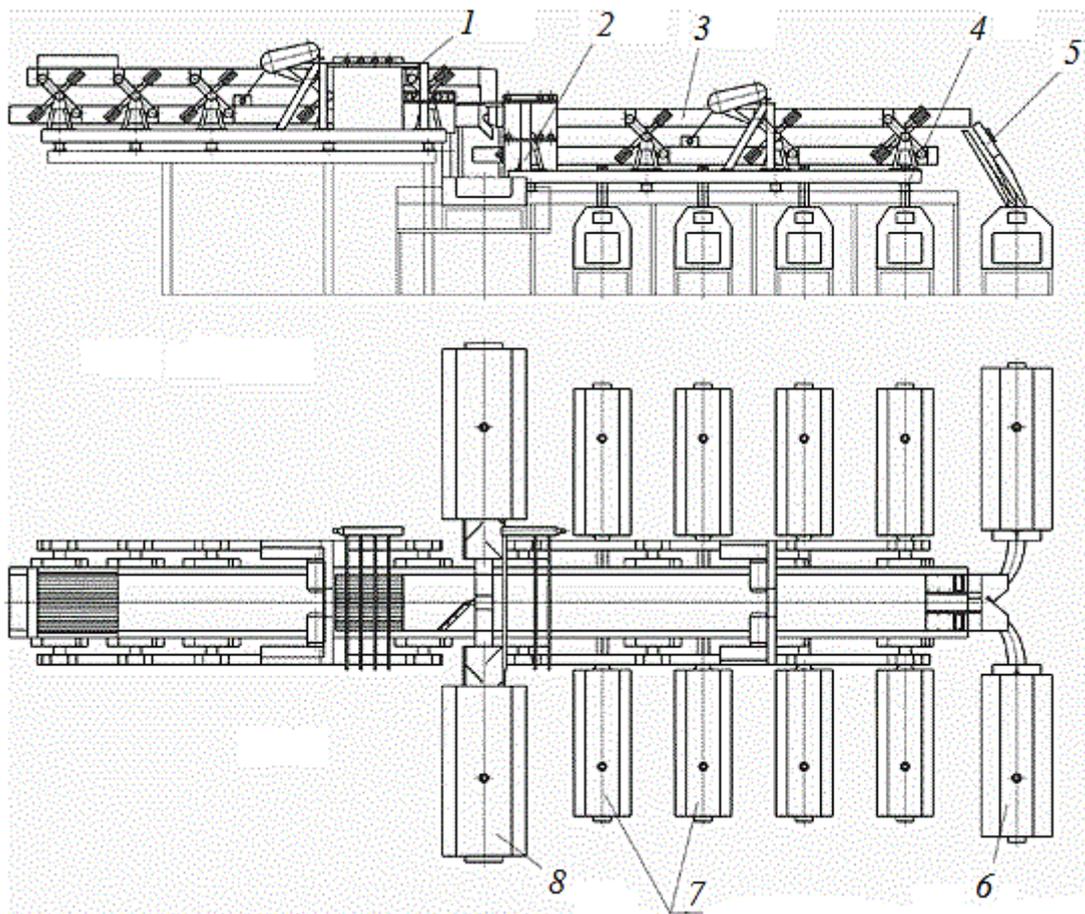


Рис. 6.20. Рудосепарационный комплекс

для покускового обогащения полезных ископаемых:

- 1, 3 – конвейеры-грохоты вибрационные КВГ-1,2; 2 – система отмывки;
 4, 5 – погрузочно-формирующие устройства; 6 – сепаратор УАС-100;
 7 – сепаратор УАС-50; 8 – сепаратор УАС-200

Таблица 6.21

Технические характеристики рудосепарационных модулей

Параметры и характеристики	Значения параметров и характеристик модулей		
	PCM-40	PCM-100	PCM-200
Производительность (по исходной руде), т/ч	30...50	80...120	160...240
Выполняемые функции	Грохочение исходной руды, промывка и сепарация классов -200+25 мм		
Максимальная крупность кусков, мм	200	200	200
Сепарируемые классы, мм	-200+25	-200+25	-200+25
Минимальная эффективность грохочения, %	90	93	93

Параметры и характеристики	Значения параметров и характеристик модулей		
	PCM-40	PCM-100	PCM-200
Технологическая эффективность сепарации руд, доли ед.:			
Легко- и среднеобогатимых	0,8...0,9	0,85...0,9	0,8...0,9
Труднообогатимых	0,7...0,8	0,7...0,8	0,7...0,8
Количество сепараторов типа УАС-Р, шт.	2	5	10
Установленная мощность, кВт	не более 16,5	95,5	103
Максимальный расход воды, м ³ /ч	20	50	100
Расход сжатого воздуха, приведённый к нормальным условиям, м ³ /мин	7,5	19	37,5
Габариты, м			
длина	10,09	18	18
ширина	6,62	7	11,7
высота	3,23	4,04	4,04
Масса, т	6,9	36	45

Модули УАС могут также оснащаться измерительной аппаратурой для рентгенорадиометрического, фотометрического и люминесцентного методов сепарации.

Фотонейтронные сепараторы

Фотонейтронные сепараторы успешно использовались для обогащения бериллиевых руд в 70-80-е годы XX века. В зависимости от способа транспортирования сортируемого материала разработаны сепараторы двух типов: РАМБ-300 (вибрационный) и РМБ-100 (ленточный). В них применяется в качестве источника γ -излучения изотоп ^{124}Sb и радиометры РСБ-2 и УСБ-3 со сцинтилляционными датчиками Т-2. К настоящему времени эта аппаратура морально устарела.

Нейтронно-абсорбционные сепараторы

В 80-е годы XX столетия в Советском Союзе (ЦНИЛА Восточного ГОКа, г. Жёлтые Воды, Украина) были произведены промышленные нейтронно-абсорбционные сепараторы «Борат», с помощью которых перерабатывались забалансовые боратовые руды /36/.

В начале 90-х годов прошлого века малым предприятием «Луч ЛТД» при КФИМ этот сепаратор был модернизирован. В модели «Бор-Н-200/50» введён гамма-абсорбционный канал, использовано отражение медленных нейтронов в сочетании с эстафетной схемой регистрации, применены новые детекторы и их экранировка, что позволило увеличить скорость конвейерной ленты в 6-7 раз по

сравнению с прототипом и повысить производительность сепараторов с 35 до 200 т/ч.

Гамма-абсорбционные сепараторы

В ЦНИЛА также разработано несколько моделей гамма-абсорбционных сепараторов: ленточный «Минерал» (табл. 6.22), конусный «Кристалл», барабанные «Рубин» и «Рубин-2» для крупности руды -50+20 и -100+50 мм.

Таблица 6.22

Технические характеристики сепараторов «Минерал»

Показатели		Модификация	
		Минерал-Р-50 МЛ	Минерал-50-Р-100 МЛ
Класс крупности, мм		-50+25	-100+50
Производительность, т/ч		8-10	25-30
Тип разделяющего устройства		КВ-110 ПМ	
Расход сжатого воздуха на 1 т отбитой массы, м ³ /т		80-90	60-70
Давление воздуха, МПа		0,63-0,1	
Напряжение питающей сети переменного тока, В		220, 380	
Мощность, кВт		6	
Габаритные размеры, мм:	длина	6000	4800
	ширина	2050	2050
	высота	2250	2250
Площадь, занимаемая сепаратором, м ²		12,3	9,84
Масса сепаратора, кг		11500	9200
Скорость ленты, м/с		1,0	1,0
Количество каналов, шт.		6	
Количество детекторов в канале, шт.		10	6
Тип детектора		БДЛГ	
Расход воды, м ³ /с		2	

Эти сепараторы были широко внедрены на перерабатывающих предприятиях Криворожского железорудного бассейна. Их использование позволило повысить качество окисленных железных руд Кривбасса на 6-10 % по содержанию железа и получить дефицитный крупнокусковой мартеновский сорт руды. Показана возможность их использования для заметного увеличения содержания хрома в руде, снижения зольности углей Кизеловского бассейна, повышения удельной теплоты сгорания горючих сланцев Ленинградской области /36/.

Рентгеноабсорбционные сепараторы

Схематическое изображение сепаратора MikroSort® TractSP приведено на рис. 6.21.

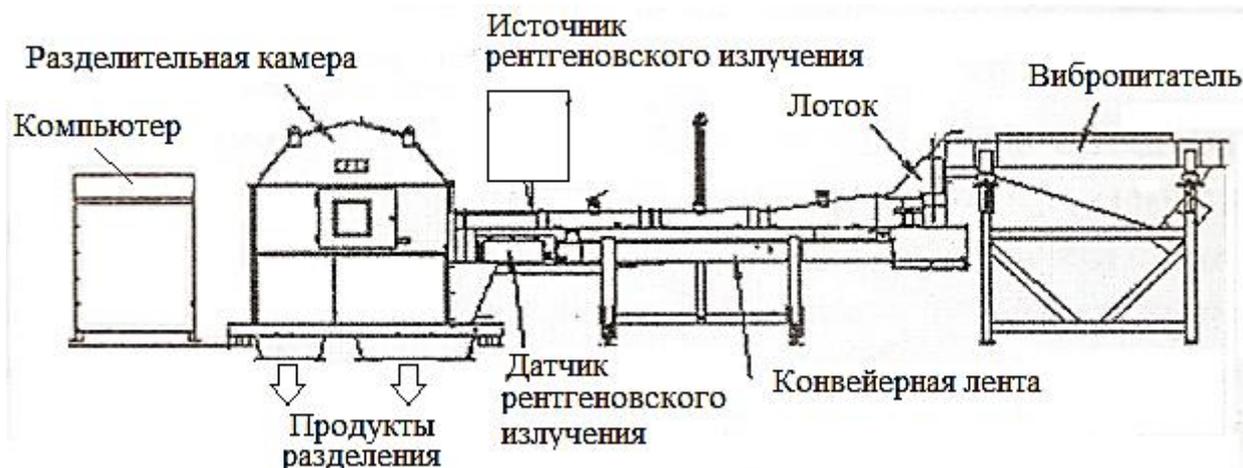


Рис. 6.21. Схематическое изображение рентгеноабсорбционного сепаратора

Сортируемый материал, движущийся по конвейерной ленте монослоем, просвечивается потоком рентгеновских лучей, прошедшее и ослабленное рентгеновское излучение фиксируется датчиками рентгеновского излучения. Признаком разделения является атомная плотность сортируемых объектов. Измерение интенсивности прошедшего излучения осуществляется в двух энергетических диапазонах, что позволяет несколько снизить влияние крупности частиц, плотности вещества сортируемых частиц, матричного эффекта от колебания содержания элементного состава и т. д.

Информация от датчиков обрабатывается компьютером и используется для управления включением нужных форсунок для удаления каждого подлежащего удалению куска.

Техническая характеристика рентгеноабсорбционных сепараторов приведена в табл. 6.23 (производительность зависит от плотности и класса крупности исходного материала; технические требования компрессора могут изменяться в зависимости от числа извлекаемых частиц исходного материала, пропускной способности и среднего размера частиц, оценка данных параметров необходима перед каждым использованием).

Рентгенофлуоресцентные сепараторы

В настоящее время одним из наиболее динамично развивающихся направлений сепараторостроения в России является производство рентгенофлуоресцентных сепараторов (ООО «РАДОС», компания «Интегра», ООО «ЭГОНТ» и др.). Это объясняется возможностью их применения для обогащения очень

многих руд цветных, черных и редких металлов и неметаллических полезных ископаемых.

Сепараторы «РАДОС» для покусковой сортировки руд и техногенного сырья (табл. 6.24, рис. 6.22) отличаются от аналогов других производителей механическим способом удаления кусков (в качестве исполнительных механизмов используются быстродействующие электромагнитные шибберные устройства).

Таблица 6.23

Техническая характеристика рентгеноабсорбционных сепараторов

Параметры	MikroSort® X-Tract 600	MikroSort® X-Tract1200	Commodas Tertiary X-Tract 1200 Chute
Рабочая ширина, мм	600	1050	1138
Ширина установки, мм	1420	1850	1892
Длина конвейерной ленты, мм	4000	4000	3969
Общая длина установки, мм	7900	9000	-
Высота, мм	2150	2270	2021
Датчики	512 пикселей	768 пикселей	768 (1536) пикселей
Клапаны	128	До 512	До 144 (208)
Форсунки	128	До 512	До 256
Производительность, т/ч	До 10	До 50	До 40
Размер исходного материала, мм	4-50	10-150	10-40
Скорость движения ленты, м/с	2-3	2-3	3
Вибропитатель (индивид.), мм	2000	2500	Да
Воздушный компрессор (индивид.), кВт/10 ⁵ Па	35	55	55
Расширительный бачок (индивид.), л	2000	2000	3000

Организация движения кусков через зоны измерения и удаления обеспечивается вибрационными многоручьевыми питателем и раскладчиком. Измерение и удаление кусков производятся в фазе их свободного падения.

Обработка информации от кусков, принятие решения об удалении, выработка команд на удаление, накопление информации о работе осуществляется бортовым компьютером, настройка сепараторов, анализ эффективности их работы – персональным компьютером, установленным в операторском пункте.

В сепараторах компании «Интегра» (табл. 6.25) применяются два варианта движения материала через зоны измерения и удаления.

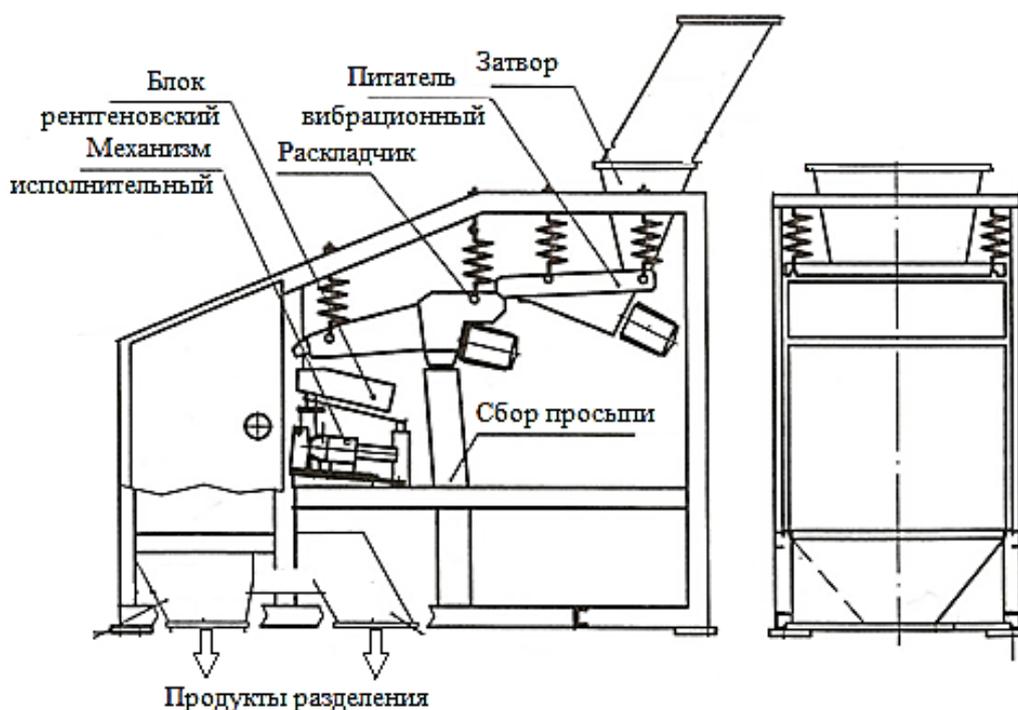


Рис. 6.22. Рентгенофлуоресцентный сепаратор СРФ 4-50 М ООО «РАДОС»

Таблица 6.24

Технические характеристики рентгенорадиометрических сепараторов для покусковой сепарации руд полезных ископаемых и техногенного сырья (СРФ)

Тип сепаратора	Двухпродуктовые			Трёхпродуктовые
	СРФ 4-50 СРФ 4/2-50	СРФ 4-100 СРФ 4/2-100 СРФ 4-150 СРФ 4/2-150	СРФ 2-300 СРФ 3-300	СРФ 4-3П-50 СРФ 4-3П-100 СРФ 4-3П-150
Классы крупности сортируемой руды, мм	10...60	20...150	60...300	10...150
Диапазоны класса крупности, мм	10-40	30-80	60-200	10-30, 30-80
	20-40	30-100	80-250	10-40, 30-100
	20-50	40-120	100-250	20-40, 40-120
	20-60	40-150	150-300	20-60, 50-150
Производительность, т/ч (в зависимости от диапазона)	3-8	8-20	20-50	3-8, 8-20
Количество каналов (ручьев) сортировки, шт.	4	4	2 (3)	4
Потребляемая мощность, кВт (не более)	3,0	5,0	5,0	7,0
Габаритные размеры, мм (L × B × H)	3520×1200 ×2240	5070×1500× 2500	5070×1500 ×2500	5070×1500×2740
Масса, кг (не более)	1600	3900	4100	4400
Температурный диапазон, °С	-50 ÷ + 35			

**Техническая характеристика
рентгенофлуоресцентных сепараторов компании «Интегра»**

Наименование параметра	Тип сепаратора				Примечание
	Микро РС-50	PM-50P	PM-100P	PM-200P	
Технические данные					
Сортируемые классы крупности, мм	-50+25	-50+25	-100+50	-200+100	
Производительность, т/ч	8	2,5	7	14	Производительность при плотности руды 2700 кг/м ³ и «чистом» грансоставе класса
Коэффициент обогащения исходной руды в пределах, отн. ед.	1,2-4				Зависит от технологических свойств руды, выхода и качества продуктов сепарации
Количество ручьев сортировки, шт.	8	1			
Количество продуктов сортировки, шт.	2	3			
Исполнительные механизмы:	Электропневмоклапаны				
Количество на ручей, шт.	2	4	6	4	
Тип исполнительного механизма	MFH-3-1/4-S	MFH-3-1/4-S	MFH-3-1/4-S MFH-3-1/2-S	MFH-3-1/2-S	
Расход сжатого воздуха, максимальный, м ³ /мин	4,35	1,15	3,15	3	
Потребляемая мощность, кВт (не более)	8	6,6	7,5	8	
Масса, т (не более)	3,5	1,2	1,2	1,4	
Габаритные размеры, мм					
Длина	6400	7200	7200	7500	Без учёта площадок обслуживания Для Микро-РС-50 с приёмным бункером
Ширина	1240	800	800	880	
Высота	3560	1940	1940	1940	

В первом варианте это обеспечивается конвейерной лентой, на которой получение информации может осуществляться с одной или двух сторон (рентгеновские облучатели и детекторы могут быть установлены с обеих боковых сторон конвейера), а удаление производится по аналогии с этой операцией в

радиометрических сепараторах ФГУП «ВНИИХТ» и ООО «Консит-А». Конструктивно эти рентгенофлуоресцентные сепараторы аналогичны радиометрическим сепараторам УАС. В другом варианте (Микро-РС-50, рис. 6.23) используется вибрационная раскладка и многоручьевая подача кусков руды в зоны измерения и удаления.

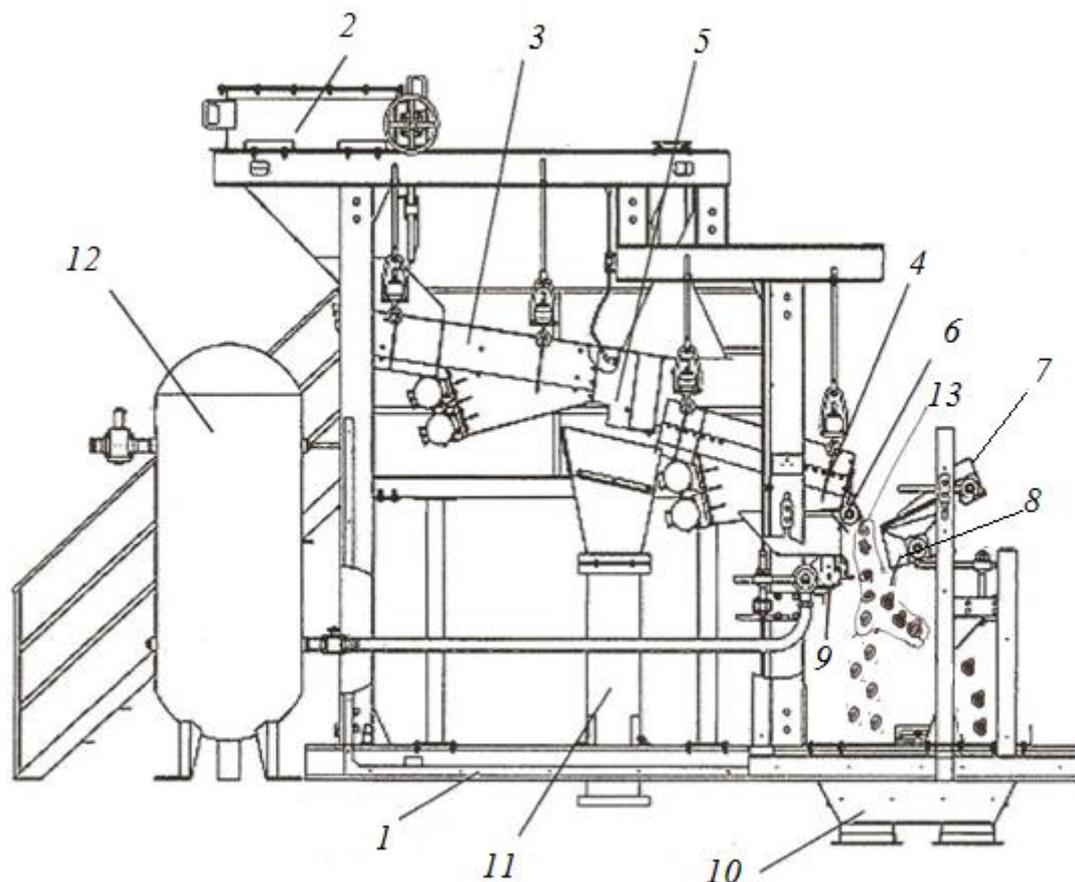


Рис. 6.23. Многоканальный рентгенорадиометрический сепаратор «Интегра» Микро-РС-50 /46/:

- 1 – рама; 2 – бункер; 3 – грохот-питатель; 4 – электромеханический виброраскладчик; 5 – короб разгрузки просыпей; 6 – формирователь траекторий падения кусков (склизы); 7 – облучательное устройство; 8 – блок детекторов; 9 – блок исполнительных механизмов (16 сопел); 10 – бункеры концентрата и хвостов; 11 – воздуховод аспирации; 12 – ресивер; 13 – поток кусков

И получение информации, и удаление кусков производится в свободном падении. Удаление производится струями воздуха, генерируемыми быстродействующими пневматическими устройствами. Компанией «Интегра» упоминается также о возможности применения в своих сепараторах фотометрического и радиометрического методов измерения.

Рентгеноспектральный сепаратор РСЭ-50 ООО «ЭГОНТ» блочного типа состоит из машины сортировочной (в едином кожухе) и стойки автоматического управления (рис. 6.24). Подача материала осуществляется вибратором с желобчатыми поверхностями, которые служат для формирования 8 ручьев. Получение информации и удаление кусков производится в полёте, удаление ведётся

сжатым воздухом с использованием быстродействующих электропневмоклапанов. Техническая характеристика приведена в табл. 6.26.

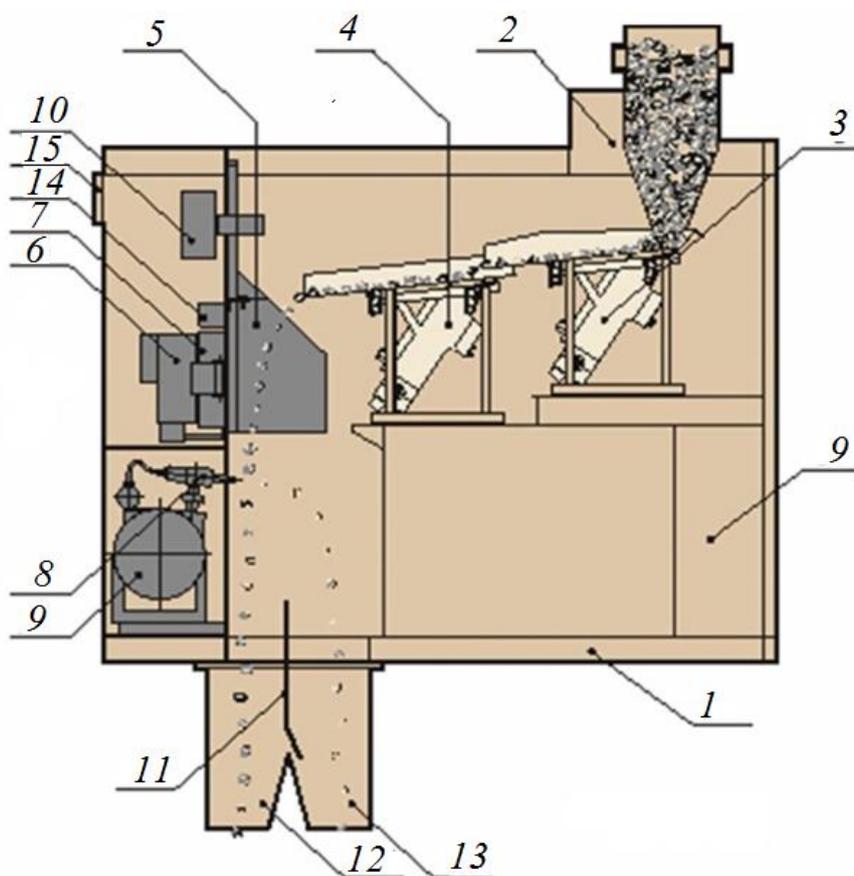


Рис. 6.24. Схема сепаратора РСЭ-50 для разделения кусковых продуктов крупностью от 10 до 50 мм:

- 1 – каркас; 2 – загрузочный бункер; 3 – подающий вибропитатель;
 4 – растягивающий вибропитатель; 5 – делительные перегородки;
 6 – рентгеновский моноблок; 7 – блок регистрации; 8 – электропневмоклапан;
 9 – система подготовки воздуха; 10 – блок управления электропневмоклапанами;
 11 – шибер; 12 – приёмный жёлоб для хвостового продукта;
 13 – приёмный жёлоб для отобранного сепаратором продукта;
 14 – коробка соединительная; 15 – блок индикации

Рентгенолюминесцентные сепараторы

В стадиях рудоподготовки для отдельных видов сырья могут быть использованы рентгенолюминесцентные сепараторы, производимые ООО «ЭГОНТ» и НПП «Буревестник».

Рентгенолюминесцентная технология обогащения алмазосодержащих материалов – базовый процесс обогащения в российской алмазодобывающей промышленности. Рентгенолюминесцентные сепараторы на предприятиях алмазодобывающей промышленности используют для обогащения крупных классов (-50+5 мм) исходной руды, для доводки концентрата крупностью -20+5 мм, для предокончатальной и окончательной доводок концентрата.

**Характеристика рентгеноспектрального сепаратора
РСЭ-50 ООО «ЭГОНТ»**

Наименование		Значение показателей при крупности	
		от 50 до 20 мм	от 20 до 10 мм
Производительность при сепарации руд, т/ч		30	8
Содержание обнаруживаемых металлов (хром, железо, кобальт, никель, медь, цинк) в анализируемых кусках, %		Не менее 2	Не менее 3
Количество каналов сортировки, шт.		8	8
Извлечение обнаруженных кусков за 1 операцию, % (не менее)		95	95
Контроль		Автоматический всех каналов	
Время непрерывной работы, ч/сут		До 22	До 22
Потребление	электроэнергии, кВт·ч	1,2	1,2
	сжатого воздуха на 1 т концентрата, м ³	25	25
Габариты, мм	сепаратора,	1970 × 1220 × 1550	
	стойки управления	600 × 600 × 1900	
Масса, т	сепаратора	1,3	
	стойки управления	0,25	

Рентгенолюминесцентные сепараторы, используемые собственно для обогащения алмазных руд, имеют следующие технологические характеристики (табл. 6.27). Сортировка ведётся после промывки руды на мокром сырье. Руда подаётся монослоем или поточно в потоке транспортной воды. Разделение может производиться в один или два приёма. Регистрация люминесценции может быть одно- или двухсторонней. Общий вид сепаратора ЛС-20-05 приведен на рис. 6.25.

В некоторых сепараторах реализуется не покусковой, а групповой режим сортировки, например, при включении всех (нескольких) удаляющих органов при обнаружении отдельного объекта, требующего удаления, что делается для повышения надёжности его удаления.

Рентгенолюминесцентные сепараторы могут быть использованы и для других видов сырья. ООО «ЭГОНТ» производит сепаратор для обогащения флюоритовых руд ЛСФ-50 (табл. 6.28), а также сепаратор ЛСМ-50 для получения кварц-полевошпатовых концентратов из пегматитов и гранитов (табл. 6.29). Оба сепаратора предназначены для сортировки в крупности -50+10 мм.

Таблица 6.27

**Технические характеристики рентгенолюминесцентных сепараторов
НПП «Буревестник» для обогащения алмазных руд**

Наименование показателя	Тип сепаратора							
	ЛС-50-05		ЛС-20-05Н		ЛС-20-09			
Класс крупности, мм	-50+20	-20+10	-10+5	-20+10	-10+5	-50+20	-20+10	-10+5
Производительность, т/ч, до	30	20	9	45	25	100	60	30
Система подачи	Монослойная. Два приёма обработки			Поточная. Один приём обработки		Поточная. Один приём обработки		
Регистрация	Односторонняя			Двухсторонняя		Двухсторонняя		
Отсечка	Пневматическая, 4-канальный отсекатель (по клапану на один канал) на каждой стадии. Отсечка поканальная			Пневматическая. 4-канальный отсекатель. Отсечка всеми каналами одновременно		Пневматическая. 5-канальный отсекатель. Отсечка комбинированная по задаваемому алгоритму		
Выход материала на одну отсечку, кг, не более	0,2	0,15	0,05	1,0	0,5	1,1	0,65	0,35
Извлечение %	Не менее 98			Не менее 98		Не менее 98		
Потребляемая мощность, кВт	Не более 6			Не более 6		Не более 6		
Расход транспортной воды, м ³ /ч	Не более 1,8			Не более 1,2		Не более 1,2		
Габаритные размеры, мм $L \times B \times H$	2550×870×2580			2300×845×2300		2300×845×2300		
	760×550×1745			765×555×1745		765×555×1745		
Масса, кг	1600			1100		1100		
	230			230		230		



Рис. 6.25. Общий вид рентгенолюминесцентного сепаратора ЛС-20-05

Таблица 6.28

Характеристики сепаратора ЛСФ-50

Наименование показателей		Значения показателей
Производительность на классах, т/ч	-50+20 мм	30
	-20+10 мм	5
Содержание флюорита в извлекаемых кусках, не менее, %		2
Количество каналов сортировки, шт.		8
Извлечение обнаруженных кусков за 1 операцию, % (не менее)		97
Контроль		Автоматический всех клапанов
Время непрерывной работы, ч/сут		До 24
Потребление	электроэнергии, кВт·ч	1,2
	сжатого воздуха на 1 т концентрата, м ³	25
Габаритные размеры, м <i>L × B × H</i>	сепаратора	1,97×1,22×1,55
	стойки управления	0,6×0,6×1,9
Масса, т	сепаратора	1,3
	стойки управления	0,25

Характеристики сепаратора ЛСМ-50

Наименование показателей		Значение показателей
Производительность на классах, т/ч	-50+20 мм	10
	-20+10 мм	5
Количество каналов, шт.		2
Количество каналов сортировки руды		8
Количество кусков, отбираемых в концентрат на канал, не более на классе, шт./с	-50+20 мм	10
	-20+10 мм	20
Расход сжатого воздуха на 1 т концентрата, м ³ (не более)		25
Время включения в работу, мин (не более)		2
Время непрерывной работы, ч/сут		До 24
Степень автоматизации		Автомат
Потребляемая мощность, кВт		1,2
Габаритные размеры, м <i>L×B×H</i>	сепаратора	1,97×1,22×1,55
	стойки управления	0,6×0,6×1,9
Масса, т	сепаратора	Около 1,3
	стойки управления	0,25

Оптические (фотометрические) сепараторы

Фотометрические сепараторы Gunsons Sortex Ltd получили широкое распространение в 70-80-е годы прошлого века. Применялись для обогащения материала крупностью -150+3 мм. В них интенсивность отражённого света измеряется в условиях свободного падения кусков. Для удаления используется сжатый воздух. Частота срабатывания воздушных клапанов для материала менее 20 мм 200 раз в 1 секунду.

Несколько позже фирмами Ore Sorters и «Голдфилс» разработан сепаратор с лазерным источником света и монослойной подачей материала (куски с разрядкой транспортируются лентой шириной 800 мм) М-16 (рис. 6.26). Благодаря монослойной подаче материала и высокой скорости движения ленты (4 м/с) значительно возросла производительность сепаратора.

Существенно усложнились функции электронной системы, которая помимо измерения оптических характеристик кусков определяет также их размер и положение на ленте. Данная информация важна для синхронизации прохождения куска через зону удаления и самого удаляющего воздействия. Для удаления, в зависимости от крупности материала, применено от 40 до 80 клапанов.

Производительность сепаратора по классам, т/ч:

-45+20 мм – 40;

-80+45 мм – 80;

-150+80 мм – 140.

Расход электроэнергии, кВт·ч/т – 1.

Расход сжатого воздуха, м³ на тонну выделяемого продукта – 42.

Эта же фирма изготовила сепараторы для реализации других методов /36/.

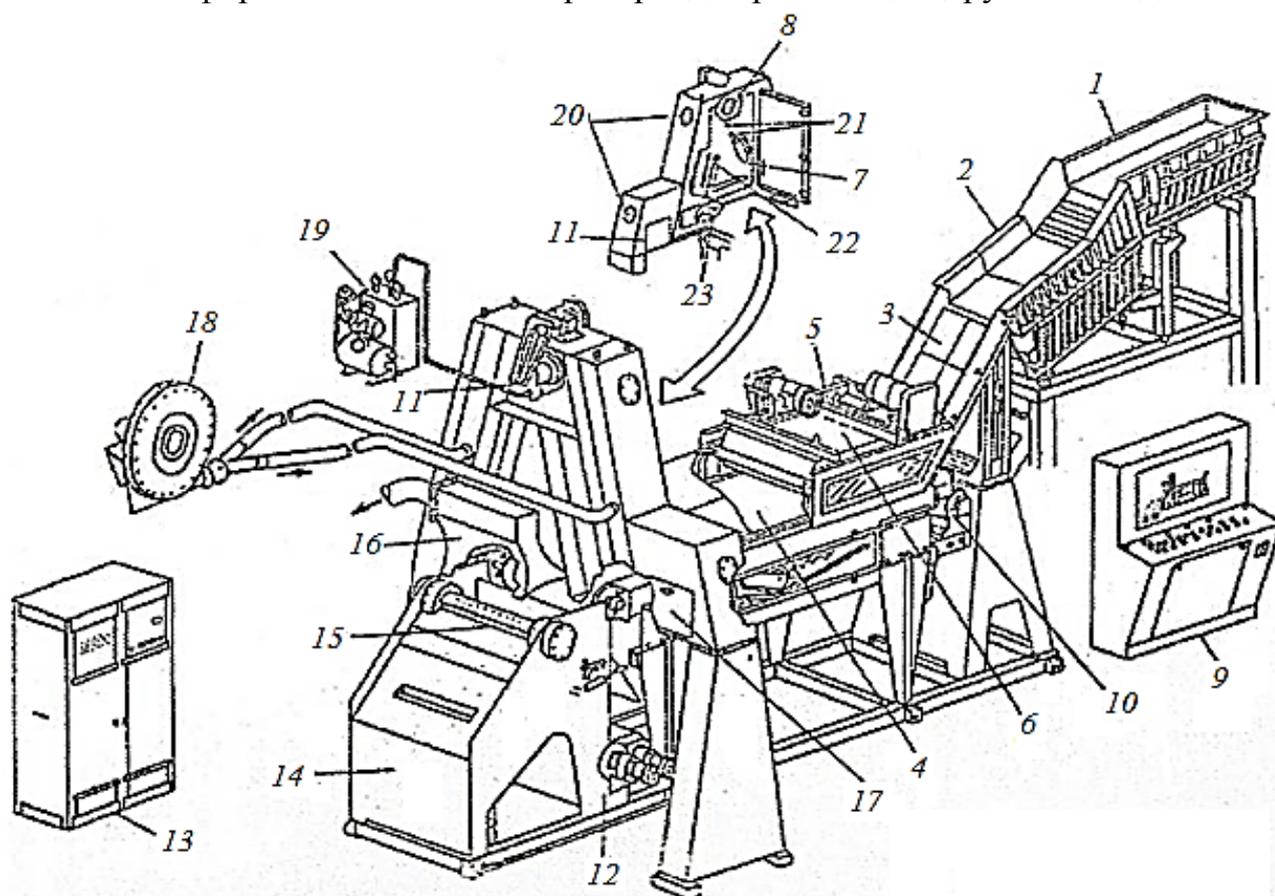


Рис. 6.26. Фотометрический лазерный сепаратор М-16 /36/:

1, 2 – вибрационные питатели; 3 – ускоряющая (наклонная) плита; 4 – конвейер; 5 – ускоряющий ролик; 6 – стабилизирующая лента; 7 – лазерный источник излучения; 8 – вращающееся многогранное зеркало; 9 – пульт оператора (панель управления); 10 – устройство очистки ленты конвейера; 11 – каркас оптической системы; 12 – фоновый чёрный стандарт; 13 – процессор; 14 – узел разделения материала воздушной струёй; 15 – воздухопровод; 16 – воздухосорбник; 17 – узел вращающегося устройства; 18 – воздухоподающее устройство; 19 – блок подачи воздуха к зеркалу; 20 – отверстия для вывода кабеля; 21 – визир; 22 – фотоумножитель; 23 – «белый» стандарт

Модель М-17 предназначена для радиометрического обогащения естественно-радиоактивных руд в диапазоне -254+51 мм производительностью 10-57 т/ч. Модели М-19Q и М-27 предназначены для радиорезонансной сортировки руд. На основе механической части модели М-19Q создан фотолюминесцентный сепаратор М-19 и фотометрический сепаратор для прозрачных минералов (оптический кварц) минимальной крупности до 5 мм, обеспечивающий производительность до 10 т/ч.

Фирмой также выпускались кондуктометрические сепараторы М-10 с контактным измерением проводимости непосредственно при прохождении куска по лотку. Они были использованы при обогащении руд с самородной медью.

В одном сепараторе М-16 совмещались две измерительные системы: фотометрическая и рентгенорадиометрическая. Такой модифицированный сепаратор применялся для фотометрического обогащения жильного кварца, с которым ассоциируется вольфрамит. Вольфрамитовые куски идентифицировались рентгенорадиометрическим методом.

В настоящее время фотометрические сепараторы нового поколения выпускаются за рубежом начиная с конца 1990-х годов. Сепараторы OptoSort производства компании AIS Sommer и сепараторы MicroSort компании Mogensen, в отличие от фотометрических сепараторов прошлых лет, монохромных и бихроматических, являются полихромными. Все сепараторы имеют монослойную подачу материала. Они могут иметь одно- и двухсторонний осмотр, работать в отражённом или прошедшем свете и в люминесцентном варианте.

Сущность технологии Mikrosort[®] поясняется на рис. 6.27, устройство и принцип работы оптического сепаратора наглядно показаны на рис. 6.28.

На рис. 6.27, 6.28 цифрами обозначены функции отдельных элементов и систем работающего по этому принципу сепаратора:

- 1 – обработка потока продукта: предварительное грохочение, обеспыливание и т. д.;
- 2 – распределение частиц по поверхности вибропитателя;
- 3 – свободное падение частиц;
- 4 – сканирование «завесы» потока материала оптической системой с высокой разрешающей способностью;
- 5 – обработка информации, принятие решения об удалении и управление процессом удаления;
- 6 – выделение продуктов при помощи высокоточных импульсных пневмоклапанов;
- 7 – разделение потоков готовых продуктов;
- 8 – обработка и накопление полученных данных (Field-bus Network Interface).

Исходный материал вибропитателем (модифицированный грохот, обеспечивающий подачу питания и отсеивание мелочи) подаётся либо на ленту (ленточный сепаратор), либо на дополнительный вибропитатель (гравитационный сепаратор). И на ленте, и на вибропитателе формируется монослой с коэффициентом загрузки 0,3-0,4. Лентой материал разгоняется для создания стабильной траектории полёта в области распознавания, а с вибропитателя материал свободно падает в область распознавания.

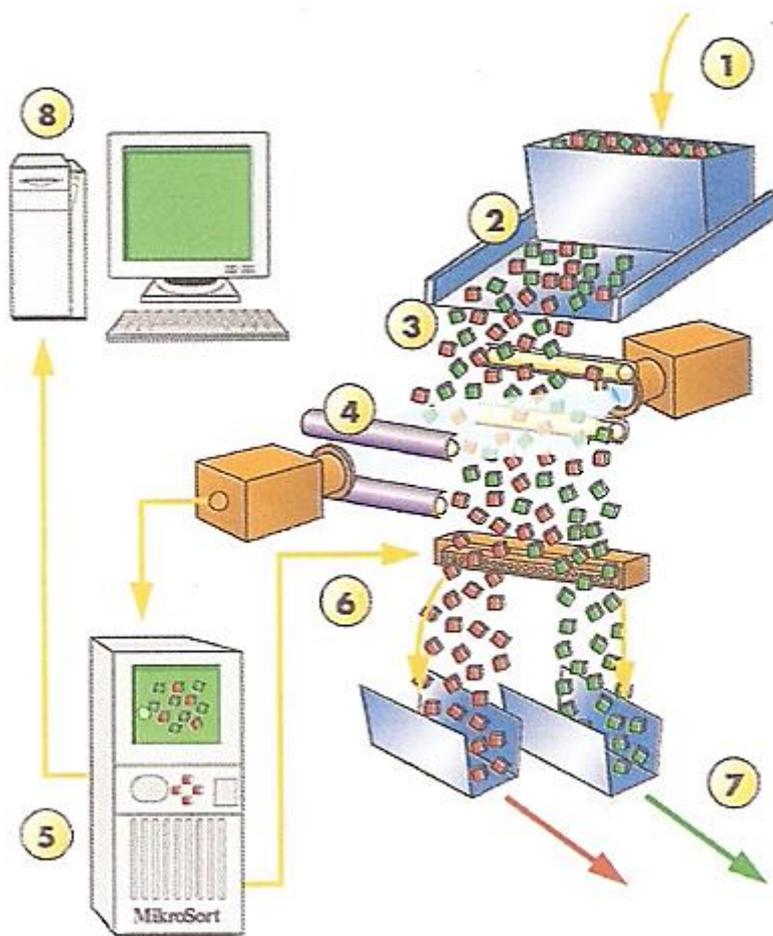


Рис. 6.27. Сущность технологии MikroSort®

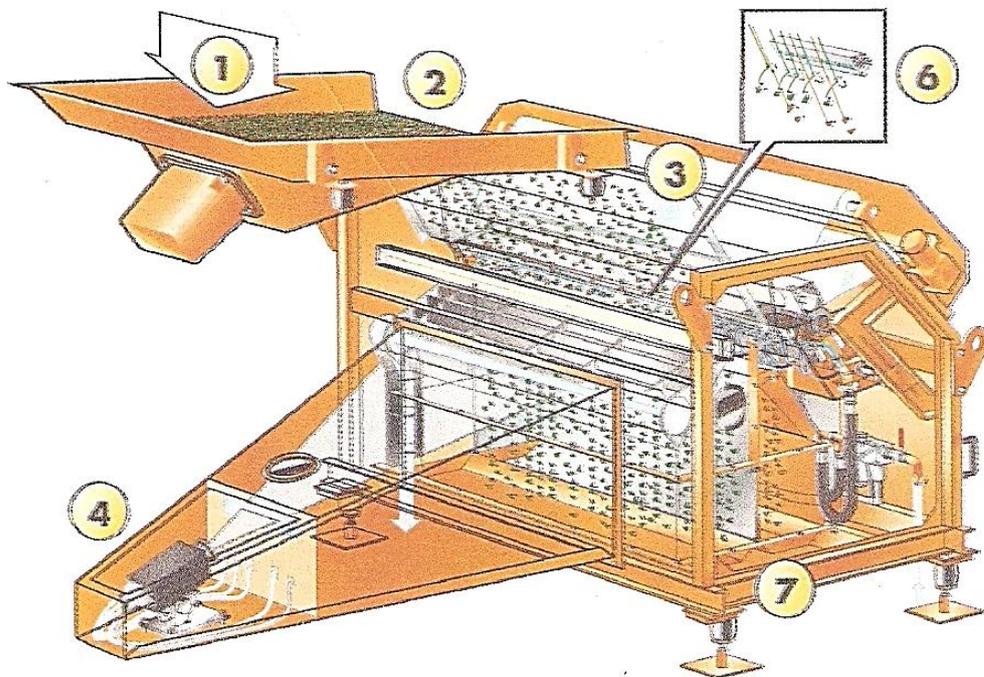


Рис. 6.28. Устройство и принцип работы оптического сепаратора

В зоне распознавания материал сканируется высокоскоростной камерой. Сигналы сенсоров обрабатываются компьютерами, и при принятии решения об удалении компьютеры включают нужную группу пневмоклапанов.

Современные оптические сепараторы предназначены для разделения руд по цветовым характеристикам, форме и симметричности частиц. Освещение частиц осуществляется тремя монохромными светодиодами (красное, голубое, зеленое свечение). Измерение оптических и геометрических параметров частиц в данных сепараторах осуществляется цифровой строчной широкополосной камерой (ПЗС-матрицей). Для контролируемого объёма (кусок или фрагмент куска) производится определение трёхцветных координат в системе RGB, кроме того, возможно учесть несколько других оптических и геометрических признаков разделения с логическими функциями «и», «или» и «нет». Минимальная площадь оцениваемых фрагментов $0,3 \times 0,3$ мм. Кусок в целом (объект сортировки) путём математической обработки изображения оконтуривается, измеряются его морфологические признаки, что позволяет усилить уверенное распознавание минералов и оценить их условное содержание в куске, определяется его площадь, классифицируется форма и симметрия.

Все измеренные признаки для выделенного объекта (куска) могут объединяться логическими функциями в единый алгоритм принятия решения об удалении.

Благодаря позиционированию положения кусков в пространстве и оценке их геометрических характеристик, подаётся команда на открытие пневматических клапанов, расположенных по траектории движения частицы. Количество включаемых клапанов и время воздействия воздушной среды определяются геометрическими характеристиками куска.

Производительности оптических сепараторов для различных классов крупности приведены в табл. 6.30.

Унификация сепараторов и комплексирование признаков разделения

Commodas UltraSort является подразделением компании TOMRA Sorting Solutions. Начиная с 1990-х годов компанией разработано много различных сепараторов с использованием разделительных признаков таких как: цветовые характеристики и прозрачность; фотометрические (отражательный и абсорбционный); параметры рентгеновской люминесценции (рентгенолюминесцентный метод); удельная атомная плотность (рентгеновской двойной плотности – рентгеноабсорбционный метод); интенсивность γ -излучения при естественной радиоактивности (радиометрический метод); проводимость (радиорезонансный метод); оптические свойства в ближней ИК-области (инфракрасный метод). Компания также предлагает мультисенсорные сепараторы для комплексной

сортировки по алгоритмам, сочетающим три признака разделения: рентгеновские, цветовые, электромагнитные.

Таблица 6.30

Характеристика оптических сепараторов

Модель сепаратора	Ширина полосы подачи материала, мм	Крупность материала, мм	Производительность, т/ч
Optosort μ GemStar	300	-15+0,5	0,3-1
Optosort GemStar 600R	600	-3+1 -6+3 -12+6 -30+12	1,5 5 10 17
Commodas ConcSort 600 Mikrosort® ConcSort 600	600	1,5-40	2-20
Optosort BeltCompact 1200	1200	-6+3 -12+6 -30+12 -60+30	12 23 56 110
Optosort 1200 P30	1200	3-32	2-25
Optosort 1200 P60	1200	8-60	10-100
Commodas Secondary Optical 1200	1200	20-80	до 100
Optosort Gravity 1200	1200	-60+30 -150+60 -350+150	35 65 200
Commodas Primary Optical 1200	1200	8-300	до 400
Mikrosort® Primary Optical 1200	1200	8-300	до 400
Optosort 1200 P60V	1200	4-60	2-25
Optosort 1200 P200V	1200	10-250	10-300
Optosort Gravity 1800	1800	-60+30 -150+60 -350+150	50 120 280

Промышленные сортировочные машины для сортировки рудного сырья выпускаются в трёх сериях: Run-of-Mine (ROM) Series с усиленной мощной системой питания и транспортировки с крупностью питания -300+5 мм (могут оснащаться радиометрической, фотометрической, электромагнитной, рентгеновской и инфракрасной технологиями); Industrial Processing (PRO) Series для стандартной обработки материалов с разделением в падении частиц крупностью -300+3 мм (могут быть дополнительно оснащены цветовой, рентгеновской и инфракрасной технологиями); Gem (Gem) Series представляет собой специализированное оборудование для обогащения алмазов и других драгоценных камней (могут быть оснащены рентгенолюминесцентной, рентгеноабсорбционной и цветовой технологиями).

В каждой серии несколько моделей аппаратов.

В табл. 6.31 приведены характеристики двух моделей сепараторов этой серии. Они оснащены электромагнитной и оптической сенсорными системами.

Таблица 6.31

Технические характеристики сепараторов серии ROM Series EM

Показатель	ROM Secondary EM (Ultrasort Secondary EM)	ROM Primary EM (Ultrasort Primary EM)
Крупность, мм	6-65	40-250
Производительность (до), т/ч	60	250
Размеры (без питателей) (L × B × H), мм	4975×1685×3075	5650×2156×4332
Размеры (с питателями) (L × B × H), мм	7899×1685×3218	13487×2156×4332
Масса, кг	8000	20000
Потребляемая мощность, кВт	Одна и три фазы (около 10)	Одна и три фазы (около 12)
Сжатый воздух, м ³ /т концентрата	30	30
Система отсечки	Быстродействующая воздушная система отсечки	Быстродействующая воздушная система отсечки

МПП «Промтехнологии» (Украина) разработала модуль кусковой сортировки, использующий СВЧ-нагрев сортируемого материала и контроль инфракрасного излучения от кусков сырья с помощью тепловизора. Электрические и теплофизические свойства разделяемых фаз определяют температуру поверхности отдельных кусков, которая фиксируется тепловизорными сенсорами. Схема модуля приведена на рис. 6.29.

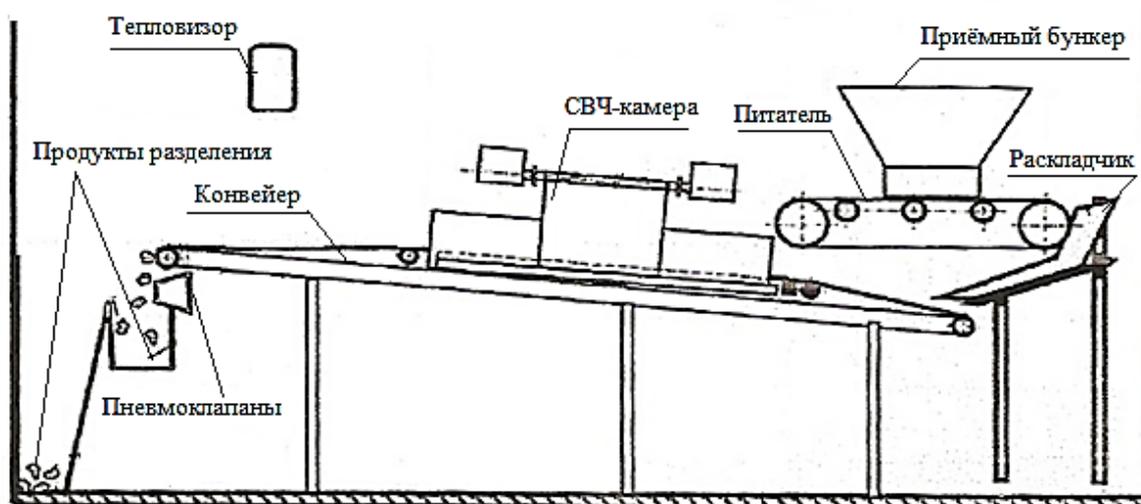


Рис. 6.29. Схема СВЧ-термометрического модуля

Исходное сырьё крупностью -100+10 мм загружается в приёмный бункер. Оттуда конвейерным питателем подаётся на раскладчик с вибратором, который обеспечивает формирование монослоя кусков. Конвейером сырьё перемещается в СВЧ-камеру, где осуществляется нагрев сырья в потоке. Температура кусков контролируется тепловизором. Пневмоклапаны разделяют сырьё на продукты.

Технические характеристики установки:

- производительность по исходному сырью (крупностью -60+40 мм) – 30 т/ч;

- установленная электрическая мощность – 35 кВт;

- расход сжатого воздуха – 2200 л/мин;

- модуль размещается в контейнере размером 6,0×3,0×2,8 м.

Модуль дополнительно оснащён компрессорной станцией и системой очистки воздуха.

Аппаратура испытана на различных феррошлаках, марганцевых и железных рудах.

7. ОБОГАТИМОСТЬ СЫРЬЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ

7.1. Подходы к оценке обогатимости сырья

Проблема оценки обогатимости сырья и эффективности процессов в разные годы привлекала внимание многих ученых. Эти показатели рассматривались с различных позиций в зависимости от цели их применения. Критерии разделения в работах [6, 7] классифицируются на группы: технологические, термодинамические, кинетические, статистические, экономические, автоматического управления, природной разделяемости, аппаратурные. Данная классификация, хотя и не является совершенной, поскольку не имеет определенного признака классификации и критерии отдельных групп пересекаются, позволяет взглянуть на эту проблему, пользуясь разными подходами. При анализе обогатимости и эффективности процессов интерес представляют технологические критерии.

Оценка обогатимости сырья в стадиях рудоподготовки имеет свои особенности, связанные с меньшим, чем при глубоком обогащении, раскрытии разделяемых компонентов.

В зависимости от состава и количества сростков сырье может быть описано некоторой функцией, определяющей изменение содержания компонента во фракциях с различным составом сростков. Т. е. обогатимость определяется функцией фракционного состава, графически изображаемой кривыми обогатимости.

Для одного и того же сырья кривые обогатимости претерпевают изменения при уменьшении крупности. Функции (кривые обогатимости) могут связывать различные переменные. Наиболее часто используются кривые гравитационной обогатимости Анри, особенно применительно к углю. Заметим, что аналогичные кривые могут использоваться для других методов и других видов сырья. Их анализу посвящено много работ, в том числе [11, 75, 76], где помимо методик их построения и использования дается их критика, сводящаяся к тому, что в построении конечных точек кривых накопленных продуктов и соединении промежуточных точек кривой элементарных фракций используются приближенные решения и допустим субъективизм. Кроме того, указывается на неудобство в ряде случаев равномерной шкалы оси содержаний. Взамен предлагается в качестве кривых обогатимости использовать кривую в координатах $\varepsilon_{k,x} = f(\gamma_{k,x})$, где $\varepsilon_{k,x}$, $\gamma_{k,x}$ – суммарное извлечение и суммарный выход компонента в концентрат или хвосты.

Принципиальна замена одного из параметров – содержания на извлечение и отброс всех кривых, несущественных для предварительного обогащения с целью удаления отвальных хвостов. При этом становится возможным прямо

определять извлечение компонента, но, что не менее важно, теряется возможность напрямую определять содержания компонентов в продуктах. Т. е. это модернизированный частный случай одной из традиционных кривых обогатимости. Подобным образом оценка может быть сведена и к кривой концентрата.

В связи с появлением и развитием информационных методов обогащения, в котором разделение ведется в кусковом виде, появилась целесообразность определения содержаний и разделительных признаков в отдельных кусках. Для этих методов В. А. Мокроусовым разработана теория контрастности руд, в которой основными кривыми являются кривые контрастности – аналог кривых Анри для частного случая фракционирования руды по содержанию полезного компонента /47-49/. Это классические кривые обогатимости Анри, имеющие предельный смысл, так как признаком разделения является само содержание компонента.

Кривые обогатимости (и частные их случаи) – это графическое изображение фракционных характеристик, приводимое в осях, являющихся технологическими показателями обогащения.

Если фракционная характеристика задается дифференциальным распределением твердого по элементарным фракциям (по признаку разделения – $w(\xi)$) и зависимостью содержания компонента от значения признака разделения (β -функцией), то данные характеристики позволяют получать больший объем информации, чем кривые обогатимости, особенно в случае многокомпонентного сырья и нескольких используемых для разделения признаков. В соответствии с таким подходом, предлагаемым в работах О. Н. Тихонова /91, 92/, любая из кривых обогатимости, таких как $\gamma_k(\beta)$, $\gamma_x(\beta)$, $\gamma_k(\xi_{гр})$, $\gamma_x(\vartheta)$, $\gamma_x(\xi_{гр})$, $\beta(\xi_{гр})$, $\vartheta(\xi_{гр})$ и т. п., может быть найдена расчетным путем. Вид самих функций $w(\xi)$ и $\beta(\xi)$ на качественном уровне характеризует обогатимость как одну из составляющих готовности сырья к обогащению.

Допуская возможность существования обобщенной дифференциальной функции распределения твердого по элементарным фракциям с признаками: содержание, физическое свойство $w(\alpha, \xi)$, О. Н. Тихонов считает её излишней, как не приносящей какой-либо дополнительной полезной информации. Однако следует заметить, что обобщенная функция универсальна и одна обладает не меньшими прогностическими свойствами, чем совокупность двух – $w_{и}(\xi)$ и $\beta(\xi)$.

Традиционно анализ обогатимости заканчивается определением возможных технологических показателей обогащения или расчетом показателя (индекса, критерия, численной оценки) обогатимости. В понятие показателя обогатимости вкладывается разными исследователями различный смысл.

Наибольшее внимание этому вопросу уделяется при обогащении угля. Повидимому, это объясняется относительной доступностью экспериментального

изучения их фракционных характеристик. Большое распространение получила трактовка Берда, как доля фракций, отличных от границы разделения на 100 кг/м^3 , отнесенных к выходу беспородных фракций (в разных случаях легче 2000, 1800 кг/м^3). Для руд при оценке гравитационной обогатимости по заданной плотности предложен индекс обогатимости I_o /75, 76/:

$$I_o = \frac{100\gamma_{\text{л}}\gamma_{\text{т}}}{\rho_p(\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{т}}) - 50(\gamma_{\text{л}} - \gamma_{\text{т}})},$$

где $\gamma_{\text{л}}$ – выход фракции в диапазоне от плотности разделения ρ_p до плотности, меньшей ее на 100 кг/м^3 ; $\gamma_{\text{т}}$ – выход фракции в диапазоне от ρ_p до плотности, большей ее на 100 кг/м^3 .

В той же работе как мера гравитационной обогатимости руд используется максимальное удаление кривой $\gamma_{\text{л}} = f(\varepsilon_{\text{л}})$ (где $\varepsilon_{\text{л}}$ – извлечение полезного компонента (металла) во всплывших фракциях, $\gamma_{\text{л}}$ – суммарный выход всплывших фракций) от прямой, соединяющей точки с координатами (0; 0) и (100; 0).

Приведенные показатели не имеют распространения на прочие методы обогащения и не отражают целевую функцию обогащения.

Показатель контрастности В. А. Мокроусова записывается, исходя из его понимания как меры неоднородности содержания компонента по кускам (порциям) /47-49/:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n |\alpha_i - \alpha| q_i}{\alpha},$$

где α_i – содержание компонента в i -м куске; α – среднее содержание компонента в пробе; q_i – доля по массе i -го куска от массы всей пробы; n – число кусков (порций) в пробе.

Связь его с предельной обогатимостью по содержанию устанавливается выводом другой формулы из геометрии кривых контрастности и при разделении по границе $\lambda=\alpha$, что переводит показатель в разряд частных случаев, поскольку граница разделения для различных технологических задач может быть совершенно различной:

$$M = 2\gamma_A \left(1 - \frac{\mathfrak{A}_A}{\alpha}\right),$$

где γ_A – выход хвостов (для руд) при $\lambda=\alpha$; \mathfrak{A}_A – содержание компонента в хвостах (для руд) при $\lambda=\alpha$. Кроме того, показатель контрастности по-разному характеризует полное раскрытие для сырья с разным значением α . Так, при $\alpha=0,5$ максимальное значение при полном раскрытии и идеальном разделении равно 1, а при $\alpha \rightarrow 0$ $M=2$.

Попытка учесть это обстоятельство, которое весьма существенно при различных законах покусковых распределений содержаний, путем учета α делается А. П. Татарниковым /88/ и Б. С. Лаговым /35/. Корректировка на α или на содержание минерала в руде α_M улучшает показатель обогатимости (показатель фазового раскрытия), но не приводит к полному обобщению и однозначно не проясняет взаимосвязь показателя как с раскрытием, так и с потенциальными показателями разделения, упомянутыми законами покускового распределения содержаний компонента.

Показатель контрастности Л. Ч. Пухальского /72, 73/ не является характеристикой только сырья, а учитывает экономику пределов предварительного и глубокого обогащения и потому не может являться показателем обогатимости.

В работах Э. Г. Литвинцева /39-41/ применительно к крупнокусковому обогащению с целью удаления отвальных хвостов предлагается в качестве показателя обогатимости (критерия эффективности предварительного обогащения) использовать выражение

$$E_{\Pi} = \gamma_x - \varepsilon_x.$$

Такой показатель соответствует общей цели предварительного обогащения, заключающейся в получении максимального «абсолютного» выхода хвостов γ_x при минимальных потерях с ними ценного компонента. Правильность показателя по отображению цели предварительного обогащения при решении одной из его традиционных задач заметно приближает нас к отысканию приемлемого показателя обогатимости. Слабости данного критерия в следующем: цель предварительного обогащения обычно состоит в достижении максимума выхода хвостов с содержанием в них полезного компонента не хуже, чем в глубоком обогащении (что само по себе является необоснованно жестким требованием), в показателе же содержание отсутствует; большим недостатком является возможность получения максимального значения критерия как при максимальном, так и при не максимальном значении выхода хвостов, так как выбранный показатель – функция двух переменных.

7.2. Предельная обогатимость

Обогатимость – это характеристика сырья в определенной стадии подготовки его к разделению.

Понятие обогатимости сырья связано с наличием сростков. В предварительном обогащении, где доля сростков значительно больше, чем в глубоком обогащении, роль оценки обогатимости неизмеримо возрастает. Но не только доля сростков определяет обогатимость сырья, обогатимость напрямую связана с решением той или иной технологической задачи обогащения. Вообще, говорить об обогатимости без технологической задачи разделения бессмысленно.

Нас интересует не разделяемость вообще, а возможность выделить продукты с выполнением ряда условий, т. е. достичь некоей технологической цели. Разделяемость оценивают, стремясь в идеале к $\beta=1$, $\vartheta=0$. В обогащении же всегда оговаривается либо требуемое качество концентрата, либо допустимое содержание компонента в хвостах, либо в обоих продуктах. Эти требования не бывают предельными. Лучшей обогатимостью обладает сырье, для которого достигается максимальный выход целевого продукта.

В качестве целевого продукта в зависимости от цели обогащения могут быть либо концентрат, либо хвосты, а в качестве ограничений – соответственно допустимое содержание компонента в концентрате или в хвостах:

$$\gamma_k \Big|_{\beta=\beta_{\text{зад}}} \rightarrow \max \text{ или } \gamma_x \Big|_{\vartheta=\vartheta_{\text{зад}}} \rightarrow \max \text{ /98-100/.$$

Обогатимость – это готовность сырья быть разделенным на продукты заданного качества (не хуже заданного). Таким образом, обогатимость – это мера раскрытия (наличия и количества сростков) и пригодности к решению технологической задачи. Проиллюстрируем сказанное рис. 7.1.

Разделение нераскрытой (состоящей только из сростков руды) руды невозможно, т. е. она не обогатима (столбцы 1 рис. 7.1. **а**, **б**, **в**). В случае полного раскрытия, в зависимости от содержания компонента в руде α , можно получить разные результаты обогащения, но во всех случаях идеальные результаты разделения сырья ($\beta=\beta_m$, $\vartheta=0$). Случай «**а**» дает очень высокие показатели обогащения при задаче выделения хвостов: $\gamma_k^x \Big|_{\beta=\beta_{\text{зад}}} \rightarrow 1$, случай «**б**» дает самые высокие показатели обогащения при задаче получения кондиционного концентрата, $\gamma_k \Big|_{\beta=\beta_{\text{зад}}} \rightarrow 1$. Случай «**в**» позволит в одинаковом количестве получить концентрат и хвосты при идеальном разделении и близкие к 0,5 значения выхода при обогащении с ограничениями на качество продуктов.

Обогатимость связана с крупностью материала. При крупном материале сырье недораскрыто, обогатимость невелика. С другой стороны, чрезмерное сокращение крупности, хотя и повышает раскрытие, приводит к потере технологических возможностей (каждый метод имеет свою глубину обогащения) и снижению потенциальных технологических показателей. Это проиллюстрировано рис. 7.2 на примере абстрактного показателя обогатимости. Очевидно, существует диапазон крупности зоны оптимальной обогатимости.

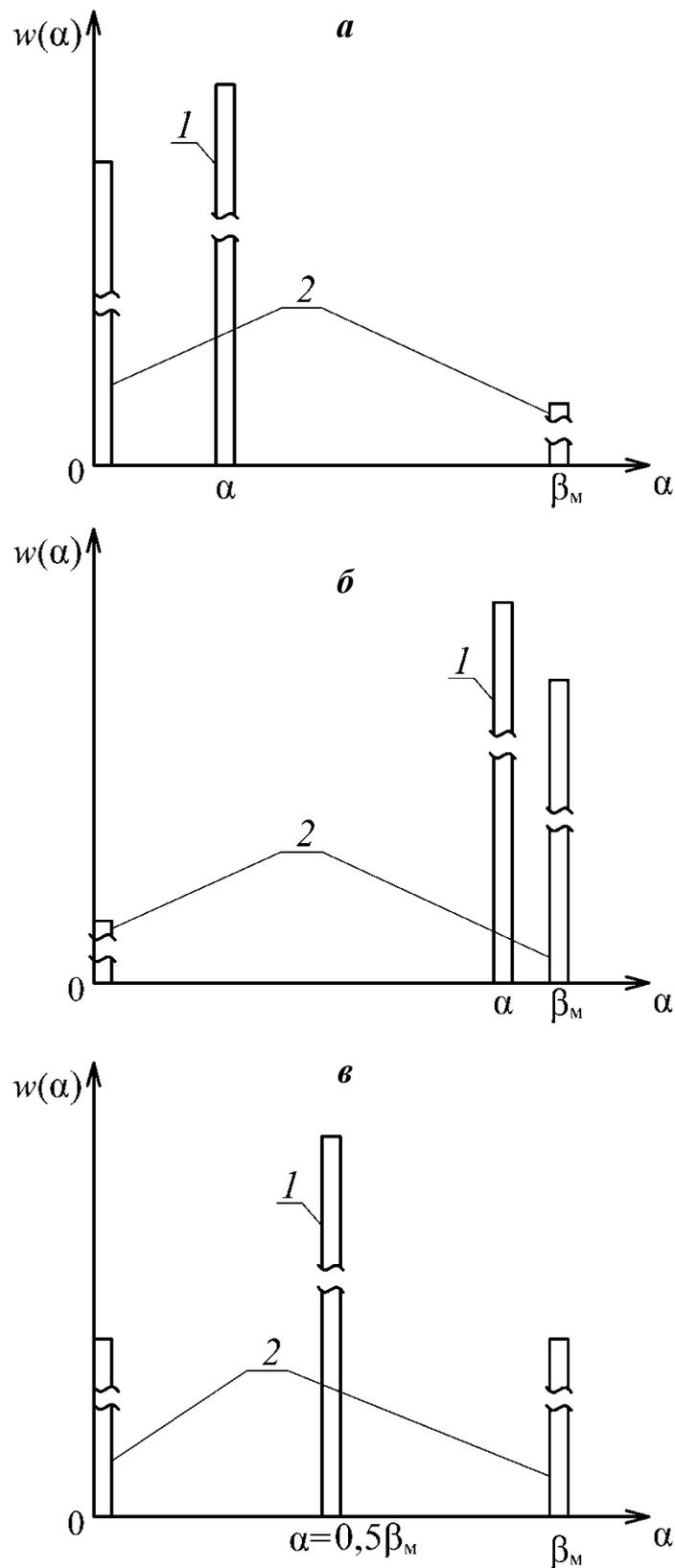


Рис. 7.1. Пример распределений содержаний компонента в кусках абсолютно не раскрытой (1) и полностью раскрытой (2) руды:
a – $\alpha \rightarrow 0$; *б* – $\alpha \rightarrow \beta_M$; *в* – $\alpha = 0,5\beta_M$

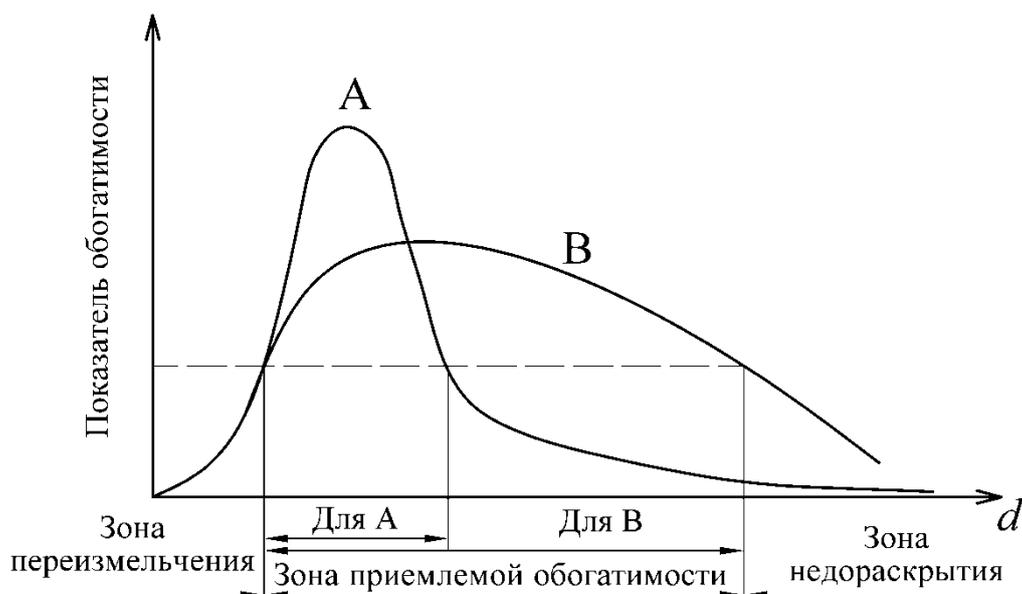


Рис. 7.2. Зависимость показателя обогатимости от изменения крупности сырья

Следует различать обогатимость, осуществляемую конкретным методом обогащения, которую оценивают по возможности получения технологических показателей при разделении по признаку разделения данного метода, предельную обогатимость, которую следует оценивать при фактическом раскрытии при разделении непосредственно по содержанию компонента (контрастность), а также идеальную обогатимость, соответствующую полному раскрытию и идеальному разделению по содержанию компонента. Для многокомпонентных руд и обогатимость по косвенному признаку (признакам) разделения, и обогатимость по содержаниям компонентов зависят также от вида алгоритма разделения.

Предельная обогатимость при фактическом раскрытии – понятие, возникшее и особо актуальное именно при обогащении в крупнокусковом виде (в частности, в информационных методах – контрастность).

Предельная обогатимость с использованием рентгенорадиометрического метода, помимо чисто теоретического значения, приобретает и прикладной смысл, поскольку данный метод с высокой точностью позволяет измерять содержание элементов. Именно благодаря этому методу становится возможным *оптимизировать* обогатимость многокомпонентных руд, подбирая лучшие параметры разделения.

Во всех вариантах количественной оценки обогатимости, различающихся уровнем абстрагирования от реальных условий, поскольку показатель обогатимости должен характеризовать и предыдущее разубоживание при добыче, и раскрытие компонента, и соответствие выбранного признака разделения содержанию компонента, и технологическую цель обогащения на конкретном техно-

логическом этапе, наиболее подходящим является значение выхода целевого продукта с выполнением ограничений на его качество.

Показатели любого уровня оценки имеют единый технологический смысл и могут сопоставляться между собой.

7.3. Факторы, определяющие предельную обогатимость однокомпонентного сырья

При полном раскрытии и идеальном разделении с заданным качеством выходы продуктов:

$$\gamma_x = 1 - \frac{\alpha}{\beta_m}; \quad \gamma_k = \frac{\alpha}{\beta_m}.$$

Отсюда следует, что и предельная обогатимость – потенциальный выход хвостов, например, при фактическом раскрытии и идеальном разделении с заданным отвальным содержанием компонента в хвостах, напрямую зависит от содержания полезного компонента в руде.

Влияние содержания компонента на выход хвостов – это следствие его влияния на характер распределения содержания компонента во фракции (рис. 7.3).

Если $\alpha \approx 0,5\beta_m$ (см. рис. 7.3, *а*), плотность распределения содержания компонента симметрична относительно α . При полном раскрытии – это столбцы 4, высота которых равна $[0,5 \cdot \infty]$, ширина равна нулю, они могут быть аналитически описаны δ -функциями. Бедной полностью раскрытой руде (см. рис. 7.3, *в*) соответствуют столбцы разной высоты: у одного она равна $[(1-\alpha) \cdot \infty]$, причем $\alpha < 0,5\beta_m$, у другого равна $[\alpha \cdot \infty]$. Для богатой, полностью раскрытой руды (см. рис. 7.3, *б*) высота левого подобного столбца равна $[(1-\alpha) \cdot \infty]$, правого – $[\alpha \cdot \infty]$.

Таким образом, содержание определяет характер распределения: если руда бедная, асимметрия распределения положительная (правая), если руда богатая, асимметрия распределения отрицательная (левая).

Другим фактором, определяющим предельную обогатимость, является раскрытие компонентов. Раскрытие проявляется в характере распределения содержания компонента по кускам. Раскрытие по мере уменьшения крупности частиц увеличивается, при этом распределения по содержанию компонентов видоизменяются /56, 57, 102, 103/. Они от первоначального распределения содержания в сростках (кривые 1 на рис. 7.3), распределения по виду унимодальные с модой около α , постепенно преобразуются, проходя промежуточные фазы (кривые 2, 3), и достигают в пределе вида 4.

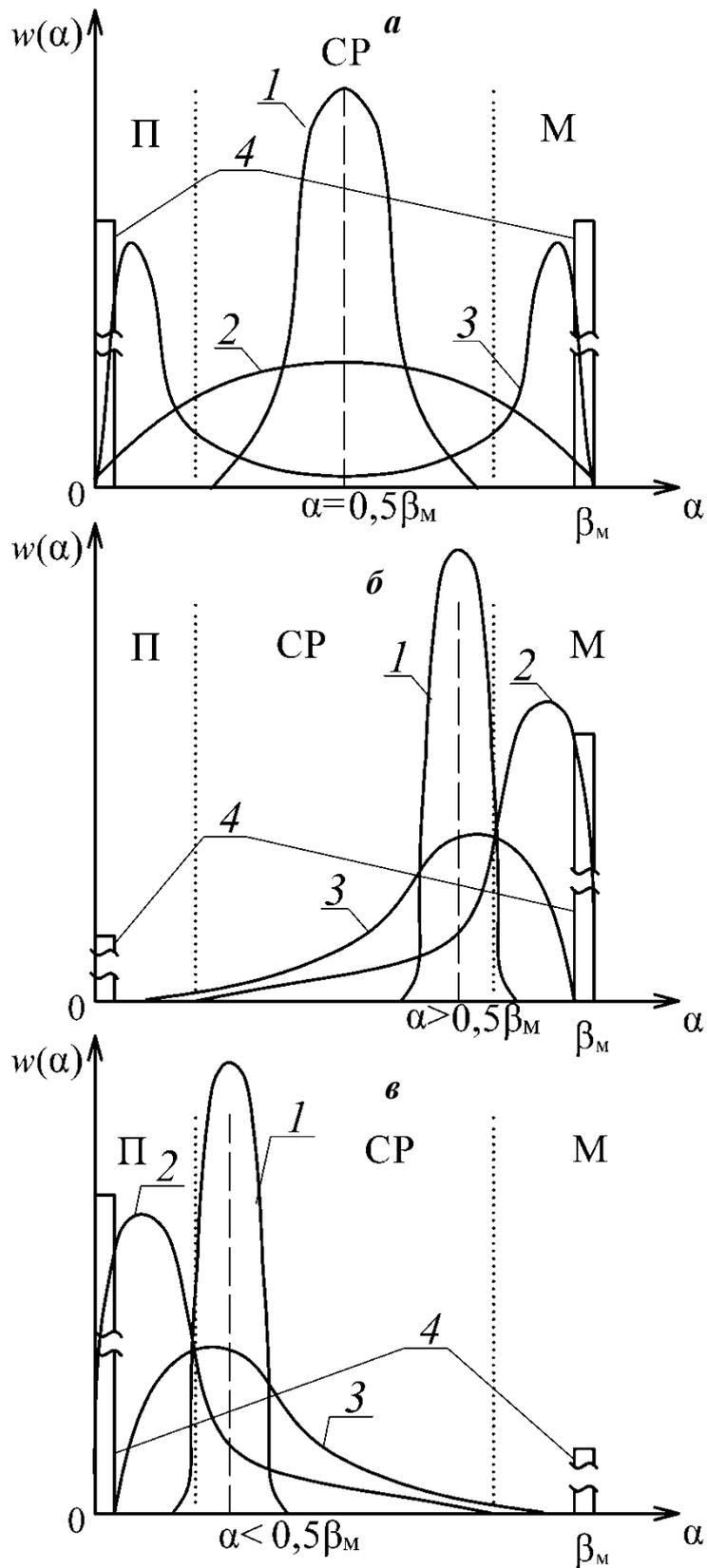


Рис. 7.3. Изменение покусковых распределений содержаний компонента по мере его раскрытия:

a – симметричное распределение; *б* – положительное асимметричное распределение;
в – отрицательное асимметричное распределение;
 1 – нет раскрытия; 2 – слабое раскрытие; 3 – хорошее раскрытие; 4 – полное раскрытие

Если условно в интервале изменения содержания компонента в кусках $0-\beta_M$ выделить три зоны: П, С_р, М, что соответствует породным кускам ($\alpha \rightarrow 0$), сросткам, кускам минерала ($\alpha \rightarrow \beta_M$), можно на качественном уровне убедиться в правильности одного из следствий, вытекающих из анализа моделей раскрытия А. М. Годена и В. З. Козина /14, 27-29/. По кривым 2, 3 видно, что в большей мере при раскрытии за счет уменьшения крупности раскрывается преобладающая фаза. Таким образом, характер распределения определяется двумя факторами: содержанием компонента и его раскрытием.

Подтвердим сказанное кривыми предельной обогатимости для различных типов плотностей распределения содержания и задачи выделения максимального количества хвостов заданного качества (рис. 7.4-7.6).

На рис. 7.4-7.6 обозначены и показаны типы распределений, используемые при расчетах кривых предельной обогатимости. На рис. 7.6 обозначены распределения, используемые только на этом рисунке для $\alpha=0,20\beta_M$. Для всех упоминаемых распределений плотности распределения содержания компонента приведены в табл. 7.1. Содержания в исходном отнесены к β_M .

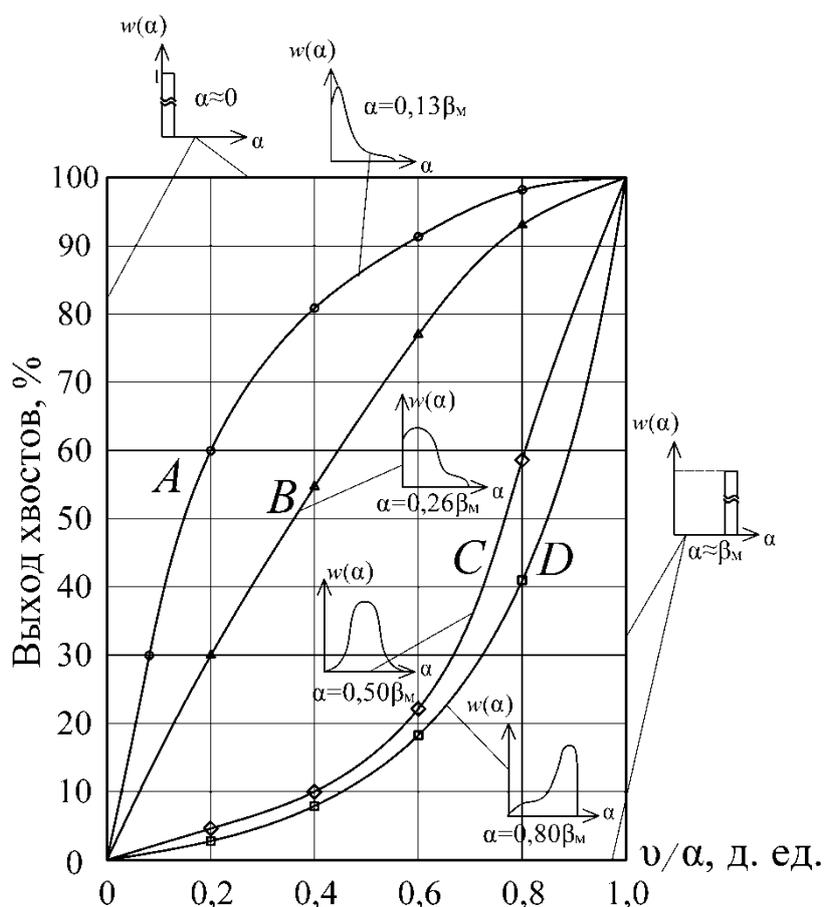


Рис. 7.4. Кривые предельной обогатимости при разных раскрытии и содержании компонентов в руде

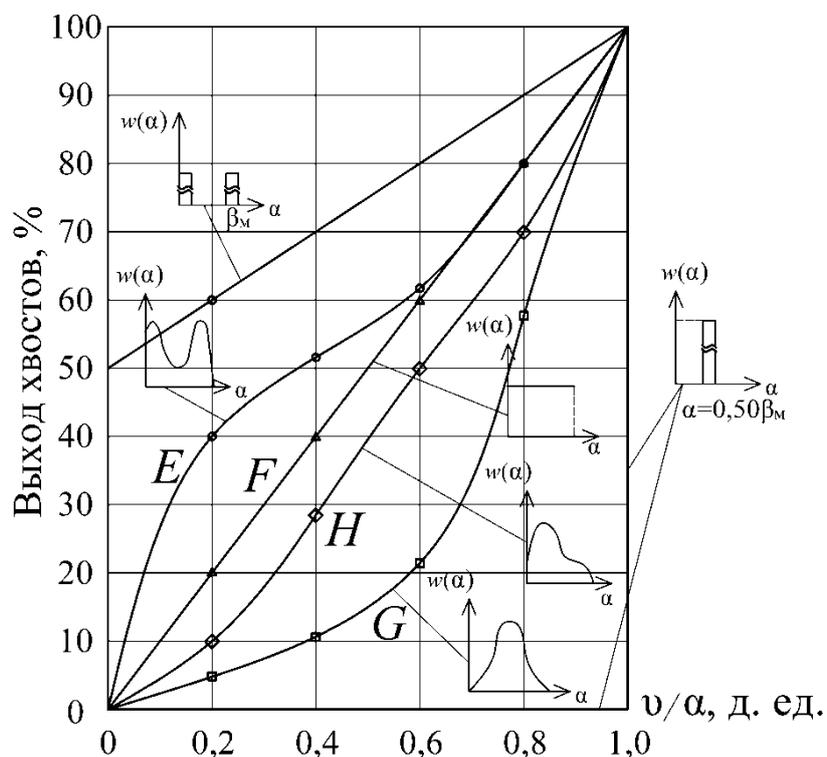


Рис. 7.5. Кривые предельной обогатимости при разном раскрытии для $\alpha=0,50\beta_M$ (распределения симметричны относительно α)

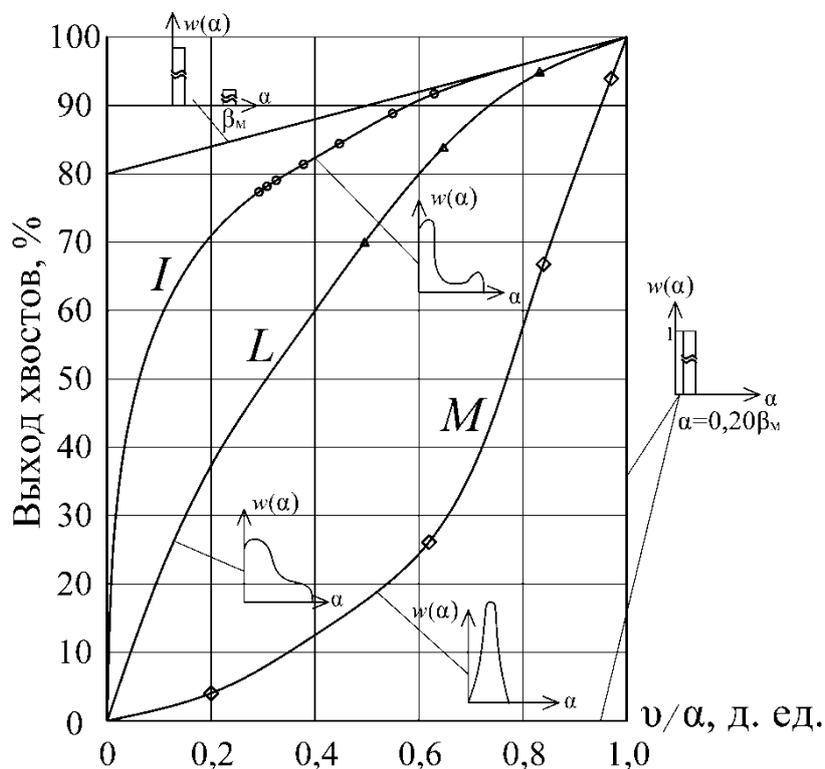


Рис. 7.6. Кривые предельной обогатимости при разном раскрытии для $\alpha=0,20\beta_M$

Содержание влияет на потенциальный выход хвостов. При изменении его от 0 до β_M выход хвостов в пределе может измениться от 100 до 0 %. Реально же значения потенциального выхода зависят от вида распределения (в том числе и

от значения α) и от уровня ограничений на содержание компонента в хвостах ϑ/α . Зависимость $\gamma_x=f(\vartheta/\alpha)$ определяется характером закона распределения $w(\alpha)$.

Таблица 7.1

Принятые в расчетах плотности распределения содержания компонентов

Тип распределения	Плотность распределения (доли ед.) ⁻¹ , при интервалах содержания компонента (д. ед.)				
	0-0,2	0,2-0,4	0,4-0,6	0,6-0,8	0,8-1,0
<i>A</i>	4,600	0,250	0,100	0,040	0,010
<i>B</i>	2,550	1,650	0,550	0,175	0,075
<i>C</i>	0,125	0,875	3,000	0,875	0,125
<i>D</i>	0,075	0,175	0,45	1,300	3,100
<i>E</i>	1,650	0,700	0,300	0,700	1,650
<i>F</i>	1,300	1,950	1,050	0,475	0,225
<i>G</i>	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
<i>H</i>	0,550	1,150	1,600	1,150	0,550
<i>I</i>	3,890	0,18	0,180	0,180	0,565
<i>L</i>	3,500	0,750	0,500	0,200	0,050
<i>M*</i>	2,500	2,500	-	-	-

* Для распределения типа *M* диапазон изменения α от 0 до 0,4, более точное задание плотности распределения от 0 до 0,4 с интервалом 0,08 д. ед.: 0,78; 2,34; 6,25; 2,34; 0,78 (д. ед.)⁻¹.

Сопоставляя рис. 7.5 и рис. 7.6, можно убедиться, что уменьшение среднего содержания компонента в руде увеличивает потенциальный выход хвостов. К аналогичному увеличению результата приводит раскрытие компонента, в чем можно убедиться по тем же рисункам, где фиксировано содержание, а раскрытие (закон распределения при $\alpha=\text{const}$) меняется.

7.4. Предельная обогатимость многокомпонентных руд

Показателю обогатимости многокомпонентных руд уделяется меньшее внимание. Этому вопросу посвящены работы Э. Г. Литвинцева /38, 39, 41/. Для выделения коллективного концентрата (следовательно, и для выделения отвальных коллективных хвостов) вводится показатель многокомпонентной контрастности

$$M_m = \sum_{i=1}^n \left| \left(\bar{C}_i^0 - 1 \right) q_i \right|,$$

где q_i – доля по массе i -го куска пробы, д. ед.; $\bar{C}_i^0 = \frac{\sum_{k=1}^m C_{ki}^0}{m}$ – мера многокомпонентного содержания, являющаяся средним арифметическим относительных

содержаний отдельных компонентов C_{ki}^0 ($C_{ki}^0 = \frac{C_{ki}}{\alpha_k}$, здесь C_{ki} – содержание k -го полезного компонента в i -м куске, %; α_k – содержание k -го полезного компонента в руде); n – число кусков в пробе; m – число полезных компонентов в руде.

Подобное представление о предельной многокомпонентной обогатимости (контрастности) весьма упрощенно, так как компоненты могут иметь различную ценность и различные дифференциальные распределения твердого по элементарным фракциям, что не позволяет прибегать к простому арифметическому усреднению.

Если использовать меру многокомпонентного содержания как один из вероятных параметров разделения и применить его для построения многокомпонентных кривых предельной обогатимости или контрастности, то такие кривые не будут отражать связь между показателями по отдельным компонентам и потому не будут пригодны для прогноза показателей обогащения. Обратная задача в данном случае не разрешима – по известному многокомпонентному содержанию не определить содержание отдельных элементов.

Число ценных компонентов, подлежащих переводу в коллективный концентрат, влияет на потенциальный выход хвостов.

Рассмотрим это влияние для двух крайних, хотя и искусственных, но показательных случаев взаимной тесноты связи между содержаниями компонентов: первый, когда содержания всех компонентов в кусках связаны функционально (коэффициент корреляции r_{ij} равен 1); второй, когда содержания компонентов – независимые переменные и связь между ними отсутствует (коэффициент корреляции r_{ij} может быть принят равным 0).

Если $r_{ij}=1$, число компонентов не меняет потенциальный выход хвостов.

Если $r_{ij}=0$, а содержания компонентов независимы, в общем виде для n компонентов выход хвостов может быть найден:

$$\begin{aligned} \gamma_x &= \int_0^{\lambda_1} \dots \int_0^{\lambda_i} \dots \int_0^{\lambda_n} w(\alpha_1) \dots w(\alpha_i) \dots w(\alpha_n) \cdot d\alpha_1 \dots d\alpha_i \dots d\alpha_n = \\ &= \int_0^{\lambda_1} \dots \int_0^{\lambda_i} \dots \int_0^{\lambda_n} \prod_{i=1}^n w(\alpha_i) d\alpha_i, \end{aligned}$$

поскольку для независимых переменных

$$w(\alpha_1, \dots, \alpha_i, \dots, \alpha_n) = \prod_{i=1}^n w(\alpha_i),$$

здесь $\lambda_1, \dots, \lambda_i, \dots, \lambda_n$ – граничные содержания компонентов для обеспечения заданных $\vartheta_1, \dots, \vartheta_i, \dots, \vartheta_n$.

Значения λ_i теоретически можно найти из уравнений системы вида:

$$\begin{cases} \mathfrak{D}_1 = \gamma_x^{-1} \int_0^{\lambda_1} \dots \int_0^{\lambda_i} \dots \int_0^{\lambda_n} \prod_{i=1}^n \alpha_i w(\alpha_i) d\alpha_i \\ \mathfrak{D}_n = \gamma_x^{-1} \int_0^{\lambda_1} \dots \int_0^{\lambda_i} \dots \int_0^{\lambda_n} \prod_{i=1}^n \alpha_n w(\alpha_i) d\alpha_i \end{cases},$$

поскольку $\mathfrak{D}_1, \dots, \mathfrak{D}_n$ – заданные ограничения, $w(\alpha_i)$ известны.

Аналитическое решение возможно для частных наиболее простых случаев распределений. Например, для равномерного распределения с плотностями $w(\alpha_i)=1/\beta_{M_i}=1/\beta_M$ и заданного одинакового для всех компонентов уровня ограничений отвального содержания в хвостах $\mathfrak{D}_i/\alpha_i=\mathfrak{D}/\alpha=b=\text{const}$ выход может быть определен:

$$\gamma_x = \int_0^{\lambda_1} \dots \int_0^{\lambda_i} \dots \int_0^{\lambda_n} \left(\frac{d\alpha}{\beta_M} \right)^n = \left(\frac{\lambda}{\beta_M} \right)^n,$$

где $\lambda = \lambda_1, \dots, \lambda_i, \dots, \lambda_n$.

Если $b=\mathfrak{D}/\alpha=0,5$, учитывая $\beta_M = 2\alpha$ и $\lambda = 2\mathfrak{D}$, для равномерного закона распределения

$$(2\mathfrak{D}/2\alpha)^n = (\mathfrak{D}/\alpha)^n.$$

На рис. 7.7 приведены зависимости $\gamma_x=f(n)$ для различных значений \mathfrak{D}/α , изменяемых для всех компонентов одновременно, выход приведен к процентам, а в алгоритме R здесь и далее $\alpha_1^0 = \alpha_1/\beta_{M1}, \alpha_2^0/\beta_{M2}$. Там же показаны точки А, Б, В, соответствующие двухкомпонентной руде с $\mathfrak{D}/\alpha=0,5$ при равномерном распределении содержания компонентов по кускам, но при значениях коэффициентов корреляции, отличных от 0 и 1. Результаты получены моделированием.

Таким образом, число ценных компонентов снижает потенциальный выход хвостов, причем чем менее тесная связь между содержаниями компонентов, тем значительней его снижение.

Реальные руды отличаются законами распределения отдельных компонентов, уровнем ограничений по каждому из них, величиной парных коэффициентов корреляции между содержаниями отдельных компонентов. При таком числе переменных, меняющих γ_x , анализ влияния n на γ_x на реальных рудах не представляется возможным. Можно ограничиться лишь констатацией тенденции снижения γ_x при увеличении n . Это на частных примерах для комплексных руд подтверждается, например в работе /78/.

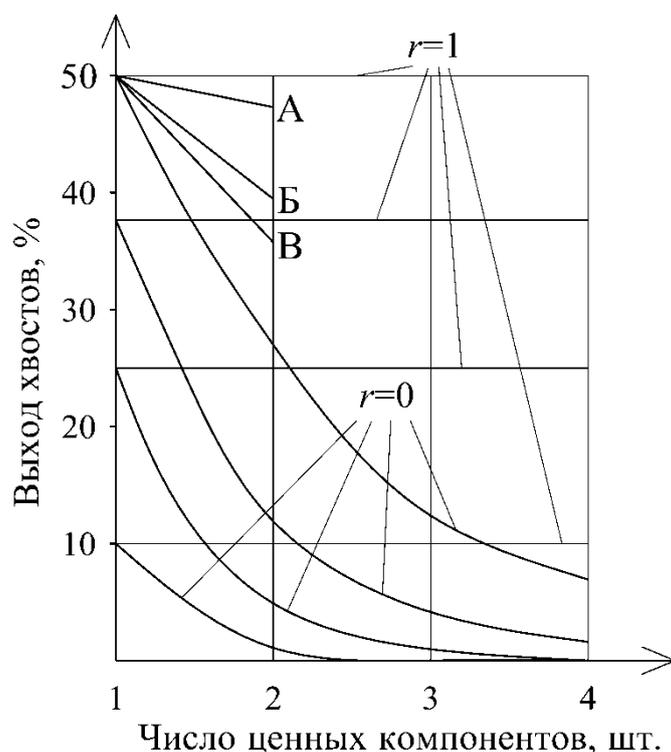


Рис. 7.7. Зависимости выхода хвостов от числа ценных компонентов при различных значениях парных коэффициентов корреляции (r)

Характер распределения содержаний компонентов, являющийся функцией содержаний и раскрытия отдельных из них, определяет потенциальный выход хвостов. Обогащенность выше у бедных и хорошо раскрытых руд по всем компонентам (распределения с ярко выраженной положительной асимметрией). Если одно из распределений менее перспективно для выделения хвостов (менее выраженная положительная асимметрия), выход коллективных хвостов снижается.

Влияние тесноты связи между содержаниями компонентов изучено при моделировании разделения руды с двумя полезными компонентами с задаваемым переменным двумерным фракционным составом по содержанию компонентов [110]. При разном фракционном составе рассчитывался коэффициент корреляции между содержаниями компонентов, рассчитывались гистограммы распределения содержания по каждому компоненту, определялся выход хвостов при заданных ограничениях на качество хвостов по каждому из компонентов. Сортировка велась по алгоритму

$$R = \alpha_1^0 + K\alpha_2^0,$$

где K – коэффициент, задающий условную ценность 2-го компонента по отношению к 1-му.

Масса кусков полагалась постоянной, а потому при моделировании не учитывалась.

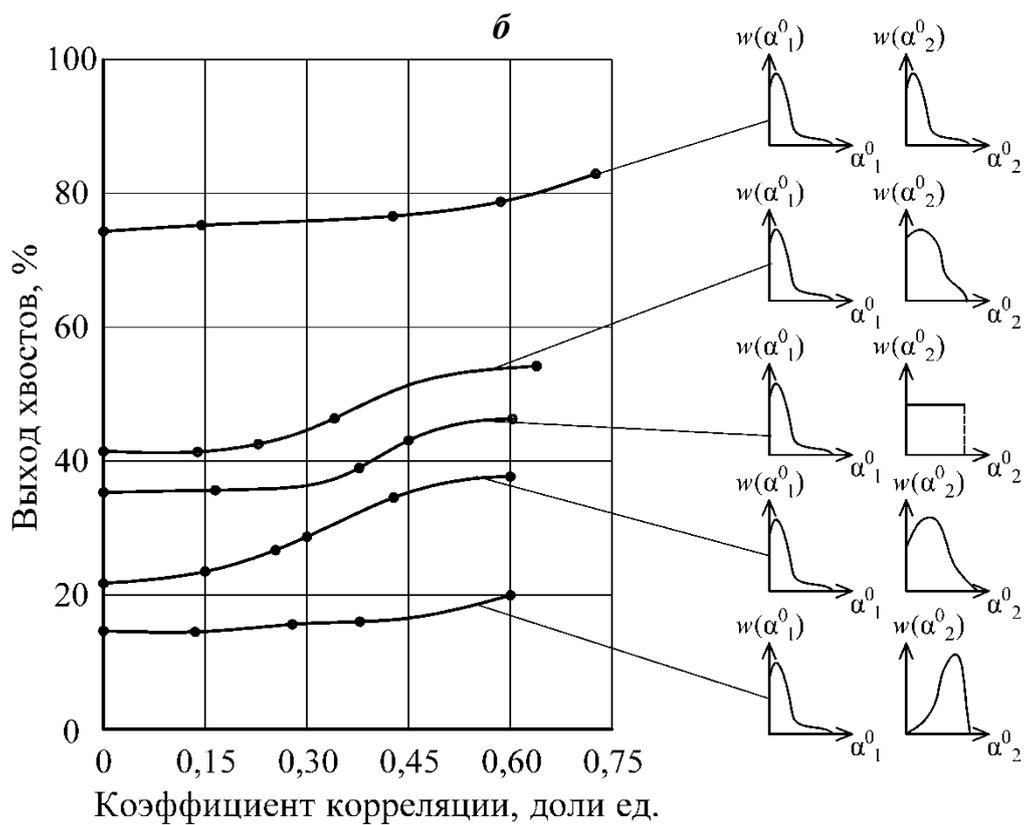
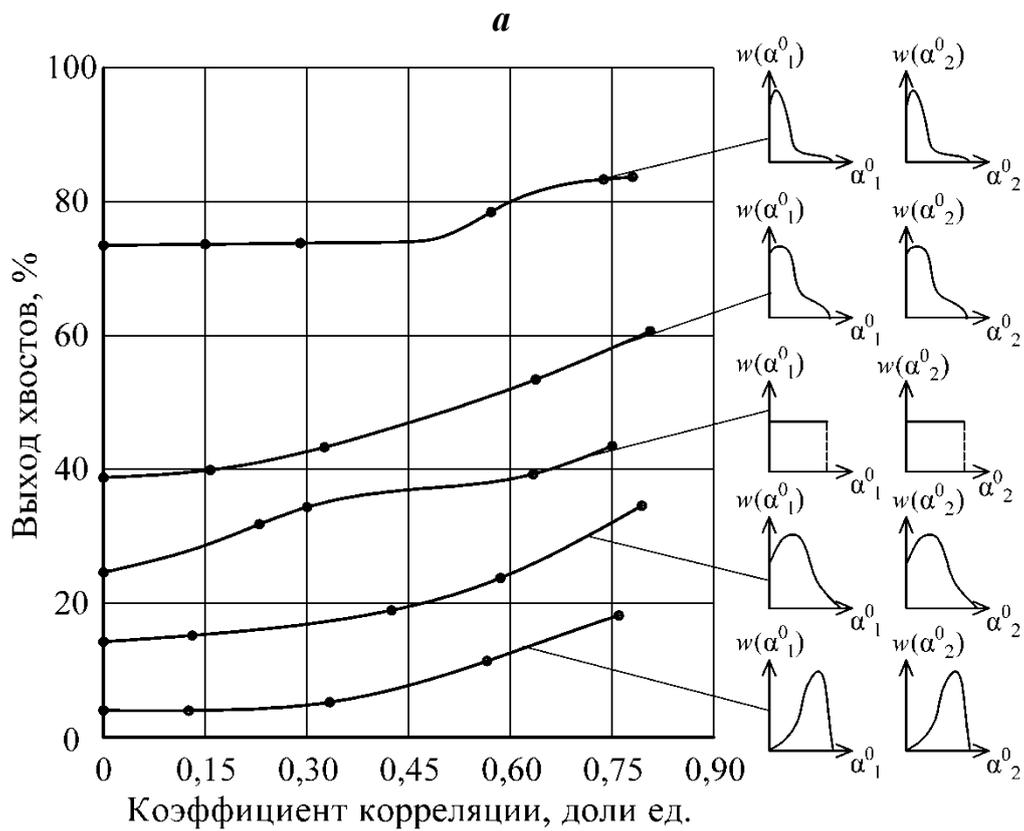


Рис. 7.8. Зависимости выхода хвостов от значения коэффициента корреляции

При любом сочетании распределений содержаний компонентов как однотипных, так и отличающихся друг от друга при увеличении коэффициента корреляции отмечается увеличение потенциального выхода хвостов (см. рис. 7.8, *a*, *б*). Относительный прирост содержания при увеличении коэффициента корреляции особенно сказывается на рудах с плохим раскрытием хотя бы одного из компонентов.

Предельно возможные значения выхода хвостов при абсолютно одинаковых для обоих компонентов распределениях $w(\alpha^0) = w(\alpha/\beta_M)$ (см. рис. 7.8, *a*) возможны при $r=1$.

Анализируя изложенный подход с использованием моделирования для оценки предельной обогатимости, следует отметить, что в общем случае по каждому из компонентов может быть учтен и характер распределения, и корреляция, и потенциально различные ϑ_i/α_i , благодаря чему возможно решение обратной задачи, а именно нахождение по $\gamma_x \vartheta_i/\alpha_i$, что невозможно при использовании многокомпонентных кривых контрастности /38, 40/.

7.5. Оценка эффективности технологии обогащения в стадиях рудоподготовки

Помимо оценки обогатимости сырья представляют интерес способы определения эффективности осуществления процессов обогащения.

Наиболее часто используемым критерием эффективности разделения является критерий Ханкока-Луйкена. Этот критерий предлагался в десятках модификаций /6, 7/, сводимых в конечном итоге к единому виду:

$$E = \frac{\gamma_k(\beta - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha)} = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{(1 - \alpha)} \quad \text{или} \quad E = \frac{\gamma_x(\alpha - \vartheta)}{\alpha(1 - \alpha)} = \frac{\gamma_x - \varepsilon_x}{(1 - \alpha)}.$$

Часто его записывают с учетом максимального содержания компонента в минерале (β_M):

$$E = \frac{\gamma_k(\beta - \alpha)}{\alpha(1 - \alpha/\beta_M)}; \quad E = \frac{\gamma_x(\alpha - \vartheta)}{\alpha(1 - \alpha/\beta_M)}.$$

В данных выражениях $\alpha/\beta_M = \alpha$ соответствует содержанию интересующего минерала в руде.

Критерий может быть применён для оценки эффективности разделения. Он представляет собой отношение полученного в результате осуществления процесса технологического результата ($\varepsilon_k - \gamma_k$) или ($\gamma_x - \varepsilon_x$) к возможному результату, получаемому при полном раскрытии минералов и идеальном разделении ($\vartheta=0$, $\beta=\beta_M$). В знаменателе данного критерия неизменная для руды величина, что не позволяет оценить эффективность одной операции в цепочке после-

довательных операций, а отвечает на вопрос об эффективности всех операций, в том числе выполненных ранее.

Несколько снижается значимость этого критерия в частных случаях, например, для предварительного обогащения, для которого в основном пределы изменения выхода отвальных хвостов не очень велики.

Показатели идеального разделения ($\vartheta=0$, $\beta=\beta_m$) никогда не достижимы в обогащении, и потому выражение $(1-\alpha)$, не учитывающее реальных требуемых показателей качества, – не лучшая база для оценки эффективности.

Предлагаемая Э. Г. Литвинцевым /39, 40/ формула для определения технологической эффективности предварительного обогащения имеет вид:

$$E_{\Pi(\max)} = \frac{\gamma_x(\alpha - \theta)}{\alpha} = \gamma_x - \varepsilon_{x\theta},$$

где θ – содержание ценного компонента в хвостах при $\lambda=\alpha$; $\varepsilon_{x\theta}$ – извлечение в хвосты при $\vartheta = \theta$.

Извлечение в последней формуле имеет фиксированное значение. То есть $E_{\Pi(\max)}$ – частный случай ранее упомянутого E_{Π} , а потому не может являться оценкой эффективности процесса в целом.

Представляет интерес оценка эффективности, предложенная В. В. Зверевым /23/ для оценки эффективности признака разделения. Это отношение значения выхода хвостов, полученного по кривым обогатимости, к выходу хвостов, полученному по кривым контрастности при единой по содержанию границе разделения.

Подобный подход позволяет оценивать эффективность обособленных процессов, а не только итоговую эффективность для всей цепочки. Однако слабость метода в несовпадении не только выходов, но и содержаний компонентов в продуктах при одинаковых по содержанию границах разделения по кривым обогатимости и кривым контрастности.

Эффективность может определяться на разных этапах оценки обогатимости /11, 48/. Впервые подобная методика применена И. М. Верховским /11/, который выделил три вида эффективности: стандартную, являющуюся отношением показателей, полученных в лабораторных условиях (стандартных), к идеальным (теоретическим); техническую как отношение фактических показателей (в промышленных условиях) к лабораторным (стандартным); практическую, представляемую отношением фактических показателей к идеальным. Достоинство методики – в использовании относительной эффективности, в том числе и для отдельной операции. Слабость её – в применяемых для расчета показателях (количественных, качественных, общих). Количественные показатели – извлечения, качественные – приращения содержаний, общие – относительные при-

ращения количества полезного компонента в продуктах являются по определению /7/ односторонними, т. е. не совмещающими в себе хотя бы двух элементарных показателей.

Развитие подхода в дальнейшем осуществлено В. А. Мокроусовым /49/. При анализе технологической эффективности различают эффективности контрастности, признака разделения, граничного содержания, сепаратора, которые определяют как отношение соответствующих показателей друг к другу. Последовательное произведение этих показателей позволяет оценивать общую технологическую эффективность радиометрической сепарации, а каждая из элементарных эффективностей дает информацию о влиянии факторов на снижение эффективности обогащения.

Сам подход очень плодотворен, его недостатком является использование для расчета эффективности слабых показателей, таких как показатели контрастности, признака, граничного содержания, которые рассчитываются для частного случая, когда $\vartheta = \theta$.

На каждом этапе разработки или оценки технологического решения требуется сравнение конкурирующих вариантов, сопоставление с аналогами, проверка готовности к выполнению той или иной операции, к решению технологической задачи.

В переделе обогащения последовательно оценивается качество решения ряда задач. В каждом случае можно охарактеризовать готовность сырья к выполнению общей технологической задачи. На каждом этапе помимо потенциальной готовности имеется возможность оценить и достигнутый по его завершении уровень показателя, т. е. учесть влияние частного фактора.

Показатели передела обогащения определяются несколькими факторами. Их можно рассмотреть в определенной последовательности (рис. 7.9). Каждый из факторов представлен в виде блока, на входе которого показатель Π_{i-1} , характеризующий пригодность сырья к выполнению общей технологической задачи от учета i -го фактора, на выходе i -го блока показатель Π_i , характеризующий пригодность сырья к выполнению той же технологической задачи, но с учетом i -го фактора. Одновременно показатель Π_i – это входной показатель для $(i+1)$ -го блока. Эффективность i -го фактора оценивается как

$$E_i = \Pi_i / \Pi_{i-1}.$$

Эффективность – это характеристика степени совершенства решения той или иной технологической задачи.

Общая эффективность передела может быть найдена:

$$E_0 = \prod_{i=1}^n E_i = \frac{\Pi_1}{\Pi_0} \cdot \frac{\Pi_2}{\Pi_1} \cdot \dots \cdot \frac{\Pi_i}{\Pi_{i-1}} \cdot \dots \cdot \frac{\Pi_n}{\Pi_{n-1}} = \frac{\Pi_n}{\Pi_0}.$$

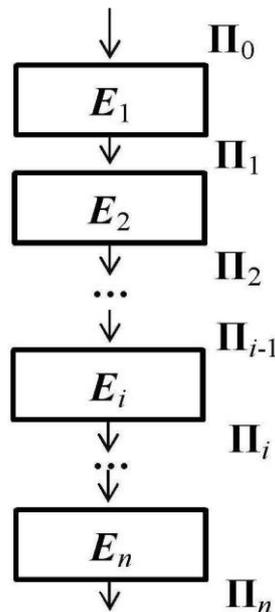


Рис. 7.9. Представление передела обогащения в рудоподготовке последовательностью учитываемых факторов

Различные задачи решаются для достижения единой конечной цели передела, поэтому показатели, хотя и характеризуют отдельные составляющие технологии, должны в технологическом смысле быть одинаковыми и отвечать конечной цели передела.

Так, для предварительного обогащения при удалении отвальных хвостов цель состоит в максимизации выхода хвостов γ_{xi} , а содержание полезного компонента в хвостах не должно превышать заданного значения $\vartheta_{зад}$, при выделении готового концентрата – в максимизации выхода концентрата γ_{ki} при выполнении требований по его качеству $\beta_{зад}$. Тогда

$$\Pi_i^x = \gamma_{xi} \text{ при } \vartheta = \vartheta_{зад}; \quad \Pi_i^k = \gamma_{ki} \text{ при } \beta = \beta_{зад}.$$

Эффективность решения очередной задачи можно найти по выражениям:

$$E_i^x = \frac{\Pi_i^x}{\Pi_{i-1}^x}; \quad E_i^k = \frac{\Pi_i^k}{\Pi_{i-1}^k}.$$

Благодаря ряду последовательных оценок появляется возможность найти и показатели, и эффективность как отдельных составляющих технологии, так и передела в целом.

Какие же задачи оцениваются в переделах предварительного обогащения?

Во-первых, в сырье, поступающем из горного передела, можно оценить максимально возможный выход продуктов в случае полного раскрытия и идеального для выполнения сформулированных ограничений разделения. В отличие от безусловно идеального разделения, где $\vartheta=0$, $\beta=1$ или β_m (содержание компонента в минерале), в идеальном разделении с выполнением ограничений

в хвосты должна попасть часть минеральных частиц для максимизации выхода хвостов.

Тогда выход хвостов при полном раскрытии минералов и идеальном ($\beta=1$ или β_m) с ограничением по $\vartheta_{\text{зад}}$ разделении

$$\gamma_{x0} = (1 - \alpha) / (1 - \vartheta_{\text{зад}}).$$

Соответствующий выход концентрата (при $\vartheta=0$ и $\beta=\beta_{\text{зад}}$) можно вычислить по формуле

$$\gamma_{x0} = \alpha / \beta_{\text{зад}}.$$

Данный показатель характеризует качество сырья (по α) и указывает, каких показателей при идеальных условиях разделения можно достичь при выполнении требований к качеству продуктов. Это своеобразная оценка предельной разделяемости сырья при выполнении сформулированной технологической задачи. Для ее вычисления надо знать α и требования к качеству продуктов $\vartheta_{\text{зад}}$ или $\beta_{\text{зад}}$.

Реально разделение ведется не при полном, а при фактическом раскрытии руды. Показатель фактического раскрытия Π_1 – это выход продукта при выполнении ограничений на качество, который может быть найден разными методами из покусковых (порционных) распределений содержаний компонентов, кривых контрастности для монокомпонентных видов сырья или из других фракционных характеристик. Эффективность фактического раскрытия в обогащаемом классе

$$E_1 = \Pi_1 / \Pi_0.$$

Показатель метода Π_2 – характеристика предельных показателей при разделении конкретным методом на идеальном сепараторе. Он определяется по покусковым (порционным) плотностям распределения содержаний и β -функциям сырья, для монокомпонентных видов – по кривым обогатимости.

Эффективность метода может быть вычислена следующим образом:

$$E_2 = \Pi_2 / \Pi_1.$$

Метод реализуется в аппаратах с неидеальными сепарационными характеристиками. Поэтому показатель разделения, получаемый на сепараторе Π_3 , несколько ниже показателя метода Π_2 . Показатель сепаратора может быть найден аналитически при известных фракционных и сепарационных характеристиках или по результатам испытаний. Эффективность сепаратора при достижении того же качества, которое характерно для всех прочих показателей:

$$E_3 = \Pi_3 / \Pi_2.$$

Поскольку во многих случаях выделяется обогащаемый класс крупности (в соответствии с глубиной обогащения метода, процесса, аппарата), его выход

скажется на общей технологической эффективности. Чем больше выход этого класса, тем эффективность выше. Если руда в обогащаемом классе была бы полностью раскрыта и идеально с ограничениями разделена, этот показатель характеризовал бы качество сохранения оптимальной для разделения крупности (без переизмельчения или закругнения), которая формируется при добыче и в первых стадиях дробления. Он может быть определен по ситовой характеристике и по требуемой предельной крупности. Эффективность формирования обогащаемого класса характеризуется и численно равна его выходу, д. ед.:

$$E_4 = \Pi_4 / \Pi_3 = \gamma_{к0}.$$

Если обогащаемый класс делится на машинные классы (j – их порядковый номер, m – их число), а они имеют различное фактическое раскрытие Π_{1j} , обогащаются разными методами (показатель Π_{2j}), либо для их разделения используют сепараторы с отличающимися сепарационными характеристиками (показатель Π_{3j}), для всего обогащаемого класса i -й показатель Π_i будет составлен как сумма аналогичных показателей по всем элементарным классам:

$$\Pi_i = \sum_{j=1}^m \Pi_{ij}.$$

Тогда формула общей эффективности как произведения элементарных составляющих в наиболее сложном случае может быть представлена в виде

$$E_0 = \frac{\Pi_1}{\Pi_0} \cdot \frac{\sum_{j=1}^m \Pi_{2j}}{\Pi_1} \cdot \frac{\sum_{j=1}^m \Pi_{3j}}{\sum_{j=1}^m \Pi_{2j}} \cdot \frac{\sum_{j=1}^m \Pi_{4j}}{\sum_{j=1}^m \Pi_{3j}},$$

а формулы эффективности, начиная с E_2 , будут включать суммы показателей.

Методика определения показателей и технологической эффективности передела обогащения и его составляющих представлена в виде табл. 7.2.

В табл. 7.2 приняты следующие условные обозначения показателей: $w(\alpha)$ – покусковая (порционная) плотность распределения содержания компонента; $w(\xi)$ – покусковая (порционная) плотность распределения признака разделения; $\beta(\xi)$ – β -функция по признаку ξ ; $w(\alpha, \xi)$ – покусковая двумерная (порционная) плотность распределения содержания компонента и признака разделения; $\gamma_{кл}$ – выход подвергаемого предварительному обогащению класса, д. ед.

Разделение идеальное в смысле критерия:

$$\gamma_x \Big|_{\vartheta = \vartheta_{зад}} \rightarrow \max \quad \text{или} \quad \gamma_{к} \Big|_{\beta = \beta_{зад}} \rightarrow \max.$$

**Оценка показателей и эффективности факторов,
определяющих эффективность обогатительного передела**

Фактор	Предполагаемые условия разделения	Характеристики, необходимые для определения	Показатель	Эффективность
Исходное содержание	Полное раскрытие и идеальное разделение по содержанию	$\alpha, \beta_{\text{зад}}, \vartheta_{\text{зад}}$	$\gamma_{x0} = \frac{1 - \alpha}{1 - \vartheta_{\text{зад}}};$ $\gamma_{k0} = \frac{\alpha}{\beta_{\text{зад}}}$	–
Фактическое раскрытие	Фактическое раскрытие и идеальное разделение по содержанию	$w(\alpha); w(\xi); \beta(\xi);$ кривые контрастности	$\gamma_{x1}; \gamma_{k1}$	$\frac{\gamma_1}{\gamma_0}$
Метод	Фактическое раскрытие и идеальное разделение по признаку	$w(\alpha, \xi); w(\xi);$ $\beta(\xi);$ кривые обогатимости	$\gamma_{x2}; \gamma_{k2}$	$\frac{\gamma_2}{\gamma_1}$
Сепаратор	Фактическое раскрытие и разделение по реальной сепарационной характеристике	$w(\alpha); w(\xi); \varepsilon(\xi)$ или экспериментальные результаты обогащения на сепараторе	$\gamma_{x3}; \gamma_{k3}$	$\frac{\gamma_3}{\gamma_2}$
Обогащаемый класс	Фактическое раскрытие и разделение по реальной сепарационной характеристике	Ситовая характеристика и $\gamma_{\text{кл}}$	$\gamma_{x4}; \gamma_{k4}$	$\frac{\gamma_4}{\gamma_3} = \gamma_{\text{кл}}$

Рассчитанные по методике значения эффективности факторов характеризуют степень совершенства проведения операций раскрытия при добыче и первых стадиях дробления, выполнения формирования подвергаемого обогащению класса, выбора или синтеза метода и аппарата разделения. Теоретически любая из эффективностей может принимать значения от 0 до 1 (1 – максимальная эффективность).

Оценка эффективности нужна для выбора наилучших способов раскрытия и формирования обогащаемого класса, метода и аппарата разделения. По сопоставлению эффективности факторов можно определить наиболее слабые места в технологии предварительного обогащения.

Показатели факторов указывают на абсолютные значения выходов продуктов, которые можно получить при выполнении оговоренных условий.

Последовательность факторов может быть расширена с использованием описанной идеологии на большее число составляющих при детализации в случаях многокомпонентного сырья (например, введение эффективности и показателя алгоритма разделения) или сложных технологий (многостадиальных, комбинированных и т. п.).

Если руда многокомпонентная, достижение условного максимума выхода осложняется. Для фактора содержаний при коллективном обогащении представляет интерес лишь формула для отвальных хвостов:

$$\gamma_{x0} = \frac{1 - \sum_{r=1}^S \alpha_r}{1 - \sum_{r=1}^S \vartheta_{r_{\text{зад}}}}$$

где r – индекс полезного компонента.

Для прочих показателей становится принципиально важным, по какому алгоритму (параметру) оцениваются возможности разделения. Начиная с Π_1 для многокомпонентных руд требуется оговаривать алгоритм (параметр), а с Π_2 – возможно и вид комбинированного признака.

Таким образом, оценка показателей обогатимости и обогащения, эффективности может быть проведена с последовательным учетом факторов, определяющих общую технологическую эффективность передела предварительного обогащения и характеризующих фактическое раскрытие, метод, сепаратор, обогащаемый класс, что позволяет анализировать и оптимизировать влияние факторов, а следовательно, совершенствовать технологию обогащения.

8. ТЕХНОЛОГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ

8.1. Принципиальные схемы обогащения в стадиях рудоподготовки

Применение обогащения в стадиях рудоподготовки позволяет решать следующие технологические задачи (на рисунках приведены примеры принципиальных технологических схем):

- удаление породной массы в крупнокусковом виде (предварительная концентрация) – рис. 8.1;

- разделение на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем (глубокое обогащение 1 и 2) по различным технологическим схемам и режимам – рис. 8.2;

- выделение крупнокусковых концентратов из руд для плавки (хромовые, марганцевые, железные руды) или сортировка отходов металлургических производств (шлаков, огнеупоров) с получением отдельных концентратов их разновидностей – рис. 8.3;

- удаление вредных для последующих технологий компонентов, пород и минералов – рис. 8.4.

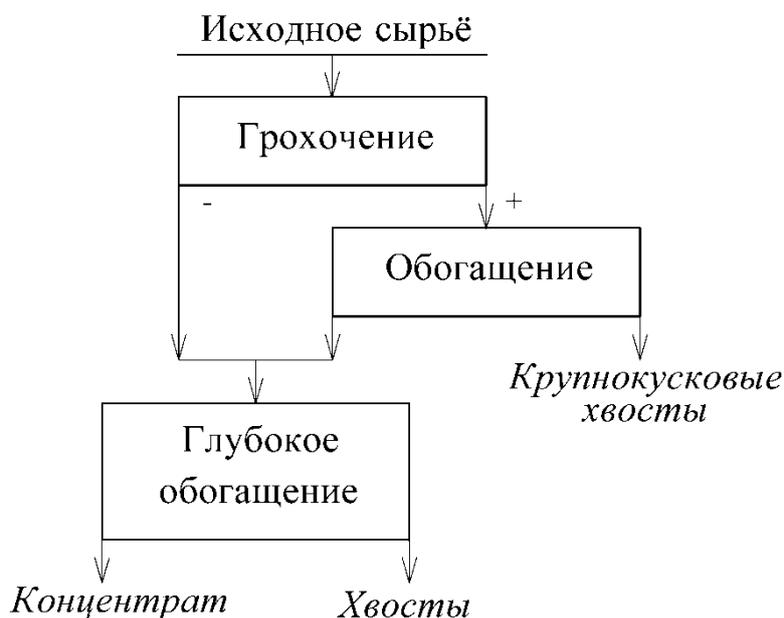


Рис. 8.1. Типовая принципиальная схема предварительной концентрации крупных классов и совместного глубокого обогащения концентрата предварительного обогащения и несортируемого класса

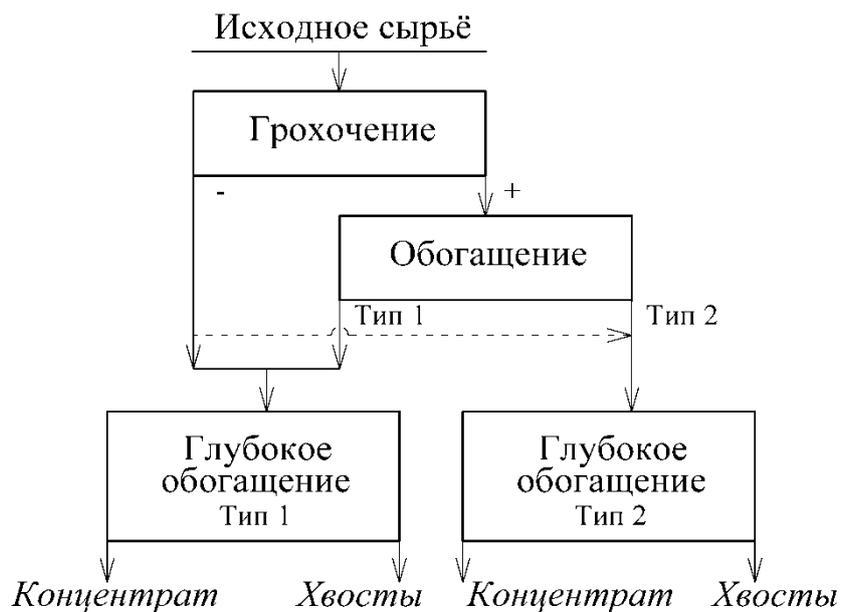


Рис. 8.2. Типовая принципиальная схема разделения сырья в рудоподготовительной стадии на технологические типы с их последующим обогащением по различным технологиям

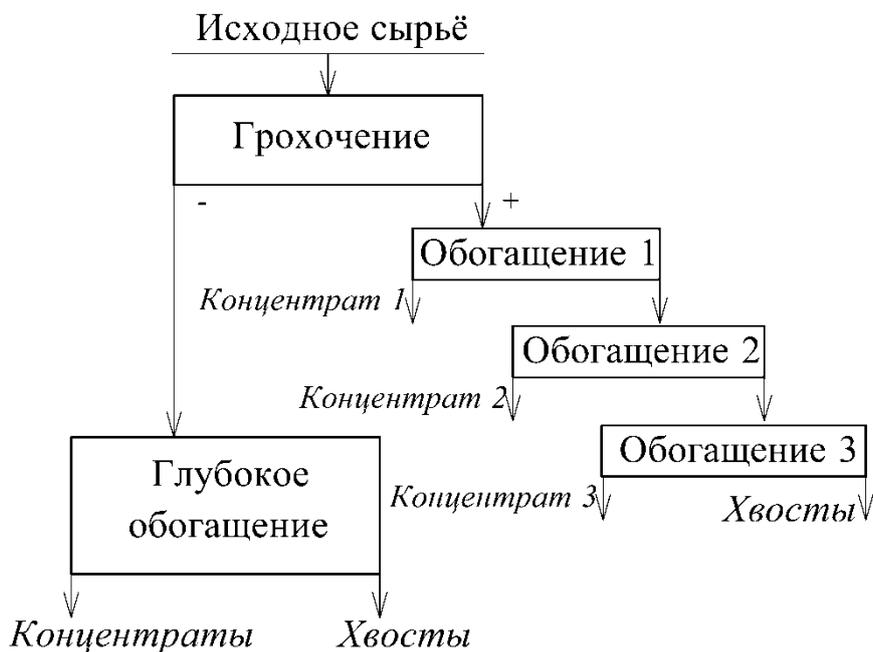


Рис. 8.3. Типовая принципиальная схема получения крупнокусковых концентратов и хвостов в рудоподготовительной стадии

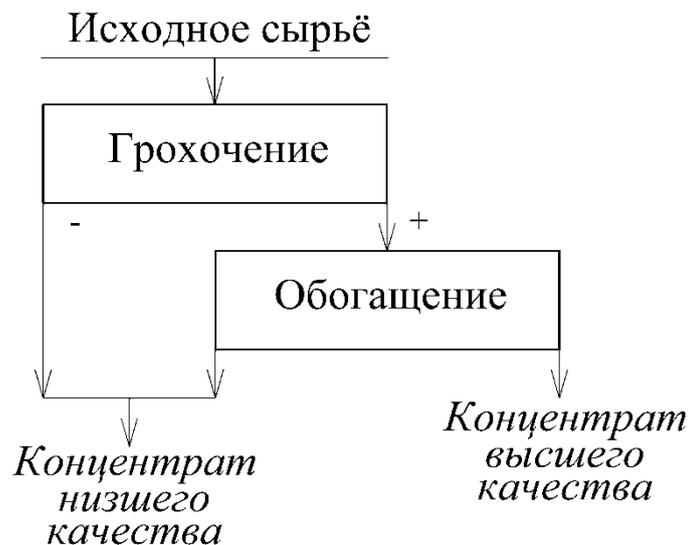


Рис. 8.4. Типовая принципиальная схема получения кусковых концентратов повышенного качества

Поскольку решаемая во многих случаях технологическая задача (задача собственно предварительного обогащения) – выделение отвальных хвостов, именно схемы, предназначенные для её решения, представляют особый интерес. Принципиальные схемы в этом случае отличаются многообразием вариантов (рис. 8.5).

При преобладании полезного компонента в мелких классах предварительное обогащение может быть проведено грохочением с удалением в хвосты крупных бедных классов (см. рис. 8.5, а).

Наиболее часто встречающимся вариантом является схема, приведённая на рис. 8.5, б. Она применима при различных вариантах вида связи между содержанием компонента и крупностью класса. В ней необогащённый мелкий класс поступает в глубокое обогащение, объединяясь с концентратом предварительного обогащения.

При большом количестве глинистых пород предварительное обогащение осуществляется мокрым грохочением или промывкой – операциями, позволяющими вывести в хвосты бедные мелкие классы (см. рис. 8.5, в). После промывки может быть выделен класс предварительного обогащения и проведена следующая операция предварительного обогащения (см. рис. 8.5, г).

Во всех схемах предварительное обогащение можно вести параллельно в нескольких машинных классах (см. рис. 8.5, д), причём необязательно одним и тем же методом.

При последовательном раскрытии полезного компонента с уменьшением крупности при дроблении схема предварительного обогащения может быть стадийной (см. рис. 8.5, е).

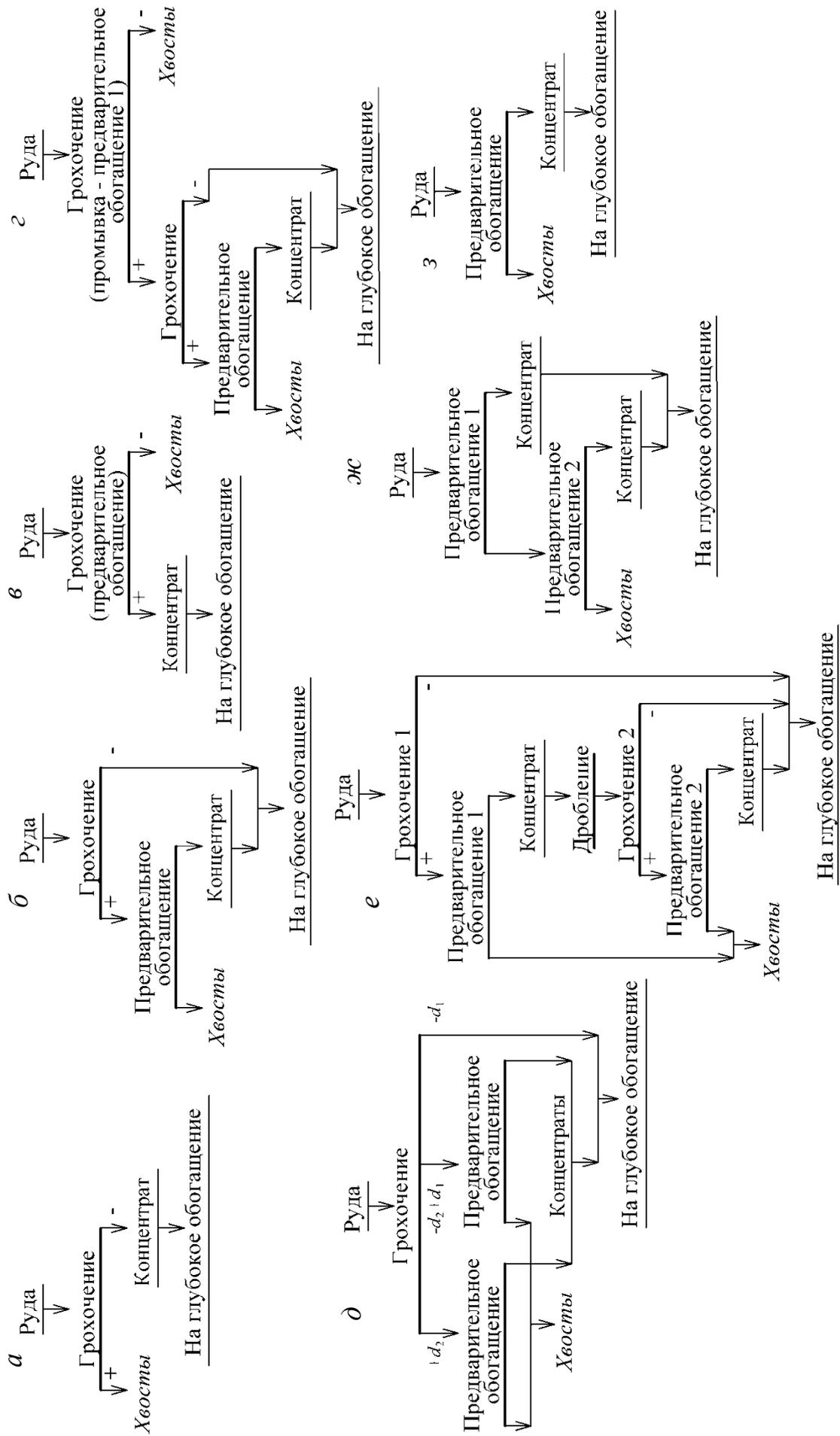


Рис. 8.5. Варианты принципиальных схем предварительного обогащения с выделением отвальных хвостов

В отдельных случаях предварительное обогащение может выполняться с использованием нескольких операций. Вторая операция при этом может играть роль контрольной (см. рис. 8.5, *ж*) или перечистойной.

Получение нескольких концентратов может осуществляться по принципиальной схеме, аналогичной рис. 8.5, *ж*, или может строиться по стадийному принципу.

Во всех рассмотренных схемах грохочение может быть совмещено с промывкой либо заменено промывкой или классификацией.

Предварительное обогащение может осуществляться и без предварительного выделения машинных, сортируемых классов (см. рис. 8.5, *з*). В этом случае вся руда подвергается предварительному обогащению, например, порционной сортировке, избирательному дроблению – грохочению, измельчению – классификации, промывке, декрипитации и т. д.

В сложных случаях технологические решения могут приводить к объединению нескольких элементарных, приведённых выше схем в одну.

Другие варианты схем предварительного обогащения могут предусматривать разделение исходного сырья на технологические типы с их последующим обогащением по различным технологиям (см. рис. 8.2), выделение из руды кусковых товарных концентратов и хвостов с глубоким обогащением мелких классов (см. рис. 8.3).

Существуют схемы, в которых могут быть получены все товарные продукты без глубокого обогащения (см. рис. 8.6).

Могут быть выделены один или несколько концентратов грохочением, промывкой или грохочением с промывкой (см. рис. 8.6, *а*). Такие схемы применимы в случае избирательного дробления (концентратами могут являться в зависимости от прочностных характеристик ценных и породных минералов как крупные, так и мелкие классы), а также при наличии в руде большого количества глинистых минералов и при особых требованиях к концентратам по крупности.

Товарные концентраты и отвальные хвосты, являющиеся конечными продуктами, могут быть получены в нескольких машинных классах, в т. ч. с применением при необходимости перечистных и контрольных операций (см. рис. 8.6, *б*).

Конечные продукты (товарные концентраты и хвосты) можно получить в обогатительном переделе рудоподготовки с использованием одной или нескольких обогатительных операций (основных, перечистных, контрольных) и одного или нескольких процессов, таких как грохочение, промывка, отсадка, тяжелосредняя сепарация, магнитная сепарация, информационная сепарация (см. рис. 8.6, *в*).

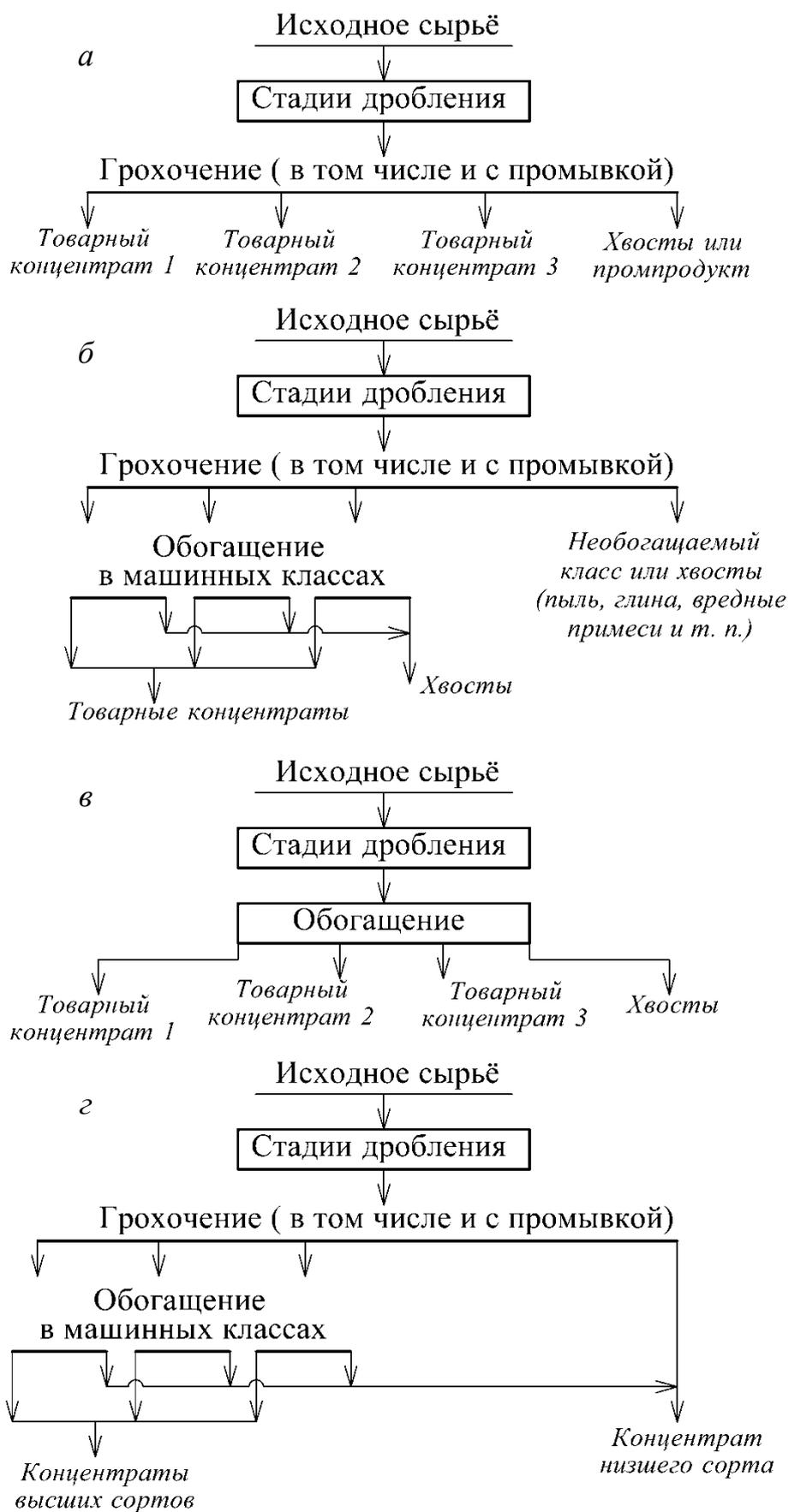


Рис. 8.6. Принципиальная схема обогащения в стадиях рудоподготовки с получением конечных продуктов

Получение товарных концентратов разных сортов возможно при обогащении крупных классов с получением концентратов более высокого качества (см. рис. 8.6, *з*). Низкосортный концентрат в этом случае формируется из хвостов обогащения и необогащаемого мелкого класса.

Для информационных процессов обязательно выделение несортируемых классов, которые обогащаются в дальнейшем совместно с одним из полученных продуктов обогащения более крупных классов либо перерабатываются отдельно.

Во всех схемах при грохочении может быть выделен не один, а несколько машинных классов, каждый из которых обогащается на аппаратах различных типоразмеров.

Использование информационных процессов разделения перед обогащением на несколько машинных классов – общепринятый технологический приём. Модуль шкалы грохочения может меняться в зависимости от требуемой точности разделения, ценности сырья, типоразмеров сепарационного оборудования.

8.2. Примеры технологий обогащения в стадиях рудоподготовки различного сырья

8.2.1. Руды чёрных металлов

Железные руды

На многих фабриках, перерабатывающих скарновые и титаномагнетитовые руды, применяется сухая магнитная сепарация дроблёной руды, служащая для вывода части пустой породы в хвосты /62/.

Руду перед сухой магнитной сепарацией дробят до крупности -20+0 (-100+0) мм. Сухая магнитная сепарация может проводиться на неклассифицированной дроблёной руде или отдельно в крупном и мелком классах либо только в крупном классе. В последнем случае несепарируемый класс объединяется с магнитным продуктом сухой магнитной сепарации. Сухая магнитная сепарация может осуществляться в две операции, вторая служит для контрольного обогащения немагнитного продукта первой операции. Магнитные продукты обеих операций объединяются.

На рис. 8.7 приведён пример использования сухой магнитной сепарации для предварительного обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе.

На Соколовско-Сарбайском ГОКе сухой магнитной сепарации подвергается руда крупностью -10 мм с получением хвостов со следующими показателями: выход хвостов – 5 %; содержание железа в хвостах – 13,5 %; потери железа с хвостами – 1,2 %. На Магнитогорском металлургическом комбинате сухая

магнитная сепарация с получением кусковых хвостов (-25+8 мм) позволяла достичь выхода хвостов 33,11 %, содержания железа в хвостах 12,4 % при потерях железа с хвостами 12,75 %.

К кусковым товарным железным рудам и концентратам предъявляются требования, приведённые в табл. 8.1.

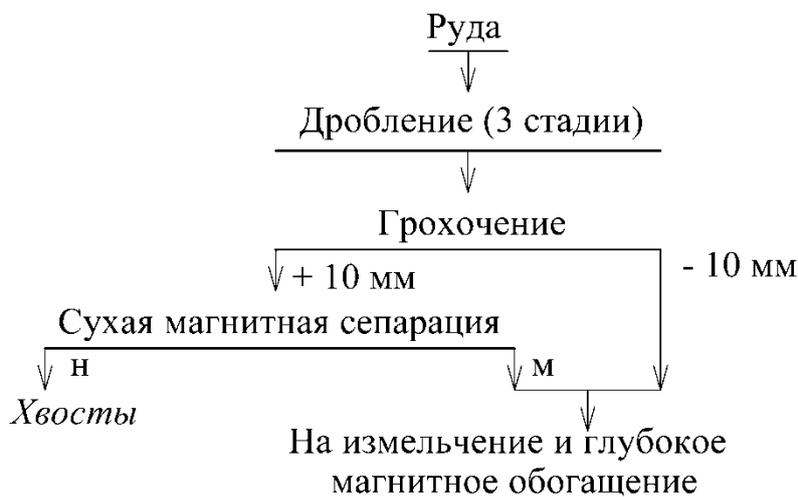


Рис. 8.7. Схема предварительного обогащения с применением сухой магнитной сепарации Качканарского ГОКа

Таблица 8.1

Характеристика товарных железных руд и концентратов

Сорт руды или концентрата	Массовая доля, %			Контрольный класс крупности	
	Fe	SiO ₂	влаги, не более	размер, мм	массовая доля, %
Доменная руда:					
- сортированная	45-53	30-33	3	0-10 80-100	Не более 15-20 Не менее 80-85
- рядовая	Не менее 46-47	30-33	4	0-100	100
Агломерационная руда	46-60	30-33	5	0-10 10-20	Не менее 82 Не более 18
Мартеновская руда	60-62	11,3	3	0-10 10-250	Не более 25 Не менее 75

При обогащении магнетит-гематитовой руды применяют стадийные магнитно-гравитационные схемы обогащения с получением хвостов, в том числе в кусковом виде (рис. 8.8) /9/.

В зарубежной практике обогащения чисто гематитовых и мартитовых руд широко применяют обогащение в тяжёлых средах (барабанные сепараторы и гидроциклоны), обогащение на винтовых сепараторах, магнитную сепарацию в сильном поле.

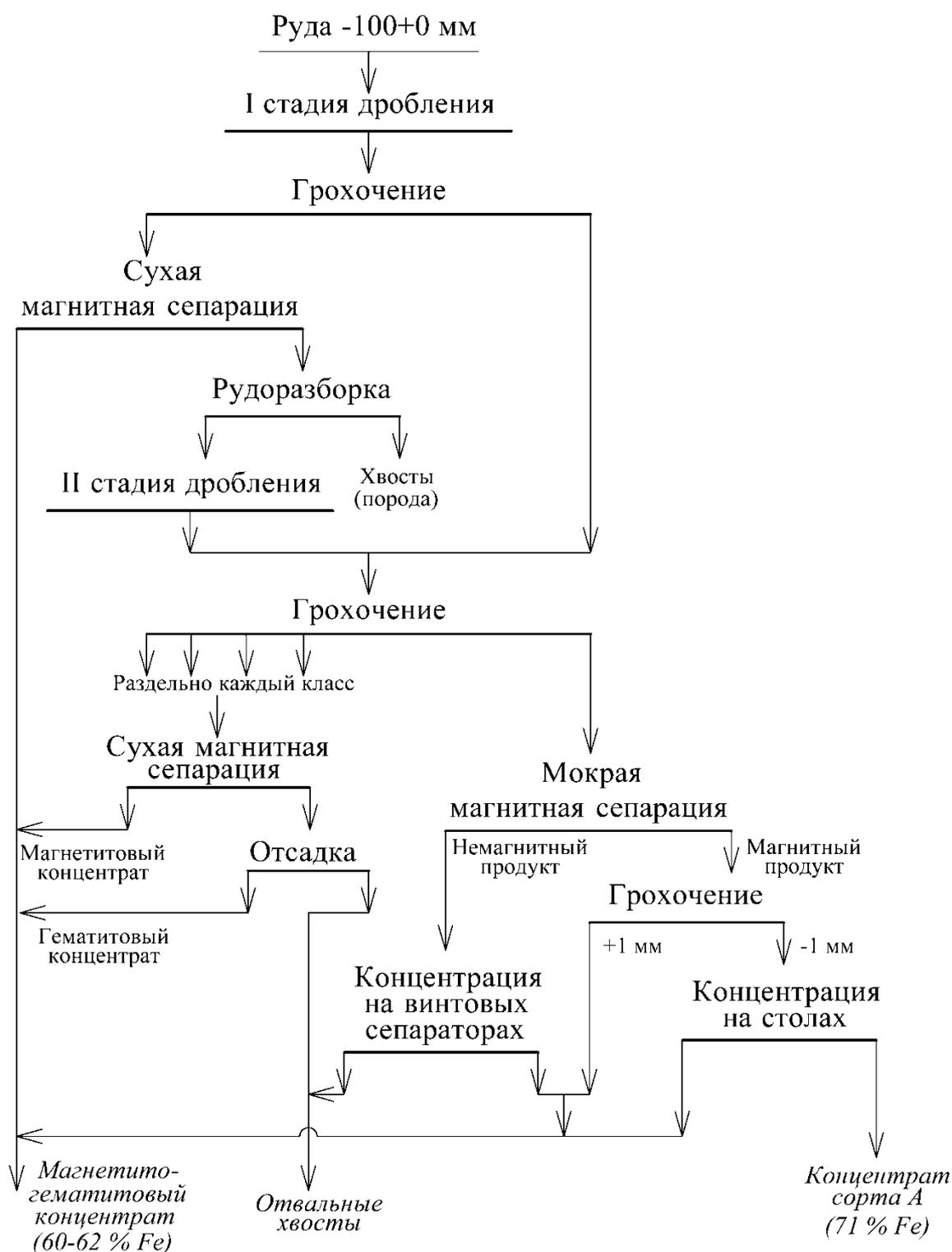


Рис. 8.8. Схема магнитно-гравитационного обогащения крупновкрапленной магнетит-гематитовой руды

Например, обогащение в тяжёлых суспензиях применяют на фабриках «Сан-Николас», «Ла-Перла»; отсадку – на фабриках «Стип-Рок», «Пикаррас»; на фабрике «Улбек» гематитовую руду, расклассифицированную на крупные и мелкие фракции, обогащают в тяжёлых суспензиях и струйных концентраторах Райхерта соответственно, для мелковкрапленных руд применяют магнитную сепарацию в сильном поле.

На Михайловском ГОКе при обогащении кварцево-глинистых руд применяют гравитацию (отсадка, винтовые сепараторы), магнитную сепарацию в сильном магнитном поле. Для шламистых глинистых руд используют промывку дроблёной руды перед обогащением. В отдельные периоды применялась схема, включающая сухую магнитную сепарацию, гравитационное обогащение хвостов сухого обогащения и мокрую магнитную сепарацию промпродукта сухой магнитной сепарации. Из шламистых руд в получаемых концентратах содержание железа на 10 % ниже, а извлечение меньше на 30 %, чем из зернистых гематит-магнетитовых кварцитов.

Обогащение гематит-магнетитовых руд КМА проводят по схеме: дробление руды до крупности 12 (20)-0 мм, промывка в классификаторах (содержание железа повышается на 6-15 %). Промытую руду обогащают в тяжёлых суспензиях, на отсадочных машинах или на винтовых сепараторах (класс -5 мм).

Собственно гематитовые руды обогащают по обжиг-магнитной схеме на фабриках Кривого Рога. Восстановительный обжиг проводят в трубчатых или шахтных печах, затем обожжённая руда обогащается по магнитной схеме.

Слабомагнитные сидеритовые руды могут обогащаться в тяжёлых суспензиях (рис. 8.9). При этом после первой стадии дробления в открытом цикле с предварительным грохочением руду перед тяжелосредней сепарацией промывают и отделяют мелкий класс -3+0 мм. Крупность обогащаемой руды -100+3 мм. Обогащение проводится в барабанном сепараторе. В качестве утяжелителя применяют ферросилиций, плотность суспензии 2500-3000 кг/м³.

Также могут применяться схемы обогащения с тяжелосредней сепарацией классифицированного материала в нескольких машинных классах либо с раздельным обогащением широкого крупного машинного класса и мелких классов (рис. 8.10). В табл. 8.2 приведены показатели работы фабрик бывшей Югославии, перерабатывающих сидеритовые руды по гравитационным схемам /9/.

Сидеритовые руды и концентраты считаются неблагоприятным сырьём для металлургической плавки, так как восстановление железа из карбонатов, их разложение требуют значительных энергетических затрат. В России сидеритовые руды добывают на Бакальском руднике (Урал). Бакальские сидериты перед доменной плавкой подвергают окислительному обжигу в шахтных печах. После удаления углекислоты и карбонатов из сидеритов содержание железа повышается с 30-35 до 45-47 %. Обожжённые сидериты имеют высокую магнитную восприимчивость, благодаря чему применением магнитной сепарации можно значительно повысить содержание железа. Исследования Уралмеханобра показали, что при обжиг-магнитном обогащении сидеритов из руды с содержанием 25-30 % Fe получают концентрат с содержанием 54 % Fe при извлечении 95 %.

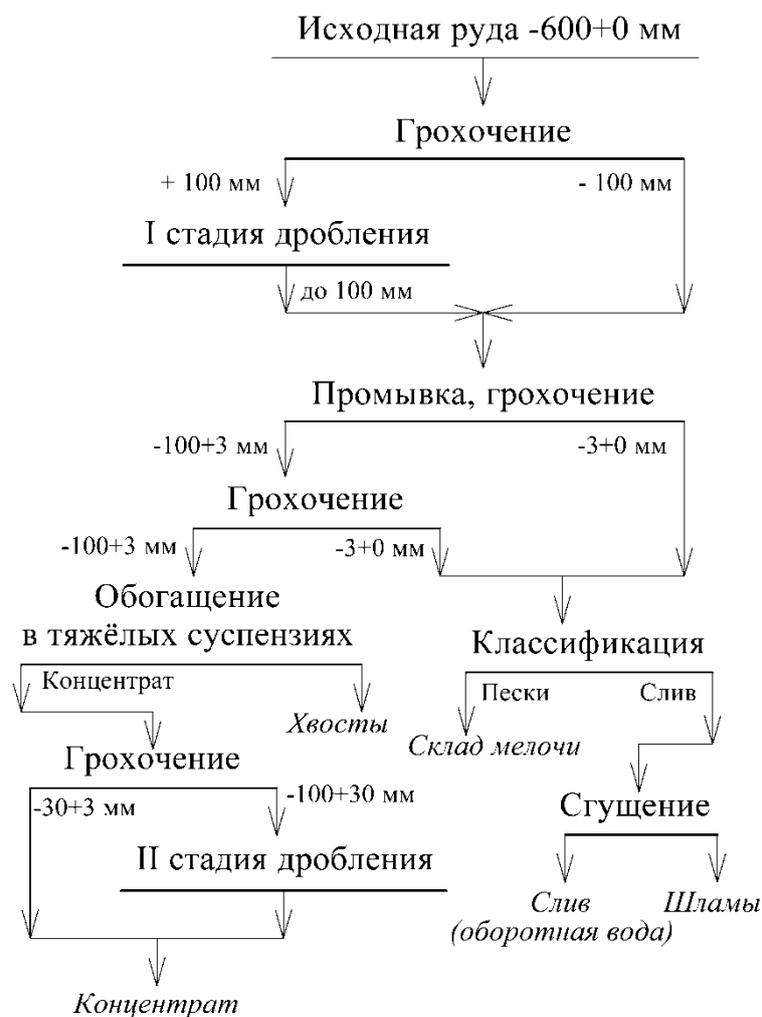


Рис. 8.9 Технологическая схема обогащения сидеритовых руд с широким диапазоном крупности обогащаемого материала

Таблица 8.2

Показатели работы обогатительных фабрик, перерабатывающих сидеритовые руды по гравитационным схемам

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂
«Таймиште», Сербия					
Концентрат	70	44,0	14,0	79,3	56,3
Мелкие классы	10	36,0	16,0	9,3	9,2
Хвосты	20	22,0	33,0	11,4	34,5
Руда	100	38,8	18,0	100,0	100,0
«Демир Хисар», Македония					
Концентрат	70	42,0	16,0	77,7	56,6
Мелкие классы	15	36,0	20,0	14,3	15,3
Хвосты	15	20,0	37,0	7,9	28,1
Руда	100	37,8	19,7	100,0	100,0
«Вареш», Хорватия					
Концентрат	75	39,0	5,9	91,5	-

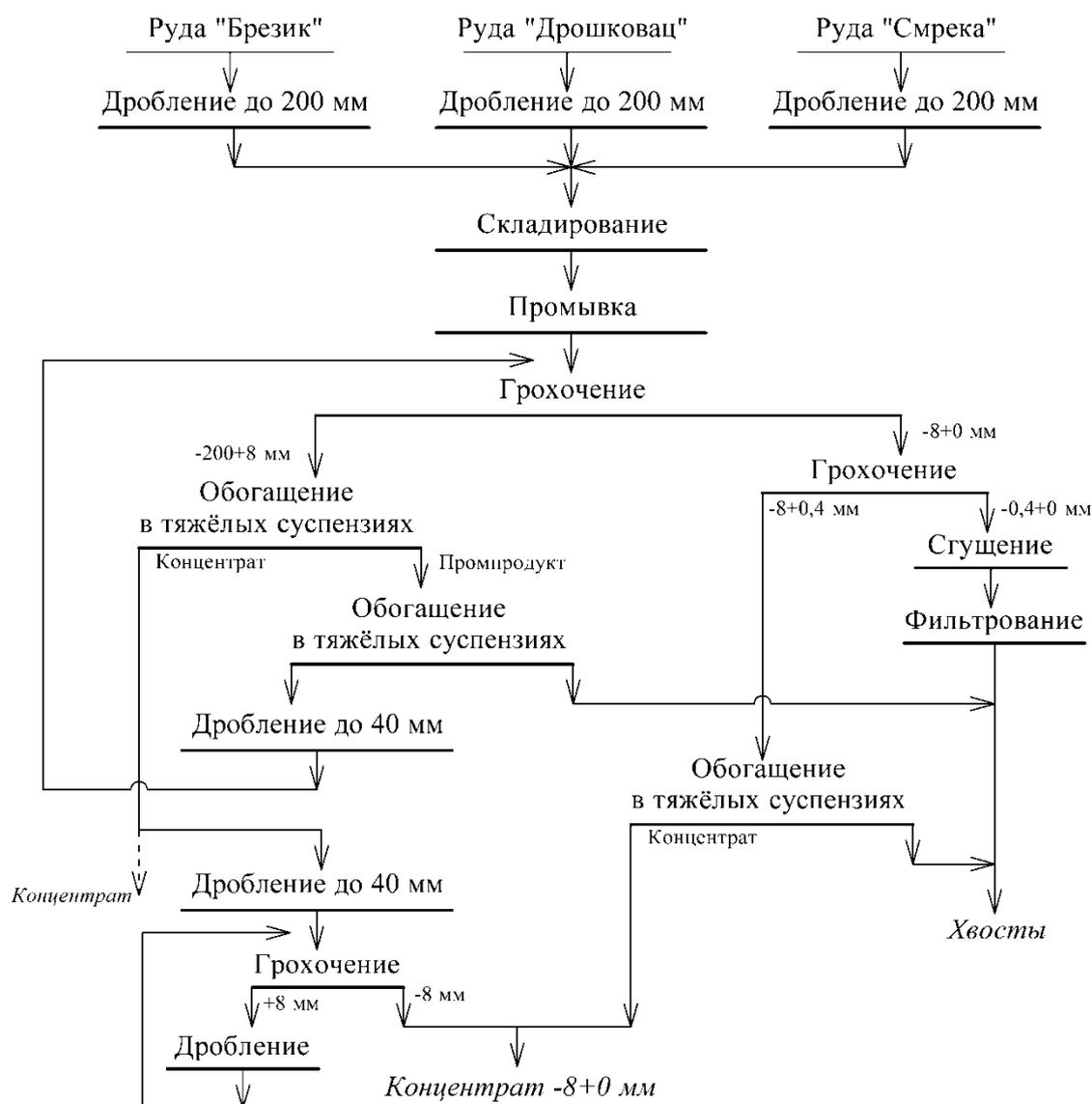


Рис. 8.10. Технологическая схема обогащения тонковкрапленных сидеритовых руд [9]

Обжиг-магнитное обогащение сидеритовых руд применяют в Чехии, Венгрии, Польше, Германии. Обжиг проводят при 500-600 °С с целью удаления летучих соединений и магнетизации руды. После обжига проводят сухую или мокрую магнитную сепарацию. Крупность обжигаемой руды составляет от 30-0 до 100-0 мм и более. Иногда мелкие классы удаляют промывкой руды с последующим обогащением. Обжиг-магнитные схемы обогащения однотипны: «дробление – обжиг – магнитная сепарация». Но на каждом предприятии есть свои особенности. В Чехии на предприятии «Тршинец» обжиг ведут в трубчатых печах на материале крупностью 70-0 мм. Обожжённую руду охлаждают в холодильном барабане, пыль улавливают в батарейных циклонах. Обожжённую руду измельчают в шаровых мельницах сухим способом и подвергают магнитной сепарации. В концентрате содержание железа составляет 48-49 % при извлечении 78-79 %.

Гравитационное обогащение сидеритовых руд применяют в Австрии, Канаде, Германии и других странах. Обогащение проводят в тяжёлых суспензиях, на отсадочных машинах. Для глинистых руд применяют промывку.

Испытания, проведённые на руде Бакальского месторождения, показали, что на фоне снижения содержания железа в руде (до 26 %) повышение качества руды может быть достигнуто за счёт применения рентгенофлуоресцентной сепарации (табл. 8.3) /55/.

Таблица 8.3

**Результаты испытаний по обогащению сидеритовой руды
Бакальского месторождения методом РРС на сепараторе СРФ**

Крупность, мм	Продукт	Выход продуктов, %		Содержание Fe _{общ} , %	Извлечение, %	
		к классу	к руде		к классу	к руде
150-300	Обогащённый	79,5	17,73	34,0	90,8	22,7
	Хвосты	20,5	4,57	13,4	9,2	2,3
	Исходный класс	100,0	22,30	27,4	100,0	25,0
40-150	Обогащённый	55,4	17,28	33,8	68,8	22,0
	Хвосты	44,6	13,92	19,0	31,2	10,0
	Исходный класс	100,0	31,20	27,2	100,0	32,0
20-40	Обогащённый	57,1	6,22	33,7	71,5	7,9
	Хвосты	42,9	4,68	17,9	28,5	3,2
	Исходный класс	100,0	10,90	26,9	100,0	11,1
20-300	Обогащённый	64,1	41,23	33,8	77,6	52,6
	Хвосты	35,9	23,17	17,7	22,4	15,5
	Итого	100,0	64,40	28,1	100,0	68,1
0-20	Несортируемый класс	-	35,60	23,8	-	31,9
	Всего	-	100,0	26,5	-	100,0

Бурожелезняковые руды /9/ являются наиболее сложным труднообогащаемым железорудным сырьём; при переработке руд получают концентраты с содержанием 50-55 % Fe, спрос на которые весьма ограничен. Трудность их обогащения обусловлена высоким содержанием разрушенных железосодержащих оолитов, железистого мелкого песчаника, охристого глинистого материала, гальки, гравия, корок, плиток и др.

В большинстве случаев обогащение таких руд осуществляется исключительно промывкой или же она является главной операцией технологического процесса. Камышбурунский железорудный комбинат перерабатывает руды Керченского месторождения осадочного происхождения. Все руды представляют собой конгломераты мелких частиц железных минералов и кварца, сцементированных Са, Mn и Fe-монтмориллонитовой труднодиспергируемой глиной, называемой цементом.

Руды Керченского месторождения обогащают по промывочно-гравитационной схеме с двумя стадиями промывки и обесшламливания, а также отсадки /1/.

По разработанной схеме /9/ руда после дробления разделяется на классы 60-10 и 10-0 мм. Мелкий класс подвергают агломерации и высокотемпературному обжигу (1000-1100 °С) в шахтных печах. Продолжительность обжига 4 ч; охлаждение проводится в течение 3 ч до температуры 50-100 °С – в бункерах. Содержание железа в обожжённой руде повышается до 44,8 %. После охлаждения обожжённую руду обогащают магнитной сепарацией, при этом содержание железа в концентрате составляет 52-54 %.

На зарубежных фабриках бурожелезняковые руды обогащают с предварительной промывкой по одно- и многостадийной схеме с последующей гравитацией крупнокусковой фракции (фабрика «Блекберн») /1/.

Комплексные железные руды помимо железа могут содержать Ti, V, Cu, Co, Pt, Au, апатит, барит, флюорит. Принципиальные схемы обогащения комплексных руд приведены на рис. 8.11.

Обогатительные фабрики, перерабатывающие комплексные руды, часто имеют комбинированные схемы /9/. Схемы предусматривают сухое магнитное обогащение с получением готового магнетитового концентрата или отвальных хвостов. Вторая часть схемы может быть флотационной, гравитационной, магнитной или их комбинацией (чаще магнитно-флотационная схема).

Сухой магнитной сепарацией выделяют крупнокусковые хвосты, магнитный продукт повторно сепарируют, измельчают и флотируют с получением селективных концентратов основных элементов или минералов. В другом варианте сухой магнитной сепарацией и гравитацией дроблёной руды кроме хвостов получают железорудные концентраты.

Марганцевые руды

Обогащение марганцевых руд в стадиях рудоподготовки занимает особое место в технологии их обогащения в целом.

При обогащении марганцевых руд для получения кусковых концентратов применяют промывку, информационные процессы, обогащение в тяжёлых средах, отсадку (+10 мм). Для марганцевых руд из информационных методов наиболее приемлема рентгенофлуоресцентный, рентгеноабсорбционный, фотометрический, рентгенолюминесцентный.

Руды Чиатурского месторождения /9/ содержат 22-35 % марганца. Марганцевые минералы представлены манганатом, пиролюзитом, псиломеланом. Для них характерна высокая хрупкость и малая твёрдость. В рудах содержится очень много глины (до 50 %). Глины относят к категории трудноразмываемых.

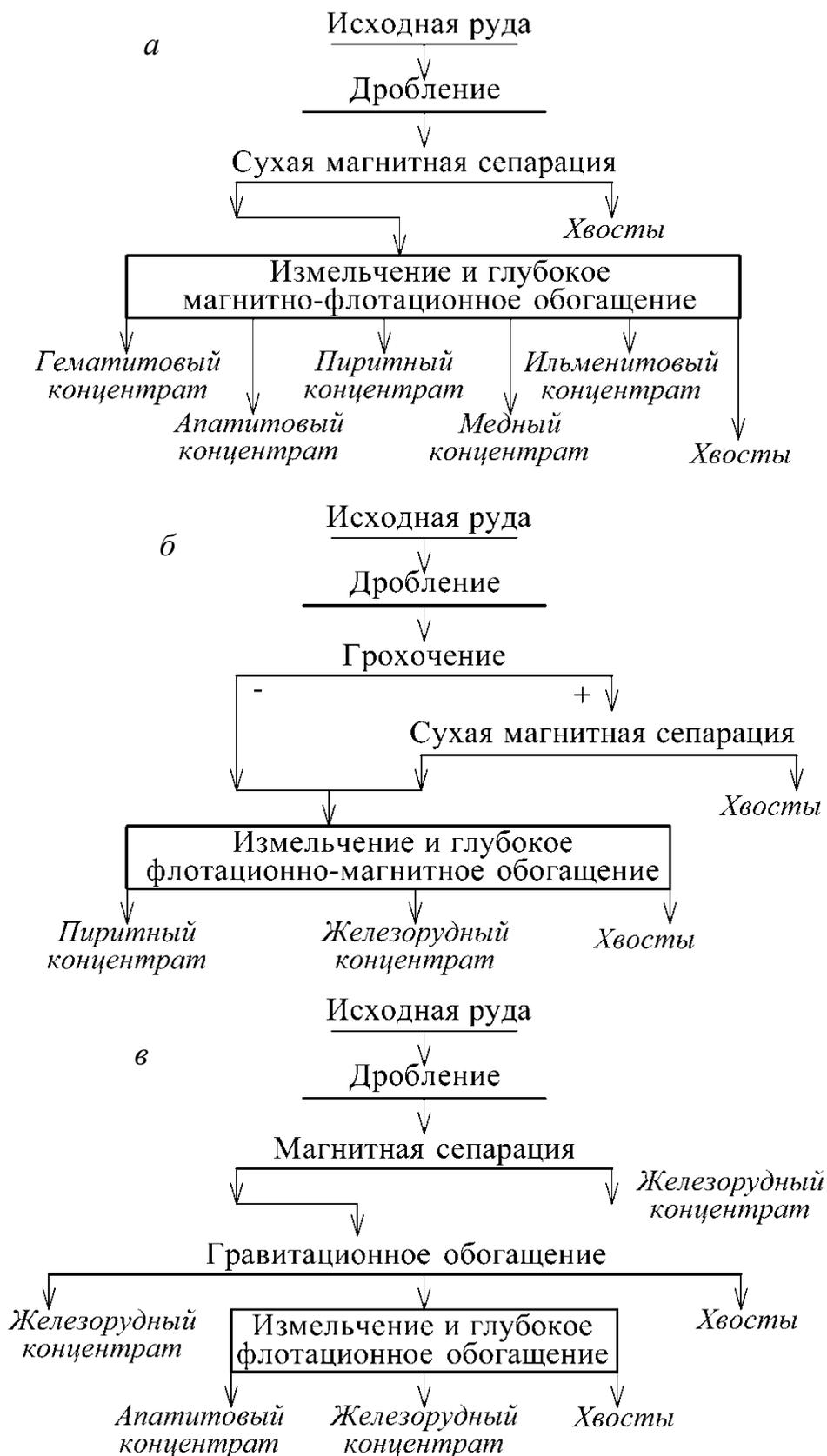


Рис. 8.11. Принципиальные схемы обогащения железных руд комплексного состава:

а – магнитно-флотационная; **б** – магнитно-флотационно-магнитная;
в – магнитно-гравитационно-флотационная

Кусковые концентраты в стадиях рудоподготовки получают после неоднократной промывки в операциях грохочения и отсадки.

Исходные руды подвергаются замачиванию, дроблению, промывке и грохочению с выделением нескольких машинных классов. Классы крупнее 3 мм обогащают в узких классах отсадкой, а мелкие – магнитной сепарацией и отсадкой. Глубокое обогащение промпродуктов осуществляют высокоградиентной магнитной сепарацией или флотацией. Принципиальные схемы обогащения карбонатных и оксидно-карбонатных руд Чиатурского месторождения приведены на рис. 8.12, 8.13.

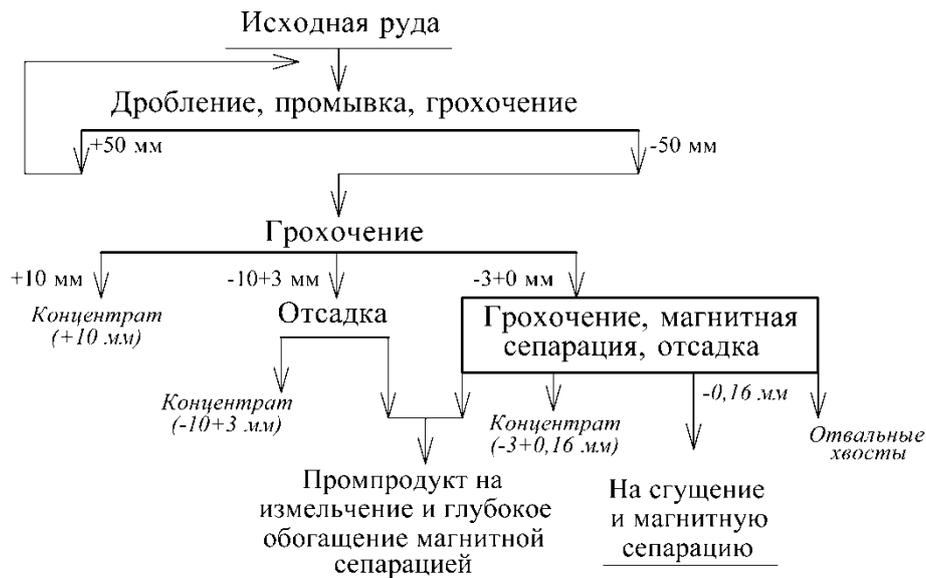


Рис. 8.12. Принципиальная схема обогащения карбонатных марганцевых руд в рудоподготовке



Рис. 8.13. Принципиальная схема обогащения оксидно-карбонатных марганцевых руд в рудоподготовке

Оксидные руды Никопольского месторождения обогащают по схеме, показанной на рис. 8.14. Основной концентрат получают в классах $-25+8$ мм и $-8+3$ мм после дробления и промывки. Промпродукты после измельчения обогащают магнитной сепарацией и флотацией с получением низкокачественных концентратов.

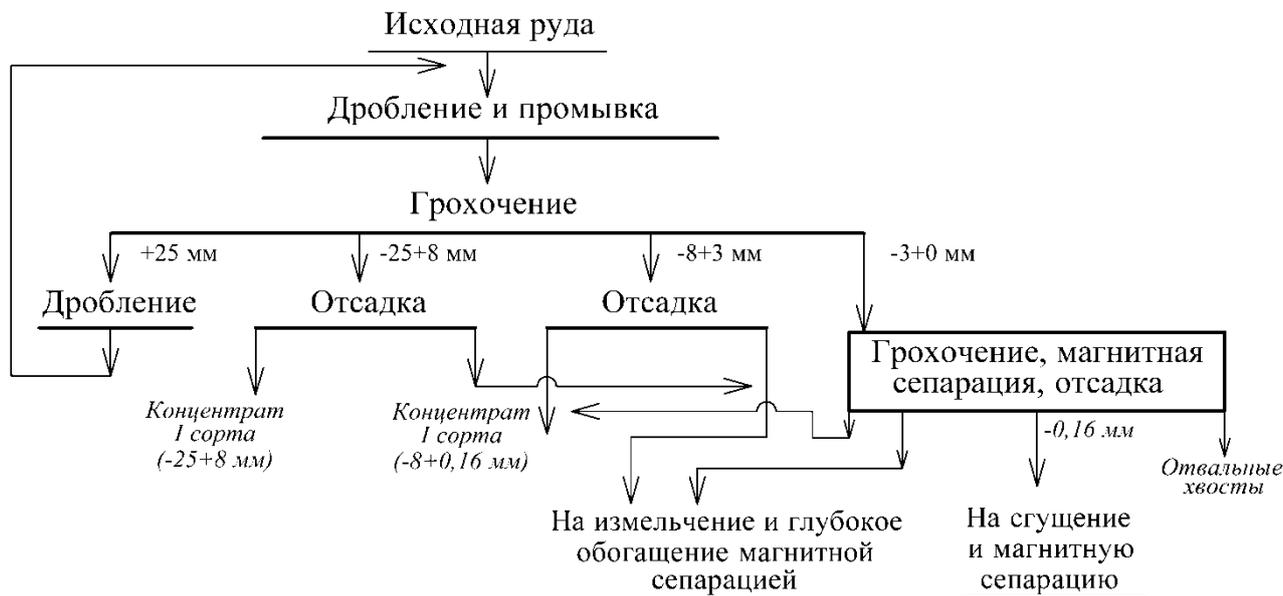


Рис. 8.14. Принципиальная схема обогащения оксидных марганцевых руд в рудоподготовке

Смешанные руды этого месторождения перерабатывают по схемам, аналогичным схемам для руд Чиатурского месторождения.

При разделении смешанных руд Никопольского месторождения фотометрической сепарацией (по данным исследований ВИМСа) получают оксидный концентрат с содержанием 50 % Mn и карбонатный концентрат с содержанием 27 % Mn при общем извлечении Mn 61,8 % [9]. Из карбонатных руд Тыньинского месторождения рентгенорадиометрической и фотометрической сепарацией получен концентрат с содержанием 30 % Mn при извлечении 72,6 %.

Схемы с использованием информационных методов для руд Порожинского месторождения приведены на рис. 8.15, 8.16.

Следует отметить, что для повышения эффективности обогащения в схемах применены несколько разновидностей информационных методов. Схемы разработаны МВП «Центр», «Плутон», ООО «РАДОС», АО «Технология металлов».

Для переработки марганцевого сырья Усинского месторождения предложены технологии, использующие рентгеноабсорбционную сепарацию в узких классах крупности 4-10, 10-20, 20-50, 50-100 мм на основании результатов технологических испытаний, представленных в табл. 8.4 [10].



Рис. 8.15. Технологическая схема переработки малофосфористых руд Порожинского месторождения по полному циклу крупнокускового и глубокого обогащения с использованием информационных, гравитационных и магнитных методов

Технологические показатели обогащения марганцевых руд с получением товарных концентратов различными информационными методами приведены в табл. 8.5, где ФММ – фотометрический метод; РРМ – рентгенорадиометрический метод; РЛМ – рентгенолюминесцентный метод /74/.

Хромовые руды

Руды Южно-Кимперсайского месторождения хромовых руд характеризуются неравномерной вкрапленной структурой. Содержание в них Cr_2O_3 колеблется в пределах 25-62 %. Массивные руды содержат 58-62 % Cr_2O_3 , их не обогащают, крупновкрапленные (50-58 % Cr_2O_3) не требуют глубокого обогащения, а средневкрапленные (38-50 % Cr_2O_3) и тонковкрапленные (25-30 % Cr_2O_3) требуют глубокого обогащения.

Обогащение этих руд с получением концентратов в стадиях рудоподготовки осуществляют тяжелосредней сепарацией и отсадкой (рис. 8.17) /9/, а промпродукты и хвосты отсадки после измельчения обогащают на винтовых сепараторах и концентрационных столах.

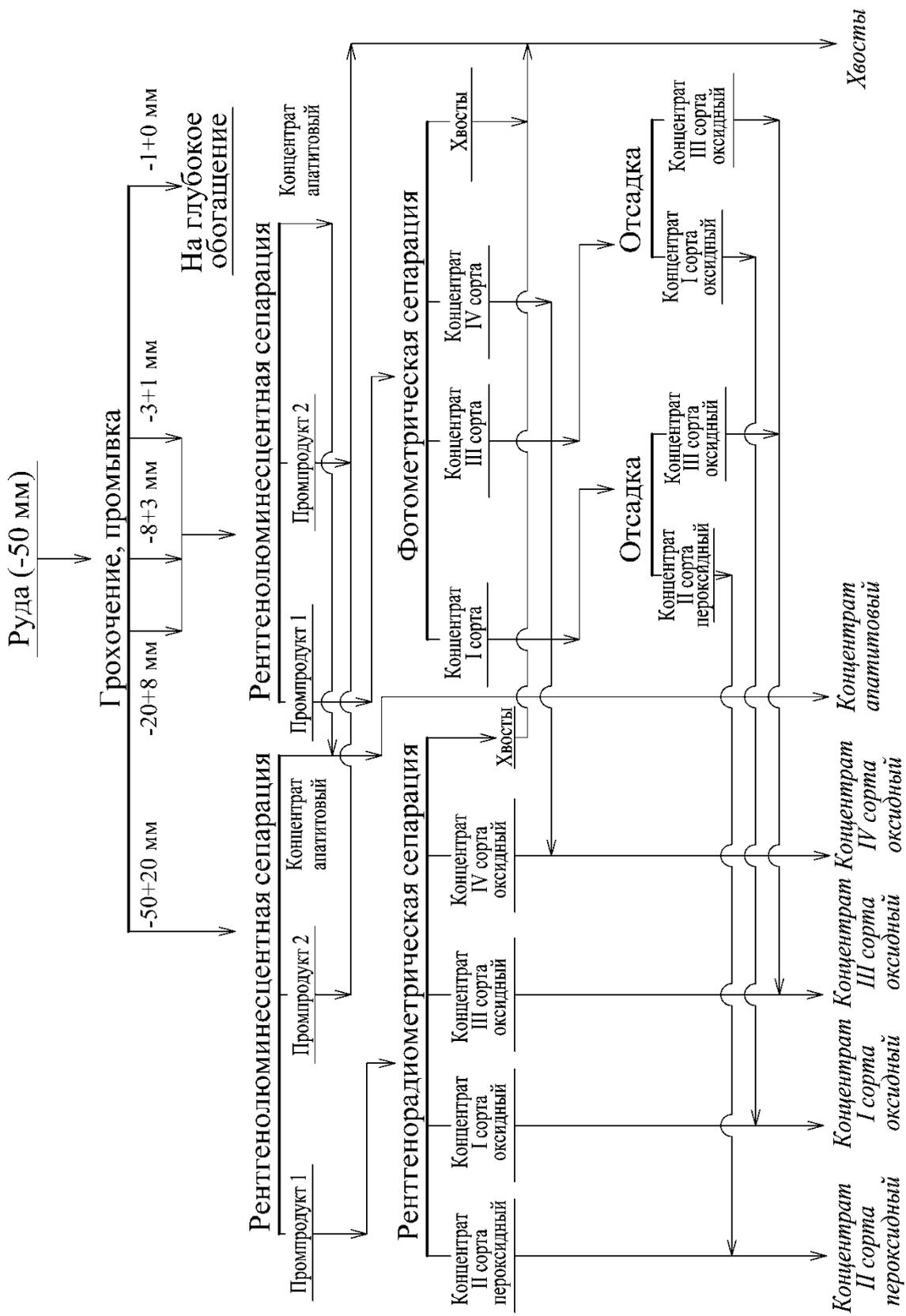


Рис. 8.16. Схема информационно-гравитационного обогащения фосфористых руд Порожинского месторождения

Таблица 8.4

**Результаты технологических испытаний по сепарации марганцевых руд
Усинского месторождения на рентгеноабсорбционном сепараторе
«PROSecondary / TertiaryXRT»**

Класс крупности руды, мм	Наименование продукта (сорт концентрата)	Выход продукта от класса, %	Содержание Mn _{общ} , %	Извлечение от класса Mn _{общ} , %	Производительность сепаратора по исходному питанию в зависимости от ширины питателя, т/ч	
					600 мм (при испытаниях)	1200 мм (промышленный сепаратор)
Окисленная руда						
-100+50	Концентрат (1)	26,6	38,76	41,2	-	-
	Концентрат (2)	56,8	23,90	54,3	21,1*	42,2*
	Хвосты	16,6	6,79	4,5	26,0**	52,0**
Исходный класс		100	25,01	100,0	-	-
-50+20	Концентрат (1)	21,4	39,83	27,1	-	-
	Концентрат (2)	63,6	33,98	68,7	14,5*	29,0*
	Хвосты	15,0	8,87	4,2	25,4**	50,8**
Исходный класс		100	31,47	100,0	-	-
-20+10	Концентрат (1)	14,8	40,86	17,7	-	-
	Концентрат (2)	67,8	36,68	72,8	4,5*	9,0*
	Хвосты	17,4	18,80	9,5	7,1**	14,2**
Исходный класс		100	34,18	100,0	-	-
-10+4	Концентрат (1)	88,7	36,03	91,0	-	-
	Концентрат (2)	11,3	27,85	9,0	3,9*	-
Исходный класс		100	35,11	100	-	-
Сводные продукты						
	Концентрат (1)	31,95	38,04	41,9	-	-
	Концентрат (2)	53,75	28,77	53,3	-	-
	Хвосты	14,30	9,65	4,8	-	-
Исходная руда		100,0	29,00	100,0	-	-
Карбонатная руда						
-100+50	Концентрат (1)	12,35	34,27	21,3	-	-
	Концентрат (2)	41,98	29,98	63,2	35,2*	70,4*
	Хвосты	45,67	6,76	15,5	31,4**	62,8**
Исходный класс		100,0	19,91	100,0	-	-
-50+20	Концентрат (1)	14,9	34,08	25,0	-	-
	Концентрат (2)	41,0	29,47	59,4	21,6*	43,2*
	Хвосты	44,1	7,19	15,6	17,6**	35,2**
Исходный класс		100,0	20,33	100,0	-	-

Класс крупности руды, мм	Наименование продукта (сорт концентрата)	Выход продукта от класса, %	Содержание $Mn_{общ}$, %	Извлечение от класса $Mn_{общ}$, %	Производительность сепаратора по исходному питанию в зависимости от ширины питателя, т/ч	
					600 мм (при испытаниях)	1200 мм (промышленный сепаратор)
-20+10	Концентрат (1)	10,3	37,13	14,0	-	-
	Концентрат (2)	43,4	33,57	53,5	6,6*	13,2*
	Хвосты	46,3	19,10	32,5	6,7**	13,4**
Исходный класс		100,0	27,24	100,0	-	-
-10+4	Концентрат (2)	55,6	26,68	67,0	-	-
	Хвосты	44,4	16,46	33,0	3,5**	5,3** (ширина питателя 900 мм)
Исходный класс		100,0	22,14	100,0	-	-
Сводные продукты						
	Концентрат (1)	11,1	34,56	18,1		
	Концентрат (2)	43,6	29,85	61,5		
	Хвосты	45,3	9,55	20,4		
Исходная руда		100,0	21,18	100,0		

* Производительность по исходному питанию при разделении на сорта.

** Производительность по исходному питанию при выделении хвостов.

Таблица 8.5

**Показатели информационной сепарации
при получении товарных марганцевых концентратов**

Месторождение	Метод сепарации	Показатели сепарации, %			
		содержание Mn в исходном	выход концентрата	содержание Mn в концентрате	извлечение Mn в концентрат
Никопольское	ФММ	23,7	13,5 (окс.) 29,0 (карб.)	50,5 27,0	28,8 33,0
Порожинское: малофосфористые фосфористые	РРМ	17,39	11,12; 14,61	40,06; 28,63	27,21; 25
	ФММ	18,07	20,39; 9,59	45,26; 25,27	51,12; 13
Николаевское (-75+10 мм)	РРМ	35,34	8,35; 30,35	55,08; 50,98	13,01; 43
Рудное (-30+20 мм)	РРМ	16,94	19,53	43,23	48,8
Сунгайское (-5+3 мм)	ФММ	19,51	35,6	34,64	52,9
Дурновское	ФММ	30,43	26,96	45,26	40,1
Южно-Хинганское (-50+30 мм)	РРМ	20,5	11,0; 15,0	42,73; 36,21	22,93; 26
Усинское	РРМ	20,15	14,46; 12,28	37,69; 33,48	27,05; 20
Тыньинское (-70+8 мм)	РРМ, РЛМ	25,5	60,9	30,4	72,6

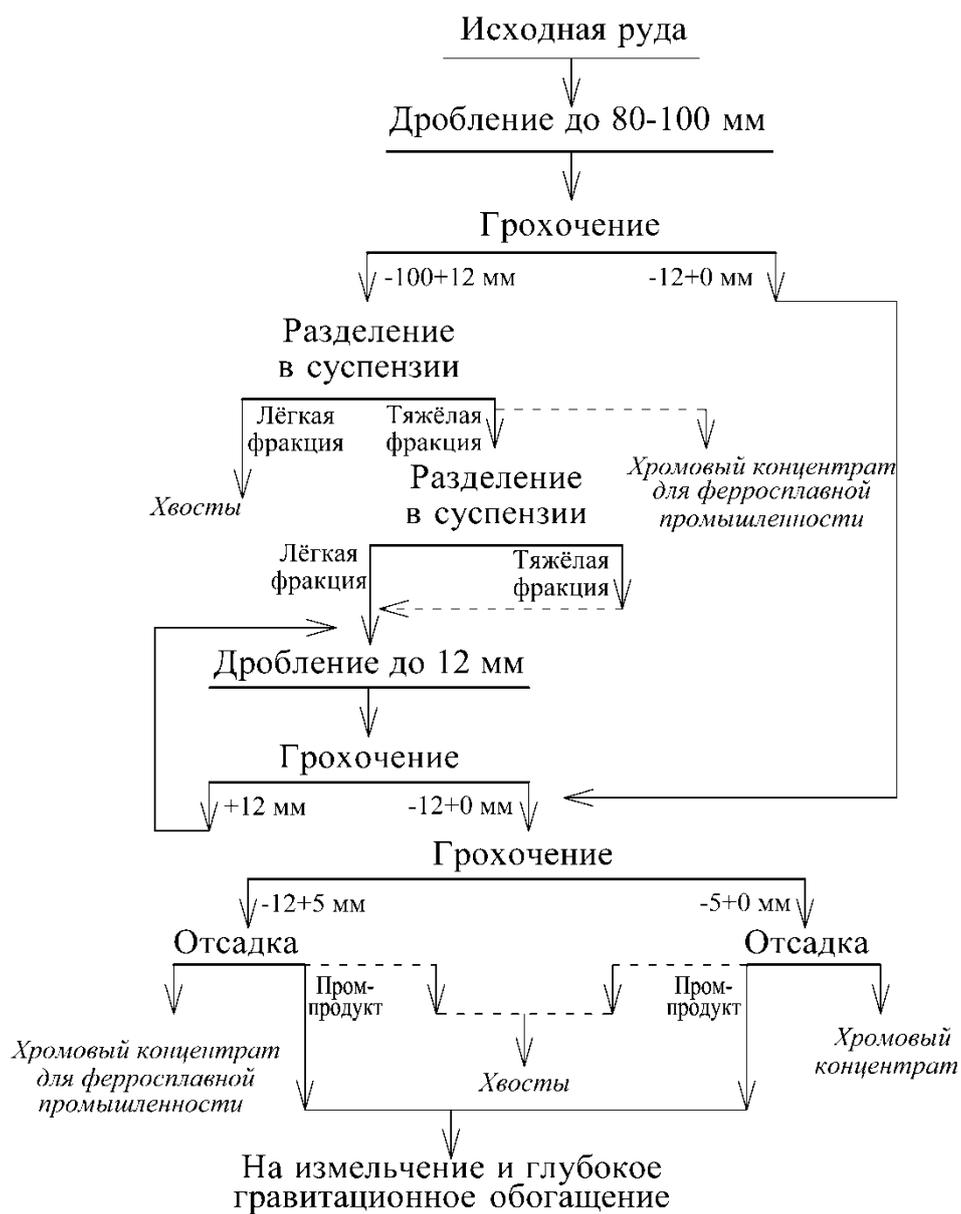


Рис. 8.17. Комбинированная схема обогащения хромовых руд на Донском ГОКе

При обогащении бедных хромовых руд глубокое обогащение гравитационными методами может сочетаться с рентгенофлуоресцентной сепарацией, осуществляемой в стадии предварительного обогащения. Рентгенофлуоресцентная сепарация проводится в двух-трёх машинных классах. Она позволяет выделить отвальные хвосты, а её концентраты после объединения с несортируемым классом направляются на измельчение и глубокое обогащение. Результаты исследований рентгенорадиометрической обогатимости хромовой руды Курмановского месторождения на сепараторах СРФ-4-150 (ООО «РАДОС») представлены в табл. 8.6 /55/.

Использование рентгенорадиометрического метода сепарации позволяет получить товарные хромовые концентраты из руд Центрального и Хойлинского месторождений (табл. 8.7 /74/).

Таблица 8.6

**Результаты испытаний
рентгенорадиометрической сепарации хромовой руды**

Продукт	Выход, %		Содержание Cr ₂ O ₃ , %	Извлечение Cr ₂ O ₃ , %
	от операции	сквозной		
Класс крупности 40-90 мм				
Концентрат	44,2	22,2	20,2	73,3
Промпродукт 1	11,1	5,5	12,6	11,4
Промпродукт 2	13,7	6,9	9,5	10,7
Хвосты	31,0	15,5	1,8	4,6
Итого по классу 40-90 мм	100,0	50,1	12,2	100,0
Класс крупности 20-40 мм				
Концентрат	32,4	7,9	17,6	59,4
Промпродукт	23,5	5,8	8,9	21,8
Хвосты	44,1	10,8	4,1	18,8
Итого по классу 20-40 мм	100,0	24,5	9,6	100,0
Сортируемые классы 20-90 мм				
Концентрат	40,3	30,1	19,5	69,4
Промпродукт	15,2	11,3	10,3	22,1
Хвосты	44,5	33,2	2,7	8,5
Итого по классу 20-90 мм	100,0	74,6	11,3	100,0
Несортируемый класс 0-20 мм				
Класс крупности 0-20 мм	-	25,4	12,1	26,6
Итоговые результаты обогащения хромовой руды крупностью 0-90 мм				
Концентрат	66,8	66,8	16,2	93,7
Хвосты	33,2	33,2	2,7	6,3
Исходная руда	100,0	100,0	11,5	100,0

Таблица 8.7

**Показатели рентгенорадиометрической сепарации хромовых руд
с получением товарных концентратов**

Месторождение	Метод сепарации	Показатели сепарации, %			
		содержание Cr ₂ O ₃ в исходном	выход концентрата	содержание Cr ₂ O ₃ в концентрате	извлечение Cr ₂ O ₃
Центральное	PPM	40,91	47,74	48,05	56,05
		32,33	18,04	47,96	26,72
		23,37	24,95	48,21	51,47
Хойлинское (-100+20 мм)	PPM	39,08	14,5	45,17	16,8

8.2.2. Урановые руды

Известно более 100 урановых и урансодержащих минералов: оксиды, силикаты, титанаты, танталониобаты, титанотанталониобаты, сульфаты, карбонаты, сульфат-карбонаты, фосфаты, арсенаты, ванадаты, молибдаты, органические урансодержащие соединения. Наиболее распространёнными минералами являются уранинит и настуран (урановая смолка, урановая смоляная обманка). Минералы обладают высокой плотностью (4800-10000 кг/м³), что позволяет при наличии достаточно крупной вкрапленности извлекать их гравитационными методами /9/.

Обогащение урановых руд является обычно подготовительной стадией перед их химической переработкой и наиболее широко применяется в следующих случаях:

- переработка бедных руд с целью последующего снижения расхода реагентов на их химическую переработку и транспортировку;
- переработка комплексных руд, содержащих (кроме урана) золото, серебро, цветные, редкие и другие металлы, с целью извлечения всех ценных компонентов в самостоятельные концентраты. Сопутствующие ценные минералы могут быть извлечены из урановых руд с помощью обогатительных процессов не только перед выщелачиванием, но и после выщелачивания урана, особенно при очень тонкой вкрапленности и тесной ассоциации минералов урана с другими ценными минералами;
- разделение руды на продукты различного состава, например, на карбонатный флотационный концентрат и силикатные хвосты с целью последующей химической переработки их щелочными и кислотными методами соответственно;
- удаление вредных примесей (карбонатов, сульфидов, оксидов железа, апатита, хлорита и др.) с целью снижения расхода реагентов при гидрометаллургической переработке, сокращения числа операций при очистке урана и улучшения качества готового продукта;
- извлечение пирита и других сульфидов железа для производства серной кислоты, которая используется для выщелачивания урана.

Наибольшее значение при этом имеют следующие методы обогащения:

- радиометрическое или рентгенорадиометрическое разделение кусков руды крупностью от 25 до 250 мм по кусковой, порционной и поточной сортировками;
- гравитационные методы обогащения (на концентрационных столах, винтовых сепараторах, отсадочных машинах, гидроциклонах) для извлечения первичных урановых минералов – уранинита, урановой смолки и т. п., имею-

щих высокую плотность и сравнительно крупную вкрапленность. Обогащение в тяжёлых суспензиях применяется обычно для руд, содержащих первичные урановые минералы;

– флотация, применяемая для извлечения в пенный продукт урановых минералов, сульфидов или минералов породы (кальцита, апатита, сульфидов железа и т. п.), часто представляющих самостоятельную ценность или препятствующих эффективному протеканию последующих гидрометаллургических процессов извлечения урана из руд. При обогащении карнотитовых руд флотация используется для получения карбонатной или силикатной фракций, которые затем отдельно выщелачивают содой и кислотой соответственно. Минералы урана флотируют жирными кислотами или их смесью с аминами в слабокислой (рН 5-5,7) или слабощелочной, близкой к нейтральной (рН 7-7,5) средах. В качестве депрессоров минералов породы используются кремнефтористый натрий и жидкое стекло;

– избирательное измельчение, применяемое преимущественно для вторичных урановых минералов, обладающих малой твёрдостью и лёгкой шламируемостью. Разделение урансодержащих шламов и крупнокусковой породы затем можно осуществлять на грохотах или в классификаторах, гидроциклонах и т. п.

Химические (гидрометаллургические) процессы являются основным методом переработки урановых руд и первичных концентратов.

Технология обогащения зависит от типа минералов, их вкрапленности и равномерности распределения урана в руде.

Схемы переработки обычно комбинированные с включением операций информационного, гравитационного, флотационного, магнитного обогащения с гидрометаллургической переработкой продуктов обогащения кислотным или содовым способом. Варианты сочетаний процессов в зависимости от типа руд и их вещественного состава приведены на рис. 8.18.

Урановые руды перед гидрометаллургической обработкой подвергают комплексному многостадийному обогащению с использованием информационных методов и гравитации. Радиометрическую сепарацию и порционную сортировку в крупнокусковом виде ведут по типовой схеме, показанной на рис. 8.19 /9/.

Для предварительного обогащения могут применяться радиометрические и рентгенофлуоресцентные сепараторы.

Разработанный во ФГУП «ВНИИХТ» радиометрический сепаратор УАС-50 и созданный на его базе сепарационный модуль РСМ-10 подтверждают возможности использования этого оборудования для обогащения урановых руд /86/.

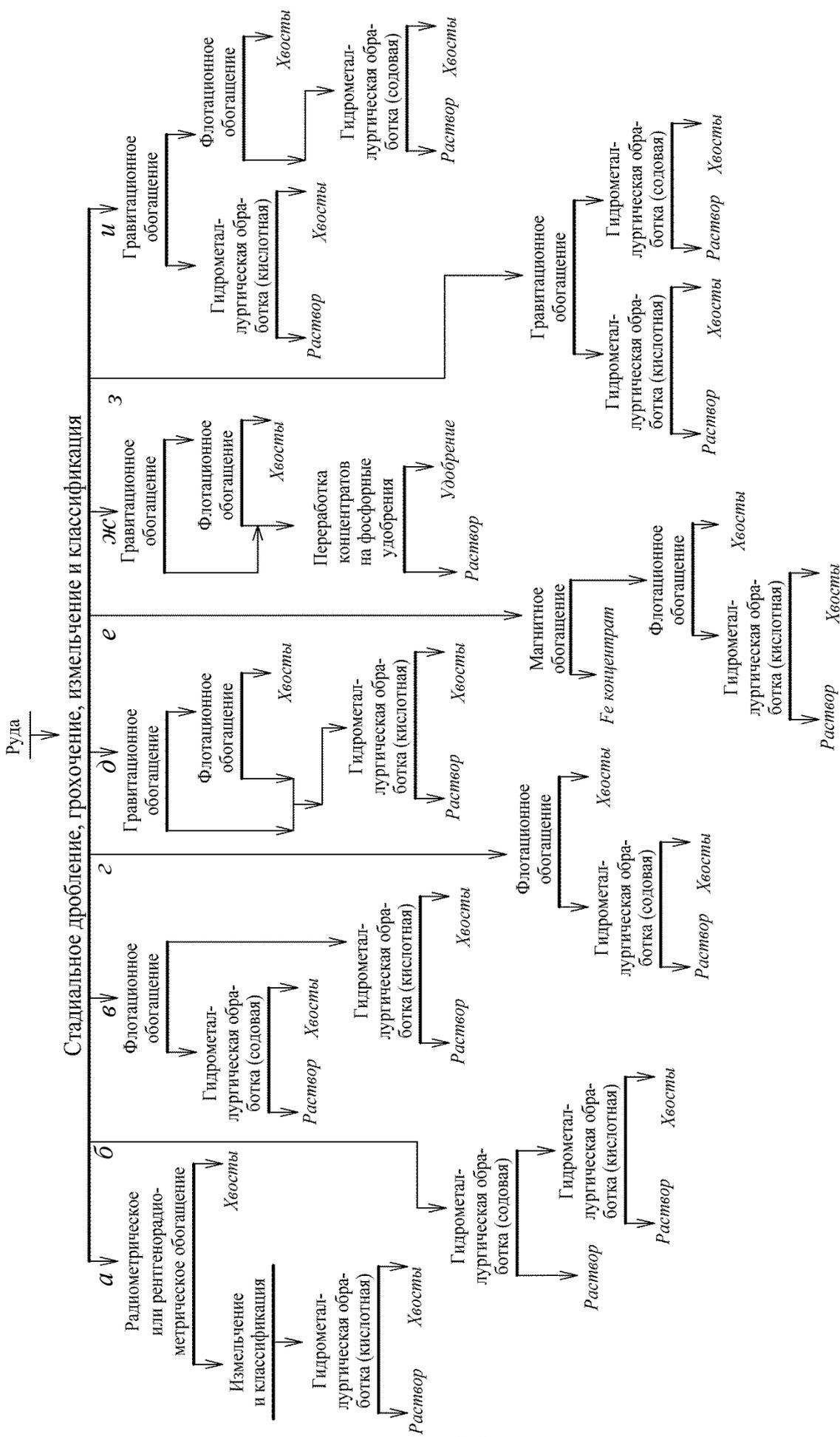


Рис. 8.18. Принципиальные схемы переработки урановых руд:

силикатных и алюмосиликатных (*а*), карбонатных с низким (*б*) и высоким (*в*) содержанием карбонатов, сульфидных (*д*), железистых (*ж*), фосфатных (*з*), ураноносных углей и битуминозных сланцев и песчаников (*и*)



Рис. 8.19. Типовая технологическая схема радиометрического обогащения урановых руд

В табл. 8.8 приведены результаты сепарации класса $-50+25$ мм урановых руд различных типов Стрельцовского месторождения (Забайкалье) и Эльконского ураново-рудного района (Восточная Сибирь).

Указанные руды значительно отличаются по технологическим характеристикам. Руды Стрельцовского месторождения являются сильноконтрастными (показатель $M = 1,4 \div 1,6$) легкообогатимыми. Руды Эльконского района среднеконтрастные ($M = 1,1 \div 1,2$) и, в зависимости от содержания в исходной руде, относятся к разным типам: легко-, средне- и труднообогатимым.

Результаты сепарации свидетельствуют о технологических возможностях сепаратора УАС по выделению отвальных хвостов и концентратов с различным содержанием урана из руд, значительно отличающихся по обогатимости и исходному содержанию урана.

Руды Стрельцовской группы месторождений в Приаргунском горнохимическом комбинате (ПГХК) в разные годы обогащались радиометрическим методом /68/ на сепараторах конусного типа «Гранат», «Агат», «Вихрь»

(НПК автоматики и метрологии Восточного ГОКА, г. Желтые воды), затем сепараторами ленточного типа «Лотос» разработки ПГХК, а далее сепараторами УАС (ВНИИХТ) и собранными на их основе модулями РСМ-100, РСМ-200 /85, 86/ и на рудосортировочном оборудовании «Уранит», «Азурит», «Минерал Р50», созданном НПК АиМ. В последние годы радиометрические сепараторы заменены рентгенорадиометрическими сепараторами разработки ООО «РАДОС», имеющими ряд преимуществ перед радиометрическими аналогами. Рудообогатительная фабрика работает по схеме, приведённой на рис. 8.20 /68/.

Производственно-технологический комплекс ПГХК по добыче, обогащению и глубокой переработке руд имеет принципиальную схему, показанную на рис. 8.21 /30, 70/.

Таблица 8.8

Результаты сепарации урановых руд

Продукты	Выход, %	Содержание урана, %	Извлечение урана, %	Эффективность выделения концентрата (хвостов)	Производительность на 1 ручей, т/ч
Стрельцовское месторождение (M=1,4÷1,6)					
Концентрат	18,6	0,384	87,1	84 (92)	4,0
Хвосты	81,4	0,013	12,9		
Исходная руда	100,00	0,082	100,0		
Эльконский ураново-рудный район (M=1,1÷1,2)					
Концентрат	33,6	0,177	89,9	77 (93)	3,2
Хвосты	66,4	0,010	10,1		
Исходная руда	100,0	0,066	100,0		
Концентрат	48,0	0,287	93,0	90 (88)	2,6
Хвосты	52,0	0,020	7,0		
Исходная руда	100,0	0,148	100,0		

Гравитационные методы применяют для первичных урановых минералов – уранинита, урановой смолы, титано-танталониобатов и др., имеющих высокую плотность, а также при обогащении комплексных золото-урановых руд /9/. Гравитационное обогащение на отсадочных машинах, винтовых сепараторах и концентрационных столах применяют при переработке пегматитовых крупно-вкрапленных урановых руд.

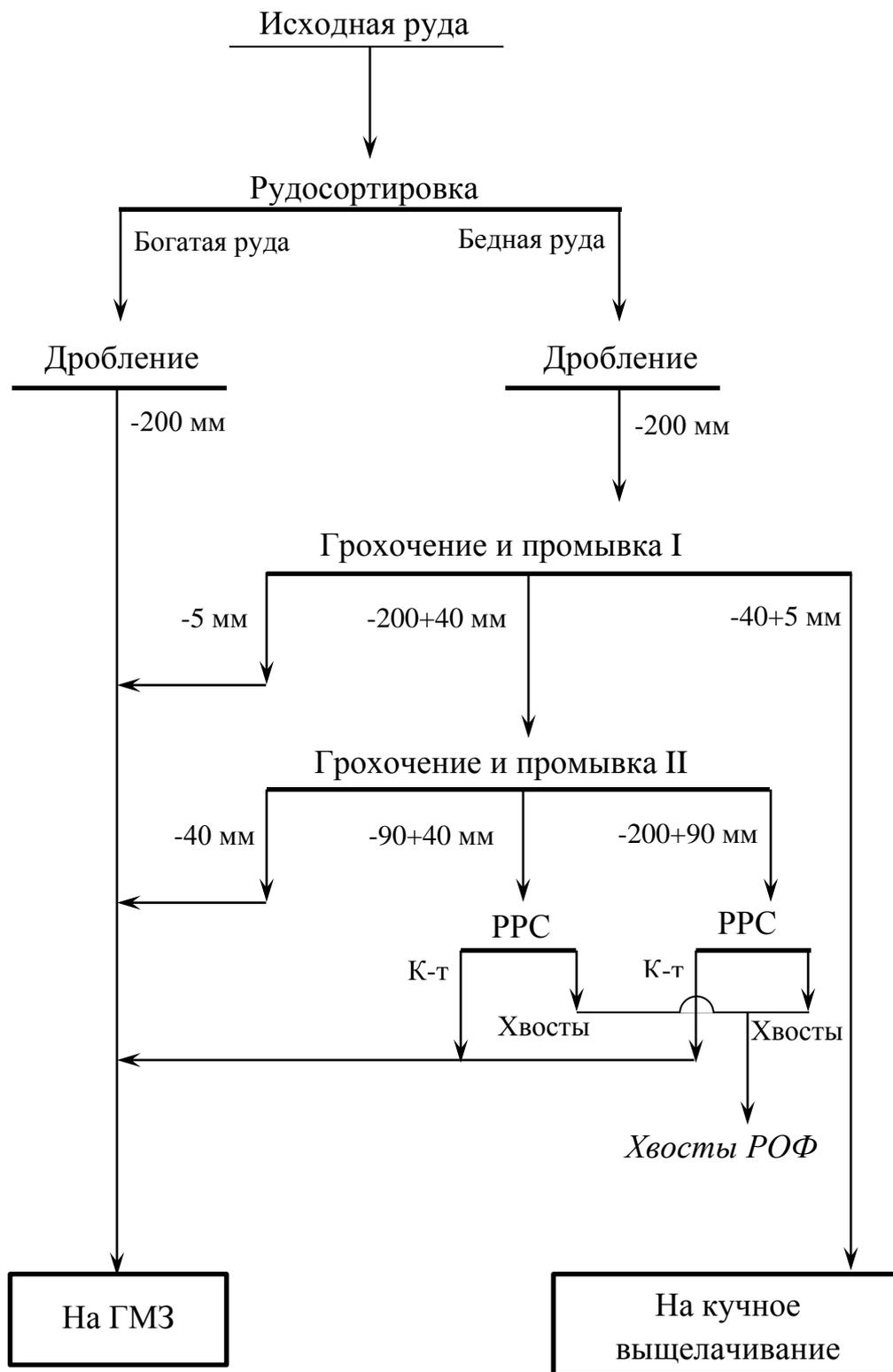


Рис. 8.20. Принципиальная технологическая схема урановой рудообогатительной фабрики

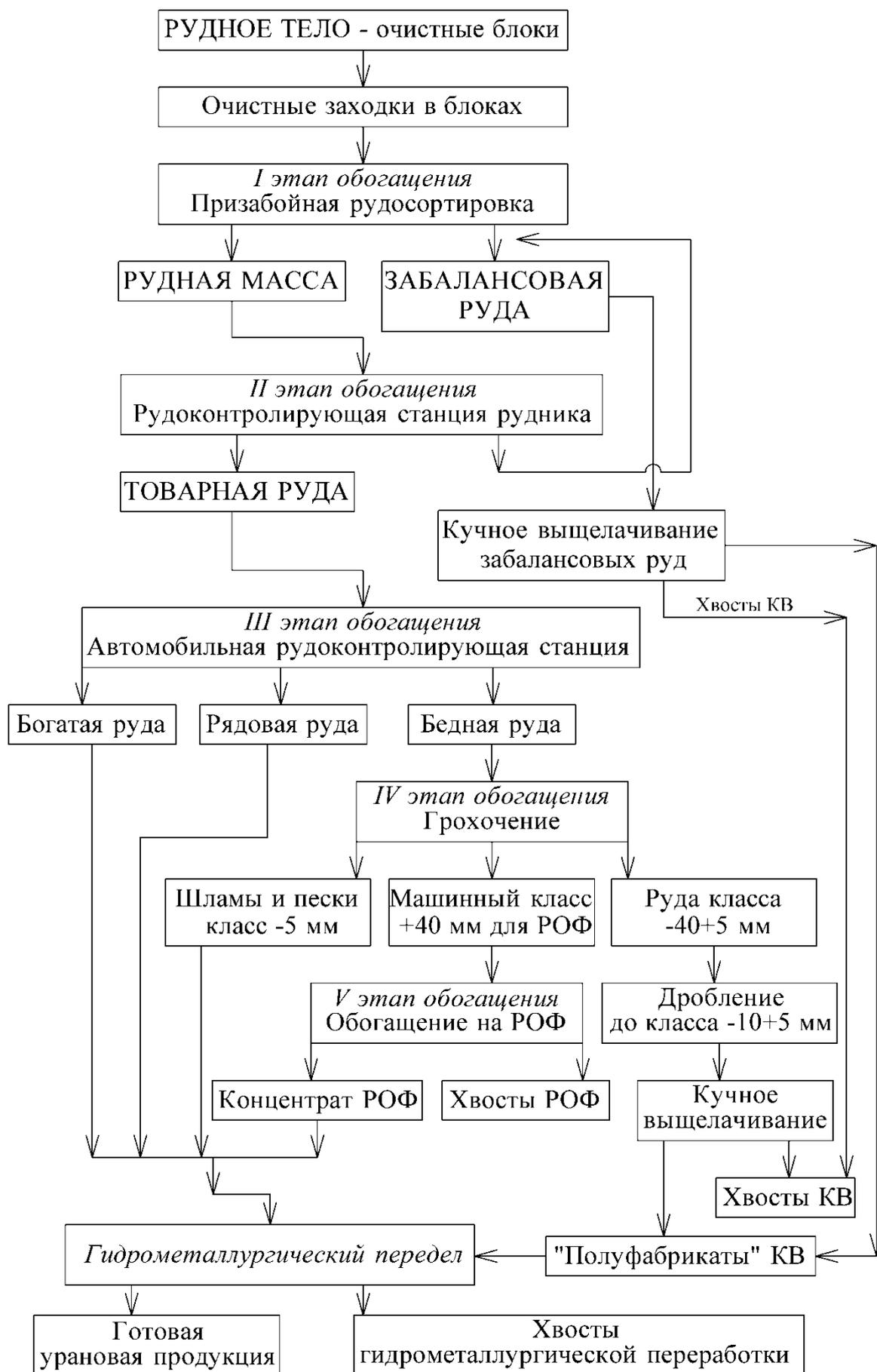


Рис. 8.21. Производственно-технологический комплекс по добыче, обогащению и гидрометаллургической переработке урановых руд

8.2.3. Руды цветных, редких и благородных металлов

Свинцовые, свинцово-цинковые и полиметаллические руды

Предварительное обогащение свинцово-цинковых руд эффективно осуществляется тяжелосредной сепарацией /9, 59/.

Свинцово-цинковые руды широко распространены, отличаются разнообразием вещественного состава и добываются почти на 1400 рудниках. В странах СНГ свинцово-цинковые руды перерабатываются на Алмалыкской, Текелийской, Зырянской, Карагайлинской, Мизурской, Салаирской, Краснореченской, Алтайской, Горевской и других фабриках.

В последние годы возросли объёмы переработки труднообогатимых, некондиционных и забалансовых руд. Сульфидные свинцово-цинковые вкрапленные руды, несмотря на их разнообразие, обогащают по гравитационно-флотационным и чисто флотационным схемам. Гравитация в схемах флотации применяется на 60 % обогатительных фабрик США, отсадка, винтовая сепарация и обогащение в тяжёлых средах – в Италии, Канаде, странах СНГ. Гравитационное обогащение в «голове» процесса применяют на Зырянской, Краснореченской, Лениногорской, Текелийской и других фабриках.

Обогащению в тяжёлых средах руда подвергается после дробления до крупности -100+10 мм и промывки. Плотность суспензии (2600-2800 кг/м³) зависит от плотности пород и вкрапленности минералов, утяжелитель – гранулированный ферросилиций плотностью 6400-7000 кг/м³, содержащий 10-20 % Si. Схемы включают предварительную классификацию руды, регенерацию суспензии и флотацию.

На Зырянской фабрике перерабатывают сульфидные и смешанные руды. После среднего дробления руда поступает на грохот для выделения класса крупностью -14 мм, который поступает на обезвоживание и затем в бункер главного корпуса. Класс -50+14 мм направляют в конусные тяжелосредные сепараторы. Выход лёгкой фракции смешанных руд 37-45 % и сульфидных 25-35 %, её после отмывки утяжелителя используют на строительстве дорог. Потери свинца, цинка, меди после отмывки невелики: для сульфидных 3,6 %, смешанных руд – до 4,4 % каждого. Тяжёлая фракция после отмывки додробливается до 16 мм и поступает на измельчение. Суспензия регенерируется на магнитных сепараторах. Тонкий класс (-16+0 мм) из корпуса дробления поступает на спиральные классификаторы, пески которых направляют на измельчение в главный корпус, а слив – на гидроциклонирование и сгущение; пески гидроциклона и сгустителей поступают на шламовую флотацию, а измельчённая тяжёлая фракция – на коллективную свинцово-цинковую флотацию.

Аналогичные схемы применяют и на других обогатительных фабриках. Разница только в типах тяжелосредних сепараторов, средах, плотности суспензии, расходных коэффициентах и результатах разделения. За рубежом действует около 40 таких установок.

Особенностью технологии предварительного обогащения в тяжёлых суспензиях является наличие операции грохочения с отмывкой, предшествующей разделению. Эта операция предназначена для удаления шламов и трудноразделимых мелких частиц. Технологические схемы тяжелосредних отделений различных фабрик весьма схожи /59/.

Полиметаллические руды разделяются тяжелосредней сепарацией с весьма высокой эффективностью (табл. 8.9). Хвосты предварительного обогащения подчас не уступают по содержанию компонентов хвостам флотации.

Предварительную концентрацию особенно целесообразно применять для бедных и забалансовых руд, а также для маломощных рудных тел и рудопроявлений со сложной конфигурацией.

Таблица 8.9

Технологические показатели разделения полиметаллической руды в условиях Лениногорской обогатительной фабрики

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		свинец	цинк	медь	свинец	цинк	медь
Тяжёлый продукт	64,7	1,4	7,56	0,55	96,7	96,6	93,9
Лёгкий продукт	35,3	0,088	0,48	0,066	3,3	3,4	6,1
Питание (класс -100+12 мм)	100,0	0,94	5,06	0,38	100,0	100,0	00,0

Предварительная концентрация крупнодроблёной руды позволяет:

- выделить 30-70 % породных минералов и за счёт этого сократить затраты на последующее дробление, измельчение и обогащение значительно уменьшенного объёма руды, при этом одновременно повышается содержание полезных компонентов в 1,5-2,5 раза;
- вывести из процесса часть полезных минералов, например, свинца в виде крупнозернистого свинцового концентрата;
- разделить общую рудную массу на отдельные сорта, например, сплошные и вкрапленные, которые целесообразно перерабатывать по разным технологическим схемам;
- удалить из руды бетонную закладку в лёгкую фракцию перед флотацией.

Наиболее часто предварительная концентрация применяется для забалансовых руд, в случае большого разубоживания руд при их добыче, а также при значительных различиях в производительностях рудника и обогатительной

фабрики. Широкое применение получил процесс обогащения в тяжёлых суспензиях.

Предварительная концентрация в тяжёлых суспензиях позволяет перерабатывать большие объёмы минерального сырья крупностью до 300 мм при незначительной разнице в плотностях разделяемых минералов (с точностью ± 3 кг/м³). Для разделения используют барабанные, конусные и другие сепараторы при крупности материала более 5-10 мм; более мелкий материал обогащают в гидроциклонах и центрифугах. В качестве утяжелителей для суспензий плотностью 2600-3000 кг/м³ применяют ферросилиций с добавками магнетитового и пирротинового концентратов (до 60 %), что позволяет получить устойчивую суспензию с хорошими реологическими свойствами. Применение вибраций, ультразвука, поверхностно-активных веществ улучшает структурные параметры суспензии. Экономичность обогащения в тяжёлых суспензиях определяется выходом лёгкой фракции и её использованием в качестве товарного продукта, а также зависит от эффективности узла регенерации тяжёлой суспензии. Типовая схема обогащения в тяжёлых суспензиях включает следующие аппараты: грохот, разбрызгиватели циклонного типа, барабанный или конусный сепаратор, вибрационные грохоты, конусы, насосы, сгуститель, магнитный сепаратор, спиральный классификатор, демагнитизатор, ленточный конвейер лёгкой фракции, ленточный конвейер тяжёлой фракции. Производительность установок для обогащения в тяжёлых суспензиях 10-750 т/ч, выход лёгкой фракции 20-70 %. Несмотря на то, что отделение обогащения в тяжёлых суспензиях считается высокзатратным, его эксплуатационные затраты в 3-5 раз меньше затрат на измельчение руды.

Выход лёгкой фракции при отсадке несколько меньше, чем при тяжело-средней сепарации, поскольку точность разделения при отсадке несколько ниже.

Высокие показатели получают при обогащении свинцово-цинковых руд рентгенофлуоресцентным методом (табл. 8.10).

Испытания рентгенорадиометрической сепарации бедных, рядовых и забалансовых свинцово-цинковых руд месторождения «Учкулач» (см. табл. 8.10), с которым связаны перспективы развития сырьевой базы для Алмалыкского ГМК, проведены на рентгенорадиометрических сепараторах «Интегра» /83/.

Полученные результаты указывают на целесообразность их предварительного обогащения рентгенорадиометрическим методом.

С использованием рентгенорадиометрического метода можно получать товарные свинцовые концентраты (см. табл. 8.11 /74/).

Таблица 8.10

**Показатели обогащения свинцово-цинковых руд
рентгенорадиометрической сепарацией**

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Коэффициент обогащения, отн. ед.	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Забалансовые руды							
Исходная руда	100,0	0,43	0,58	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 мм	20,0	0,43	0,58	20,0	20,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 мм							
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25 мм	15,0	1,40	1,80	49,8	46,4	3,26	3,10
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 мм	65,0	0,20	0,30	30,2	33,6		
Бедные балансовые руды							
Исходная руда	100,0	1,50	1,55	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 мм	25,0	1,50	1,55	25,0	25,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 мм	75,0	1,50	1,55	75,0	75,0	1,00	1,00
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25 мм	20,0	4,80	4,90	64,0	64,0	3,20	3,22
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 мм	55,0	0,30	0,30	11,0	10,6		
Объединённый обогащённый про- дукт (класс крупности -25 мм и концентрат сортировки класса крупности -200+25 мм)	45,0	3,00	зд	89,0	89,4	2,00	2,00
Рядовые балансовые руды							
Исходная руда	100,0	1,80	1,90	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 мм	25,0	1,80	1,90	25,0	25,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 мм	75,0	1,80	1,90	75,0	75,0	1,00	1,00
Pb-Zn концентрат сортировки класса крупности -200+25 мм	30,0	4,00	4,25	66,7	67,1	2,22	2,24
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 мм	45,0	0,33	0,33	8,3	7,9		
Объединённый обогащённый про- дукт (класс крупности -25 мм и концентрат сортировки класса крупности -200+25 мм)	55,0	3,00	3,20	91,7	92,1	1,67	1,68

Таблица 8.11

**Показатели рентгенорадиометрической сепарации свинцовых руд
с получением товарных концентратов**

Месторождение	Показатели сепарации, %			
	содержание Pb в исходной руде	выход концентрата	содержание Pb в концентрате	извлечение Pb
Горевское (-100+50 мм)	5,98	9,9	28,4	47,0
Цав (-50+30 мм)	8,31	17,3	28,62	59,6

Руды цветных, благородных и редких металлов

Отсадкой в предварительном цикле обогащают золотосодержащие, оловянные, висмутовые, ртутно-сурьмяно-флюоритовые руды (см. табл. 8.12) с весьма высокой эффективностью.

Таблица 8.12

**Результаты обогащения ртутно-сурьмяно-флюоритовых руд
месторождений Средней Азии /75/**

Продукт обогащения	Выход, %, от		Содержание, %		
	класса	питания руды	Sb	Hg	CaF ₂
	Месторождение А (-50+3 мм)				
Хвосты отсадки	29,38	27	0,18	0,015	3,5
Обогащённая руда		73	1,66	0,135	24,3
в том числе:					
концентрат отсадки	5,65	5,1	9,7	0,65	57,3
отсев		8,1	4,86	0,08	19,61
руда		100	1,27	0,104	18,88
	Месторождение Б (-60+5 мм)				
Хвосты отсадки		25,2			4,01
Обогащённая руда	38,8	74,8			26,15
в том числе:					
концентрат отсадки		12,2	-	-	49,3
отсев	16,01	23,3			38,15
руда		100			20,56

Отсадка ведётся с предварительной дешламацией на грохоте и с замкнутым водооборотом. Возможная плотность разделения 4000 кг/м³ и более, что является большим преимуществом по отношению к тяжелосредней сепарации.

Основным методом обогащения, используемым для предварительного обогащения в стадиях рудоподготовки руд цветных металлов, является рентгенофлуоресцентный.

В 90-е годы прошлого века доказана возможность предварительного обогащения медных и медно-цинковых руд ряда месторождений Советского Союза

с использованием рентгенофлуоресцентного метода сепарации /79/. Крупнотоннажные испытания рентгенорадиометрической сепарации были проведены в Кольском филиале института «Механобр», в частности на рудах Гайского месторождения, в 1991 году. При этом технологическая задача заключалась в выделении крупнокусковых отвальных хвостов.

Перед испытаниями руду дробили по крупности -50+0 мм, грохочением выделяли сортируемый класс -50+25 мм.

Материал класса -50+25 мм поступал на рентгенорадиометрическую сепарацию, которую осуществляли на установке, собранной на базе макета 4-канального рентгенорадиометрического сепаратора РРС-50, разработанного НПО «Сибцветметавтоматика», прообраза ныне производимых сепараторов типа СРФ ОАО «РАДОС». Результаты сепарации представлены в табл. 8.13.

Таблица 8.13

Результаты крупнотоннажных испытаний рентгенорадиометрической сепарации руд Гайского месторождения подземной добычи

Продукт	Выход, %		Массовая доля, %			Извлечение, %		
	к операции	к руде	Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
Медная руда								
Концентрат сепарации	84,1	50,46	1,92	0,64	31,25	63,7	56,6	59,4
Хвосты сепарации	15,9	9,54	0,19	0,11	10,44	1,2	1,8	3,7
Питание сепарации	100,0	60,00	1,64	0,56	27,94	64,9	58,4	63,1
Несортируемый класс		40,00	1,34	0,58	24,50	35,1	11,6	36,9
Черновой концентрат		90,46	1,66	0,61	28,27	98,8	98,2	96,3
Исходная руда		100,00	1,52	0,57	26,56	100,0	100,0	100,0
Медно-цинковая руда								
Концентрат сепарации	65,5	39,3	3,61	1,98	24,65	64,5	59,8	51,8
Хвосты сепарации	34,5	20,7	0,19	0,08	5,30	1,8	1,3	5,9
Питание сепарации	100,0	60,0	2,43	1,32	17,97	66,3	61,1	57,7
Несортируемый класс		40,0	1,86	1,27	19,80	33,7	38,9	42,3
Черновой концентрат		79,3	2,73	1,62	22,20	98,2	98,2	94,1
Исходная руда		100,0	2,20	1,30	18,70	100,0	100,0	100,0
Забалансовая руда								
Концентрат сепарации	25,0	17,50	0,98	0,53	9,47	42,11	44,13	24,44
Хвосты сепарации	75,0	52,50	0,18	0,08	5,27	23,53	0,05	40,80
Питание сепарации	100,0	70,00	0,38	0,19	6,32	65,64	64,18	65,24
Несортируемый класс		30,00	0,46	0,25	7,86	34,36	35,82	34,76
Черновой концентрат		47,50	0,65	0,25	8,45	76,47	79,95	59,60
Исходная руда		100,00	0,40	0,21	6,78	100,00	100,00	100,00

Полученные результаты указывают на принципиальную возможность применения предварительной концентрации руд Гайского месторождения рентгенорадиометрическим методом. Для оценки её влияния на показатели традиционного обогащения выполнены технологические флотационные испытания

исходных руд и черновых концентратов, представляющих смесь соответствующего концентрата сепарации и несортируемого класса, в условиях непрерывного процесса по технологическим схемам, применяемым на Гайской обогатительной фабрике.

Результаты флотационных опытов (табл. 8.14) показывают, что технологические показатели, получаемые при обогащении медной руды с использованием предварительной концентрации, несколько выше показателей флотационного обогащения исходной руды. При флотации чернового концентрата возрастает извлечение меди в медный концентрат от операции на 1,9 %, серы в пиритный концентрат на 6 %. При этом сквозное извлечение меди увеличивается на 0,5 %, серы – на 2,8 %. При использовании комбинированной технологии выход отвальных крупнокусковых хвостов составил 9,5 % при потерях в них 1,4 % Cu, 1,6 % Zn, 4,1 % S.

Применение рентгенорадиометрической сепарации медно-цинковых руд также позволяет повысить извлечение полезных компонентов в цикле флотации меди в медный концентрат на 2,3 %, цинка в цинковый – на 5,3 % и серы в пиритный – на 7,2 %. При этом увеличивается сквозное извлечение меди на 0,6 %, цинка – на 4,2 %, серы – на 1,8 % при некотором улучшении качества концентратов (табл. 8.15). Выход крупнокусковых отвальных хвостов составил 20,7 %, а выход хвостов флотации снизился на 15,4 %.

Таблица 8.14

**Показатели обогащения медной руды
по традиционной и комбинированной схемам**

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
Традиционная технология							
Медный концентрат	7,25	15,04	6,22	39,46	82,6	67,3	11,6
Пиритный концентрат	43,75	0,37	0,37	42,14	12,3	24,2	75,0
Хвосты коллективной флотации	49,00	0,14	0,12	6,70	5,1	8,5	13,4
Исходная руда	100,00	1,32	0,67	24,58	100,0	100,0	100,0
Комбинированная технология							
Медный концентрат	7,20	15,23	6,25	37,8	83,1	67,2	11,1
Пиритный концентрат	45,44	0,31	0,37	42,1	10,7	25,4	77,8
Хвосты коллективной флотации	37,82	0,16	0,10	4,57	4,8	5,8	7,0
Черновой концентрат	90,46	1,44	0,73	26,07	98,6	98,4	95,9
Хвосты сепарации	9,54	0,19	0,11	10,44	1,4	1,6	4,1
Исходная руда	100,0	1,32	0,67	24,58	100,0	100,0	100,0

Таблица 8.15

**Показатели обогащения медно-цинковой руды
по традиционной и комбинированной схемам**

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
Традиционная технология							
Медный концентрат	9,9	16,21	3,24	33,66	87,3	32,8	23,0
Цинковый концентрат	0,9	3,93	52,10	24,44	2,0	52,2	1,6
Пиритный концентрат	26,9	0,38	0,30	37,15	5,8	8,5	71,2
Хвосты коллективной флотации	62,6	0,14	0,10	0,93	4,9	6,5	4,2
Исходная руда	100,0	1,78	0,95	14,03	100,0	100,0	100,0
Комбинированная технология							
Медный концентрат	9,4	16,7	2,72	39,88	87,9	29,8	14,7
Цинковый концентрат	1,0	3,83	53,10	27,47	2,1	56,4	1,7
Пиритный концентрат	21,7	0,33	0,25	39,77	4,0	6,4	73,0
Хвосты коллективной флотации	47,2	0,14	0,10	1,20	3,7	5,5	3,6
Черновой концентрат	79,3	2,20	1,06	18,64	97,7	98,1	93,0
Хвосты сепарации	20,7	0,19	0,08	5,30	2,3	1,9	7,0
Отвальные хвосты	67,9	0,16	0,09	4,76	6,0	7,1	20,4
Исходная руда	100,0	1,78	0,86	15,88	100,0	100,0	100,0

Результаты флотационных исследований исходной забалансовой медной руды и чернового концентрата (табл. 8.16) указывают на то, что комбинированная технология позволяет выделить на стадии рентгенорадиометрической сепарации 52,5 % крупнокусковых отвалных хвостов при потерях меди 12,9 %, сократить в 2 раза объём руды, поступающей на переработку флотационным способом, повысить качество медного концентрата с 16,5 до 18,8 %.

Таблица 8.16

**Показатели обогащения забалансовой руды
по традиционной и комбинированной схемам**

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
Традиционная технология							
Медный концентрат	3,6	16,53	8,96	32,74	80,4	73,6	14,7
Отвальные хвосты	96,4	0,15	0,12	7,06	19,6	26,4	85,3
Исходная руда	100,0	0,74	0,44	7,98	100,0	100,0	100,0
Комбинированная технология							
Медный концентрат	3,5	18,85	8,00	33,06	77,4	70,1	14,3
Хвосты флотации	44,0	0,19	0,13	10,30	9,7	14,2	55,8
Черновой концентрат	47,5	1,57	0,71	11,50	87,1	84,3	70,1
Хвосты сепарации	52,5	0,21	0,12	4,61	12,9	15,7	29,9
Отвальные хвосты	96,5	0,20	0,12	7,20	22,6	29,9	85,7
Исходная руда	100,0	0,86	0,40	8,11	100,0	100,0	100,0

Несмотря на рост извлечения меди в цикле флотации на 8,4 %, сквозное извлечение меди снижается на 3 %, что обусловлено большим выходом крупнокусковых хвостов (52,5 %). Комбинированная технология позволяет вовлечь в переработку бедные забалансовые руды.

Данные исследования создали базу для последующего внедрения промышленных образцов рентгенофлуоресцентных сепараторов на ряде горно-обогатительных предприятий нынешнего УГМК.

Первые промышленные образцы рентгенофлуоресцентных сепараторов начало выпускать предприятие «РАДОС» в 1995 г. /58/.

С этого времени сепараторы СРФ были испытаны на рудах более чем на 150 месторождениях. Некоторые результаты испытаний рентгенометрической обогатимости руд приведены в табл. 8.17-8.19

Таблица 8.17

Результаты испытаний рентгенофлуоресцентной сепарации свинцово-цинковых руд, проведённых с использованием сепараторов СРФ /58/

Месторождение, руда	Класс крупности, мм	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
				Pb	Zn	Pb	Zn
Уч-Кулач, Алмалыкский ГОК, свинцово-цинковая	-50+25	Обогащённый	55,8	1,65	0,90	96,5	86,8
		Хвосты	44,2	0,08	0,17	3,5	13,2
		Исходный	100,0	0,57	0,58	100,0	100,0
Дальполиметалл, свинцово-цинковая	-200+50	Обогащённый	20,0	8,60	10,00	95,6	87,0
		Хвосты	80,0	0,10	0,40	4,4	13,0
		Исходный	100,0	1,80	2,30	100,0	100,0
Горевское (Красноярский край), свинцовая бедная	-50+25	Обогащённый	63,4	4,36	-	91,5	-
		Хвосты	36,6	0,71	-	8,5	-
		Исходный	100,0	3,02	-	100,0	-

В настоящее время этот процесс применяется для предварительного обогащения с удалением кусковых отвальных хвостов на нескольких предприятиях УГМК (Гайский ГОК, Учалинский ГОК, Святогор).

Принципиальная схема использования рентгенофлуоресцентной сепарации включает операции дробления до 300 мм, грохочения на 2-3 машинных класса с выделением несортируемой мелочи (-30(20) мм), рентгенофлуоресцентной сепарации в машинных классах. Хвосты сепарации являются отвальными, а концентраты сепарации объединяются с несортируемым классом и отправляются на глубокую переработку.

Предварительное обогащение золотосодержащих руд применяют при переработке как россыпных, так и коренных месторождений.

Таблица 8.18

Результаты испытаний рентгенофлуоресцентной сепарации руд редких металлов, проведённых с использованием сепараторов СРФ /58/

Месторождение, руда	Класс крупности, мм	Продукт	Выход, %	Содержание основного компонента, %	Извлечение основного компонента, %
Хрустальненский ГОК (Приморский край), оловосодержащая бедная	-50+25	Обогащённый	22,8	0,37	71,5
		Хвосты	77,2	0,04	28,5
		Исходный	100,0	0,12	100,0
Валькумей (Чукотка), оловосодержащая бедная	-50+25	Обогащённый	10,0	1,35	84,3
		Хвосты	90,0	0,03	15,7
		Исходный	100,0	0,16	100,0
Светлое, Иультинский ГОК (Чукотка), вольфрамсодержащая бедная	-150+25	Обогащённый	16,8	0,58	72,0
		Хвосты	83,1	0,04	28,0
		Исходный	100,0	0,14	100,0
Жирекен (Забайкалье), молибденсодержащая балансовая	-50+25	Обогащённый	59,4	0,125	91,0
		Хвосты	40,6	0,018	9,0
		Исходный	100,0	0,082	100,0
Сорский молибденовый комбинат (Хакасия), молибденовая некондиционная	-100+30	Обогащённый	8,0	0,073	48,6
		Хвосты	92,0	0,007	51,4
		Исходный	100,0	0,012	100,0
		Обогащённый	30,0	0,023	77,0
		Хвосты	70,0	0,003	23,0
		Исходный	100,0	0,009	100,0
		Обогащённый	13,0	0,029	63,0
		Хвосты	87,0	0,003	37,0
		Исходный	100,0	0,006	100,0

Золотосодержащие россыпи содержат в своём составе валуны, гальку, песок, цементированные цементом (до 70 %), состоящим из глин, карбонатов и оксидов железа. Для добычи применяют дражный, экскаваторный или гидравлический методы добычи. При разработке глубоких погребённых россыпей используют подземный шахтный способ.

Рудоподготовка состоит из дезинтеграции и промывки с использованием скрубберов, бутар, скруббер-бутар, барабанных грохотов и т. п. Хвостами, выделяемыми в рудоподготовке, являются самые крупные классы (валуны) и самые мелкие классы (шламы, глины). Далее галля и эфеля подвергаются гравитационному обогащению.

При обогащении коренных золотосодержащих руд в рудоподготовке применяют гравитационные (отсадку) и информационные (рентгенофлуоресцентный и фотометрический) методы.

Таблица 8.19

Результаты испытаний рентгенофлуоресцентной сепарации золотосодержащих руд, проведённых с использованием сепараторов СРФ /58/

Месторождение	Класс крупности, мм	Продукт	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %	
Наталкинское (Чукотка)	-100+25	Обогащённый	57,6	3,79	93,4	
		Хвосты	42,4	0,36	6,6	
		Исходный	100,0	2,34	100,0	
Токурское («Амурзолото»)	-60+25	Обогащённый	20,5	4,80	84,9	
		Хвосты	79,5	0,22	15,1	
		Исходный	100,0	1,16	100,0	
Кокпатасское (Узбекистан)	-60+20	Обогащённый	63,1	4,93	97,5	
		Хвосты	36,9	0,21	2,5	
		Исходный	100,0	3,19	100,0	
Кочкарское (Урал)	-60+20	Обогащённый	24,8	2,32	57,4	
		Хвосты	75,2	0,71	42,6	
		Исходный	100,0	1,26	100,0	
Даугызтауское (Узбекистан)	-60+20	Обогащённый	59,0	4,42	79,7	
		Промпродукт	30,8	1,90	17,8	
		Хвосты	10,2	0,80	2,5	
		Исходный	100,0	3,26	100,0	
Участок «Верный» (Иркутская область)	-40+20	Обогащённый	11,3	35,56	70,0	
		Промпродукт	25,3	2,90	12,2	
		Бедная руда	63,4	1,55	17,2	
		Исходный	100,0	5,74	100,0	
	-100+40	Обогащённый	4,0	46,57	54,7	
		Бедная руда	96,0	1,59	45,3	
Исходный	100,0	3,41	100,0			
	Нежданинское (Иркутская область)	-40+20	Обогащённый	27,9	32,42	65,2
			Промпродукт	39,4	8,94	27,6
			Бедная руда	32,7	2,80	7,2
Исходный			100,0	12,80	100,0	
Майское (Сибирь)	-60+25	Обогащённый	27,9	20,00	60,7	
		Промпродукт	53,5	6,87	35,7	
		Бедная руда	18,6	1,30	3,6	
		Исходный	100,0	9,49	100,0	

В области переработки золотосодержащих руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации накоплен наибольший практический опыт. Изучено более 50 золоторудных месторождений и рудопроявлений, отработаны оригинальные методология и технология. Эти работы начаты в 70-е годы прошлого века в институте «Иргиредмет» и в институте «ЦНИИолово». В первом из них разрабатывается рентгенофлуоресцентный метод, а во втором – фотометрический. В 70-80-е годы были созданы опытные образцы рентгенофлюо-

ресцентного и фотометрического сепараторов. С начала 1990-х годов работы по совершенствованию рентгенофлуоресцентного метода были продолжены в НПО «Алмаззолотоавтоматика» и ООО «РАДОС» /58/.

Малые содержания золота в кусках руды не позволяют вести сортировку прямым методом. Особенности рентгенофлуоресцентной и фотометрической сепарации состоят в том, что используются природные свойства и особенности, которые обусловлены генезисом золоторудных месторождений и проявляются наличием у золота неотъемлемых генетических спутников (минералов и элементов), ассоциирующих и коррелирующих с золотом не только в пределах рудного поля (оруденения), но и на уровне каждого куска. Естественно, это корреляция нелинейна, носит пороговый характер, но в целом позволяет уверенно выделять рудную (куски, обогащённые золотом) и нерудную (породу, отвальный продукт, бедные куски) части.

Многочисленные исследования, проведённые на различных типах золото-содержащих руд (кварцевые, сульфидные, смешанные, убогосульфидные, сланцевые и пр.), позволили установить целый ряд элементов, так или иначе связанных с золотом (или ассоциированных с ним). В основном кварц и сульфидные материалы (пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, арсенопирит, антимонит) чаще и надёжней всего определяют наличие золота в куске. При этом сами эти минералы в РРС распознаются через элементы Fe, Cu, Zn, Pb, As и Sb. Дополнительно выявлены антикоррелирующие с золотом элементы Ca, Sr и иногда Zr, Rb (элементы вмещающих пород), которые, наоборот, при наличии их в кусках сигнализируют об отсутствии (или малом количестве) там золота.

Отдельные примеры эффективности РРС для золоторудных месторождений приведены в табл. 8.20. Для сортировки используется в основном крупнокусковой материал +20 мм, так как на классе -20 мм резко падает производительность.

В Навоийском ГМК на месторождении «Кокпатас» действует рудосортировочный комплекс предварительного обогащения золотосодержащих сульфидных руд /82/. Технологическая схема предварительного обогащения приведена на рис. 8.22, а в табл. 8.21 показаны производственные показатели комплекса.

Главными золотоносными минеральными ассоциациями руд являются: пирит-арсенопиритная с коллоидно-дисперсным золотом, сингенетичным с сульфидами; кварц-доломит-золото-арсенопиритная с субдисперсным и микроскопическим видимым золотом.

В схеме рудоподготовки используется рентгенорадиометрическая крупнопорционная сортировка (РКС «РАДОС») и покусковая сепарация (сепараторы корпорации «Интегра»).

Таблица 8.20

**Производственные показатели рудосепарационного комплекса (РКС+РСК)
обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас»**

Наименование показателей	Ед. изм.	Величина
Исходная масса руды, поступающей на РКС:		7440
- балансовой руды	тыс. т/год	4675
- забалансовой руды		1630
- минерализованной массы		1135
Среднее содержание золота в руде		2,13
в том числе:	г/т	
- балансовой		2,77
- забалансовой		1,19
- минерализованной массе		0,86
Исходная масса руды, поступающей на РСК	тыс. т/год	5878
Содержание золота в руде, поступающей на РСК	г/т	2,60
Масса продукта, обогащённого на РСК	тыс. т/год	2900
Выход обогащённого продукта (от поставок на РСК)	%	49,3
Содержание золота:		
- в продукте обогащения	г/т	4,59
- в отвальных хвостах		0,66
Извлечение золота в концентрат	%	84,0
Коэффициент обогащения	ед.	1,77
Расход материалов		
на тонну руды, поступающей на РСК:		
- электроэнергия	кВт·ч	6,8
- вода техническая		0,08
вода питьевого качества	тыс. м ³ /год	50
Численность персонала (РКС+РСК):		288
- ИТР	чел.	18
- основные рабочие		234
- вспомогательные рабочие		36
Режим работы круглосуточный:		
- рабочих дней в году	дни	357
- часов в сутки	часы	24
- смен в сутки	смены	3



Рис. 8.22. Принципиальная технологическая схема рентгенорадиометрического обогащения золотосодержащей руды месторождения «Кокпатас»

Для золотосодержащей руды месторождения «Сухой Лог» предложено использовать для предварительного обогащения полихромную фотометрическую сепарацию /67, 71/.

Испытания проводились на различных по содержанию золота рудах на сепараторах Optosort. В табл. 8.21 приведены результаты фотометрической сепарации рядовой руды в узких машинных классах. Для различных сортов руды в табл. 8.22 даны технико-экономические показатели их переработки с предварительным обогащением фотометрическим методом.

Для предварительного обогащения руды месторождения «Сухой Лог» предложена схема предварительного обогащения (рис. 8.23).

На одном из комбинатов, перерабатывающих оловянные руды, было осуществлено разделение исходной горной массы по содержанию олова на три сорта (табл. 8.23 /69/). Сортировка проведена по результатам рентгенорадиометрического опробования с поверхности 94 самосвалов. В результате получено три продукта, существенно отличающихся по содержанию олова.

Таблица 8.21

Результаты полихромной фотометрической сепарации

Крупность питания, мм	Продукт	Выход, %		Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	
		от класса крупности	от исходной руды		от класса крупности	от исходной руды
-100+75	Концентрат	71,23	6,66	4,27	95,93	8,59
	Промпродукт	9,53	0,89	0,81	2,43	0,22
	Хвосты	19,24	1,80	0,27	1,63	0,15
	Исходный продукт	100,00	9,35	3,17	100,00	8,96
-75+50	Концентрат	60,23	10,71	5,64	95,79	18,25
	Промпродукт	9,86	1,75	0,82	2,27	0,43
	Хвосты	29,91	5,32	0,23	1,94	0,37
	Исходный продукт	100,00	17,78	3,54	100,00	19,05
-50+25	Концентрат	46,60	12,78	6,90	94,64	26,68
	Промпродукт	9,06	2,49	0,77	2,05	0,58
	Хвосты	44,34	12,17	0,25	3,31	0,93
	Исходный продукт	100,00	27,44	3,40	100,00	28,19
-25+10	Концентрат	38,39	10,63	7,72	89,56	24,81
	Хвосты	61,61	17,05	0,56	10,44	2,89
	Исходный продукт	100,00	27,68	3,31	100,00	27,70
-10+5	Концентрат	36,09	2,89	5,86	92,45	5,11
	Хвосты	63,91	5,12	0,27	7,55	0,42
	Исходный продукт	100,00	8,01	2,29	100,00	5,53
-5+0	Отсев	-	9,74	3,59	-	10,57
-100+5	Концентрат	-	43,67	6,32	-	83,44
	Промпродукт	-	5,13	0,79	-	1,23
	Хвосты	-	41,46	0,38	-	4,76
	Отвальные хвосты (хвосты+промпродукт)	-	46,59	0,42	-	5,99
	Исходная руда	-	100,00	3,31	-	100,00

Таблица 8.22

**Технико-экономические показатели переработки золотосодержащих руд месторождения «Сухой Лог»
при различных режимах и глубине предварительного фотометрического обогащения**

Показатели	Рядовая руда				Бедная руда				Убогая руда				Рядовая+бедная руды				Рядовая+бедная +убогая руды													
	без ПФМС		вар. 1		вар. 2		вар. 3		без ПФМС		вар. 1		вар. 2		без ПФМС		вар. 1		вар. 2		без ПФМС		вар. 1		вар. 2					
	а	б	в	г	а	б	в	г	а	б	в	г	а	б	в	г	а	б	в	г	а	б	в	г	а	б	в	г		
Среднее содержание Au в руде, г/т	3,31				0,95				0,47				2,02				1,41													
Годовая добыча руды, млн. т	14				17				20				31				51													
Выход хвостов ПФМС, %	16,6	23,7	30,3	39,7	36,4	-	39,7	47,5	65,4	-	43,3	70,8	-	39,7	53,8	-	41,1	60,4	-	39,7	53,8	-	41,1	60,4	-	39,7	53,8	-	41,1	60,4
Содержание Au в хвостах ПФМС, г/т	0,16	0,26	0,26	0,40	0,28	-	0,16	0,16	0,26	-	0,13	0,23	-	0,28	0,45	-	0,27	0,37	-	0,28	0,45	-	0,27	0,37	-	0,28	0,45	-	0,27	0,37
Выход продукта, поступающего на глубокое обогащение, %	83,4	76,3	69,7	60,3	63,3	-	60,3	52,5	34,6	-	56,8	29,2	-	60,3	46,2	-	58,9	39,6	-	60,3	46,2	-	58,9	39,6	-	60,3	46,2	-	58,9	39,6
Содержание Au в концентрате ПФМС, г/т	3,94	4,26	4,63	5,23	5,04	-	1,46	1,65	2,24	-	0,73	1,05	-	3,00	3,59	-	2,11	2,59	-	3,00	3,59	-	2,11	2,59	-	3,00	3,59	-	2,11	2,59
Извлечение Au в концентрат, %	99,2	98,1	97,6	95,2	96,9	-	93,26	91,80	82,05	-	88,34	65,17	-	94,41	88,01	-	92,3	79,07	-	94,41	88,01	-	92,3	79,07	-	94,41	88,01	-	92,3	79,07
Сквозное извлечение Au в товарный продукт, %	93,1	92,7	92,0	89,9	91,3	84,0	83,5	83,4	75,9	75,4	75,4	70,9	55,4	88,1	93,0	83,1	92,3	92,7	-	93,0	93,4	83,1	92,3	92,7	-	93,0	93,4	83,1	92,3	92,7
Приведённые затраты на условную единицу товарной продукции, руб.	229,3	217,5	212,5	207,8	202,6	866,7	816,3	720,2	699,8	1994,0	1768,0	1877,0	-	397,8	331,0	603,2	484,1	459,2	-	397,8	313,8	603,2	484,1	459,2	-	397,8	313,8	603,2	484,1	459,2
Срок окупаемости, лет	1,29	1,25	1,24	1,23	1,18	Нерен.	23,4	11,5	10,6	Нерен.	Нерен.	Нерен.	Нерен.	Нерен.	2,88	2,33	4,40	4,20	-	2,88	2,20	6,22	4,40	4,20	-	2,88	2,20	6,22	4,40	4,20
Уровень рентабельности, %	72,6	75,4	76,3	82,7	80,3	78,1	0,5	4,5	5,6	Нерен.	Нерен.	Нерен.	Нерен.	29,8	38,6	11,1	18,6	20,1	-	29,8	41,3	11,1	18,6	20,1	-	29,8	41,3	11,1	18,6	20,1

Примечания: 1. Варианты 1, 2, 3 – сепарация при граничном содержании золота соответственно 0,5; 1 и 1 г/т с дроблением хвостов и повторной сепарацией.

- а, б, в, г – крупность сепарируемой руды -200+25; -200+10 и -200+5 мм соответственно.
- Нерен. – нерентабельно

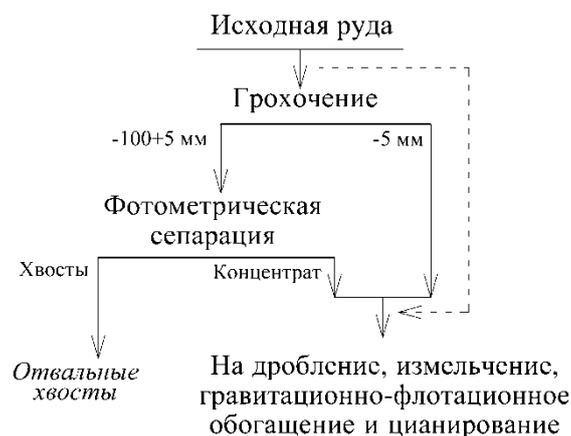


Рис. 8.23. Технологическая схема обогащения золотосодержащих руд с предварительной фотометрической сепарацией

Таблица 8.23

Результаты рентгенорадиометрической сортировки и опробования оловянных руд в самосвалах (по В. Б. Юшко) /69/

Показатели	Сорт руды (содержание олова, %)		
	забалансовая (<0,2)	бедная (0,2-0,3)	кондиционная (>0,3)
Число самосвалов	53	32	4
Среднее содержание олова, %	0,11	0,25	0,37
Среднеквадратичная погрешность, %:			
абсолютная	0,057	0,033	0,054
относительная	52	13	14,5
Общее число порций	837	415	44
Число (доля, %) порций с содержанием олова, %:			
меньше 0,2	740 (88,4)	73 (17,6)	1 (2,3)
больше 0,2	97 (11,6)	342 (82,4)	43 (97,7)

Крупнопорционная сортировка в вагонетках ещё эффективней, чем сортировка в самосвалах, поскольку порции существенно меньше по массе, их неоднородность выше, и могут быть выделены как более бедные, так и более богатые продукты (табл. 8.24).

Крупнопорционную сортировку руд в транспортных ёмкостях широко применяют на месторождениях различных руд – радиоактивных, цветных, чёрных металлов, неметаллических.

Технологическая эффективность крупнопорционной сортировки определяется соотношением неоднородности содержания компонента в порциях и их объёмом, а также способом получения информации (поверхностное или глубинное зондирование). Эффективность процесса возрастает с уменьшением содержания ценных компонентов в рудах.

Таблица 8.24

Распределение горнорудной массы по интервалам содержания олова на основании рентгенорадиометрической сортировки руд в вагонетках /69/

Интервал содержания олова, %	Среднее содержание олова, %	Выход фракций, %	Извлечение олова во фракции, %
<0,1	0,04	33,5	7,6
0,1-0,15	0,12	18,3	12,9
0,15-0,30	0,21	37,4	39,3
0,3-0,4	0,34	8,8	17,0
0,4-0,6	0,51	6,8	19,7
>0,6	0,89	0,9	4,5

Степень концентрации ценного компонента при выделении отвалных хвостов невелика, выход же хвостов может быть весьма значительным.

Таблица 8.25

Показатели информационной сепарации при получении товарных концентратов основного компонента из руд цветных и редких металлов

Типы руд	Месторождение	Метод сепарации	Исходное содержание компонента, %	Показатели сепарации, %		
				выход концентрата	содержание компонента в концентрате	извлечение компонента в концентрат
Оловянно-вольфрамовые	Трудовое	РРМ	0,52	1,1	15,25	32,5
	Хопун-Ваара	РРМ	0,59	8,0	5,05	68,5
	Мушистон	РРМ	0,81	7,2	5,85	49,7
Оловянные	Лысогорское	РРМ	0,41	1,9	5,7	26,4
	Одинокое	РРМ	0,13	1,2	5,3	48,9
Стронциевые	Арикское (-50+30 мм)	РЛМ	9,85	6,3	50,7	32,4
Сурьмяные	Анзобское	РРМ	2,5	2,80	32,0	34,9
	Джижикрут	РРМ	3,72	3,71	30,0	29,9
	Скальное	РРМ	7,5	13,3	30,0	53,2

Из руд цветных и редких металлов можно получать товарные концентраты основного компонента, используя методы информационной сепарации (табл. 8.25 /74/, где РРМ – рентгенорадиометрический метод; РЛМ – рентгенолюминесцентный метод).

8.2.4. Алмазосодержащие руды

Технологические схемы обогащения алмазов обычно включают дезинтеграцию или дробление (измельчение), первичное обогащение, доводку первич-

ных концентратов, очистку и разделение алмазов по крупности, цвету, чистоте и т. д.

Первичное обогащение может осуществляться стадийно либо в замкнутом цикле «самоизмельчение – грохочение – сепарация» с возвратом хвостов в голову самоизмельчения с использованием промывки, ручной выборки алмазов, тяжелосредной сепарации, отсадки, рентгенолюминесцентной или фотометрической сепарации.

Конечными продуктами предварительного обогащения в этом случае являются концентраты, направляемые на обогащение на жировых столах и на доводку с применением винтовой сепарации, рентгенолюминесцентной сепарации, пенной сепарации, электрической сепарации, магнитной сепарации, а также хвосты (как правило, сливы операций обесшламливания, промывки, классификации).

На рис. 8.24 приведена технологическая схема обогащения алмазосодержащих руд трубки «Мир».

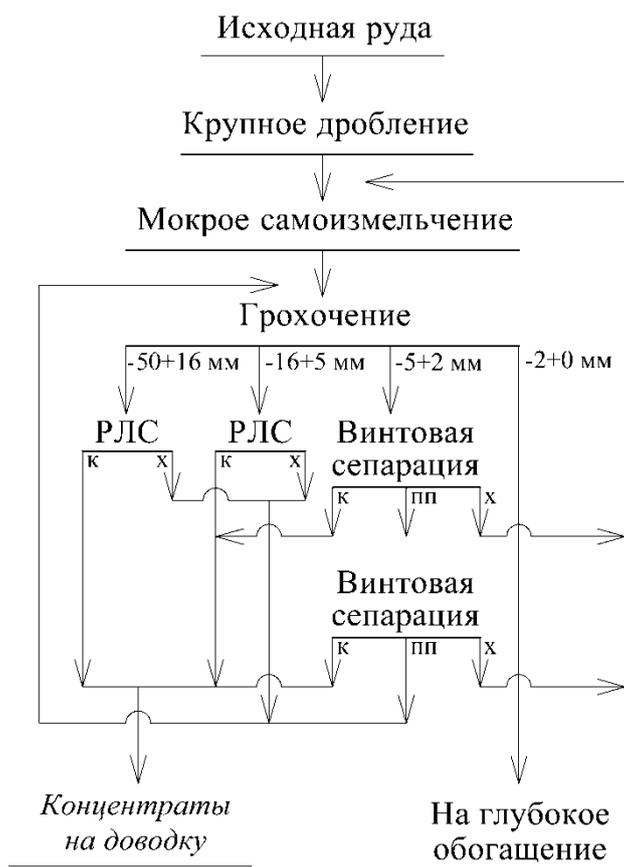


Рис. 8.24. Схема предварительного обогащения кимберлитов трубки «Мир»

Руду дробят в щековой дробилке ЩДП 15×21 до крупности 350 мм, затем измельчают в ММС 70×23 до крупности 50 мм и классифицируют на четыре класса: -50+16; -16+5; -5+2; -2+0 мм /9/.

Первые два класса обогащают на рентгенолюминесцентных сепараторах, концентраты которых доводят на таких же сепараторах; класс $-5+2$ мм обогащают на винтовых сепараторах СВ-2-2000 с возвратом хвостов на самоизмельчение; концентрат и промпродукт отдельно доводят на сепараторах СВ-2-2000. Концентраты винтовой сепарации промпродукта снова доводят на винтовых сепараторах, промпродукт которых возвращают в цикл первичного грохочения, а хвосты – в операцию самоизмельчения. Качество разделения рентгенолюминесцентной сепарацией (РЛС) во многом зависит от природы алмазов (окраски, трещин, микровключений примесей, крупности и т. д.). С большей вероятностью при этом извлекают высококачественные и крупные алмазы. В хвосты сепарации переходят в основном алмазы технического назначения. Класс $-2+0$ мм головного грохочения подаётся на глубокое обогащение.

На действующей обогатительной фабрике № 12 схема предварительного обогащения алмазосодержащих руд трубки «Удачная» включает операции дробления, самоизмельчения, грохочения, РЛС крупных классов, отсадки и обесшламливания (рис. 8.25).

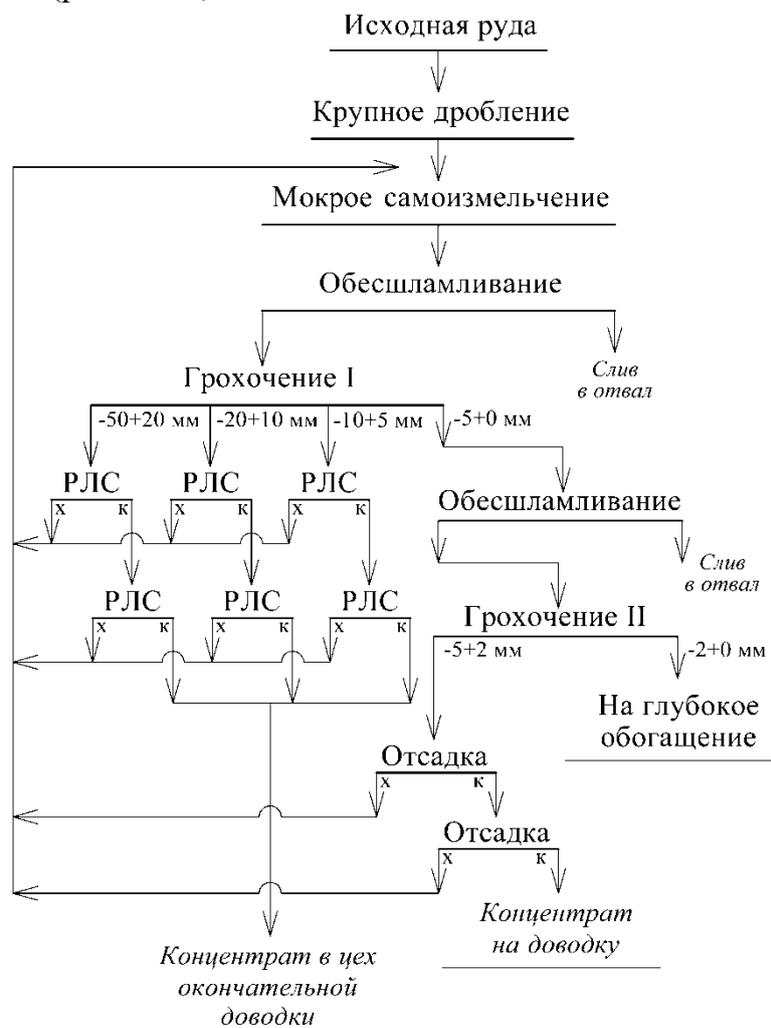


Рис. 8.25. Схема предварительного обогащения кимберлитов трубки «Удачная»

Алмазы трубки «Удачная» имеют высокие рентгенолюминесцентные характеристики и легко могут быть извлечены современными рентгеновскими сепараторами, рудный материал крупностью до 5 мм обогащают на рентгенолюминесцентных сепараторах ЛС-50-02 М, ЛС-20-04 М, концентраты которых впоследствии переочищают на аппаратах ЛС-20-04 М, при этом уровень извлечения алмазов составляет 96-98 %.

Зернистый материал крупностью -5+2 мм подвергают гравитационному обогащению на отсадочных машинах, концентраты которых направляют на предварительную доводку с использованием РЛС и липкостной сепарации.

Конечными продуктами предварительного обогащения являются концентраты РЛС и отсадки, класс -2+0 мм операции «Грохочение II», подаваемые на доводку или глубокое обогащение, а также сливы операций обесшламливания, являющиеся отвальными хвостами.

Россыпные и коренные месторождения алмазов Анголы в основном сосредоточены на северо-востоке страны.

Одна из трубок расположена в районе месторождения, сложенного песчаными осадками формаций Калахари. Коренное месторождение – одно из самых богатых по содержанию алмазов.

В разрушенных кимберлитах верхних горизонтов трубки содержание алмазов наиболее высокое.

Верхние горизонты характеризуются наличием глинистых конгломератов, нижележащие горизонты сложены более плотными разновидностями кимберлитовых руд.

Содержание тяжёлой фракции в руде верхних горизонтов не превышает 1,0-1,5 %.

Верхний предел крупности обогащения кимберлитовой руды принят равным 25 мм, нижний – 1 мм. Стадиальное дробление осуществляется в щековых, конусных и валковых дробилках (или в мельницах типа «Каскад»). Схема предварительного обогащения показана на рис. 8.26.

Для глинистых конгломератов операции крупного дробления или самоизмельчения не применяют.

Конечными хвостами предварительного обогащения являются хвосты надрешётной и подрешётной отсадок, слив классификации -0,5 мм и класс -1+0 мм гидроклассификации.

На глубокое обогащение (в доводку) поступают концентраты РЛС и обеих операций отсадки.



Рис. 8.26. Принципиальная схема предварительного обогащения алмазосодержащего сырья коренного месторождения Африки /9/

8.2.5. Изумрудно-бериллиевые и бериллиевые руды

Основным промышленным минералом бериллиевых руд является берилл $\text{Be}_3\text{Al}_2[\text{Si}_6\text{O}_{18}]$. Содержание оксида бериллия в рудах изменяется в пределах от 0,02 до 2 %. Основным методом обогащения является флотация. В стадиях рудоподготовки для получения кусковых концентратов применяют фотонейтронную сортировку в вагонетках /104, 105/ и фотонейтронную покусковую сепарацию или ручную сортировку (рис. 8.27), а для удаления шламовых хвостов в отвал – избирательное измельчение с грохочением и классификацией (используется высокая твёрдость берилла и мелких вмещающих пород – слюдитов, талька и т. д.) /9/. Остальные продукты сортировок и плюсовой класс избирательного измельчения-грохочения и классификации подаются на измельчение и глубокое обогащение.

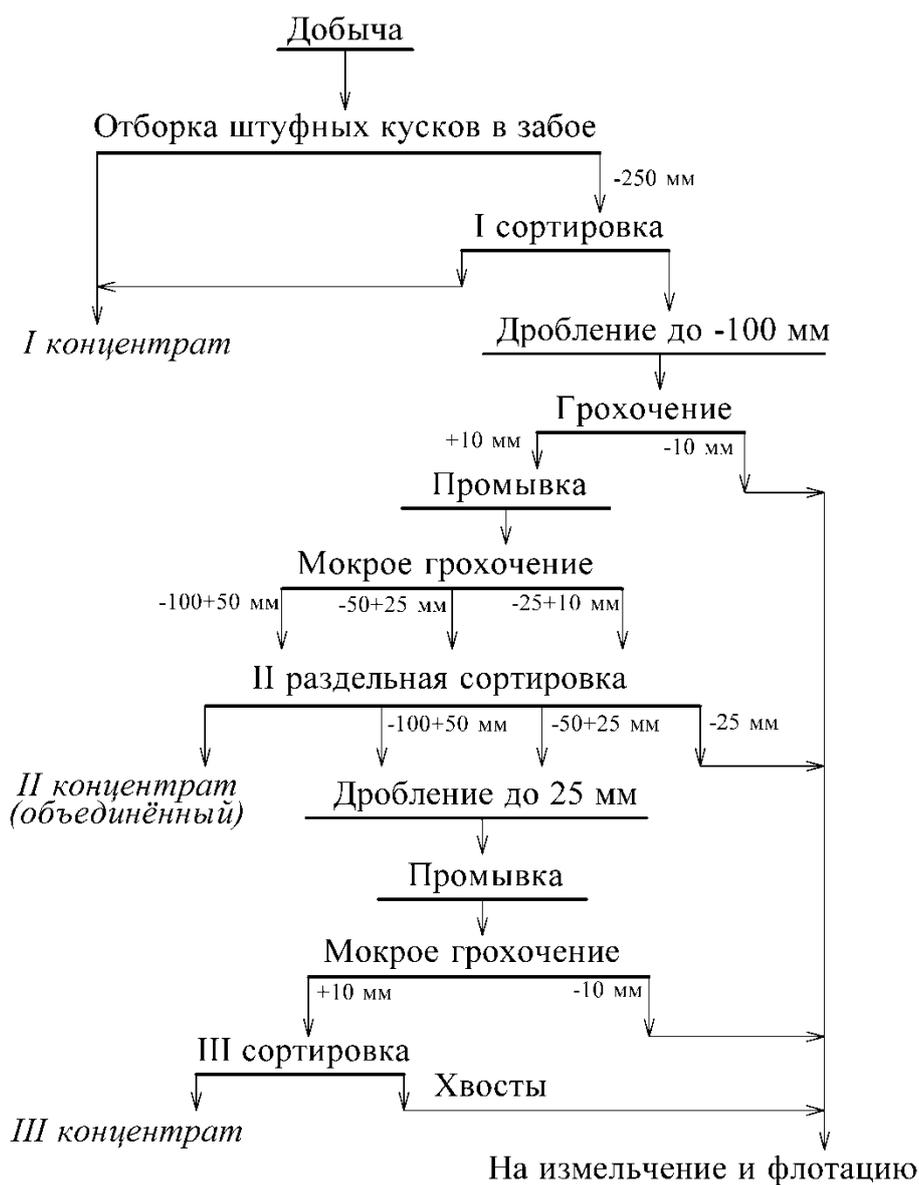


Рис. 8.27. Схема обогащения бериллиевых руд в стадиях рудоподготовки методами сортировки

Специфика обогащения изумрудно-бериллиевой руды Малышевского месторождения связана с весьма высокой стоимостью изумрудов и с необходимостью минимизации их потерь как с хвостами обогащения, так и при технологических воздействиях (например, дезинтеграция, дробление). Поэтому после операций информационной сепарации (рентгенофлуоресцентной, оптической или какой-либо другой), которые позволяют резко снизить нагрузку на ручную сортировку, тем самым повысив её эффективность, предусматривают контрольные операции ручной рудосортировки: на хвостах рентгенофлуоресцентной сепарации после выделения всех слюдистосодержащих кусков в циркуляционный продукт дробления и дезинтеграции в скруббере, а также для выделения из слюдистосодержащего продукта рентгенофлуоресцентной сепарации кусков с видимыми обнажёнными кристаллами изумрудов, александритов, хризоберил-

лов, фенацитов и т. п. (что необходимо для предотвращения их разрушения в операциях дробления и дезинтергации); на хвостах оптической сепарации после выделения в концентрат кристаллосырья (рис. 8.28).

Конечными продуктами рудоподготовки являются кристаллосырьё (изумруды, хризоберилл, фенацит, александрит) для гранильной фабрики, рудоразборный штуфовой бериллиевый концентрат, кусковые отвальные хвосты из цикла дезинтеграции.

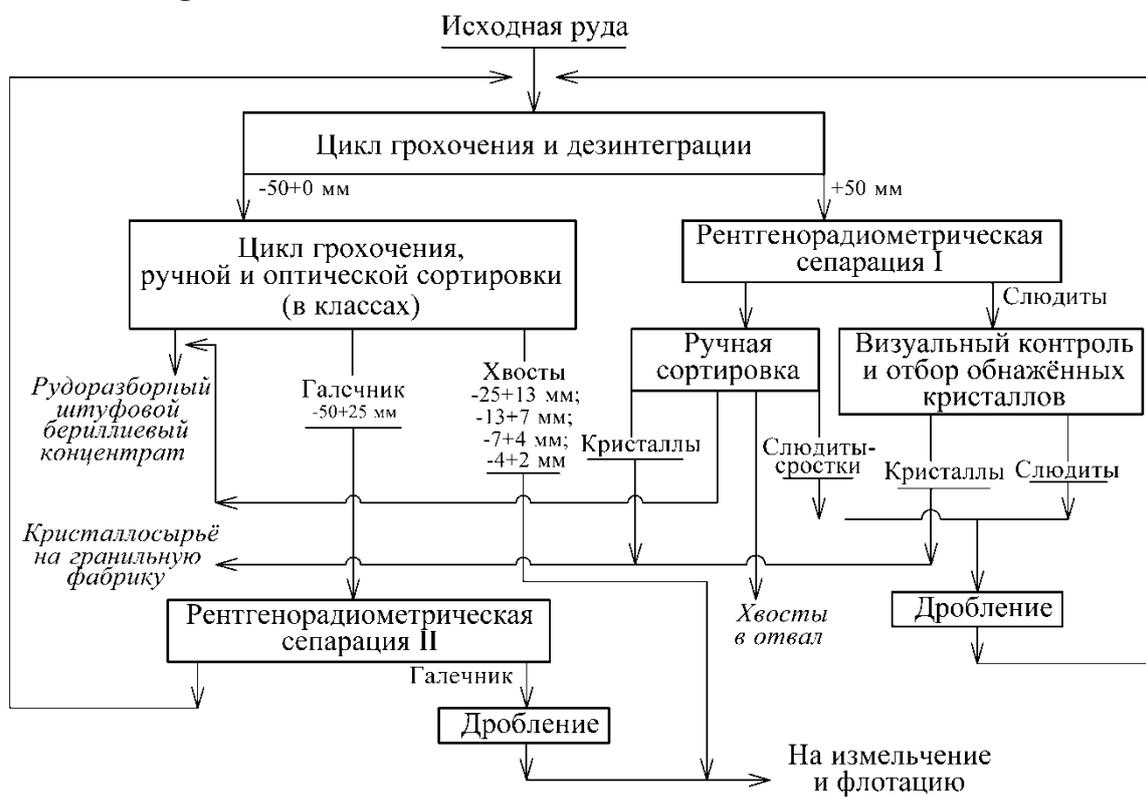


Рис. 8.28. Принципиальная схема отделения рудоподготовки и сортировки изумрудно-бериллиевой руды /54/

Галечник (хвосты сортировок классов $-25+13$; $-13+7$; $-7+4$; $-4+2$ мм и класс $-2+0$ мм грохочения), а также хвосты рентгенорадиометрической сепарации II после дробления подаются на измельчение и флотационное обогащение для получения бериллиевого флотационного концентрата.

8.2.6. Бокситы

При испытаниях по обогащению бокситов Северного Урала ставилась задача снижения содержания карбонатов (известняка, кальцита) в товарной продукции, направляемой на переработку в глинозём на алюминиевые заводы Урала.

Многokrатно проведённые ЗАО НПК «Техноген» опытно-промышленные испытания по обогащению бокситового сырья Северного Урала различного качества (байеровского, высококарбонатного, шахтной породы) методом рентге-

нордиометрической сепарации позволили выявить возможность снижения содержания CO_2 в товарной руде с 4,2-4,3 до 3,2-3,4 %, выделения из высококарбонатных бокситов (ВКБ) до 20 % байеровских сортов и из шахтной породы – до 15 % ВКБ (табл. 8.26) /80/.

Таблица 8.26

Результаты опытно-промышленных испытаний по сепарации бокситов

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, %		Кремниевый модуль, ед.
		Al_2O_3	CO_2	
Высококарбонатные бокситы Северного Урала				
Обогащённый продукт в ветвь Байера	20,0	50,2	4,18	13,3
Хвосты обогащения на спекание	80,0	34,3	17,71	9,6
Исходная руда	100,0	37,5	15,00	10,4
Бокситы Среднего Тимана				
Обогащённый продукт	44,3	49,65	-	7,4
Хвосты обогащения	55,7	48,50	-	4,9
Исходная руда	100,0	49,01	-	5,8

Из бокситов Среднего Тимана с кремниевым модулем 5,8 ед. методом рентгенорадиометрической сепарации удалось выделить в обогащённый продукт более 44 % байеровских бокситов с кремниевым модулем 7,4 ед. и в хвосты обогащения – около 56 % спекательных бокситов с кремниевым модулем 4,9 ед.

По результатам опытно-промышленных испытаний по обогащению бокситов Среднего Урала и Среднего Тимана были выполнены технологические регламенты строительства рудосортировочных комплексов на шихтовальном складе ОАО «СУБР» и промплощадке ОАО «Боксит Тимана».

8.2.7. Неметаллические полезные ископаемые

Кварц-полевошпатовое сырьё

Из этих видов сырья можно получать товарные концентраты с использованием информационной сепарации.

Особые требования к кварцевому сырью предъявляются по содержанию железа. Рентгенофлуоресцентная сепарация кварцевого сырья Черемшанского месторождения позволяет при содержании железа в исходном классе крупностью -120+30 (40) мм 0,1-0,14 % получить концентрат с содержанием железа не более 0,06 %. Результаты получены на сепараторе СРФ-4-150 /58/.

Высокая эффективность рентгенофлуоресцентной сепарации кварцевого сырья месторождения «Гора Хрустальная» достигнута при опытно-промышленных испытаниях, проведённых ЗАО НПК «Техноген» на сепараторе

СРФ-4-150 (табл. 8.27) /80/. Впоследствии рентгенофлуоресцентная сепарация кварцевого сырья реализована в промышленных условиях.

Таблица 8.27

**Результаты опытно-промышленных испытаний
по рентгенорадиометрической сепарации кварцевого сырья
месторождения «Гора Хрустальная»**

Продукты сепарации	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Fe	Ca	Fe	Ca
Концентрат	74,9	0,07	0,009	22,7	8,2
Хвосты сепарации	25,1	0,71	0,300	77,3	91,8
Исходные машинные классы	100,0	0,23	0,082	100,0	100,0

Обогащение кварцевого и полевошпатового сырья рентгенолюминесцентным, рентгенофлуоресцентным и фотоабсорбционным методами позволяет получать товарные концентраты /74/. Возможности иллюстрируются показателями, приведёнными в табл. 8.28.

Таблица 8.28

**Показатели информационной сепарации кварцевого
и полевошпатового сырья с получением товарных концентратов**

Типы руд	Месторождение	Метод сепарации	Содержание компонента или его качественная характеристика в исходном, %	Показатели сепарации, %		
				выход концентрата	содержание компонента или его качественная характеристика в концентрате	извлечение компонента в концентрат
Пегматитовые	Куру-Ваара (-50+8 мм)	РЛМ	1,77*	50,8	4,82	90,5 (МК)
	Линна-Ваара (-50+30 мм)	РЛМ, РРМ	0,97*	8,5	2,43	15,0 (K ₂ O)
	Хетоламбино (-75+50 мм)	РЛМ	1,25*	29,0	3,65	58,8 (K ₂ O)
	Б. Северное (-50+20 мм)	РЛМ	1,19*	36,4	3,81	87,4 (МК)
Кварцевое сырьё	Додо	ФАС	43,34**	1,2; 16,3	70,0; 55,0	1,9; 20,7
	Пуйва	ФАС	53,48**	7,5; 31,1	69,1; 56,1	9,7; 32,6
	Кефталык	ФАС	51,8**	2,0; 25,5	69,0; 56,7	2,7; 27,9

Примечания: * отношение K₂O/N₂O; ** светопропускание, %; МК – микроклин; РЛМ – рентгенолюминесцентный метод; РРМ – рентгенорадиометрический метод; ФАС – фотоабсорбционный метод.

Асбестовые руды

Избирательное дробление-грохочение – один из методов предварительного обогащения асбестовых руд. При добыче и дроблении руды некоторых типов асбестоносности, в силу различия физико-механических свойств асбеста и вмещающих пород, имеет место избирательная дезинтеграция фаз. Эффект избирательности дробления фаз проявляется в большей степени при использовании молотковых дробилок /51, 84/. Асбестовая фаза концентрируется в мелких классах (табл. 8.29). После третьей-четвёртой стадий дробления исходной руды становится возможным выделение щебня (отходов) с низким содержанием асбеста.

Таблица 8.29

Распределение асбеста по классам крупности руды Баженовского месторождения после второй стадии дробления

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля асбеста общего, %	Распределение асбеста, %
-200+100	2,22	0,45	0,45
-100+75	8,31	0,66	2,48
-75+50	22,82	0,76	7,85
-50+35	15,97	1,28	9,26
-35+25	9,97	0,93	4,20
-25+18	9,97	1,30	5,87
-18+0	30,74	5,02	69,88
Всего	100,00	2,21	100,00

Современная схема ДСК асбестообогатительной фабрики ОАО «Ураласбест» (бывшей фабрики № 6) включает узел предварительного обогащения с выделением щебня фракций 40-80 и 25-60 мм с использованием операций грохочения (рис. 8.29).

Предварительное магнитное обогащение асбестовых руд применяется на ряде зарубежных обогатительных фабрик. В одних случаях оно используется для вывода щебня после второй или третьей стадий дробления, в других – в качестве контрольной операции для доизвлечения асбестосодержащих кусков из щебня последних стадий дробления. Магнитное обогащение осуществляется как с предварительным грохочением, так и без него.

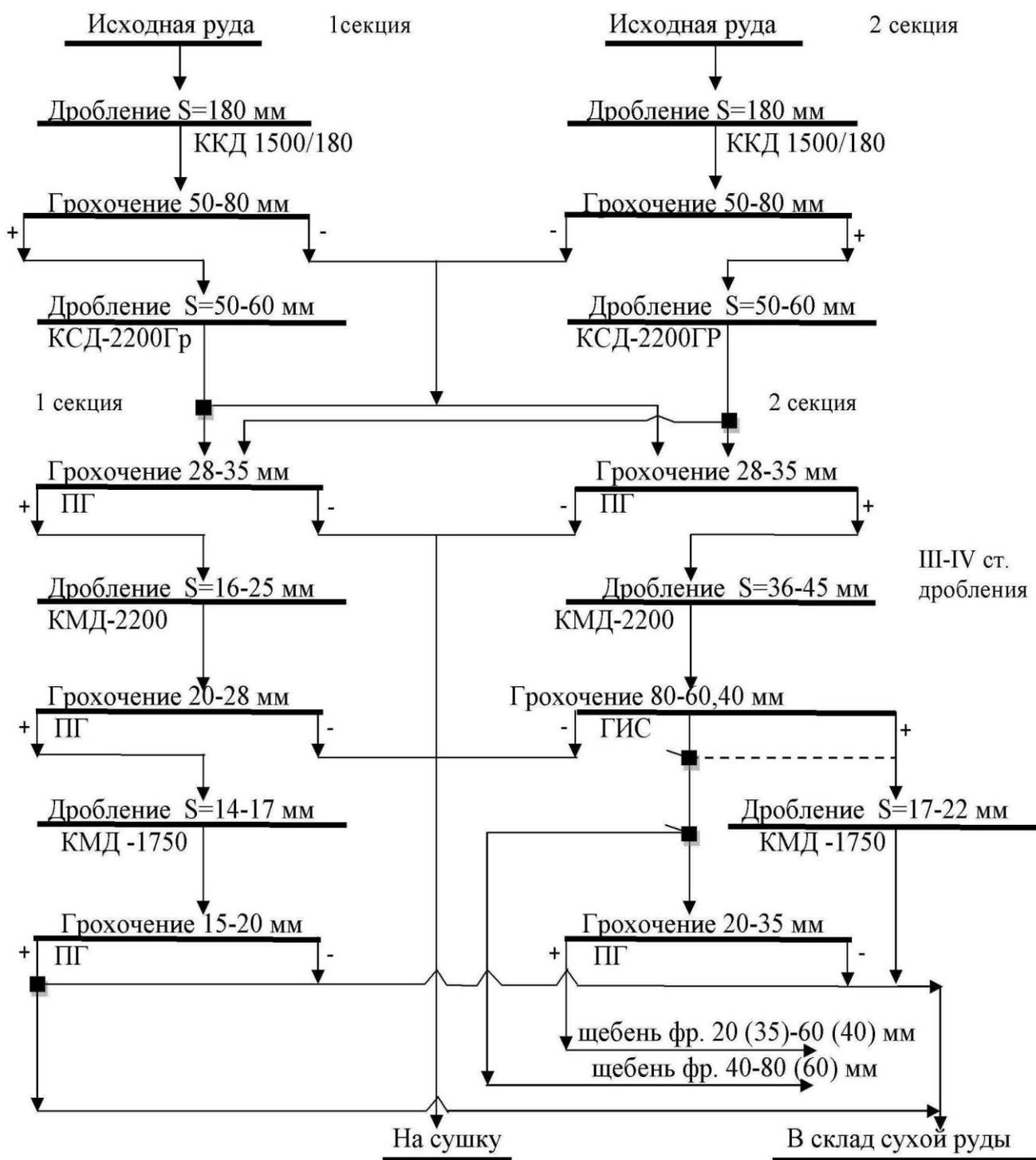


Рис. 8.29. Схема ДСК-1 асбофабрики ОАО «Ураласбест»

Возможность предварительного магнитного обогащения на отечественных асбестообогатительных фабриках подтверждается многократными экспериментальными исследованиями Уральского государственного горного университета, института «НИИпроектасбест», комбината «Ураласбест». Пример показателей разделения приведён в табл. 8.30 /63/.

Таблица 8.30

**Технологические показатели разделения
асбестосодержащих продуктов магнитной сепарацией**

Продукт	Выход, %	Содержание асбеста, %	Извлечение асбеста от операции, %	Содержание магнетита, %
Щебень после второй стадии дробления рудного потока фабрики по переработке рядовых руд (бывшая № 5)				
Магнитный	21,01	1,69	73,97	7,30
Немагнитный	78,99	0,16	26,03	1,90
Исходный	100,00	0,48	100,00	3,00
Надрешётный продукт после третьей стадии дробления и грохочения фабрики по переработке высокосортных руд (бывшая № 4)				
Магнитный	15,10	1,77	39,89	7,42
Немагнитный	84,90	0,47	60,11	1,21
Исходный	100,00	0,67	100,00	3,00

Прочие неметаллические полезные ископаемые

Информационные методы обогащения позволяют получать товарные концентраты из различных видов неметаллических полезных ископаемых (табл. 8.31 /74/).

Таблица 8.31

Показатели информационной сепарации неметаллического минерального сырья с получением товарных концентратов

Типы руд	Месторождение	Метод сепарации	Содержание компонента в исходном, %	Показатели сепарации, %		
				выход концентрата	содержание компонента в концентрате	извлечение компонента в концентрат
Борные	Дальнегорское (-50+30 мм)	ЛЛМ	10,5	30,5	17,0	49,4
	Ак-Архар	РЛМ	8,7	22,5	17,6	45,4
Флюоритовые	Кяхта (-50+30 мм)	РЛМ	29,7	12,0	75,0	33,2
	Абагатур (-50+30 мм)	РЛМ	26,1	11,7	85,2	45,7
	Солнечное (-50+30 мм)	РЛМ	28,9	16,0	85,0	50,6
Волластонитовые	Алайгырское	РРМ	37,0	2,6	71,8	5,1
	Босагинское	РРМ	61,6	25,5	84,8	35,1

Типы руд	Месторождение	Метод сепарации	Содержание компонента в исходном, %	Показатели сепарации, %		
				выход концентрата	содержание компонента в концентрате	извлечение компонента в концентрате
Сильвинитовые	Старобинское (-75+50 мм)	РЛМ	12,7/3,53*	27,5; 57,6	39,7/20,4; 1,5/47,7	85,8/16,7 6,5/82,1
Камнесамоцветные	Кухилал (-50+1,5 мм)	ЛЛМ	0,68/7,53**	1,27; 10,93	45,0/4,9; 0,44/50,0	84,2/0,8 7,1/72,5
	Мало-Быстринское (-50+5 мм)	ФММ	42,2***	21,6	90,0	46,0

Примечания: * в числителе K_2O , в знаменателе Na_2O ; ** в числителе – шпинель, в знаменателе – клиногумит; *** лазурит. РЛМ – рентгенолюминесцентный метод; РРМ – рентгенорадиометрический метод; ЛЛМ – лазеролюминесцентный метод; ФАС – фотоабсорбционный метод; ФММ – фотометрический метод.

Для предварительного обогащения неметаллических полезных ископаемых могут быть использованы и другие информационные методы: фотометрический для обогащения сильвинитов; нейтронно-абсорбционный для обогащения боратовых руд; рентгенорадиометрический для обогащения магнезитов и камнесамоцветного сырья, рентгенолюминесцентный для флюоритовых руд.

Для предварительного обогащения (фосфоритовые, магнезитовые, баритовые, флюоритовые руды) также применяют промывку, отсадку, тяжелосреднюю сепарацию.

9. ПОСЛЕДСТВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ

9.1. Технологические последствия

Одним из кардинальных путей совершенствования технологий переработки минерального сырья является применение предварительного обогащения. Такой подход позволяет подойти к проблеме ресурсосбережения на самом высоком уровне – технологическом. Именно рациональные технологические решения по-настоящему определяют масштабы потенциального ресурсосбережения, из технологических преимуществ следуют экономические.

В технологическом смысле предварительная концентрация может дать следующие преимущества:

- происходит усреднение состава руд, что благоприятно сказывается на показателях глубокого обогащения;
- может быть увеличен выпуск готовой продукции при неизменной производительности передела глубокого обогащения и увеличении содержания компонентов в руде после предварительного обогащения;
- увеличивается извлечение в последующей технологии и улучшается качество концентратов глубокого обогащения;
- возрастает качество, сортность, потребительские свойства готовых, в том числе селективных, концентратов, получаемых в переделе рудоподготовки;
- появляется возможность рационального построения технологии глубокого обогащения при предварительном разделении руды на технологические типы;
- увеличивается комплексность использования сырья за счёт возрастания суммарного извлечения полезных компонентов.

Рассмотрим сказанное на примерах.

Стабилизация вещественного состава руды

Снижение колебаний содержаний компонентов в руде положительно сказывается на технологических показателях обогащения /60/. Предварительное обогащение позволяет существенно стабилизировать качество минерального сырья, поступающего на дальнейшее обогащение /50/. О стабилизирующем эффекте свидетельствует существенное уменьшение диапазона колебаний содержаний в концентрате предварительного обогащения по отношению к исходной руде.

Примером эффективности стабилизации могут служить данные, приведенные в табл. 9.1 для условий: при рентгенорадиометрической сепарации олово-содержащей руды выделено три продукта: хвосты, концентрат, промпродукт.

Концентрат сепарации подвергается усреднению на складе и в определенной пропорции с промпродуктом подается на обогатительную фабрику. Такой подход позволяет в 7 раз уменьшить объем руды, которую необходимо усреднять, и снизить в 11,7 раза коэффициент вариации.

Известные методы такого эффективного усреднения не дают. В свою очередь, усреднение руды, стабилизация ее состава при дальнейшем глубоком обогащении позволяют повысить на 2-3 % извлечение в концентрат ценных компонентов, увеличить на 5-10 % производительность обогатительных фабрик и на 10-15 % снизить расход флотационных реагентов /66/.

Таблица 9.1

**Показатель стабилизации качества
при трехпродуктовой схеме сепарации руды /66/**

Продукт	Выход, %	Содержание олова, %		Среднее квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Коэффициент стабилизации качества руд K_c
		среднее по массиву	пределы колебания в пробах			
Хвосты	55,8	0,07	0,05-0,09	-	-	-
Усредненный продукт	44,2	0,9	0,31-2,78	0,047	0,051	11,7
в том числе:						
концентрат	14,2	2	0,74-2,78	0,6	0,3	2
промпродукт	30	0,38	0,31-0,43	0,047	0,124	4,9
Исходный	100	0,44	0,13-1	0,266	0,6	1

Увеличение выпуска готовой продукции

На примере использования информационных методов сепарации можно предположить, что выделение значительной части горной массы в виде крупнокусковых хвостов при предварительном обогащении (табл. 9.2) позволяет при необходимости существенно увеличить выпуск готовой продукции за счёт переработки прежнего объёма руды с большим содержанием полезных компонентов.

Это возможно в том случае, если горнодобывающее предприятие может увеличить поставки руды. Если же отсутствует возможность увеличения переработки по исходной руде, на фабрике будет перерабатываться меньшее количество более богатой руды. Это позволяет снизить эксплуатационные расходы (электроэнергия, реагенты, вода и т. п.), продлить срок службы оборудования, облегчить условия труда, расширить сырьевую базу месторождения.

**Повышение извлечения и качества
товарной продукции обогатительной технологии**

Применение предварительного обогащения сказывается на результатах глубокого обогащения /81, 78/. Увеличение содержания компонентов ведет к увеличению флотационного извлечения (табл. 9.3, 9.4). Это объясняется тем, что при уменьшении породной части облегчаются условия подготовки руды к флотации, качество подготовки улучшается, имеет место лучшее раскрытие полезных компонентов.

Таблица 9.2

**Результаты сепарации руд при выделении
коллективных отвальных хвостов /66/**

Тип руды	Число объектов	Показатель контрастности, о.е.	Выход хвостов, %	Степень обогащения
Медно-никелевые, золотосодержащие	14	1,5-1,6	50	1,9
Кобальтовые	1	1,4-1,6	40	1,6
Вольфрамовые, молибденовые	13	1,1-1,4	35	1,45
Свинцово-цинковые, медно-цинковые, оловянные, горно-химическое сырье	25	1-1,3	30	1,4
Редкометалльные, апатит-магнетитовые, хромитовые	21	0,6-1	20	1,3

Таблица 9.3

**Технологические показатели флотационного обогащения
при различных содержаниях меди в руде, % /99/**

Количество смен	Содержание меди в руде	Среднее содержание меди в хвостах	Извлечение меди в хвосты обогащения	Извлечение меди в медный концентрат
2	0,9-1,0	0,17	9,7	84,2
15	1,0-1,1	0,10	5,9	86,46
15	1,1-1,2	0,10	5,9	85,03
28	1,2-1,3	0,10	4,8	85,92
21	1,3-1,4	0,11	4,8	87,4
24	1,4-1,5	0,13	4,6	87,6
13	1,5-1,6	0,13	4,0	88,3
11	1,6-1,7	0,12	3,7	88,0
9	1,7-1,8	0,11	3,6	88,6
2	1,8-2,0	0,09	3,45	90,17

**Технологические показатели флотационного обогащения
при различных содержаниях цинка в руде, % /99/**

Количество смен	Содержание цинка в руде	Среднее содержание цинка в хвостах	Извлечение цинка в хвосты обогащения	Извлечение цинка в цинковый концентрат
8	0,3-0,5	0,17	29,4	25,11
16	0,5-0,9	0,31	26,52	35,43
36	0,9-1,3	0,31	16,6	40,46
29	1,3-1,7	0,30	10,71	56,00
27	1,7-2,1	0,38	11,78	57,84
24	2,1-2,5	0,25	7,2	58,40
8	2,5-2,9	0,48	6,9	67,22
4	2,9-3,3	0,30	4,7	66,49
2	3,3-3,7	0,21	2,35	60,29

Предварительная концентрация осуществляется без химических превращений минералов, следовательно, не изменяет их флотационные свойства. Поэтому следует ожидать, что в результате предварительного обогащения технологические показатели флотации возрастут за счет повышения содержаний ценных компонентов в питании флотации. Наглядной иллюстрацией зависимости технологических показателей обогащения от содержаний меди и цинка в руде могут служить распределения значений потерь в хвостах и извлечений в концентраты по разным диапазонам содержаний для обогатительной фабрики, перерабатывающей медно-цинково-пиритные руды (см. табл. 9.3, 9.4) /99/.

При оценке общего (сквозного) извлечения полезных компонентов по отношению к руде следует учитывать потери компонентов с хвостами предварительной концентрации.

Сопоставим сквозное извлечение в комбинированной рентгенометрически-флотационной схеме с чисто флотационным извлечением при обогащении одинаковой руды /101/. Сравнимые схемы приведены на рис. 9.1.

Так, сквозное извлечение в концентрат $\varepsilon_{кф} = \varepsilon_3 E_{кф}(\alpha_3)$, если известны частное извлечение в концентрат флотации $E_{кф}$ и потери с хвостами предварительного обогащения $\varepsilon_{хп} = E_{хп} E_c$ или $E_{хп}$ для рассматриваемой типичной схемы:

$$\varepsilon_{кф} = \varepsilon_3 E_{кф}(\alpha_3) = (1 - E_{хп} E_c) E_{кф}(\alpha_3) = \left(1 - E_{хп} \frac{\alpha_c \gamma_c}{\alpha_1}\right) E_{кф}(\alpha_3).$$

Тогда приращение извлечения за счет применения предварительной концентрации составит

$$\Delta\varepsilon = \left(1 - E_{хп} \frac{\alpha_c \gamma_c}{\alpha_1}\right) E_{кф}(\alpha_3) - E_{кф}(\alpha_1).$$

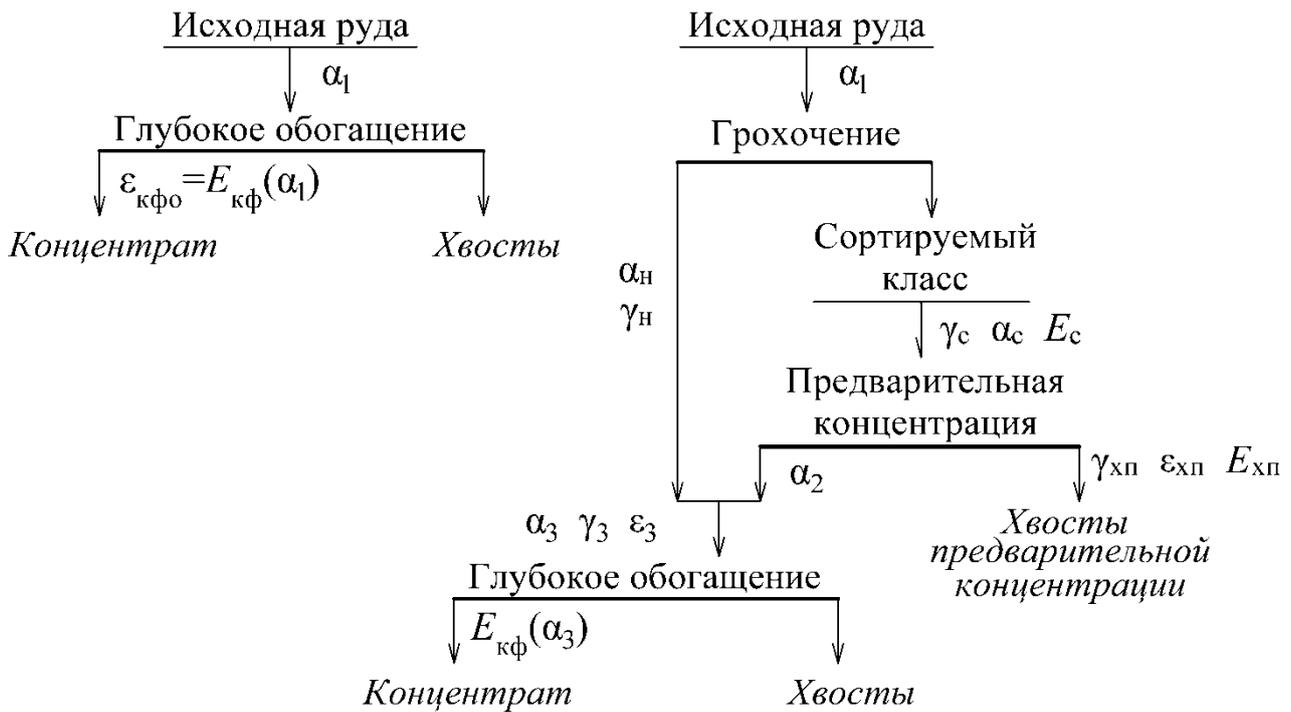


Рис. 9.1. К сопоставлению технологической эффективности схем прямого глубокого (а) и глубокого обогащения с предварительной концентрацией (б)

В приведенных формулах

$$\alpha_3 = \frac{\gamma_c (1 - \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}}) \alpha_2 + \gamma_n \alpha_n}{\gamma_1 - \gamma_{\text{хп}}} = \frac{\gamma_c (1 - \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}}) \alpha_2 + \alpha_n \gamma_n}{\gamma_1 - \gamma_c \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}}} = \frac{\gamma_c \alpha_c (1 - E_{\text{хп}}) + \gamma_n \alpha_n}{\gamma_1 - \gamma_c \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}}};$$

$$\alpha_2 = \frac{\gamma_c \alpha_c - \gamma_c \alpha_c E_{\text{хп}}}{\gamma_c - \gamma_{\text{хп}}} = \frac{\gamma_c \alpha_c (1 - E_{\text{хп}})}{\gamma_c (1 - \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}})} = \frac{\alpha_c (1 - E_{\text{хп}})}{1 - \gamma_{\text{хп}}^{\text{к}}}.$$

Если функция $E_{\text{кф}}(\alpha)$ является возрастающей, то можно рассчитывать на положительные значения $\Delta\varepsilon$. Однако знак и величина приращения извлечения будут в сильной степени зависеть от потерь с хвостами предварительного обогащения и выхода хвостов предварительного обогащения, а также от соотношения значений α_n и α_c .

Наибольших приростов извлечений следует ожидать для бедных руд, поскольку будет возрастать величина выхода хвостов предварительного обогащения и будет использоваться наиболее крутая часть в общем случае в широком диапазоне α выпуклой функции $E_{\text{кф}}(\alpha)$, соответствующая малым значениям (рис. 9.2). Кривые $E_{\text{хп}}(\gamma_{\text{хп}}^{\text{к}})$ переместятся вверх, что следует из анализа формулы для вычисления $\Delta\varepsilon$. Уменьшаемое почти не изменится, так как при предварительной концентрации произойдет перевод руды, поступающей на флотацию,

в зону рядовой руды, в то время как вычитаемое существенно снизится при малом значении α у бедной руды. Рис. 9.2 иллюстрирует, что снижение содержания на величину $\Delta\alpha$ в разной степени меняет флотационное извлечение бедной и рядовой руды.

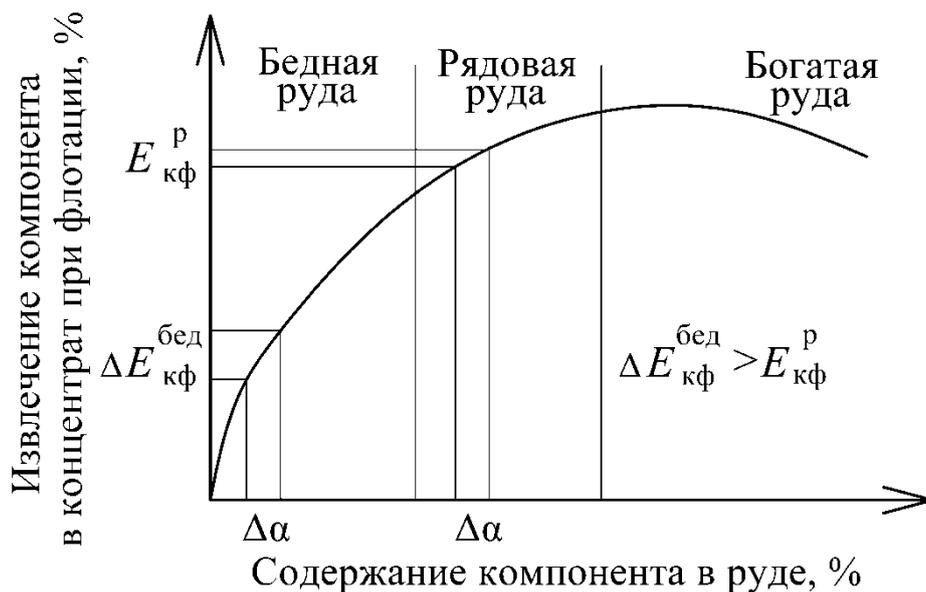


Рис. 9.2. Зависимость флотационного извлечения от содержания компонента в руде

Данные теоретические рассуждения подтверждаются и результатами экспериментальных исследований.

Если прирост флотационного извлечения велик, то может расти и сквозное извлечение. Примером может служить оксидно-марганцевая руда /66/. Сопоставление традиционной гравитационной магнитно-флотационной схемы с новой, включающей дополнительно фотометрическую сепарацию крупных классов (табл. 9.5), это подтверждает.

Для борат-магнетитовых руд использование в сочетании с существующей магнитно-флотационной схемой нейтронно-абсорбционного и радиорезонансного методов сепарации позволяет повысить извлечение железа и бора в одноименные концентраты на 4,4 и 21,1 % соответственно /66/.

Другим примером является использование крупнопорционной сортировки полиметаллических руд на Алмалыкском комбинате (табл. 9.6).

Из отвальной некондиционной руды получено около 50 % товарной руды, переработанной фабрикой. Применение крупнопорционной сортировки позволило повысить содержание металлов в руде в 2-2,5 раза.

Таблица 9.5

Технологические показатели обогащения марганцевой руды, % /66/

Схема	Продукт	Выход	Марганец	
			содержание	извлечение
Гравитационно-магнитно-флотационная	Оксидный концентрат	16,0	42,0	28,3
	в том числе:			
	кусковой (отсадки)	11,2	45,3	21,4
	флотационный	4,8	34,2	6,9
	Карбонатный концентрат	40,2	29,5	50,2
	Хвосты	43,8	11,6	21,5
С предварительной фотометрической сепарацией	Оксидный концентрат	17,4	46,9	34,4
	в том числе:			
	кусковой (отсадки)	13,5	50,5	28,8
	флотационный	3,9	34,3	5,6
	Карбонатный концентрат	43,4	26,6	48,6
	Хвосты	39,2	10,3	17,0
	Исходная руда	100,0	23,7	100,0

Таблица 9.6

Эффективность крупнопорционной сортировки полиметаллических руд на Алмалыкском комбинате /69/

Год	Металл	Масса дополнительно полученного металла, усл. ед.			
		всего	в том числе из руды		
			карьера	отвала	рудника
1	Pb	11,5	10,49	-	1,46
	Zn	12,07	10,62	-	1,45
2	Pb	6,58	-	4,96	1,62
	Zn	6,72	-	5,04	1,68
3	Pb	16,26	1,73	10,19	4,34
	Zn	12,63	0,58	8,00	4,05
4	Pb	16,97	3,60	6,46	6,91
	Zn	25,63	4,78	14,23	6,33
Всего	Pb	51,76	15,82	21,51	14,33
	Zn	56,78	15,98	27,29	13,51

В процессе обогащения на фабрике повысилось извлечение свинца и цинка соответственно на 8,99 и 2,45 %.

В ряде случаев увеличение концентрации в руде сопровождается повышением качества концентратов /66/. Это объясняется уменьшением вероятности флотации породных или бедных зерен из-за снижения их концентрации в питании. Таким образом, повышая содержание компонентов в питании глубокого обогащения за счет удаления хвостов в предварительном обогащении, можно ожидать общего роста технологических показателей.

Рост потребительских качеств концентратов при выделении готовых продуктов, пригодных для последующего технологического передела

Уже в стадиях рудоподготовки возможно получение богатых по содержанию ценных компонентов продуктов, более глубокое обогащение которых не требуется. Так, например, из сплошных медно-цинковых руд с высоким содержанием серы неэффективно выделение хвостов, но представляется возможным получение кондиционного по сере пиритного концентрата рентгенометрическим методом.

Представляет интерес технологическое решение по переработке карбонатных марганцевых руд Северо-Уральского марганцево-рудного бассейна на примере Тынинского месторождения (бедные руды с содержанием 19 % марганца и повышенным содержанием фосфора).

В предлагаемой технологической схеме /32/ после промывки выделяется два машинных класса $-70+8$ и $-8+0$ мм, отличающихся по металлургической ценности и качеству: в крупном классе 26 % Mn и 0,32 % P, в мелком классе – соответственно 14 % Mn и 0,16 P %.

Мелкий материал после измельчения обогащается магнитной сепарацией с получением тонкозернистого карбонатного концентрата 1 сорта агломерационного класса с содержанием 31,3 % Mn; 0,15 % P; 10 % SiO₂.

Крупный класс подвергается предварительному обогащению последовательно в операциях рентгенометрической и рентгенолюминесцентной сепараций с получением крупнокускового карбонатного концентрата с содержанием 31,8 % Mn; 0,15 % P; 12 % SiO₂. При рентгенометрической сепарации второй продукт – кусковые хвосты, а при рентгенолюминесцентной сепарации – промпродукт, который в дальнейшем измельчается, подвергается магнитной сепарации и химическому обогащению.

Такой подход позволил выделить значительную часть полезного компонента в кусковом виде, что отвечает требованиям, предъявляемым к гранулометрическому составу шихты при выплавке марганцевых сплавов. Благодаря этому потребительская ценность такого концентрата значительно выше, чем у концентрата глубокого обогащения с тем же химическим составом.

Совершенствование технологии глубокого обогащения при разделении на технологические типы

Обогащение полиметаллических, многокомпонентных, труднообогатимых руд традиционно осуществляется по сложной многоцикловой и многостадийной схеме, что обуславливает многократную обработку минералов различными реагентами, большой расход реагентов, потери компонентов из-за неполноты десорбции, активации и т. д.

Существенно упростить флотационные схемы можно, выполнив разделительные операции в стадии предварительного обогащения или применив предварительное обогащение в селективном варианте для выделения богатой головки.

Например, в результате разделения свинцово-цинковой руды на технологические типы по аналитическому параметру – спектральному отношению потоков характеристического излучения свинца и цинка, удалось получить богатый черновой свинцовый концентрат и свинцово-цинковый продукт (табл. 9.7).

Таблица 9.7

Результаты разделения полиметаллической руды на технологические типы по соотношению содержаний свинца и цинка, % /45/

Продукт	Выход	Содержание			Извлечение		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Свинцовый концентрат	34,5	11,32	0,18	23,6	67,2	2,0	34,1
Свинцово-цинковый продукт	57,4	3,24	5,26	23,8	32,0	97,2	57,2
Отвальная фракция	8,1	0,55	0,29	25,7	0,8	0,8	8,7
Исходная руда	100,0	5,81	3,1	23,9	100,0	100,0	100,0

Получаемый черновой свинцовый концентрат обогащают в дальнейшем по схеме свинцовой флотации, где извлечение свинца достигает 93 %. Свинцово-цинковый продукт обогащают по коллективно-селективной схеме с получением концентрата более низкого качества.

Повышение комплексности использования сырья

Предварительная концентрация позволяет не только снизить потери ценного компонента с хвостами, но и увеличить извлечение компонентов в одноименные концентраты комплексных руд /78/. Использование крупнокусковой отсадки полиметаллических руд в качестве операции коллективного предварительного обогащения наряду с последующей флотацией вместо прямой флотации дает суммарный прирост извлечения в одноименные концентраты – 13,5 % (табл. 9.8).

Таблица 9.8

Результаты обогащения полиметаллических руд, % /75/

Продукт	Выход	Извлечение		
		Cu	Pb	Zn
<i>Предварительная концентрация отсадкой и последующая флотация руды</i>				
Концентрат:				
свинцовый	2,6	9,1	82,3	2,5
медный	1,4	69,8	2,9	1,0
цинковый	18,4	8,4	8,0	92,3
Хвосты флотации	49,6	5,2	5,0	1,6
Хвосты отсадки	28,0	4,5	1,8	2,3
Хвосты общие	77,6	12,7	6,8	4,1
Руда	100	100	100	100
<i>Флотация руды</i>				
Концентрат:				
свинцовый	2,66	13,3	76,7	3,1
медный	1,28	62,3	3,3	1,0
цинковый	18,6	11,7	11,0	91,9
Хвосты флотации	77,46	12,7	9,0	4,0
Руда	100	100	100	100

В качестве товарного продукта могут быть использованы и хвосты предварительной концентрации, например, как заполнители бетона, железнодорожный балласт, закладочный материал, иногда удобрения. Эти продукты могут быть получены и при обогащении в тяжелых суспензиях, и отсадкой, и магнитной сепарацией, и специальными методами, и при обогащении информационными методами.

9.2. Экономические последствия

Ожидаемые в различных случаях использования обогащения в стадиях рудоподготовки экономические последствия могут быть следующими:

– возможное увеличение производительности фабрики по сырой руде (в операциях рудоподготовки) с сохранением объемов и повышением качества руды, подаваемой в цеха измельчения и традиционного обогащения (за счет сброса крупнокусковых хвостов), увеличение объемов производимых фабрикой концентратов и рост стоимости реализуемой продукции;

– повышение качества конечных концентратов за счёт подачи на глубокое обогащение концентратов стадии предварительного обогащения, приводящее к увеличению стоимости готовой продукции;

– увеличение объёмов выпускаемой готовой продукции за счёт повышения извлечений полезных компонентов при раздельном глубоком обогащении типов руд;

– снижение общих эксплуатационных расходов за счет уменьшения расходов электроэнергии, материалов, реагентов в последующих переделах рудоподготовки и обогащения благодаря сбросу части хвостов в стадии предварительного обогащения;

– уменьшение затрат на мелкое дробление и измельчение из-за более длительного срока службы оборудования при меньших нагрузках, уменьшение числа дробилок мелкого дробления, мельниц и технологического оборудования благодаря выделению крупнокусковых хвостов, в составе которых чаще всего преобладает наиболее твердая и абразивная фаза руды;

– снижение расходов на транспортирование руды от мест добычи до обогатительной фабрики;

– возможность реализации новой товарной продукции – щебня от переработки руд и т. д. или увеличение его производства, повышение его ликвидности;

– использование хвостов предварительного обогащения для закладки выработанных пространств рудников;

– расширение сырьевой базы месторождений за счёт снижения бортовых содержаний полезных компонентов и вовлечения в переработку весьма бедных и забалансовых руд;

– повышение стоимости готовой продукции за счёт улучшения сортности и потребительских свойств готовых концентратов при удалении в стадиях рудоподготовки вредных примесей;

– уменьшение затрат на хранение отходов, поскольку складирование и хранение сухих кусковых хвостов дешевле и экологичней хранения измельченных хвостов глубокого обогащения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На фоне наблюдаемых в последние годы снижения качества вовлекаемых в переработку руд и роста цен на энергоресурсы требуется изменение подходов к организации горно-обогатительного производства. Снижения негативного воздействия этих факторов можно ожидать от расширения использования стадийных принципов построения технологических схем обогащения и переноса ряда обогатительных операций в стадии рудоподготовки.

Значительная роль при создании новых технологий отводится информационным методам обогащения. Их специфика обуславливает дополнительные возможности в распространении новых принципов построения технологий обогащения на различные виды руд, повышение технологической эффективности обогащения, снижение затрат на производство в целом и уменьшение негативного воздействия на окружающую среду при складировании отходов.

Поскольку обогащение в стадиях рудоподготовки производится чаще в крупности, не обеспечивающей значительного раскрытия минеральных фаз, особое внимание при разработке технологий должно отводиться изучению обогатимости сырья для данных условий.

В этих случаях также требуется оценка технологических, экономических и экологических последствий применения предварительного обогащения, в том числе с учётом влияния на последующее глубокое обогащение.

Многообразие применяемых в стадиях рудоподготовки методов, оборудования и технологических схем обогащения позволяет рассчитывать на расширение примеров использования такого подхода при переработке многих видов минерального сырья.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твёрдых полезных ископаемых. Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Изд-во МГГУ, 2004. 510 с.
2. Адамов Э. В. Технология руд цветных металлов. М.: Изд-во МИСиС, 2007. 470 с.
3. Алгоритмы рентгенофлуоресцентной сепарации многокомпонентных руд / Е. Ф. Цыпин, Т. Ю. Овчинникова, В. В. Пестов и др. // Материалы научно-технической конференции, проводимой в рамках IV Уральского горнопромышленного форума, 12-14 октября 2011 г., г. Екатеринбург. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. С. 55-58.
4. Архипов О. А. Радиометрическая обогатимость руд при их разведке. М.: Недра, 1985. 144 с.
5. Багазеев В. К. Промывка песков россыпей. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. 177 с.
6. Барский Л. А., Козин В. З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1978. 486 с.
7. Барский Л. А., Плаксин И. Н. Критерии оптимизации разделительных процессов. М.: Наука, 1967. 120 с.
8. Бесараб В. И., Ортенберг Л. З. Отсадчик (концентраторщик) рудообогатительных фабрик. М.: Недра, 1988. 124 с.
9. Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 1. М.: Руда и металлы, 2007. 2. 952 с.
10. Вальщиков А. В., Литвиненко А. П., Делер М. Проект освоения Усинского месторождения марганца. Технология обогащения руды // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. № 3. С. 80-83.
11. Верховский И. М. Основы проектирования и оценки процессов обогащения полезных ископаемых. М.: Углетехиздат, 1949. 489 с.
12. Возжеников Г. С., Бельшев Ю. В. Радиометрия и ядерная геофизика. Тверь: Изд-во «АИС», 2002. 418 с.
13. Волынский И. С. Определение рудных минералов под микроскопом. Т. 1. М.: Недра, 1966. 349 с.
14. Годен А. М. Основы обогащения полезных ископаемых. Пер. с англ. М.: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1946. 535 с.
15. Горобец Б. С. Спектры люминесценции минералов: методические рекомендации. М.: Изд-во ВИМС, 1981. 153 с.

16. Горобец Б. С., Вальщиков А. В., Литвинцев Э. Г. Методическая особенность люминесцентного обогащения руд // Обогащение руд. 1987. № 3. С. 12-16.
17. Горобец Б. С., Рогожин А. А. Спектры люминесценции минералов: справочник. М.: Изд-во ВИМС, 2001. 312 с.
18. Горошко В. Д., Локшин А. Г. О радиоизотопной сепарации шеелитовых сланцев // Новые физические методы сепарации минерального сырья. М.: Наука, 1969. С. 123-130.
19. Гулин Е. Н. Особенности фотоабсорбционной сепарации кварцевого сырья // Лабораторные и технологические исследования и обогащение минерального сырья. М.: ЭМ ВИМС 1984. Вып. 4. С. 10-12.
20. Давыдова А. А., Синельникова Л. Н. Основные тенденции в обогащении руд цветных металлов за рубежом // Цветные металлы. 1986. № 2. С. 94-99.
21. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 339 с.
22. Деркач В. Г., Копычев П. А. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М.: Metallurgizdat, 1956. 344 с.
23. Зверев В. В. Оценка эффективности признака в требуемой области разделения при радиометрической сепарации // Обогащение руд. 1984. № 1. С. 18-20.
24. Исследование обогатимости комплексных вольфрамо-молибденовых руд рентгенорадиометрическим методом / В. И. Ревнивцев, Е. П. Леман, Т. Г. Рыбакова и др. // Обогащение руд. 1984. № 3. С. 43-45.
25. Кавчик Б. К. Промысловые приборы ГГМ-3 и ППМ-5 // Золотодобыча. № 73, декабрь 2005.
26. Кармазин В. В., Кармазин В. И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Том 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. М.: Изд-во МГГИ, 2005. 669 с.
27. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: уч. пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. 380 с.
28. Козин В. З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М.: Недра, 1985. 294 с.
29. Козин В. З., Нестерова Т. В. Формулы раскрытия фаз и образование сростков при разрушении кусков руды // Известия вузов. Горный журнал. 1995. № 9. С. 131-136.

30. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50-53.
31. Комлев С. Г., Цыпин Е. Ф. Выбор источника и продолжительности облучения материала при термоадгезионном обогащении // Известия вузов. Горный журнал. 1979. № 3. С. 159-164.
32. Комплексный метод переработки карбонатных марганцевых руд Северо-Уральского бассейна / Ю. Е. Сутырин, Э. Г. Литвинцев, Е. С. Броницкая и др. // Проблемы комплексной переработки минерального сырья и охраны окружающей среды (Плаксинские чтения): Доклады межд. совещания, г. Петрозаводск, 15-18 сентября 1998 г. М.: ННЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского, 1999. 244 с.
33. Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. М.: Недра, 1986. 304 с.
34. Красногоров В. О., Путилов Ю. Г., Тупиков Д. Ю. Комплексы для магнитной рудоразборки крупнокусковой магнетитовой руды // Обогащение руд. 2011. № 6. С. 28-29.
35. Лагов Б. С. Показатель фазового раскрытия и его использование для характеристики радиометрической обогатимости руд // Минеральное сырье: сб. науч. тр. М.: ВИМС, 1975. Вып. 26. С. 14-23.
36. Лагов Б. С., Лагов П. Б. Радиометрическая сортировка и сепарация твёрдых полезных ископаемых. М.: Учѐба, 2007. 155 с.
37. Леман Е. П., Рыбакова Т. Г. Физико-теоретические основы рентгено-радиометрической сепарации руд // Обогащение руд. 1988. № 1. С. 6-10.
38. Литвинцев Э. Г. Комплексование радиометрических методов при сепарации одно- и многокомпонентных руд // Обогащение руд. 1984. № 3. С. 15-17.
39. Литвинцев Э. Г. Критерии технологической эффективности крупнокускового обогащения однокомпонентных руд // Обогащение руд. 1985. № 3. С. 8-10.
40. Литвинцев Э. Г. Критерии технологической эффективности радиометрического обогащения одно- и многокомпонентных руд // Экспресс-информация: ВИЭМС. Сер.: Лабораторные и технологические исследования обогащения минерального сырья. Отечественный производственный опыт. 1984. № 5. С. 1-8.
41. Литвинцев Э. Г. Метод оценки радиометрической обогатимости комплексных руд // Интенсификация процессов обогащения минерального сырья. М.: Наука, 1981. С.172-175.

42. Марфунин А. С. Введение в физику минералов. М.: Недра, 1974. 324 с.
43. Марчевская В. В., Терещенко С. В. Систематизация радиометрических методов опробования и разделения минерального сырья // Горный журнал 2000. № 11-12. С. 72-77.
44. Меринов Н. Ф. Гравитационные методы обогащения полезных ископаемых. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 205 с.
45. Методические особенности рентгенорадиометрического обогащения комплексных руд / В. И. Ревнивцев, Е. П. Леман, Г. Р. Курилков и др. // Обогащение руд. 1983. № 6. С.5-10.
46. Многоканальный рентгенорадиометрический сепаратор «Интегра» Микро-PPC-50Ru 2422206 с1. МКУ В03В13/06 (2006.01): Патент РФ / А. В. Канцель, П. А. Мурукевич, А. В. Данилов и др.
47. Мокроусов В. А. Контрастность руд, ее определение и использование при оценке обогатимости // Минеральное сырье. М., 1960. Вып. 1. С. 316-319.
48. Мокроусов В. А., Гольбек Г. Р., Архипов О. А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М.: Недра, 1968. 162 с.
49. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Недра, 1976. 192 с.
50. Назаров В. В., Ершов В. И. Радиометрическая сепарация и усреднение руд // Обогащение руд. 1990. № 6. С.8-12.
51. Научно-технический прогресс в асбестовой промышленности СССР / под ред. Б. А. Сониной. М.: Недра, 1988. 300 с.
52. Новиков Г. Ф. Радиометрическая разведка. Л.: Недра, 1989. 407 с.
53. Об использовании оптико-электронных методов в системах регистрации радиометрических сепараторов алмазосодержащего сырья / Е. В. Бутыр, Е. В. Горбунова, В. В. Коротаяев и др. // Обогащение руд. 2007. № 5. С. 41-44.
54. Обогащение изумрудоносных бериллиевых руд с использованием информационных методов / Е. Ф. Цыпин, А. В. Колтунов, С. Г. Комлев и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 5. С. 106-111.
55. Обогащение минерального и техногенного сырья с использованием рентгенорадиометрической сепарации / Е. Ф. Цыпин, В. С. Шемякин, С. В. Скопов и др. // Сталь. 2009. № 6. С. 75-78.
56. Овчинникова Т. Ю. Построение принципиальных схем обогащения на основе анализа закономерностей раскрытия минералов // Известия УГГГА. Вып. 16. Серия: Горная электромеханика. Екатеринбург, 2003. С. 98-111.

57. Овчинникова Т. Ю., Цыпин Е. Ф. Теоретическое и экспериментальное изучение влияния распределения крупности зёрен минеральных фаз на характеристики их раскрытия // *Материалы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья»*, 22-26 мая 2006 г., г. Екатеринбург. Екатеринбург, 2006. С. 148-154.
58. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Фёдоров, И. У. Кацер, О. В. Коренев и др. // *Известия вузов. Горный журнал*. 2005. № 5. С. 21-37.
59. Освоение и совершенствование обогащения руд в тяжёлых суспензиях / Ю. С. Бадеев, Г. И. Иванов, А. В. Богданович и др. // *ЦНИИцветмет экономики и информации. Сер.: Обогащение руд цветных металлов*. М., 1980. Вып. 4. 45 с.
60. Оценка колеблемости качества руд Учалинского месторождения и анализ ее влияния на технологические показатели обогащения / Е. Ф. Цыпин, Н. М. Тююшева, Г. И. Аржанников и др. // *Анализ, теория и практика совершенствования технологических схем обогащения: тезисы докладов науч.-практ. конф.*, 4-6 июля. г. Свердловск. Свердловск, 1984. С. 14.
61. Патент РФ № 2326738. Способ термографической кусковой сепарации сырья (варианты) и устройство для его осуществления (варианты) / авторы: В. М. Волошин, В. Ю. Зубкевич. Заявл. 03.06.2004. Оpubл. 20.06.2008.
62. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2003. 157 с.
63. Пелевин А. Е. Предварительное обогащение асбестовой руды с использованием магнитной сепарации: дисс... канд. техн. наук. Свердловск, 1989. 225 с.
64. Платонов А. Н. Природа окраски минералов. Киев: Наукова думка, 1976. 264 с.
65. Платонов А. Н., Таран М. Н., Балицкий В. С. Природа окраски самоцветов. М.: Недра, 1984. 196 с.
66. Повышение эффективности обогащения минерального сырья с применением радиометрической сепарации / В. И. Ревнивцев, В. А. Мокроусов, Г. В. Остроумов и др. // *Научно-технический прогресс в обогащении полезных ископаемых*. М.: Недра, 1988. С. 79-86.
67. Повышение эффективности переработки золотосодержащих руд месторождения «Сухой Лог» путём оптимизации технологии предварительного обогащения / Э. Г. Литвинцев, В. К. Рябкин, И. А. Карпенко и др. // *Горный журнал*. 2008. № 9. С. 111-115.

68. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений / В. И. Култышев, В. Б. Колесаев, В. Г. Литвиненко и др. М.: ГГИУ, 2007. 212 с.
69. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / В. И. Ревнивцев, Е. И. Азбель, Е. Г. Баранов и др.; под ред. В. И. Ревнивцева. М.: Недра, 1987. 307 с.
70. Подземная разработка урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / В. Б. Колесаев, А. К. Корсаков, В. С. Святецкий и др. // Горный журнал. 2008. № 8. С. 33-36.
71. Полихромная фотометрическая сепарация золотосодержащих руд / В. К. Рябкин, Э. Г. Литвинцев, А. В. Тихвинский и др. // Горный журнал. 2007. № 12. С. 88-92.
72. Пухальский Л. Ч. Рудничная геофизика. М., 1983. 120 с.
73. Пухальский Л. Ч. Теория контрастности урановых руд. М.: Госатомиздат, 1963. 176 с.
74. Радиометрическая сепарация как основной процесс в технологической схеме обогащения минерального сырья / В. В. Зверев, Э. Г. Литвинцев, В. К. Рябкин и др. // Обогащение руд. 2001. № 5. С. 3-6.
75. Райвич И. Д. Отсадка крупнокусковых руд. М.: Недра, 1988. 176 с.
76. Райвич И. Д. Построение и использование обобщенных кривых гравитационной обогатимости // Известия вузов. Горный журнал. 1985. № 2. С. 103-107.
77. Ревнивцев В. И. Фотометрическая сортировка – новый перспективный метод обогащения // Цветные металлы. 1969. № 5. С. 25-31.
78. Ревнивцев В. И., Рыбакова Т. Г., Леман Е. П. Рентгенорадиометрическое обогащение комплексных руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1990. 120 с.
79. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд / Е. Ф. Цыпин, Н. М. Тююшева, С. Г. Комлев и др. // Цветные металлы. 1992. № 12. С. 58-61.
80. Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных образований Уральского региона / В. С. Шемякин, С. В. Скопов, А. В. Шемякин и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 4. С. 29-33.
81. Рентгенорадиометрическая сортировка руды с применением робототехники / В. А. Арцибашев, А. А. Багрянский, А. Г. Бондарев и др. // Обогащение руд. 1987. № 2. С. 9-11.
82. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3-7.

83. Санакулов К. С., Руднев С. В., Канцель А. В. О возможности обработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44).
84. Смирнова Л. Я. Результаты испытаний вертикальной молотковой дробилки на дроблении асбестовых руд // Научные труды. Вып. 5 / ВНИИпроектасбест. Асбест, 1965. С. 30-47.
85. Совершенствование технологии радиометрического обогащения урановых руд / В. Г. Литвиненко, Р. А. Суханов, А. В. Тирский и др. // Горный журнал. 2003. № 8. С. 54-58.
86. Современные технологии и оборудование для радиометрического обогащения урановых руд / А. П. Татарников, Н. И. Асонова, И. Г. Балакина и др. // Горный журнал. 2007. № 2. С. 85-87.
87. Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М.: Недра, 1983. 381 с.
88. Татарников А. П. Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. М.: Атомиздат, 1974. 144 с.
89. Терещенко С. В., Марчевская В. В. Классификация и алгоритмы выбора признаков люминесцентного разделения минералов // Обогащение руд. 2000. № 5. С. 30-32.
90. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования: справочник / под ред. П. Е. Остапенко. М.: Недра, 1990. 264 с.
91. Тихонов О. Н. Введение в динамику массопереноса процессов обогатительной технологии. Л.: Недра, 1973. 240 с.
92. Тихонов О. Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1984. 208 с.
93. Троицкий В. В. Промывка полезных ископаемых. М.: Недра, 1978. 254 с.
94. Физические свойства горных пород и полезных ископаемых (петрофизика): справочник геофизика / под ред. Н. Б. Дортмана. М.: Недра, 1984. 455 с.
95. Филиппов Е. М. Прикладная ядерная геофизика. М.: Изд-во АН СССР, 1962. 580 с.
96. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения // Материалы международного совещания «Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья» (Плаксинские чтения-2010). 13-18 сентября, 2010 г., г. Казань. М., 2010. С. 354-358.
97. Цыпин Е. Ф. Информация и обогатительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. С. 86-92.

98. Цыпин Е. Ф. Предварительная концентрация руд – прогноз обогатимости // II Конгресс обогатителей стран СНГ: тезисы докладов. М.: Альтекс, 1999. С.117-118.
99. Цыпин Е. Ф. Предварительная концентрация руд. Свердловск: СГИ, 1991. 80 с.
100. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
101. Цыпин Е. Ф., Комлев С. Г. Радиометрическая обогатимость руд и расчёт результатов обогащения. Свердловск: СГИ, 1988. 80 с.
102. Цыпин Е. Ф., Морозов Ю. П., Козин В. З. Моделирование обогатительных процессов и схем: учебник. Екатеринбург: Изд-во Уральск. ун-та, 1996. 386 с.
103. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Закономерности раскрытия при различных моделях вкрапленности зёрен минералов // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: Труды международной научно-технической конференции. Ч. 2. 12-15 ноября 2002 г., г. Екатеринбург. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. С. 23-27.
104. Шестаков В. В. Ядерно-геофизический экспресс-анализ транспортируемых руд и ресурсосберегающие технологии. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. 111 с.
105. Шестаков В. В., Митрофанов А. С. Фотонейтронный экспресс-анализ бериллиевых руд в транспортных ёмкостях // Ядерно-геофизические методы при поисках и разведке твёрдых полезных ископаемых Урала. Свердловск, 1980. С. 29-32.
106. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1993. 350 с.
107. Якубович А. Л., Зайцев Е. И., Пржиялговский С. М. Ядерно-физические методы анализа минерального сырья. 2-е изд. М.: Атомиздат, 1973. 392 с.
108. Diamond sorting X-ray // Mining Journal, 1970. Vol. 275. №7051. P. 316.
109. Ore sorters for asbestos and scheelite / D. Collier, F. B. Dwyer, R. L. Thompson, E. Wulff // 10-th Int. Miner Process. Congr. London, 1973. London, 1974. P. 1007-1022.
110. Tsy-pin E. F., Morozov Yu. P. Models and laws of the informational processes of dressing // 2nd Regional APCOM'97 Symposium on computer application and operations research in the mineral industries. Moscow, Russia, August 24-28. 1997. P. 367-371.

Научное издание

Цыпин Евгений Федорович
доктор технических наук, профессор

**ОБОГАЩЕНИЕ
В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ**

Научная монография

Редактор *Л. В. Устьянцева*

Компьютерная вёрстка *Т. Ю. Овчинниковой*

Подписано в печать 21.05.2014 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 19,0. Уч.-изд. л. 21,5. Тираж 200. Заказ №__

Издательство ФГБОУ ВПО «УГГУ»
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30