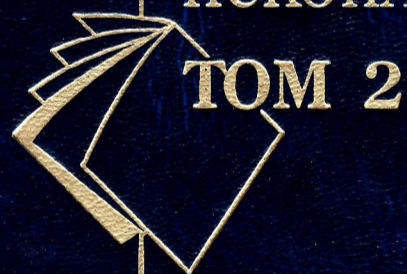


ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

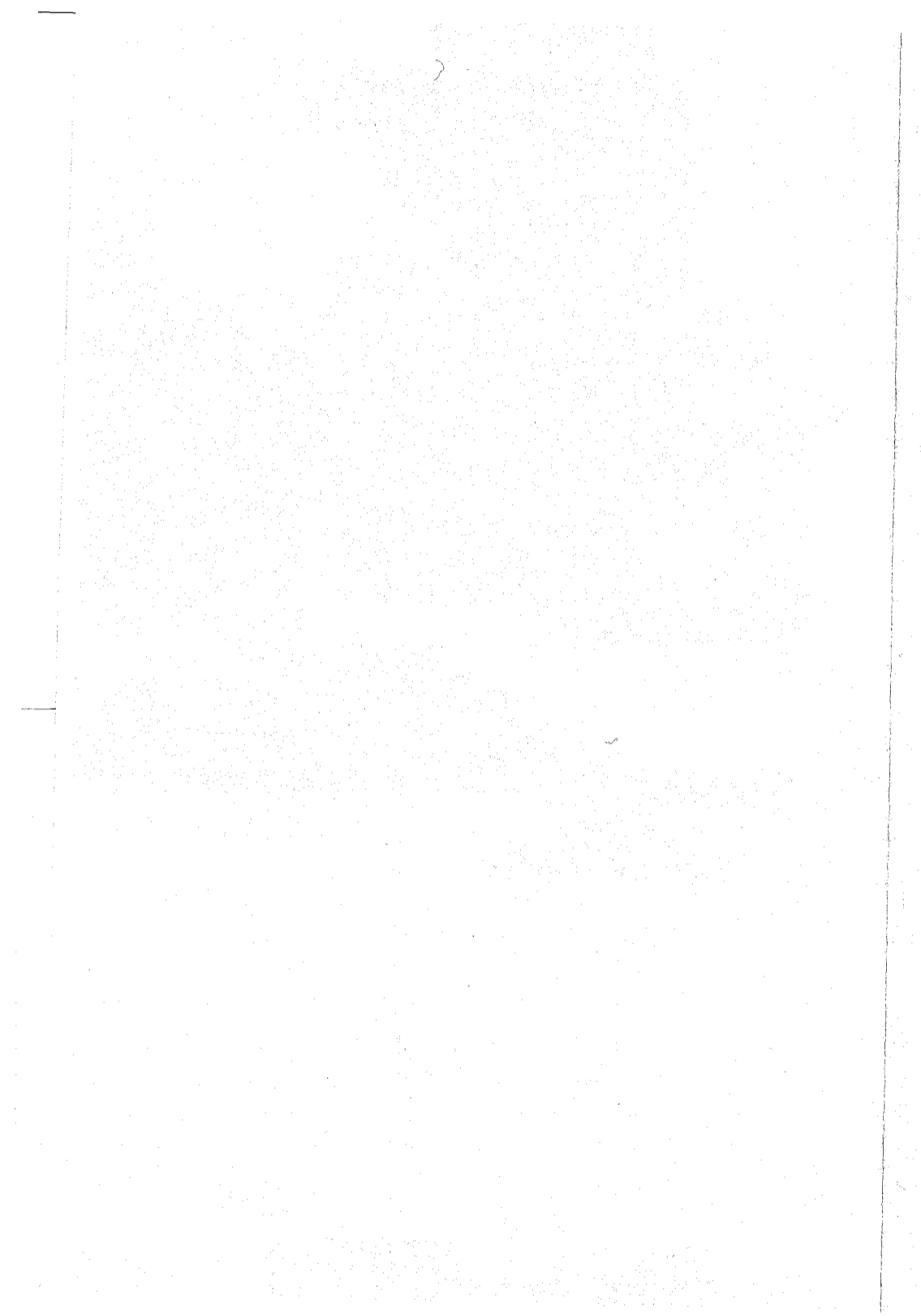
В.М. Авдохин

ОСНОВЫ
ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ

ТЕХНОЛОГИИ
ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ



ТОМ 2



МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ



РЕДАКЦИОННЫЙ
С О В Е Т

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

*ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА*

*ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН*

*директор
Издательства МГГУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

БП1.9
А 188

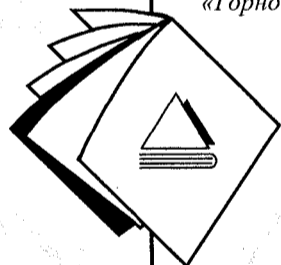
ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

В.М. Авдохин

ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ТОМ 2 ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Допущено
Министерством образования и науки
Российской Федерации в качестве учебника
для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по специальности «Обогащение
полезных ископаемых» направления подготовки
дипломированных специалистов
«Горное дело»*



СПГГИ(ТУ)

Главная библиотека



867263

МОСКВА
ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
2006

УДК 622.7
ББК 33.4
А 18

**Федеральная целевая программа «Культура России»,
подпрограмма «Поддержка полиграфии и книгоиздания России»**

Экспертиза проведена Министерством образования и науки
Российской Федерации (письмо № 03-973 от 7.06.2005)

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным
для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным
государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.

Рецензенты:

- кафедра «Обогащение руд цветных и редких металлов» Московского государственного института стали и сплавов (ТУ) (зав. кафедрой проф. *Д.В. Шехирев*),
- д-р техн. наук, проф. *Г.Д. Краснов* (ИПКОН РАН)

Авдохин В.М.

А 18 Основы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов: В
2 т. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. — Т. 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. — 310 с.: ил.

ISBN 5-7418-0399-7 (пер.)

Даны основные сведения о вещественном составе полезных ископаемых, методах и процессах их обогащения. Изложены основы теории разделения минералов по их физическим свойствам в различных обогатительных машинах и аппаратах. Описаны устройство и принцип действия основного обогатительного оборудования, методы контроля и автоматизации технологических процессов. Рассмотрены технологии переработки и обогащения основных типов руд черных, цветных, редких, благородных металлов и алмазов, горно-химического сырья, углей и строительных материалов. Приведены структуры типовых горно-обогатительных предприятий, их технико-экономические показатели и направления охраны окружающей среды. Алфавитно-предметный указатель дан на четырех языках (русский, английский, немецкий, французский). Приложения включают базу данных для выбора технологии обогащения руд, методики расчета схем дробления, измельчения и обогащения.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело».

УДК 622.7
ББК 33.4

ISBN 5-7418-0399-7

© В.М. Авдохин, 2006
© Издательство МГГУ, 2006
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2006

ПРОЦЕССЫ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ

Глава 16 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ

Глава 17 АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

РАЗДЕЛ V



Глава 16

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ

16.1. Назначение и классификация процессов контроля

С целью обеспечения стабильных условий обогащения и качества получаемых конечных продуктов обогащения необходимо систематически осуществлять оперативный контроль за теми параметрами, которые определяют качество перерабатываемого сырья и продуктов, получаемых в данный момент, а также контроль параметров, характеризующих режим технологических процессов фабрики.

Основными контролируемыми параметрами, влияющими на ход технологических процессов, являются: крупность, гранулометрический и вещественный состав перерабатываемого сырья (содержание влаги, химический, минералогический, фракционный состав и т.п.); отношение Ж : Т в питании флотации, магнитной сепарации, фильтрования и сгущения; степень аэрации и концентрация водородных ионов во флотации; расход и качество используемых реагентов; расход и давление воды и воздуха; температура пульпы и т.д.

К параметрам, характеризующим результаты обогащения, относятся: крупность и гранулометрический состав получаемых продуктов; содержание ценных компонентов и примесей в продуктах обогащения; содержание твердого в сливах и очищенных газах и др.

На современных обогатительных фабриках осуществляется непрерывный контроль массы перерабатываемой руды и выхода (по массе) конечных продуктов обогащения, объемного выхода обводненных продуктов, расхода реагентов, плотности пульпы,

pH жидкой фазы пульпы, гранулометрического состава тонкодисперсных обводненных продуктов, содержания влаги и некоторых химических элементов в продуктах обогащения и других показателей.

Непрерывный оперативный контроль технологического процесса и качества продуктов обогащения позволяет осуществить оперативное регулирование отдельных агрегатов и технологического процесса в целом.

Непрерывный оперативный контроль параметров и процессов позволяет реализовать автоматизацию управления технологией на обогатительной фабрике.

16.2. Опробование процессов и схем обогащения

Современная обогатительная фабрика представляет собой сложное производство, технологический процесс которого необходимо систематически контролировать.

Для этого на обогатительных фабриках определяется состав сырья и продуктов обогащения; организуется учет исходного сырья и продуктов обогащения; ведется наблюдение за правильным ведением технологического процесса; осуществляется регулирование обогатительного оборудования и аппаратуры; контролируется состав жидкой и газовой среды; составляются технологические и товарные балансы ценных компонентов и осуществляется ряд других операций контроля.

Важной составной частью этого является опробование исходной руды и продуктов обогащения, под которым понимается отбор, обработка и исследование проб материала.

Пробой называется часть массы материала, отобранная с целью исследования какого-либо его свойства. На обогатительных фабриках отбираются пробы для определения гранулометрического, минерального и химического составов продуктов, влажности материала, плотности и pH пульпы и других целей.

Минералогические пробы отбираются для микроскопического анализа с целью получения данных о минеральном соста-

ве сырья, вкрапленности, количественном соотношении отдельных компонентов и т.д. При минералогическом исследовании определяется также плотность, твердость, смачиваемость, магнитные и электрические и другие свойства минералов, используемые при обогащении.

Химические пробы отбираются для определения состава полезного ископаемого. По результатам химического анализа продуктов обогащения составляются технологические и товарные балансы.

Пробы для ситового и седиментационного анализов отбираются для характеристики материала по крупности.

Для определения плотности и щелочности пульпы также отбираются специальные пробы.

Систематически отбирают пробы для определения: содержания металлов в исходной руде, товарных концентратах и отвальных хвостах; содержания твердого в сливах классификаторов, гидроциклонов и сгустителей; щелочности пульпы; гранулометрического состава измельченной руды.

Периодически отбираются пробы для контроля работы обогатительных машин и отдельных переделов технологической схемы фабрики.

Основным требованием, предъявляемым к пробе, является максимальное отражение в ней тех свойств материала, для исследования которых она отобрана, т.е. проба должна быть *представительной*.

Представительность пробы обеспечивается тщательным усреднением ее состава, что достигается смешиванием отдельных частных проб (порций), отобранных из различных участков контролируемой массы или из непрерывного потока материала через определенное время.

Минимальная масса общей пробы, составленной из частных проб, зависит от назначения пробы, крупности максимальных кусков в опробуемом продукте, содержания и равномерности распределения определяемых компонентов в продукте, допустимой погрешности опробования.

Чем крупнее куски опробуемого материала, тем больше должна быть масса пробы. Зависимость массы пробы Q , кг, от размеров кусков руды выражается формулой Чечотта:

$$Q = k d^2, \quad (16.1)$$

где d — диаметр максимального куска, мм; k — коэффициент, зависящий от содержания в руде ценного компонента, крупности и равномерности его вкрапленности.

В зависимости от крупности и равномерности вкрапленности полезных минералов коэффициент k для руд цветных и редких металлов колеблется в пределах 0,05—1.

16.3. Контроль основных технологических параметров

16.3.1. Контроль масс и уровней

Контроль массы переработанной руды в зависимости от вида транспорта осуществляется взвешиванием на весовых платформах (точность контроля $\pm 0,5\%$) либо непрерывным взвешиванием на автоматических конвейерных весах (точность $\pm 1\%$).

Для измерения масс и потоков сыпучих материалов применяют конвейерные, платформенные, рельсовые, бункерные, крановые весы (рис. 16.1).

Конвейерные весы с подвижной рычажной системой и электрическим дифференциально-трансформаторным выходным преобразователем предназначены для измерения потока сыпучих $Q_{вх}$, т/ч, а также суммарного объема переработанной руды посредством встроенного интегратора $\left(\int_{t_0}^t Q(t) dt \right)$.

Для весов без подвижных элементов используются гидравлический и тензометрический весоизмерительные элементы (датчики усилий ДУ).

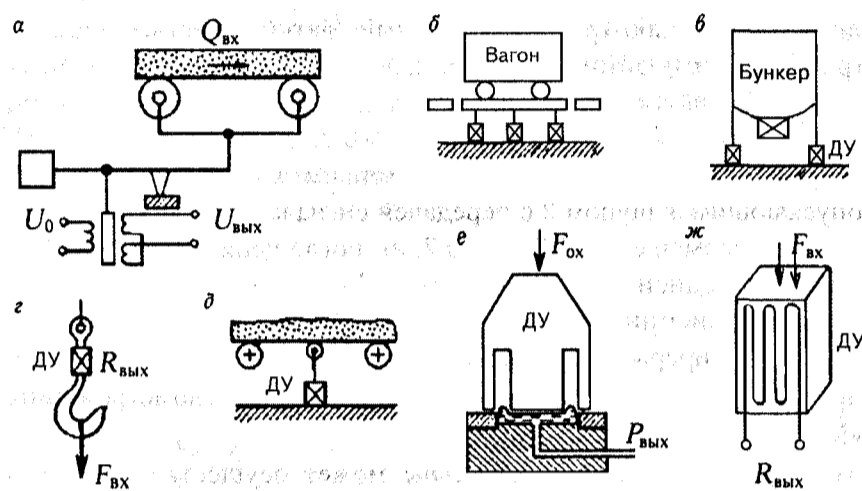


Рис. 16.1. Весы:

a — конвейерные с подвижной рычажной системой; *б* — платформенные; *в* — бункерные; *г* — крановые; *д* — конвейерные с тензодатчиком; *е, ж* — соответственно гидравлический и тензометрический весоизмерительные элементы; $Q_{\text{вых}}$, $F_{\text{вх}}$ — соответственно измеряемые поток и усилие; $U_{\text{вых}}$, $P_{\text{вых}}$, $R_{\text{вых}}$ — соответственно выходные напряжение, давление и сопротивление; ДУ — датчик усилия

Контроль уровня материала в рабочих зонах дробилок и мельниц осуществляют по косвенным сигналам: измеряют мощность (или ток) электропривода, шум мельницы, давление масла в подшипниках цапф мельниц.

Контроль гранулометрического состава заключается в определении содержания классов заданной крупности в анализируемой пробе. Этот вид анализа называется ситовым, если проводится с целью определения выхода классов крупнее 0,074 мм; для классов крупностью менее 0,074 мм анализ называется седиментационным или дисперсионным.

Для определения гранулометрического состава используют способы: полуавтоматический рассев сыпучих или пульпы на барабанных или плоских ситах 1 и взвешивание 2 (рис. 16.2, *a*); автоматическое измерение давления сыпучего потока на пробное тело 1 с передачей через пружину 2 смещения, например,

дифференциально-трансформаторный датчик перемещения 3 (рис. 16.2, б); автоматическое измерение характера ударных вибраций упругой пластины 1 под действием летящих частиц сыпучего потока или пульпы (рис. 16.2, в); прямое измерение крупности (l_{\max}) частиц пульпы в тонком слое 1 периодически опускающимся щупом 2 с передачей сигнала на чувствительный датчик перемещения 3 (рис. 16.2, г); поглощение пульпой ультразвука на одной или двух частотах (1 и 2 — соответственно источник и приемник ультразвука) (рис. 16.2, д).

Для непрерывного контроля гранулометрического состава продуктов разработан ряд автоматических гранулометров типа «Микрон», «Миллиметр» и др.

Контроль плотности пульпы может осуществляться ручным способом и автоматически. Под плотностью пульпы подразумевается содержание твердого в единице объема или массы пульпы, или соотношение между массой жидкой и твердой фаз, содержащихся в пульпе.

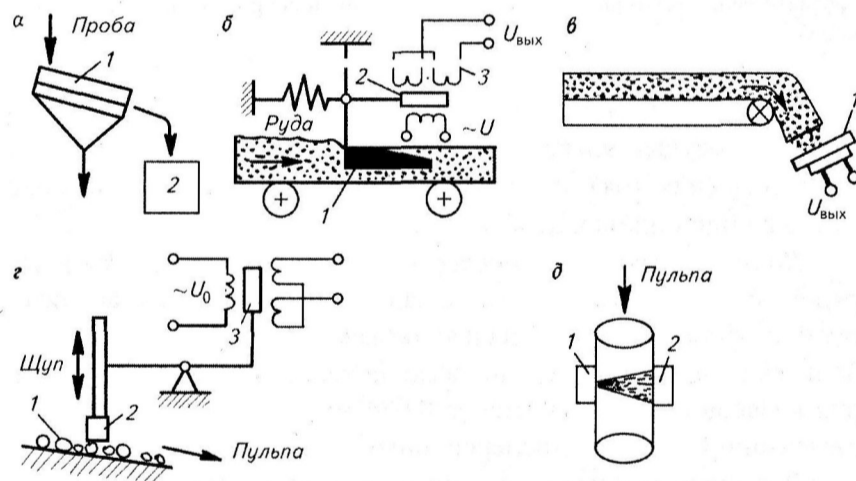


Рис. 16.2. Способы определения гранулометрического состава: а — полуавтоматический рассев материала; б — автоматическое измерение напора сыпучего материала; в — автоматическое измерение ударных вибраций; г — прямое измерение крупности частиц; д — ультразвуковой

При *ручном* опробовании (Ж : Т) отбирается проба пульпы с помощью мерного щелевидного пробника (объем пульпы при наполнении пробника до метки — строго постоянная величина). Отобранную пробу взвешивают и затем вычисляют плотность пульпы по одной из приведенных ниже формул:

$$\beta_{\text{тв}} = \frac{\delta(q-V)}{q(\delta-1)} 100, \quad (16.2)$$

$$C = \frac{\delta(q-V)}{V(\delta-1)}, \quad (16.3)$$

$$\text{Ж : Т} = \frac{V_{\delta} - q}{\delta(q-V)}, \quad (16.4)$$

где $\beta_{\text{тв}}$ — содержание твердой фазы в пульпе, %; q — масса пульпы в объеме пробника, кг; V — масса воды в том же объеме, кг; C — концентрация твердого в пульпе, г/л; Ж : Т — отношение количества жидкого к количеству твердого в пульпе.

Метод с использованием *плотномеров* основан на зависимости плотности ρ смеси жидких или (и) твердых компонентов от их концентрации $\rho = \sum \rho_i C_i$.

Измерительными системами могут быть различные плотномеры (рис. 16.3): пьезометрический $\Delta p = \Delta h \rho$; гидростатический; весовой $F = V_{\text{обр}}$; радиоизотопный $J \approx J_{0\text{exp}}(-I\rho)$. Промышленностью выпускаются весовые плотномеры типа ДУВ-3; ИПВФ, ИПП-1; поплавковые типа «Плотномер-1»; радиоизотопные типа ПР-1025 и др.

Контроль уровней материала в бункерах, чанах, флотационных машинах и других сборниках осуществляется с помощью *уровнемеров* различных конструкций (рис. 16.4). Поплавковые уровнемеры содержат в качестве первичного датчика поплавков и далее разнообразные вторичные преобразователи (рис. 16.4, а). Гидростатические уровнемеры в первичной части содержат пьезотрубки, во вторичной — манометры (рис. 16.4, б).

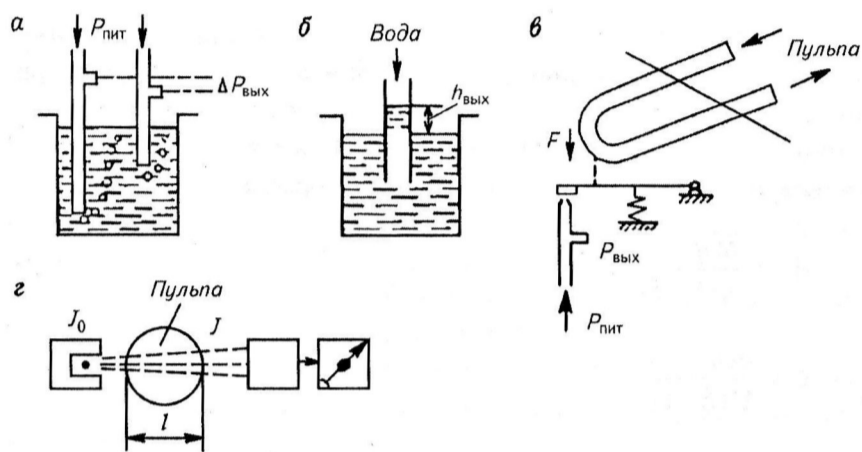


Рис. 16.3. Плотномеры:

a — пьезометрический; *б* — гидростатический; *в* — весовой; *г* — радиоизотопный; *P* — давление; *F* — вес пульпы; *l* — диаметр трубы; $h_{\text{вых}}$ — высота гидростолба

Электрические резисторные с реле *P1—P4*, емкостные и терморезисторные уровнемеры изменяют свои электрические параметры *R*, *C*, *L* при изменении уровня $h_{\text{вх}}$ (рис. 16.4, *в—д*). Так, в терморезисторном уровнемере проволока (первичный преобразователь) включена как плечо моста и слегка нагревается током источника напряжения U_0 ; при изменении уровня температура и сопротивление этого плеча изменяются, мост вырабатывает выходной сигнал $U_{\text{вых}}$, зависящий от уровня $h_{\text{вх}}$.

Измерение уровня с помощью γ -излучений (рис. 16.4, *е—з*) основано на законе поглощения Ламберта

$$J = J_0 \exp\left[-\sum a_i h_i / (4\pi l^2)\right],$$

где J_0 , J — интенсивность γ -лучей соответственно источника в точке 1 и приемника в точке 2; a_i — линейный коэффициент поглощения *i*-го участка материала (пропорциональный плотности); h_i — толщина *i*-го участка материала; l — общее расстояние, проходимое γ -лучами. Используют радиоизотопы ^{60}Co , ^{137}Cs и ^{192}Ir и др. Изменения измеряемых h_i в законе Ламберта

вливают на выходной сигнал J . Радиоизотопные уровнемеры применимы для любых сред (сыпучих, пульпообразных, жидких) в бункерах, открытых или закрытых сборниках (например, ГРП, ГР, ГР-8, СУРМ-2П).

Контроль расхода жидкостей, пульп, газов. Принципиальные схемы расходомеров приведены на рис. 16.5. Для расходомеров переменного перепада давления (рис. 16.5, а) с суживающейся частью трубы массовый расход определяют по формуле

$$Q = \alpha S \sqrt{2g\rho\Delta P},$$

где α — коэффициент, зависящий от типа сужения (нормальная или сегментная диафрагма, сопло Вентури или нормальное, трубка Вентури и т.д.); S — сечение сужения. Величину ΔP измеряют дифманометрами.

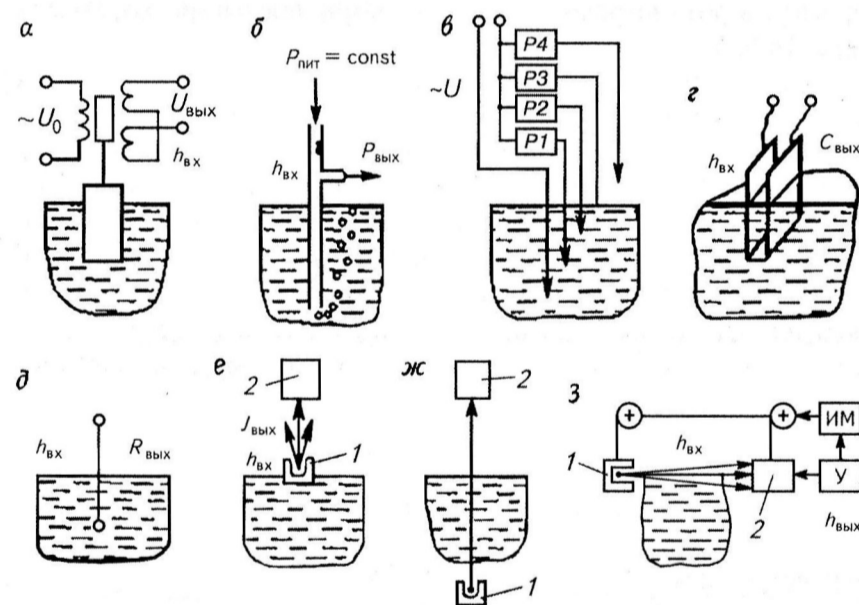


Рис. 16.4. Уровнемеры:
 а — поплавковые; б — гидростатические; в — электрические резисторные;
 з — емкостные; д — терморезисторные; е — радиоизотопные; У — усилитель; ИМ — исполнительный механизм

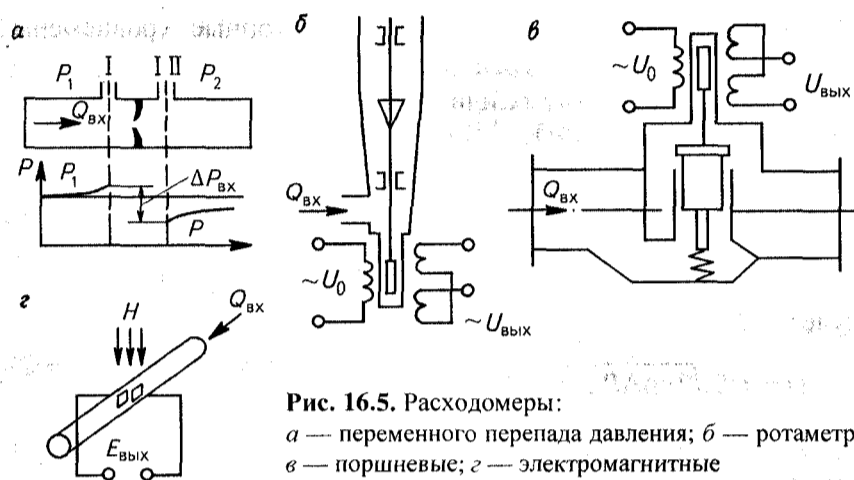


Рис. 16.5. Расходомеры:
 а — переменного перепада давления; б — ротаметр;
 в — поршневые; г — электромагнитные

В расходомерах постоянного перепада давления ($\Delta P \approx \text{const}$) при изменении расхода Q меняется проходное сечение, как, например, в ротаметрах (рис. 16.5, б) и поршневых расходомерах (рис. 16.5, в).

Рассмотренные расходомеры пригодны для гомогенных сред — жидкостей, газов, пульп с мелкой твердой фазой. Для обычных пульп применяют электромагнитные расходомеры (рис. 16.5, г). В электромагнитных расходомерах часть трубы с пульпой выполнена из немагнитного и неэлектропроводного материала и пронизывается магнитным полем H ; в столбиках жидкости, пересекающих силовые линии поля H со скоростью v , наводится ЭДС $E = klHv$, здесь k — коэффициент; l — длина столбика, равная расстоянию между электродами, с которых снимается ЭДС.

Таким образом, ЭДС служит мерой расхода $Q = Sv = \frac{SE}{klH}$.

Расходомеры пригодны для любой среды с удельным сопротивлением не ниже $1 \cdot 10^{-2}$ Ом-см, основная погрешность не превышает 1—2 %.

Возможны бесконтактные расходомеры на переменном токе, в них вместо электродов снаружи стенок трубы устанавливают две катушки, в которых первичная ЭДС в измеряемой среде наводит пропорциональную вторичную.

Выпускаемые расходомеры ИР-11, ИР-51Н позволяют измерять расход до 1000 м³/ч.

В ультразвуковых расходомерах используется либо сдвиг фазы $\Delta\phi$ ультразвуковых волн, направленных вдоль и против потока пульпы или жидкости, либо разница частот $\Delta\omega$ тех же волн; $\Delta\phi$ и $\Delta\omega$ зависят от скорости потока v ультразвукового расходомера (РУЗ-282).

В щелевых расходомерах поток пульпы задерживается в сосуде стенкой с узкой щелью для слива пульпы; изменение уровня $h_{\text{вых}}$ пульпы зависит от потока: чем он больше, тем выше уровень и наоборот. Промышленность выпускает щелевые расходомеры типа ЩР-1875, ДРЦМ-1, ДРЦМТ, а также расходомер твердого в пульпе ИРТ-1, представляющий собой комбинацию расходомера и плотногомера.

864263
16.3.2. Контроль вещественного состава твердых продуктов

Контроль вещественного состава продуктов обогащения осуществляется с применением автоматических анализаторов.

В анализаторах используются полярографический, рентгеноспектральный, радиоактивный, магнитометрический, оптико-спектральный, люминесцентный и другие методы анализа.

Полярографический метод применяется для определения содержания свинца, меди и цинка в пробах обогащаемых руд и в хвостах. Анализатор состоит из реактора для автоматического растворения навески сухого материала и полярографа переменного тока. Продолжительность всего цикла обработки пробы в анализаторе составляет примерно 7 мин. Полярограф применяется для определения содержания контролируемого металла от 0,05 до 5 %, относительная погрешность измерения составляет 5—7 %, масса анализируемой навески хвостов равна 5 г, руды 1 г. Применяют автоматические полярографы с дополнительным переменным током. Выпускают полярографы АНЖ-3, ДтП-43 для измерения содержания Cu, Pb, Zn и др.

СПГГИ (ТУ)
ГЛАВНАЯ
БИБЛИОТЕКА

Атомно-абсорбционная спектрометрия основана на сопоставлении длин волн поглощения элемента с длинами волн излучения. При этом поглощаемый свет от внешнего источника проходит сквозь пробу, помещаемую в пламя. По интенсивности регистрируемого луча судят о концентрации элемента в пробе. Метод позволяет измерять малые концентрации одного из элементов на фоне больших концентраций других.

Атомно-абсорбционные анализаторы типа «Спектр-5М» (РФ), «Перкин-Элмер» (США) позволяют производить автоматический контроль концентраций более 40 элементов в продуктах и технологических растворах с чувствительностью 0,03—0,5 %.

Радиоизотопный метод анализа применяется при определении самых различных компонентов полезных ископаемых. Так, рентгенорадиометрический анализатор «Минерал-3» пригоден для определения содержания элементов с атомными номерами от 25 до 60. Этот прибор успешно применяют на Тырныаузской фабрике для определения содержания молибдена и триоксида вольфрама. Продолжительность определения одного компонента составляет 8—10 мин, точность аналогична точности массовых химических анализов.

Нейтронно-активационный анализ применяется для определения содержания серебра, алюминия, вольфрама, меди, кобальта, марганца, цинка и других элементов в пробах руды и в продуктах обогащения крупностью до 15 мм и при влажности до 20 %. Разработан концентратомер «КМ-Кристалл», погрешность измерений которого составляет 0,2—0,5 абс. %.

Рентгеновская флюориметрия использует способность атомов и молекул пробы под действием рентгеновских лучей излучать вторичный дискретный спектр. Детектирование узкой полосы осуществляют фильтрами, изготовленными из элементов, имеющих близкие атомные номера (либо кристаллическим монохроматором). На обогатительных фабриках применяются автоматические рентгеновские анализаторы типа СРМ-18, СРМ-25 (Россия), ARL (США — Франция), «Курьер-300» (Финляндия), Amdel (Австралия).

Рентгеновские анализаторы способны измерять до 30 элементов в пробе при времени одного анализа 30—50 с.

Для приготовления анализируемого образца — таблетки диаметром 35 мм и толщиной 3 мм — пробу измельчают, сушат и прессуют в устройстве комплекта анализатора. Таблетка в вакууме облучается рентгеновскими лучами, и посредством монохроматора и встроенной ЭВМ анализируется спектр вторичного излучения; численные значения концентраций компонентов выдаются на дисплей и цифропечать.

16.3.3. Контроль состава жидких сред

Принципиальные схемы датчиков контроля состава жидких сред приведены на рис. 16.6.

Кондуктометрический, потенциометрический и полярографический методы основаны на влиянии ионного состава раствора на его электрические свойства, которые могут быть измерены с помощью двух электродов и внешней измерительной цепи.

Кондуктометрический метод использует зависимость удельной электропроводности λ раствора от концентрации C_B : $\lambda = k \alpha (u^+ + u^-) C_B$, где α — степень диссоциации; u^+ и u^- — подвижность ионов (рис. 16.6, а). Вместо C_B можно использовать C_D с учетом реакции $A + B \rightarrow D$.

Примеры кондуктометров с погруженными электродами: КК-7, КК-9; КИП-1; КНЧ1-10М; низкочастотные бесконтактные кондуктометры с трансформаторным преобразованием (ВНИИГ) и высокочастотный бесконтактный кондуктометр с индуктивной или емкостной измерительной ячейкой типа КВ4-ВЗ.

Потенциометрический метод использует зависимость разности потенциалов E между двумя электродами от концентрации C_B (либо C_D , $A + B \rightarrow D$) в соответствии с законом Нернста для окислительно-восстановительного потенциала отдельного электрода

$$E = E_0 - [0,059 \lg (C_{red} / C_{ox})]^{-1} n,$$

где E_0 — стандартный потенциал по отношению к водородному электроду; C_{red} и C_{ox} — концентрация соответственно восстановителя и окислителя; n — валентность ионов.

Частный случай потенциометрического метода — метод определения рН, т.е. концентрации водородных ионов $[H^+]$ в растворе: $pH = -\lg [H^+]$. В кислых средах $C_{H^+} = 10^{-7} \div 10^{-2}$ и рН 2—7; в щелочных $C_{H^+} = 10^{-16} \div 10^{-7}$, рН 7—16. В качестве индикаторного электрода обычно берут стеклянный электрод, сравнения — каломелевый (рис. 16.6, б). Стеклянный электрод чувствителен, но обладает большим внутренним сопротивлением. Это требует применения потенциометров с большим входным сопротивлением (рН-метров).

Спектрофотометрический метод использует сравнительный анализ спектров поглощения.

Схема спектрофотометра приведена на рис. 16.6, в.

Источником излучения является ртутно-кварцевая лампа L . В качестве монохроматора применен стеклянный фильтр из ультрафиолетового стекла УФС.

Фотометрическое устройство состоит из фотоэлемента Φ , кюветы 4 и диска 5 обтюлятора. Стенки кюветы сделаны из кварцевого стекла, прозрачного для ультрафиолетовых лучей.

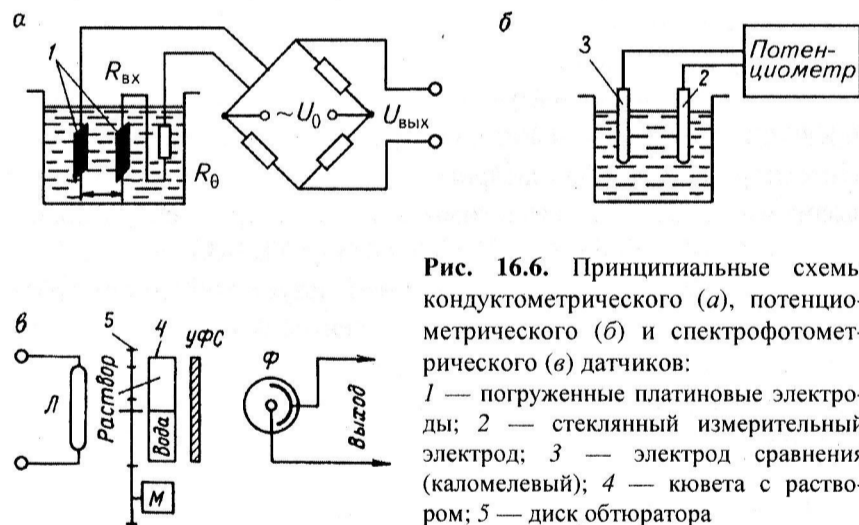


Рис. 16.6. Принципиальные схемы кондуктометрического (а), потенциометрического (б) и спектрофотометрического (в) датчиков:

1 — погруженные платиновые электроды; 2 — стеклянный измерительный электрод; 3 — электрод сравнения (каломелевый); 4 — кювета с раствором; 5 — диск обтюлятора

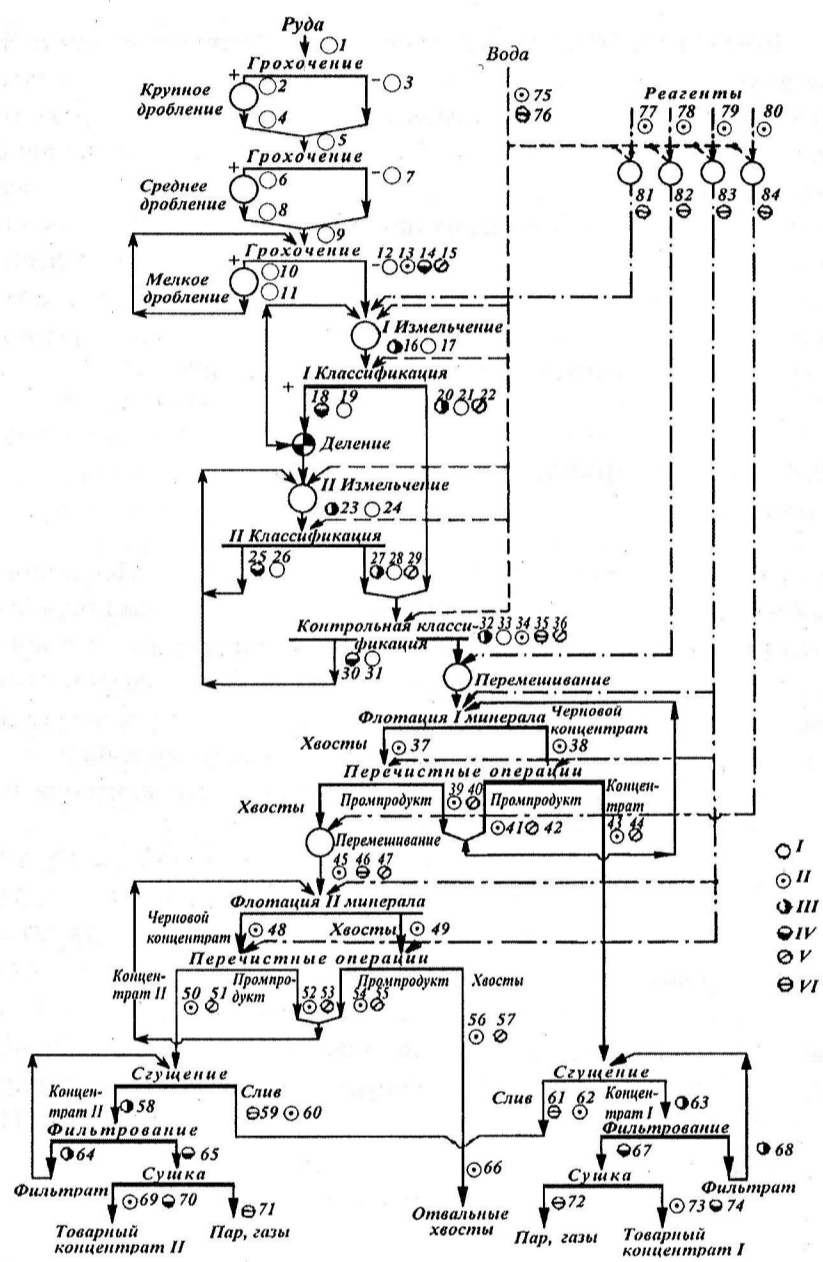


Рис. 16.7. Схема опробования и контроля на флотационной обогатительной фабрике

Возможность применения спектрофотометрического метода для анализа ксантогената определяется наличием в его составе тиокарбонильной группы атомов ($=C=S$), что дает характерную частоту в ультрафиолетовой области спектра поглощения с максимумом для волн длиной около 225, 300 и 380 нм. Наиболее интенсивна полоса поглощения при 301 нм. Присутствие цианида, щелочей и сернокислой меди не оказывает влияния, но необходимым является получение идеально прозрачных и неокрашенных растворов. Некоторые реагенты, например пиридин, могут оказывать влияние на результаты измерения.

16.4. Схемы опробования и контроля

Продукты опробуются различными способами. Неподвижные материалы (в бункерах, складах, отвалах, вагонах) опробуются преимущественно ручным способом. Опробование и контроль продуктов, перемещаемых внутри фабрики различными транспортными механизмами или движущихся по желобам и трубам, как правило, механизированы и автоматизированы.

На рис. 16.7 приведена схема опробования и контроля на флотационной обогатительной фабрике:

I — ситовый и седиментационный анализы (№ 1—12, 17, 19, 21, 24, 26, 28, 31, 33); *II* — химический анализ (№ 13, 34, 37—39, 41, 43, 45, 48—50, 52, 54, 56, 60, 62, 66, 69, 73, 75, 77—80); *III* — плотность пульпы (№ 16, 20, 23, 27, 32, 58, 63, 64, 68); *IV* — влажность продуктов (№ 14, 18, 25, 30, 65, 67, 70, 74); *V* — макро- и микроминералогический анализ (№ 15, 22, 29, 36, 40, 42, 44, 47, 51, 53, 55, 57); *VI* — концентрация реагентов, твердого в сливе стустителей, пыли в газах и др. (№ 35, 46, 59, 61, 71, 72, 76, 81—84).

Глава 17

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ¹

17.1. Общие сведения

Автоматизация производственных процессов обогащения имеет специфические особенности, обусловленные следующими причинами:

- промежуточное положение обогатительной фабрики в цепи преобразования сырья, добытого в шахте или карьере, в продукт, удовлетворяющий требованиям потребителей. Если количественные и качественные показатели сырья могут меняться стохастически, то на выходе фабрики качество продукта должно быть постоянным;
- обогащение каждого конкретного типа минерального сырья носит индивидуальный характер, обусловленный минералогическими и технологическими особенностями. Это приводит к большому разнообразию технологических схем обогащения и систем автоматического управления;
- сложность технологических процессов обогащения, затрудняющая получение их математических моделей и определяющая сложность автоматических систем управления;
- большинство датчиков технологических параметров процесса обогащения базируются на измерении косвенных показателей (энергопотребления, шума, расхода, плотности пульпы и т.п.);
- параметры рабочих органов обогатительного оборудования подвергаются изменению вследствие износа из-за

¹Материал изложен по [11, 12].

большой абразивности перерабатываемого сырья, что вызывает необходимость корректировки математических моделей технологических процессов.

Автоматизация технологических процессов обогащения имеет существенное значение для повышения количественных и качественных показателей процесса, снижения потерь полезных минералов с хвостами.

Уровень автоматизации обогатительной фабрики определяется ее производительностью, минеральным составом и колебаниями характеристик перерабатываемой руды.

17.2. Автоматизация процесса дробления

Дробление — головной технологический процесс передела руды, техническое состояние оборудования которого определяет производительность всей фабрики. Высокая энергоемкость процесса, тяжелые санитарно-гигиенические условия труда, необходимость получения максимальной производительности дробильных агрегатов обуславливают необходимость высокой степени автоматизации операций контроля и управления.

Внутреннее состояние дробилки характеризуется количеством материала в камере дробления G или уровнем материала H .

Управляемыми параметрами процесса дробления служат мощность P , потребляемая при дроблении, и уровень материала в камере дробления H .

В качестве управляющих параметров могут быть использованы производительность дробилки по исходной руде Q , частота качаний подвижного дробящего элемента n и ширина разгрузочного отверстия.

Автоматическое управление технологическим процессом дробления включает: управление загрузкой материала в дробилке; регулирование гранулометрического состава продуктов дробления; автоматический запуск и остановку оборудования; сигнализацию о режимах работы; автоматическую смазку дробилок.

На рис. 17.1 показаны возможные системы автоматического регулирования дробилки.

САР I — по сигналам датчика уровня 1 материала или мощности 2 изменяет расход руды на входе в дробилку.

САР II — по сигналу датчика крупности 3 дробленой руды изменяет размер разгрузочного отверстия дробилки. Такой же сигнал с включением на САР II может быть получен после рассева дробленого продукта на грохоте, взвешивания полученных надрешетного и подрешетного продуктов (датчики 5 и 6) и определения гранулометрического состава путем деления сигналов во вторичном приборе IV.

Производительность дробилки по исходной руде может быть стабилизирована с помощью САР I по сигналу датчика расхода руды 4.

САР III — регулирует частоту вращения двигателя по показаниям всех трех датчиков.

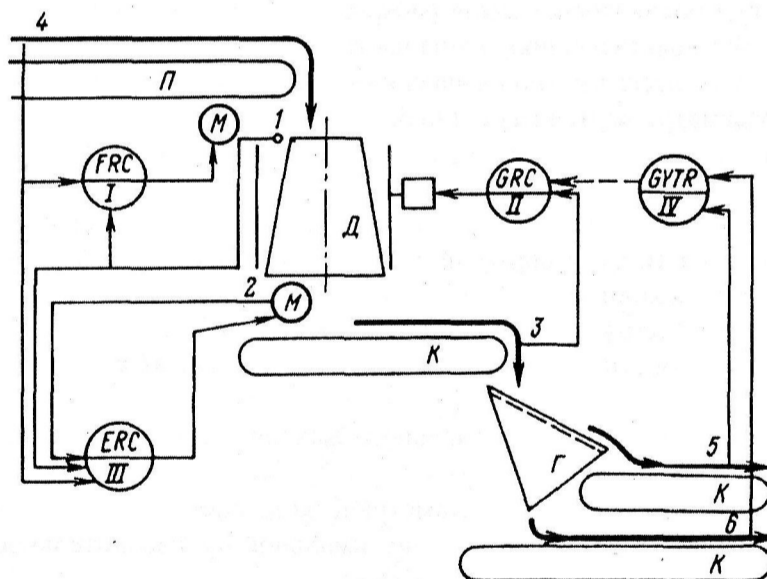


Рис. 17.1. Возможные системы автоматического регулирования дробилки: П — питатель; Д — дробилка; К — конвейер; Г — грохот; М — двигатель дробилки

САР IV — это система стабилизации мощности, потребляемой электродвигателями дробилок, изменением ширины разгрузочных отверстий дробилок. При снижении мощности регулятор по сигналам датчиков мощности подает команды в устройство регулирования ширины отверстия на уменьшение размера отверстия, а с возрастанием мощности — на его увеличение в допустимых пределах.

Таким образом, данная система регулирования позволяет путем интенсификации процессов дробления получить наименьшую крупность дробленого продукта при постоянной заданной производительности.

17.3. Автоматизация процесса измельчения

Измельчение и классификация в общем процессе обогащения руд предназначены для раскрытия полезных минералов перед обогащением и получения частиц требуемой крупности. Эти процессы всегда технологически связаны между собой и поэтому рассматриваются как единый управляемый объект.

Цели управления процессом измельчения могут быть следующие:

а) стабилизация гранулометрического состава продукта измельчения ($C_{x_{сл}} = \text{const}$) при постоянной производительности цикла по исходной руде ($Q_p = \text{const}$);

б) стабилизация гранулометрического состава и плотности пульпы, поступающей в процесс обогащения ($C_{x_{сл}} = \text{const}$, $\delta_{сл} = \text{const}$);

в) обеспечение максимального выхода готового класса ($q_{г.сл} \rightarrow \text{max}$);

г) стабилизация гранулометрического состава продукта измельчения ($C_{x_{сл}} = \text{const}$) при максимальной производительности цикла по исходной руде ($Q_p \rightarrow \text{max}$).

Системы автоматического регулирования процессом измельчения базируются на использовании легко измеряемых параметров — энергопотребления, уровня шума, плотности пуль-

пы, электрических характеристик привода мельницы (в частности, $\sin \varphi$).

На рис. 17.2 представлена возможная структура системы оптимизации процесса измельчения с использованием звукометрического датчика 1 или датчика циркуляционной нагрузки 5.

САР I — по сигналам датчика шума мельницы 1 воздействует на подачу руды.

САР II — по сигналам датчика расхода руды 3 и воды 4 регулирует подачу воды в мельницу. В этом случае датчик циркуляционной нагрузки 5 может отсутствовать.

САР III — по сигналу датчика расхода руды регулирует подачу шаров в мельницу.

САР IV — с датчиком плотности 2 регулирует плотности слива классификатора.

САР V — система регулирования частоты вращения мельницы по сигналу датчика 1 уровня шума.

Применяются автоматические системы стабилизации производительности с коррекцией по уровню шумового сигнала мельницы, крупности продукта измельчения, мощности, потребляемой двигателем мельницы (для самоизмельчения). Автоматизирован контроль расходов руды и воды, температуры подшипников, работы дренажных насосов.

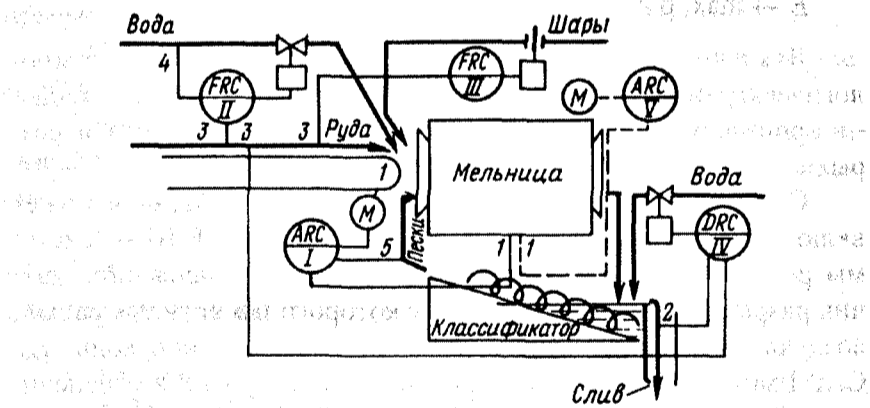


Рис. 17.2. Структура системы оптимизации работы мельницы

17.4. Автоматизация процессов гравитационного обогащения

17.4.1. Автоматизация процесса отсадки

Особенностью современной отсадочной машины является большое число управляющих воздействий и, как следствие, хорошая управляемость процессом. Найдены промежуточные выходные показатели, хорошо коррелированные с основными выходными показателями. Это разрыхленность и высота постели, амплитуда пульсаций, давление воздуха в воздушной камере.

Целью управления процессами отсадки может быть:
стабилизация выходных показателей

$$\gamma = \text{const}, \beta = \beta_{\text{зад}}; \quad (17.1)$$

оптимизация одного из выходных показателей при заданном значении другого

$$\gamma \rightarrow \text{max}, \beta \geq \beta_{\text{зад}}. \quad (17.2)$$

Оптимизировать можно также эффективность процесса отсадки $E = \epsilon_k^m - \epsilon_k^n$

$$E \rightarrow \text{max}, \beta \geq \beta_{\text{зад}}. \quad (17.3)$$

Для выполнения задач управления стабилизируются технологические и гидродинамические параметры процесса отсадки — производительность, расход воды и воздуха, высота и разрыхленность постели.

Структура системы стабилизации процесса отсадки может включать в себя (рис. 17.3): САР I, САР II и САР III — системы регулирования разрыхленности постели, содержащие датчик разрыхленности I , по сигналу которого изменяются расход воздуха Q_v , расход подрешетной q_v и транспортной воды $q_{\text{во}}$. САР I может быть связана с датчиком амплитуды 2 и обеспечивает автоколебательный режим работы отсадочной машины, для чего в нее подается сигнал с датчика уровня воды в воздушном

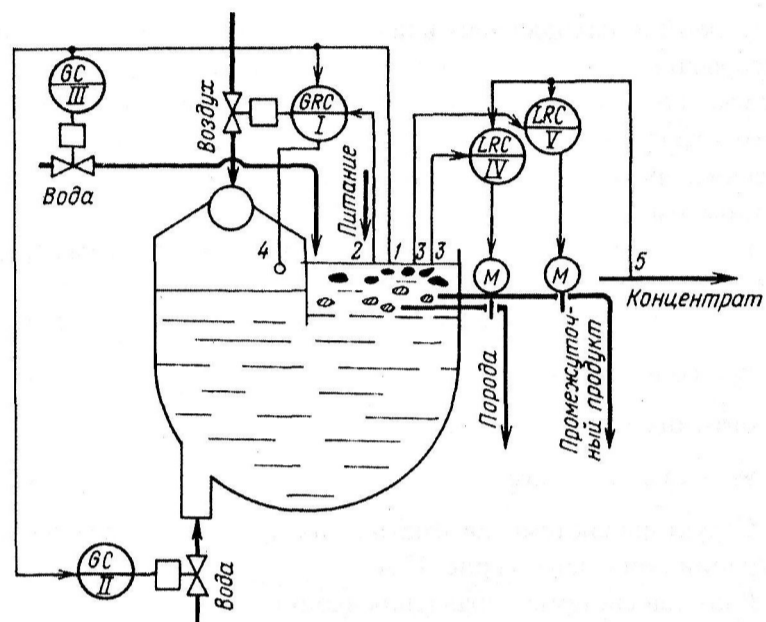


Рис. 17.3. Структура системы стабилизации процесса отсадки

отделении 4. САР IV и САР V — системы регулирования высоты постели в породном и промежуточном продуктивном отделениях, связанные с датчиками высоты постели 3, воздействующие на шиберные заслонки выпуска породы и промежуточного продукта.

САР V, а также САР IV можно использовать в качестве корректирующих сигналы датчиков зольности концентрата 5.

Для контроля степени разрыхленности отсадочной постели разработан датчик, позволяющий судить о ней по сопротивлению вращения вертикального лота.

17.4.2. Автоматизация процесса обогащения в тяжелых средах

Качественные показатели процесса обогащения в тяжелых средах в большей степени зависят от параметров рабочей суспензии — плотности, вязкости (зашламленности). Эти парамет-

ры суспензии, находящейся в процессе циркуляции, необходимо непрерывно контролировать и поддерживать на заданном уровне с высокой степенью точности. Для автоматического контроля плотности суспензии применяются пьезометрические, гидростатические, радиоактивные, весовые, индукционные и другие плотномеры.

Целью управления процессом обогащения в тяжелых средах является:

стабилизация выходных показателей

$$\gamma_{\beta} = \text{const}; \beta = \text{const}; \quad (17.4)$$

оптимизация выходных показателей

$$\gamma_{\beta} \rightarrow \text{max}; \beta = \text{const}. \quad (17.5)$$

Структура системы автоматизации процесса тяжелосредной сепарации приведена на рис. 17.4.

В состав системы управления входят:

САР I — система регулирования плотности суспензии в сепараторе, содержащая датчик плотности 1 и воздействующая либо на изменение расхода воды в сборник кондиционной суспензии *СКС*, либо на подачу туда же магнетита; САР I может получать корректирующий сигнал от датчика 4 зольности концентрата;

САР II — система регулирования зашламленности суспензии по сигналу датчика 2 содержания магнетита в суспензии воздействует на шибер 3, переключающий зашламленную пульпу в сборник некондиционной суспензии *СНС*.

В системе управления предусмотрен автоматический контроль и сигнализация уровней в технологических емкостях, контроль зольности исходного питания и концентрата.

Сигналы всех датчиков системы вводятся в ЭВМ для централизованной регистрации и расчета заданий системам стабилизации плотности рабочей и регенерированной суспензий. Корректировка заданий осуществляется в зависимости от зольности исходного питания и концентрата с целью стабилизации качества концентрата или оптимизации одного из выходных показателей процесса.

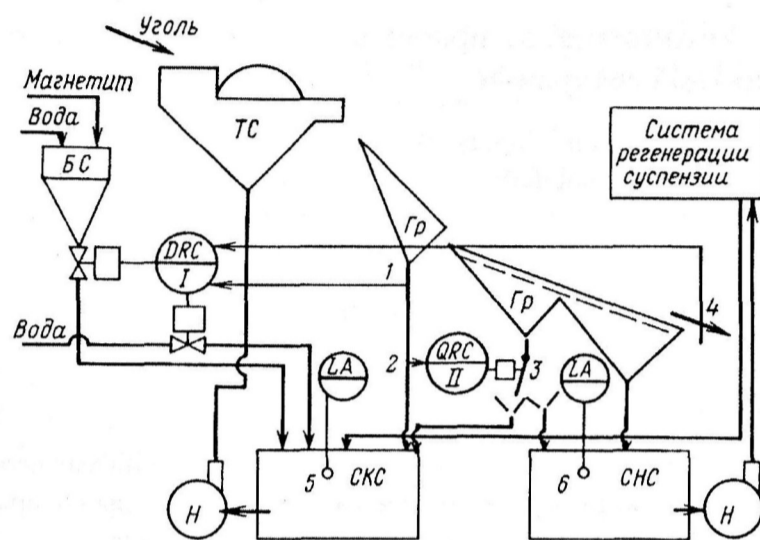


Рис. 17.4. Структура системы автоматизации процесса сепарации:
 ТС — тяжелосредный сепаратор; Гр — грохот; Н — насос; БС — бункер-смеситель; 1 — датчик плотности; 2 — датчик содержания магнетита; 3 — шиббер; 4 — датчик зольности; 5, 6 — датчики уровня

На отечественных обогатительных фабриках используются автоматические регуляторы плотности суспензий типа РПСМ, АРПС-3А, французской фирмы «ПИК», западногерманской фирмы «Ведаг». Эти регуляторы предназначены для автоматического контроля, регистрации и стабилизации плотности суспензии с высокой точностью ($0,001—0,005 \text{ кг/дм}^3$).

Для автоматизации тяжелосредных установок выпускается комплекс аппаратуры РУТА, структурно охватывающий три возможных варианта технологических схем:

- обогащение в одну стадию в колесных сепараторах или тяжелосредных гидроциклонах с разделением на два продукта;
- двухстадийное обогащение в колесных сепараторах с получением трех продуктов;
- обогащение в двух- и трехпродуктовых гидроциклонах с отдельной регенерацией промывных вод.

17.5. Автоматизация процесса магнитной сепарации

Цель управления процессом магнитной сепарации — обеспечение максимальной производительности технологической линии при постоянном качестве концентрата и ограничении на потери железа в хвостах:

$$\begin{aligned} Q &\rightarrow \max, \\ \beta_1 &< \beta < \beta_2, \\ \theta &\leq \theta_{\text{доп}}, \end{aligned} \quad (17.6)$$

где Q — производительность технологической линии магнитного обогащения; β_1 и β_2 — нижний и верхний пределы содержания железа в концентрате; $\theta_{\text{доп}}$ — допустимое содержание железа в хвостах.

Магнитный сепаратор как двухпродуктовый аппарат имеет два канала управления — качества концентрата и качества хвостов. Поэтому при выборе управляющего воздействия необходимо учитывать его влияние на обе выходные переменные β и θ .

На рис. 17.5 приведена возможная структура системы стабилизации работы магнитного сепаратора.

САР I с помощью датчика 2 содержания железа в концентрате регулирует плотность пульпы, изменяя подачу воды в классифицирующий аппарат.

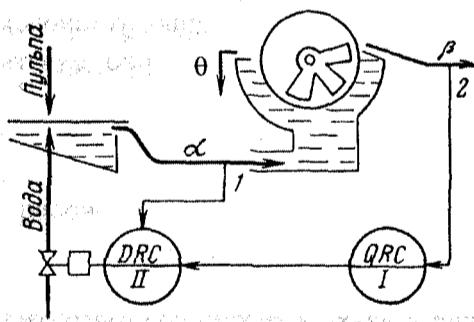


Рис. 17.5. Структура системы стабилизации работы магнитного сепаратора

САР II — система регулирования плотности пульпы с помощью датчика плотности I на сливе классификатора. При этом особенности процесса таковы, что при обогащении крупновкрапленных руд при ухудшении качества концентрата необходимо для его стабилизации увеличить плотность пульпы, а при обогащении тонковкрапленных руд — уменьшить ее.

Технологическую линию магнитного обогащения можно представить в виде последовательного соединения отдельных технологических комплексов (стадий), каждый из которых объединяет процессы измельчения, классификации и магнитной сепарации. При этом принцип постадийного управления линией заключается в стабилизации содержания железа в концентрате и максимизации выхода концентрата для каждой стадии, т.е.

$$\gamma_i \rightarrow \max; \beta_{1i} \leq \beta_i \leq \beta_{2i}; \theta_i \leq \theta_{i \text{ доп.}} \quad (17.7)$$

17.6. Автоматизация процесса флотации

Целью управления процессом флотации может быть максимизация извлечения металла в концентрат $\epsilon \rightarrow \max$ или минимизация потерь металла с хвостами $\theta \rightarrow \min$ при ограничении на качество концентрата $\beta \geq \beta_{\text{зад.}}$

Основу системы управления процессом флотации составляют локальные автоматические системы контроля и управления. Ввиду большого числа и разнообразия контролируемых и управляемых параметров в системах управления процессом флотации применяются локальные системы аналогового регулирования с расчетом заданий от ЭВМ (супервизорный режим) и системы (НЦУ) непосредственного цифрового управления.

Структура системы стабилизации флотационного процесса, состоящего из основной, контрольной и перечистой флотации, показана на рис. 17.6.

Отдельные элементы флотационной схемы, включающие в себя обычно несколько камер, охватываются системами стабилизации концентрации вещества САР I_i и системами стабилизации уровня пульпы САР II_i.

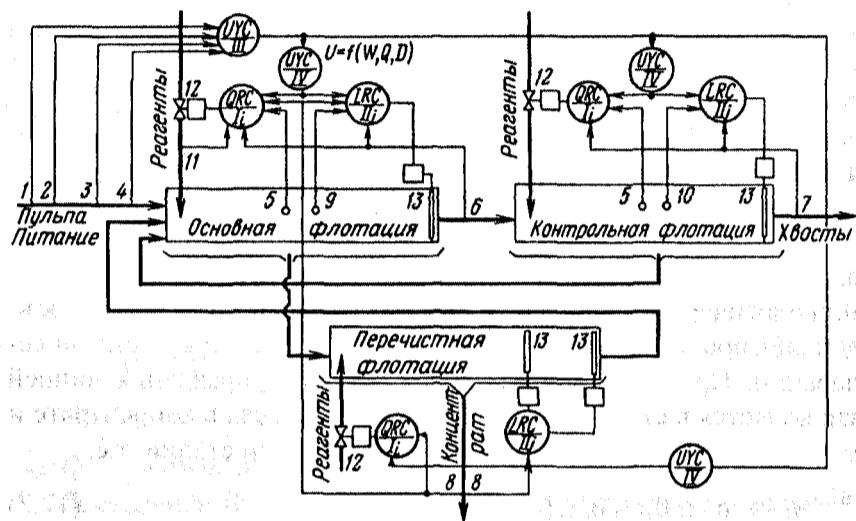


Рис. 17.6. Структура системы стабилизации процесса флотации:
 1—4 — датчики параметров входного потока пульпы — расхода твердого, гранулометрического состава, содержания компонентов, плотности; 5 — датчик состава пульпы в различных операциях; 6—8 — датчики содержания полезных компонентов в хвостах и в концентрате; 9, 10 — датчики уровня; 11 — датчик качества реагентов; 12 — дозаторы реагентов; 13 — шиберы

САР I_i — системы стабилизации концентрации вещества могут стабилизировать концентрацию вещества в пульпе, например, pH, ксантогената, растворенного кислорода, содержания металла; цвет, массу, уровень пены; массу и выход концентратов и уровней пульпы на основной флотации.

В качестве корректирующих используют сигналы датчиков содержания металлов в продуктах обогащения стабилизируемой операции. САР I_i воздействуют чаще всего на расходы соответствующих реагентов, иногда на подачу воздуха или воды.

САР II_j — системы стабилизации уровней пульпы являются вспомогательными системами, обеспечивающими необходимый объем концентрата. Они необходимы в связи с колебаниями объемных потоков пульпы. Эти колебания могут составлять $\pm 30\%$, а в некоторых случаях и более от номинального расхода пульпы. Регулирующими органами САР II_j являются обычно шиберы флотационных машин, а датчиками — уровнемеры. При

этом дополнительный корректирующий сигнал можно получать от датчиков содержания металла в концентрате либо в хвостах.

Система управления процессом флотации строится как многоуровневая иерархическая система контроля и управления. Это сложная комбинированная система, включающая разомкнутые и замкнутые контуры управления, контуры стабилизации отдельных параметров процесса и учитывающая как влияние возмущающих параметров на процесс, так и результаты управления.

Для оперативного контроля и управления процессом флотации применяются системы:

- автоматического контроля параметров поступающей пульпы (объемного расхода, плотности пульпы, расхода твердого);
- автоматического отбора и доставки проб на анализ;
- автоматического анализа содержаний металлов в исходном питании и продуктах обогащения;
- автоматического дозирования флотореагентов;
- автоматического контроля ионного состава пульпы;
- автоматического контроля и регулирования уровней пульпы во флотационных машинах;
- автоматического контроля толщины слоя пены.

Автоматизированы также контроль расхода реагентов, концентрации реагентов, работы импеллеров и пеногонов, перекачных насосов.

Для контроля объемного расхода пульпы на отечественных фабриках используются индукционные и щелевые расходомеры, на зарубежных — индукционные расходомеры с точностью измерения $\pm 0,5—1\%$.

Плотность пульпы измеряется пьезометрическими, весовыми и ареометрическими плотномерами. На зарубежных фабриках применяют в основном радиоактивные плотномеры.

Расход твердого в процессе флотации вычисляется по сигналам расходомера объемного расхода пульпы и плотномера.

Уровень пульпы во флотационных машинах измеряют в основном поплавковыми датчиками типа ДтП-31 разработки ВНИКИ «Цветметавтоматика» с выходным сигналом постоянного тока 0—5 мА; для измерения толщины слоя пены и уровня пульпы используют датчик «Игла-1» и измеритель уровня пульпы и пены «ИУП-1».

17.7. Автоматизация процессов обезвоживания

17.7.1. Автоматизация процесса сгущения

Цель управления процессом сгущения — стабилизация плотности сгущенного продукта, являющегося основным возмущающим воздействием для последующих операций обезвоживания при максимальной производительности сгустителя и допустимой плотности слива,

$$\delta_{\text{сл}} = \text{const}; q_p \rightarrow \text{max}; \delta_c \leq \delta_{\text{с. доп.}} \quad (17.8)$$

Все известные системы автоматической стабилизации процесса сгущения основаны на измерении плотности сгущенного продукта с помощью плотномера (радиоактивного, пьезометрического или весового). В качестве регулирующего воздействия используется изменение производительности сгустителя по сгущенному продукту посредством изменения проходного сечения разгрузочного отверстия или скорости откачки сгущенного продукта. Регулирование плотности сгущенного продукта осуществляется непрерывно или дискретно.

На рис. 17.7 показан упрощенный вариант системы стабилизации процесса сгущения, содержащий автономные системы стабилизации плотности пульпы в разгрузке сгустителя САР I и плотности слива САР II, на основе датчиков плотности слива и сгущенного продукта.

В состав системы входят плотномер 1, вторичный прибор 2, регулятор 3, исполнительный механизм 4 и регулирующий клапан. Система осуществляет непрерывное регулирование плотности сгущенного продукта с высокой точностью.

17.7.2. Автоматизация процесса фильтрации

Целью управления процессом фильтрации может быть: стабилизация основных выходных параметров — производительности и влажности

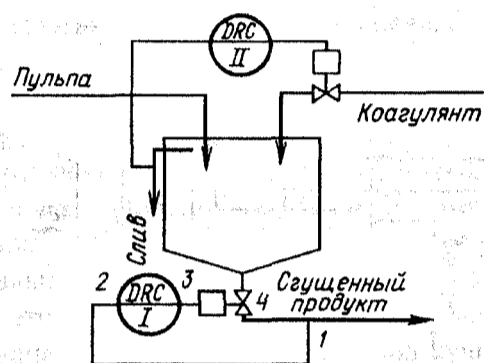


Рис. 17.7. Упрощенный вариант системы стабилизации процесса сгущения

$$w_k \leq w_{k,z}; q_k = q_{k,z}; \quad (17.9)$$

оптимизация одного из выходных параметров при сохранении заданного значения другого

$$w_k \rightarrow \min; q_k = q_{k,z}; \quad (17.10)$$

$$q_k \rightarrow \max; w_k = w_{k,z}.$$

При управлении процессом фильтрации используются многосвязные системы регулирования, содержащие несколько локальных систем автоматического регулирования (например, систему стабилизации разрежения в зоне набора осадка, систему стабилизации уровня пульпы, контроль температуры среды под кожухом фильтра и т.д.).

Возможная структура системы стабилизации влажности кек-ка вакуум-фильтра приведена на рис. 17.8. Основным контуром является САР I влажности с датчиком влажности 1, воздействующая на привод вакуум-фильтра. Вспомогательными могут являться датчики плотности исходной пульпы 2 и расхода пульпы в переливе 3. Каждый из них может улучшить работу вакуум-фильтра. Датчик 2 за счет использования управления по возмущению, датчик 3 — за счет упреждающей гибкой связи (производной) при внезапных изменениях расходов пульпы.

В настоящее время разрабатываются системы управления процессом фильтрации с использованием математических моделей,

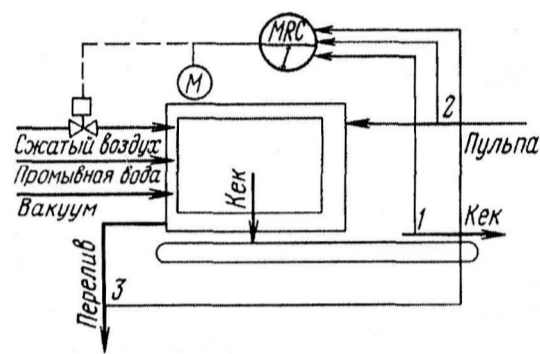


Рис. 17.8. Структура системы стабилизации влажности кека вакуум-фильтра

связывающих основные выходные показатели — влажность и производительность с входными параметрами — плотностью δ и температурой T пульпы, поступающей на фильтрацию, и управляющими параметрами — частотой вращения фильтрующего элемента n и вакуумом p . Обычно для этих целей используют регрессионные модели.

17.7.3. Автоматизация процесса сушки

Цель автоматического управления процессом сушки — его стабилизация

$$q_n = \text{const}, w_n = \text{const} \quad (17.11)$$

или оптимизация

$$q_n \rightarrow \text{max}, w_n = \text{const}. \quad (17.12)$$

Система управления процессом сушки должна обеспечивать оптимальный режим горения, необходимую скорость прохождения сушильного агента (топочных газов) через барабан, поддержание газового режима в различных точках барабана и стабильную влажность высушенного продукта.

По степени влияния на основной регулируемый параметр процесса — влажность высушенного продукта — входные па-

раметры располагаются в следующем порядке: исходная влажность кека, расход кека, температура сушильного агента и расход топлива.

Система (рис. 17.9) работает следующим образом. При изменении нагрузки (датчик 1) система регулирования I изменяет расход газа, пока не восстановит заданное соотношение температура в топке (датчик 2) — расход материала. Регулятор II пропорционально (датчики 3 и 4) изменяет расход первичного воздуха. Все это приводит к изменению разрежения (датчик 5) и система регулирования III изменяет расход сушильного агента, восстанавливая разрежение. Так как часть возмущений компенсирована не будет, влажность материала меняется, что приводит к изменению его температуры, измеряемой датчиком 6. Это с помощью гибкой связи позволяет регулятором IV изменять расход вторичного воздуха и расход топлива с помощью регулятора I и преобразователя V. Окончательная стабилизация процесса сушки осуществляется регулятором IV (и вместе с ним регулятором I) по сигналу датчика влажности 7.

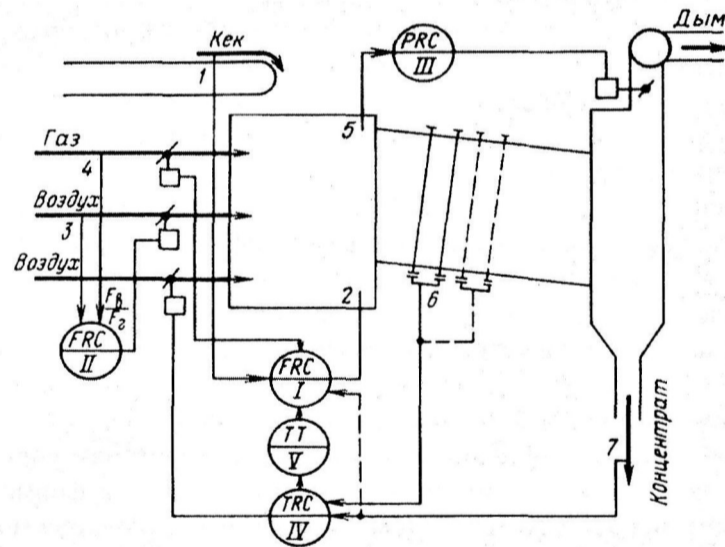


Рис. 17.9. Структура системы стабилизации и оптимизации работы сушильного барабана

17.8. АСУТП обогатительных фабрик

Автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП) обогатительных фабрик представляют собой особый, современный класс систем управления на базе ЭВМ. Их отличительная особенность состоит в сочетании функционирования автоматических и автоматизированных подсистем, использовании в алгоритмах логических операций, процедур накопления и обработки информации, развитых целевых функций.

АСУТП обогатительных фабрик должны решать следующие основные задачи:

- 1) контроль параметров процесса, включая все виды автоматического измерения технологических параметров с помощью аналоговых или дискретных датчиков, автоматический контроль состояния оборудования, автоматизированный контроль параметров, не поддающихся автоматическому измерению;
- 2) централизованный сбор и первичную обработку информации от датчиков параметров процесса;
- 3) представление информации на устройствах отображения для оценки и ведения технологического процесса;
- 4) расчет технико-экономических показателей;
- 5) автоматическое и автоматизированное управление технологическими процессами.

Основным элементом АСУТП (рис. 17.10) является вычислительная машина 1, которая получает информацию от аналоговых 2 и дискретных 3 датчиков. Эта информация может поступать на аналоговые устройства 4 представления и регистрации информации или на устройства регистрации дискретной информации — мнемосхемы 5. Оператор-технолог обращается к УВМ при помощи пульта 6 для ввода информации, не получаемой от автоматических датчиков, установки задания системам управления и запроса необходимой информации, которая в форме видеодиаграмм представляется на дисплеях 7. Параллельно она может регистрироваться печатающими устройствами 8.

На основе собранной и обработанной информации в соответствии с алгоритмом управления УВМ вырабатывает команды

дискретным 9 или 10 исполнительным механизмам, передающим с помощью регулирующих органов управляющие воздействия объекту управления.

Уровень автоматизации обогатительной фабрики определяется ее производительностью, минеральным составом и колебаниями характеристик перерабатываемой руды.

На фабриках с высокой производительностью осуществляется одновременный контроль и управление большим числом технологических параметров, что невозможно без внедрения автоматизации.

Сложный минеральный состав руды, вкрапленность минералов и другие параметры обуславливают усложнение схем обогащения, а также контроля и управления процессом и, следовательно, необходимость повышения уровня автоматизации.

АСУТП фабрикой имеет разветвленную сеть станций индикации данных: СИД 1 — станция индикации данных генерального директора ГОКа, СИД 2 — заместителя генерального директора ГОКа, СИД 3 — главного инженера ГОКа, СИД 4 — заместителя главного инженера ГОКа, СИД 5 — начальника фабрики, СИД 6 — главного инженера фабрики, СИД 7 и СИД 8 — операторов главного корпуса.

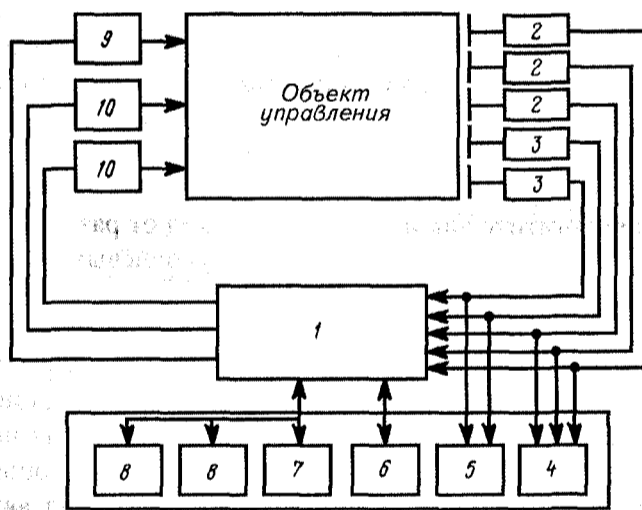


Рис. 17.10. Функциональная схема АСУТП

Основу современных АСУТП обогатительных фабрик составляют анализаторы вещественного состава на потоке и управляющие вычислительные машины.

Получают распространение автоматизированные системы аналитического контроля (АСАК) продуктов обогащения на базе рентгеновских флуоресцентных анализаторов пульпообразных и порошкообразных проб СРМ-18 и СРМ-25 (Россия), «Курьер-300» (Финляндия), «Амдел» (Австралия), РСХQ фирмы ARL (США).

Управляющие вычислительные машины (УВМ) на зарубежных фабриках применяют в комплекте со специализированными пультами, позволяющими оперативно перевести управление процессом на ручное при отказе УВМ. Характерно применение наряду с непосредственным цифровым (НЦУ) супервизорного управления, при котором важнейшие цепи управляются аналоговыми регуляторами, а УВМ изменяет задания регуляторам, причем каналы непосредственного цифрового управления (НЦУ) составляют 20—30 % общего числа каналов управления.

Для супервизорного управления разработаны комплексы КРТП (Россия), «Проскон-103» и «Проскон-20» (Финляндия), «Кент-К-90» (Великобритания).

Системы НЦУ на фабриках находятся на разных уровнях развития — от разомкнутых систем дозирования реагентов по производительности и содержанию металлов в питании (фабрики «Учалинская», Россия, «Страткона», Канада и др.) до систем оптимизации процесса флотации (фабрика «Пюхасальми», Финляндия). Характерны усложнение структуры систем управления на каждой обогатительной фабрике, переход от разомкнутых алгоритмов к комбинированным и многоуровневым структурам управления.

Множество фирм, производящих приборы и компьютеры, продают «распределенные системы контроля», которые на основном уровне уже снабжены эффективными операционными устройствами. В настоящее время большинство новых предприятий объединяют такие системы основного уровня в общие системы адаптивного или оптимального регулирования автоматического управления.

ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава 18
ОСНОВЫ ВЫБОРА И РАЗРАБОТКИ
СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ

Глава 19
ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

Глава 20
ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ
МЕТАЛЛОВ

Глава 21
ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ
МЕТАЛЛОВ

Глава 22
ОБОГАЩЕНИЕ РУД РЕДКИХ
И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

Глава 23
ОБОГАЩЕНИЕ РУД БЛАГОРОДНЫХ
МЕТАЛЛОВ И АЛМАЗОВ

Глава 24
ОБОГАЩЕНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ



РАЗДЕЛ VI

Глава 18

ОСНОВЫ ВЫБОРА И РАЗРАБОТКИ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ

18.1. Технологическая оценка полезных ископаемых

Технологическая оценка полезных ископаемых заключается в исследовании их обогатимости для определения и утверждения запасов месторождения, разработки технологии обогащения и получения необходимых данных для проектирования обогатительных фабрик, разработки новых технологических схем и режимов для усовершенствования технологии обогащения руд на действующих обогатительных фабриках, а также испытания новых машин и реагентов.

Определение обогатимости полезных ископаемых представляет собой комплекс разносторонних исследований: изучение вещественного состава сырья, крупности и характера вкрапленности полезных минералов; разработку технологии обогащения выбранными методами; установление технологических показателей с учетом комплексного использования сырья и охраны окружающей среды.

Для оценки и утверждения запасов месторождения исследование обогатимости полезных ископаемых проводят главным образом в лабораторном масштабе и в сокращенном объеме, так как в этом случае не требуется детальная разработка технологии обогащения. Для проектирования новых фабрик или усовершенствования технологии действующей фабрики, как правило, проводят исследования в три этапа: лабораторные, полупромышленные и промышленные. В отдельных случаях проектирование фабрик осуществляют по данным лишь лабораторных испытаний.

Первичную оценку обогатимости полезного ископаемого и предельно возможные технологические показатели определяют на основе фракционного (гравитационного, магнитного, флотационного) анализа в лабораторных условиях.

Фракционным анализом называют разделение полезного ископаемого на фракции различной плотности (магнитной восприимчивости, флотируемости и др.) с целью определения характеристики его обогатимости. Под характеристикой обогатимости понимают количественное и качественное соотношение фракций с различным значением разделительного признака в полезном ископаемом.

Фракционный гравитационный анализ полезного ископаемого

Фракционному анализу подвергают различные классы крупности. В качестве разделительных сред используют водные растворы минеральных солей, органические жидкости и суспензии различной плотности.

Анализ полезных ископаемых крупностью до 1 мм проводят в статических условиях разделения с применением небольших емкостей со средами различных плотностей, а крупностью менее 1 мм — в динамических условиях разделения с применением центрифуг типа ЦЭ-3.

Для фракционного анализа проб угля используют тяжелые жидкости, плотность которых более 1000 кг/м^3 и составляет 1300, 1400, 1500, 1600, 1800 кг/м^3 и реже 2000, 2200 кг/м^3 .

Для фракционного анализа руд используют тяжелые жидкости и суспензии плотностью 2400, 2700, 3000, 3500, 3700, 4000, 4200 кг/м^3 . Схема проведения фракционного анализа показана на рис. 18.1.

В приготовленные жидкости или суспензии с помощью сетчатого бачка последовательно погружают пробу порциями не более 10 кг, каждый раз снимая и отделяя сетчатым черпаком всплывшие на поверхность легкие фракции. Число фракций составит $n + 1$, где n — число жидкостей или суспензий. Полученные фракции промывают водой, высушивают, взвешивают, под-

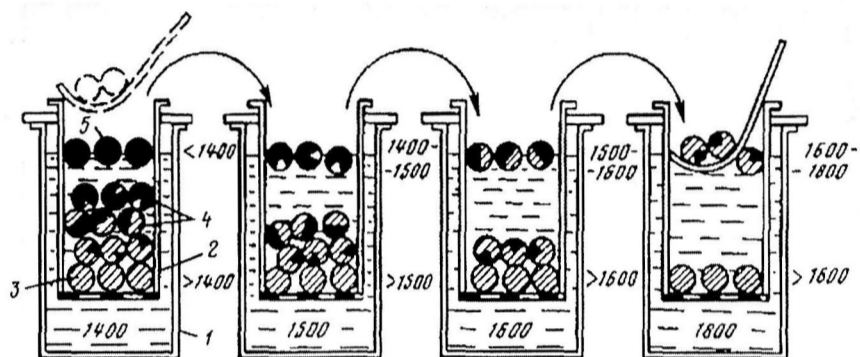


Рис. 18.1. Схема фракционного анализа угля:
 1 — бачок с тяжелой жидкостью; 2 — бачок с сетчатым дном; 3 — тяжелые фракции (потонувшие); 4 — фракции промежуточной плотности; 5 — легкие фракции (всплывшие); 1400 — 1800 кг/м³ — плотность

вергают разделке, после чего направляют на химический анализ для определения содержания золы (уголь) или ценного компонента (руда).

Результаты фракционного анализа оформляют в виде таблицы, аналогичной табл. 18.1.

Пример заполнения табл. 18.1

Массу каждой фракции и шлама заносят в графу 2 и вычисляют общую пробу.

В графу 3 заносят выход каждой фракции в процентах от класса. Например, выход фракции плотностью 1300—1400 кг/м³

$$\gamma = \frac{9,07 \cdot 100}{16,19} = 56,0 \%$$

В графу 4 заносят зольность A^d каждой фракции и шлама по данным химического анализа.

По данным граф 3 и 4 вычисляют средневзвешенную зольность $A^d_{св}$ для класса (обесшламленной пробы). Для удобства расчета используют данные графы 5, где помещены произведения значений граф 3 и 4:

$$A^d_{св} = \frac{\sum \gamma A^d}{\sum \gamma} = \frac{(147,3 + 144,6 + 109,5 + 77,6 + 130,9 + 404,1 + 878,5)}{100} = 18,93 \%$$

Вычисляют зольность исходной пробы (со шламом)

$$A^d_{общ} = \frac{(16,19 \cdot 18,93 + 0,5 \cdot 22,5)}{16,69} = 19,05 \%$$

Таблица 18.1

Результаты фракционного анализа угля класса I3—25 мм

Плотность фракции, кг/м ³	Выход фракции γ		Зольность фракции $A^d, \%$	γA^d	Всплывшие фракции		Погонувшие фракции	
	кг	%			выход сверху $\gamma_b, \%$	$A^d, \%$	выход снизу $\gamma_n, \%$	$A^d, \%$
I	2	3	4	5	6	7	8	9
До 1300	—	—	—	—	—	—	100,0	18,93
1300—1400	9,07	56,0	2,63	147,3	56,0	2,63	44,0	39,66
1400—1500	2,525	15,6	9,27	144,6	71,6	4,08	28,4	56,35
1500—1600	0,915	5,7	19,21	109,5	77,3	5,19	22,7	65,68
1600—1800	0,445	2,7	28,75	77,6	80,0	5,99	20,0	10,68
1800—2000	0,52	3,2	40,93	130,9	83,2	7,33	16,8	76,35
2000—2100	0,95	5,9	68,5	404,1	89,1	11,38	10,9	80,64
Свыше 2100	1,765	10,9	80,64	878,5	100,0	18,93	—	—
Обесшламленная проба	16,19	100,0	18,93	1892,5	—	—	—	—
Шлам	0,5	—	22,5	—	—	—	—	—
Исходная проба	16,69	—	19,05	—	—	—	—	—

Суммарный выход всплывших (графа 6) и потонувших (графа 8) фракций вычисляют по данным графы 3, суммируя их сверху вниз для всплывших фракций и снизу вверх для потонувших.

Суммарную зольность всплывших фракций (графа 7) вычисляют делением суммы произведений γA^d (графа 5) на суммарный выход фракций (графа 6). Например, $(147,3 + 144,6) / 71,6 = 4,08 \%$.

Суммарную зольность потонувших фракций (графа 9) вычисляют по данным граф 5 и 8. Например, $(1892,5 - 147,3) / 44,0 = 39,66 \%$; $[1892,5 - (147,3 + 144,6)] / 28,4 = 56,35 \%$.

По результатам фракционных анализов строят **кривые обогатимости** (рис. 18.2).

Кривую λ , называемую кривой распределения зольности по элементарным слоям в зависимости от выхода фракций определенной плотности, строят по данным граф 3 и 4 (см. табл. 18.1). Каждую ординату построенных прямоугольников делят пополам и через точки на серединах проводят плавную кривую λ .

Кривая β показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций (концентрата) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 6 и 7.

Кривая θ показывает зависимость между суммарным выходом потонувших фракций (породы) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 8 и 9.

Кривая δ показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и плотностью разделения; ее строят по данным граф 1 и 6.

При правильном построении кривых обогатимости выполняются следующие условия:

- конечная точка кривой β и начальная точка кривой θ должны лежать на прямой, параллельной оси ординат и проходящей через точку на оси абсцисс, которая соответствует зольности исходной пробы угля (в нашем примере 18,93 %);
- начальные точки кривых β и λ , а также конечные точки кривых λ и θ должны совпадать;
- площади треугольников, отсекаемых при построении кривой λ в пределах каждой фракции, должны быть равны.

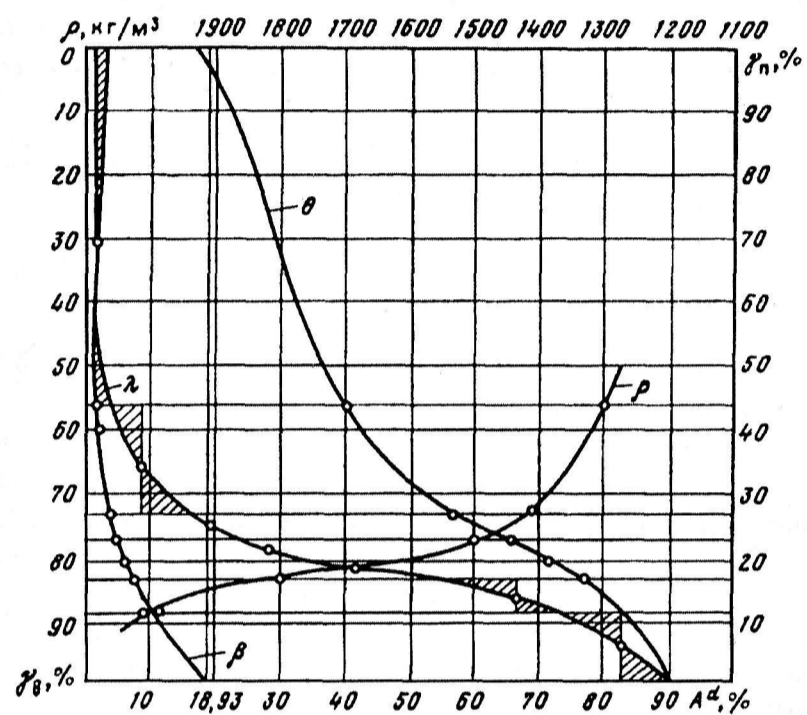


Рис. 18.2. Кривые обогатимости угля

Начальные и конечные точки кривых обогатимости отражают зольности в верхнем и нижнем элементарных слоях или зольности соответственно чистого куска угля плотностью 1240 кг/м^3 и зольностью 3% и чистого куска породы плотностью 2600 кг/м^3 и зольностью 90% .

Фракционный флотационный анализ полезного ископаемого

При проведении фракционного флотационного анализа полезных ископаемых в качестве разделительного фактора принимают время флотации. Анализ проводят в флотационной лабораторной машине путем дробной флотации, выделяя во фракции пенный продукт через заданный интервал времени, например, через 1 мин . Полученные фракции обезвоживают, высушивают,

взвешивают, подвергают разделке и направляют на химический анализ для определения содержания золы (для угля) или ценного компонента (для руды).

Результаты фракционного флотационного анализа оформляют в виде табл. 18.2, аналогичной табл. 18.1 для гравитационного анализа.

По данным граф 2 и 3 заполняют графы 4, 5, 6 и 7 табл. 18.2.

Суммарный выход концентрата (графа 4):

$$61 + 12,2 = 73,2 \%$$

$$73,2 + 3,2 = 76,4 \% \text{ и т.д.}$$

Средняя зольность концентрата составит (графа 5):

$$(61,0 \cdot 4,5 + 12,2 \cdot 8,0) / 73,2 = 5,1 \%$$

$$(73,2 \cdot 5,1 + 3,2 \cdot 20,3) / 76,4 = 5,8 \% \text{ и т.д.}$$

Таблица 18.2

Данные для построения кривых флотиремости угля класса 0—0,5 мм

Время флотации, мин	γ, %	A ^d , %	Суммарно, %			
			Концентрат		Отходы	
			сверху γ	A ^d	снизу γ	A ^d
1	2	3	4	5	6	7
1	61,0	4,5	61,0	4,5	100,0	20,8
2	12,2	8,0	73,2	5,1	39,0	46,3
3	3,2	20,3	76,4	5,8	26,8	63,8
4	1,5	29,4	77,9	6,2	23,6	69,7
5	2,8	41,4	80,7	7,4	22,1	72,4
6	19,3	76,9	100,0	20,8	19,3	76,9
Исходный	100,0	20,8				

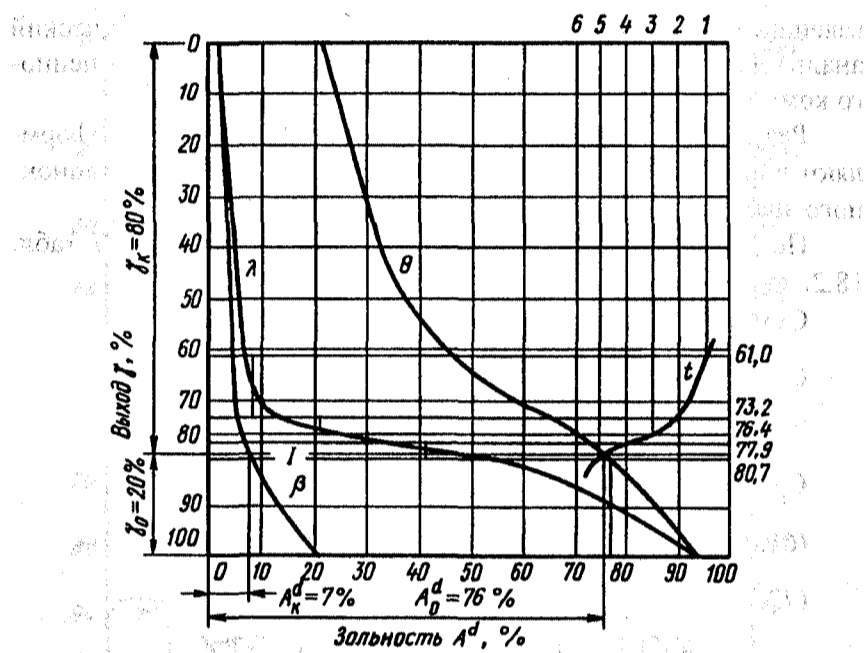


Рис. 18.3. Кривые флотуемости угля класса 0—0,5 мм

Графы 6 и 7 заполняют аналогично последовательным суммированием данных снизу вверх.

Кривые флотуемости строят аналогично кривым гравитационной обогатимости (рис. 18.3).

По кривым обогатимости возможно решение целого ряда практических задач:

- определение теоретических выходов и зольностей продуктов обогащения;
- определение характеристики обогатимости по содержанию промежуточных фракций, плотность которых близка к граничной плотности;
- сравнение обогатимости классов крупности углей различных пластов и шахт, руд различных рудников и участков месторождения;
- определение теоретических выходов продуктов обогащения по их заданной зольности или содержанию ценного компонента и наоборот;

- определение теоретического выхода и зольности (или содержания ценного компонента) продуктов обогащения по заданной плотности разделения ρ_p и наоборот.

Например, обогатимость угля при плотности разделения 1500 кг/м^3 оценивают по выходу промежуточных фракций. При этом считают, что чем меньше выход фракций плотностью $1400\text{—}1600 \text{ кг/м}^3$ ($\pm 100 \text{ кг/м}^3$ по отношению к выбранной плотности 1500 кг/м^3), тем легче обогатимость угля.

Выход промежуточных фракций, %:	Обогатимость
0—7	Легкая
7—10	Средняя
10—15	Трудная
15—20	Очень трудная
20—25	Исключительно трудная
25	Сверхтрудная

Характеристику обогатимости определяют также по очертанию кривой λ . Чем более пологий вид кривой λ , тем легче обогатимость полезного ископаемого, и, наоборот, чем более крутой вид кривой λ , приближающийся к наклонной линии к оси абсцисс, тем труднее обогатимость.

Пример 1

Даны кривые обогатимости угля класса $0,5\text{—}13 \text{ мм}$ (рис. 18.4). Определить: выход концентрата и плотность разделения при заданной зольности $A_k^d = 5 \%$; выход отходов и плотность разделения при заданной зольности $A_o^d = 78 \%$; выход и зольность концентрата при заданной плотности разделения $\rho_p = 1550 \text{ кг/м}^3$.

На оси абсцисс (см. рис. 18.4) откладываем в масштабе зольность концентрата $A_k^d = 5 \%$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой концентрата β . Через полученную точку a проводим разделяющую линию II , параллельную оси абсцисс.

Выход концентрата отсчитываем в масштабе по оси ординат сверху до линии II : $\gamma_k = 75 \%$.

Плотность разделения находим проецированием точки b на верхнюю ось плотности — $\rho'_p = 1420 \text{ кг/м}^3$.

На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность отходов $A_o^d = 78 \%$ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой отходов θ . Через точку c проводим разделяющую линию II . Выход

отходов отсчитываем в масштабе по оси ординат снизу до пересечения оси ординат с линией II II: $\gamma_o = 18,5\%$. Плотность разделения $\rho_p'' = 1820$ кг/м³ находим аналогично плотности ρ_p' .

На верхней оси плотности откладываем в масштабе плотность разделения $\rho_p = 1550$ кг/м³ и проводим линию, параллельную оси ординат, до пересечения с кривой ρ . Через точку d проводим разделяющую линию III III. Выход концентрата отсчитываем на оси ординат сверху: $\gamma_k = 81\%$, а зольность — на оси абсцисс — расстояние от оси ординат до точки e пересечения линии III III с кривой β : $A_k^d = 7,5\%$.

Пример 2

По кривым обогатимости угля класса 13—100 мм составить теоретический баланс продуктов обогащения, если заданная зольность отходов $A_o^d = 77\%$. Зольность класса 13—100 мм $A_{13-100}^d = 20,2\%$.

По заданной зольности концентрата $A_k^d = 4,5\%$ находим по кривым обогатимости его выход $\gamma_k = 64,5\%$.

По заданной зольности отходов $A_o^d = 77\%$ находим их выход $\gamma_o = 18\%$.

Выход и зольность промпродукта находим из уравнения баланса:

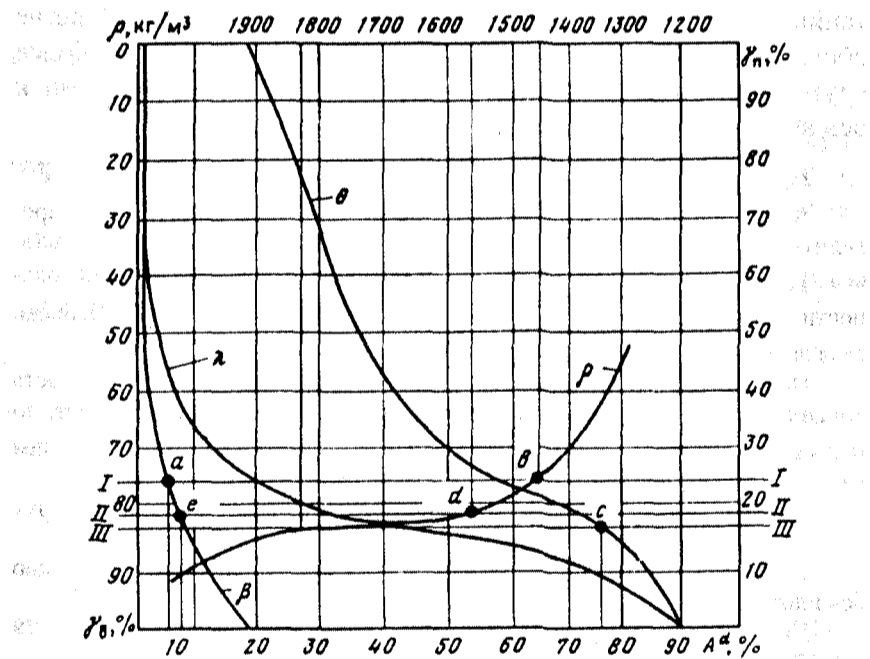


Рис. 18.4. Кривые обогатимости угля класса 0,5—13 мм

$$\gamma_{п.п} = 100 - \gamma_k - \gamma_o = 100 - 64,5 - 18 = 17,5 \%$$

$$A_{п.п}^d = (100A_{13-100}^d - \gamma_k A_k^d - \gamma_o A_o^d) / \gamma_{п.п} =$$

$$= (100 \cdot 20,2 - 64,5 \cdot 4,5 - 18 \cdot 77) / 17,5 = 19,6 \%$$

Правильность составления теоретического баланса проверяем подсчетом зольности исходного угля класса 13—100 мм:

$$A_{13-100}^d = (64,5 \cdot 4,5 + 17,5 \cdot 19,6 + 18 \cdot 77) / 100 = 20,2 \%$$

В результате получаем теоретический баланс продуктов обогащения угля класса 13—100 мм:

Продукт	Исходный	Концентрат	Промпродукт	Отходы
Выход γ , %	100	64,5	17,5	18
Зольность A^d , %	20,2	4,5	19,6	77

Пример 3

По результатам дробной флотации угля класса 0—0,5 мм (см. табл. 18.2) и кривым флотуемости (см. рис. 18.3) составить теоретический баланс продуктов флотации при заданной зольности флотоконцентрата $A_k^d = 7 \%$.

Решение

Определяем выход и зольность продуктов флотации по кривым флотуемости (см. рис. 18.3). На оси абсцисс откладываем в масштабе зольность концентрата $A_k^d = 7 \%$ и проводим линию, параллельную оси ординат до пересечения с кривой β . Через точку пересечения проводим разделительную линию и находим выход концентрата $\gamma_k = 80 \%$. Выход отходов $\gamma_o = 100 - 80 = 20 \%$.

Зольность отходов определяем проецированием на ось абсцисс точки пересечения разделительной линии с кривой θ : $A_o^d = 76 \%$. Зольность отходов проверяем по формуле:

$$A_o^d = (100 \cdot 20,8 - 80 \cdot 7) / 20 = 76 \%$$

Полученные данные заносим в табл. 18.3

Таблица 18.3

Теоретический баланс продуктов обогащения угля класса 0—0,5 мм

Продукт	γ , %	A^d , %
Концентрат	80,0	7,0
Отходы	20,0	76,0
Исходный	100,0	20,8

18.2. Оценка эффективности разделительных процессов обогащения

Для оценки эффективности разделительных процессов обогащения полезных ископаемых применяют аналитические, графические и графоаналитические методы. При этом одни из предложенных методов и формул могут применяться для любых процессов обогащения, другие — только для группы (например, группа гравитационных процессов), третьи — только для определенных условий.

18.2.1. Аналитические методы

Аналитически количественная эффективность η процесса разделения минерального сырья на два продукта может быть определена по формуле Ханкока—Луйкена:

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} 100, \quad (18.1)$$

где ε — извлечение полезного компонента в концентрат, %; γ_k — выход концентрата, %; α — содержание полезного компонента в исходном материале, %.

При разделении угля гравитационными методами на три продукта общую эффективность можно определять по формуле

$$\eta = \sqrt{\eta_1 \eta_2}, \quad (18.2)$$

где η_1 — показатель эффективности при разделении исходного угля на концентрат и смесь промежуточных и тяжелых фракций при первой плотности разделения g_1 ; η_2 — показатель эффективности при разделении исходного угля на отходы и смесь промежуточных и легких фракций при второй плотности разделения g_2 .

К аналитическим относится **энтропийный метод** оценки эффективности разделения минералов для любых процессов обогащения полезных ископаемых.

Энтропия обогатительной системы (мера упорядоченности), представляющей собой неоднородную смесь минералов, в разделительных процессах уменьшается, поскольку каждый из полученных продуктов разделения по сравнению с исходным материалом является более однородной упорядоченной системой по любому признаку разделения (плотность, магнитная восприимчивость, смачиваемость и т.д.). Так, например, при обогащении угля, состоящего из фракций различных плотностей от 1200 до 2100 кг/м³, получают три продукта: концентрат с плотностью фракций менее 1500 кг/м³, промпродукт с плотностью фракций 1500 ÷ 1800 г/м³ и отходы с плотностью фракций более 1800 кг/м³. Каждый из этих продуктов более однороден по плотности по сравнению с исходным материалом.

Энтропия обогатительной системы H применительно к процессам разделения может быть выражена следующим уравнением:

$$H = -\sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i, \quad (18.3)$$

где n — число компонентов; P_i — содержание (доля) в продукте i -го компонента.

Энтропийную эффективность разделительного процесса η_s определяют как отношение действительного уменьшения энтропии ΔH к начальной энтропии H_n :

$$\eta_s = \frac{\Delta H}{H_n} = \frac{H_n - H_k}{H_n} = 1 - \frac{H_k}{H_n}, \quad (18.4)$$

где H_k — суммарная энтропия конечных продуктов разделения.

Если, например, поступающий на обогащение материал состоит из двух компонентов, содержание каждого из которых составляет соответственно $P_1 = 0,5$ и $P_2 = 0,5$, то энтропия системы составит

$$H = -(P_1 \log_2 P_1 + P_2 \log_2 P_2) = -\left(\frac{1}{2} \log_2 \frac{1}{2} + \frac{1}{2} \log_2 \frac{1}{2}\right) = 1 \text{ бит.}$$

Для всех этих процессов суммарная энтропия конечных продуктов меньше энтропии исходного продукта. Если в резуль-

тате разделения получены два продукта, то необходимо, пользуясь формулой (18.4), учитывать выходы продуктов разделения. Тогда

$$\eta_s = 1 - \frac{\gamma_1 H_1 + \gamma_2 H_2}{H_n}, \quad (18.5)$$

где γ_1 и γ_2 — выходы продуктов разделения, доли ед.; H_1 и H_2 — энтропии каждого из этих продуктов.

Для упрощения расчетов функции

$$H = -P \log_2 P, \\ H = -[P \log_2 P + (1 - P) \log_2 (1 - P)] \quad (18.6)$$

(для двухкомпонентной смеси) табулированы и приведены в специальной литературе [23].

Пример

При флотации угля зольностью $A_m^c = 15\%$ получены следующие показатели: выход концентрата $\gamma_k = 88,4\%$, зольность концентрата $A_k^c = 6,5\%$ и зольность отходов $A_o^c = 80\%$. Определить энтропийную эффективность разделения.

Для определения энтропийной эффективности находим энтропию исходного H_n , концентрата H_1 и отходов H_2 (значение показателей принимаем в долях ед.):

$$H_n = -(0,85 \log_2 0,85 + 0,15 \log_2 0,15) = 0,6098;$$

$$H_1 = -(0,935 \log_2 0,935 + 0,065 \log_2 0,065) = 0,347;$$

$$H_2 = -(0,2 \log_2 0,2 + 0,8 \log_2 0,8) = 0,7219.$$

Энтропийная эффективность

$$\eta_s = 1 - \frac{0,884 \cdot 0,347 + 0,116 \cdot 0,7219}{0,6098} = 0,46.$$

18.2.2. Графоаналитические методы

Графические и графоаналитические методы оценки эффективности процессов обогащения основаны на использовании кривых обогатимости и кривых разделения Тромпа.

Кривые разделения Тромпа

Кривые разделения Тромпа показывают зависимость между извлечением ϵ фракций и их средней плотностью $\rho_{\text{ср}}$. Строят их по результатам фракционного анализа исходного питания и продуктов обогащения, откладывая на оси абсцисс средние плотности фракций, а на оси ординат — так называемые разделительные числа.

Разделительное число — это извлечение одноименных (по интервалам плотностей) фракций в продукты обогащения.

Результаты фракционного анализа для построения кривых разделения Тромпа представлены в табл. 18.4 (графы 1—4 и 6).

Определяем среднюю плотность фракций (графа 2). Например, для фракции 1200—1300 кг/м^3 $\rho_{\text{ср}} = (1200 + 1300) / 2 = 1250$ кг/м^3 .

Выход концентрата γ_1 или отходов γ_2 легко определяется по балансовым уравнениям для распределения фракции любой плотности. Например, расчет выхода концентрата и отходов по фракции плотностью менее 1350 кг/м^3 (см. табл. 18.4) дает следующие результаты:

Таблица 18.4

Данные для построения кривых разделения Тромпа

Плотность фракции, кг/м^3	$\rho_{\text{ср}}$, кг/м^3	Исходный продукт γ , %	Концентрат		Отходы	
			$\gamma_{\text{к}}$, %	$\epsilon_{\text{к}}$, %	$\gamma_{\text{о}}$, %	$\epsilon_{\text{о}}$, %
1	2	3	4	5	6	7
1200—1300	1250	34,99	64,22	99,86	0,1	0,14
1300—1400	1350	17,3	31,63	99,48	0,2	0,52
1400—1500	1450	1,96	3,43	95,41	0,2	4,59
1500—1600	1550	0,46	0,52	60,87	0,4	39,13
1600—1800	1700	0,98	0,2	11,2	1,93	89,8
1800—2200	2000	44,31	—	—	97,17	100,0
Итого	—	100,0	100,0	—	100,0	—

$$\gamma_1 = \frac{\gamma_n - \gamma_o}{\gamma_k - \gamma_o} = \frac{51,8 - 3,1}{81,1 - 3,1} = 62,5; \quad (18.7)$$

$$\gamma_2 = 100 - \gamma_1 = 37,5.$$

Аналогично производят расчет выходов по фракциям любой плотности.

Разделительные числа рассчитывают по известной формуле извлечения.

Определяем извлечение каждой фракции концентрата по формуле $\epsilon_k = \gamma_k \gamma_1 / \gamma$ (графа 5). Например, для фракции 1200—1300 кг/м³ $\epsilon_k = (64,22 \cdot 54,4) / 34,99 = 99,86 \%$.

Определяем извлечение каждой фракции в отходы по формуле $\epsilon_o = \gamma_o \gamma_2 / \gamma$ (графа 7). Например, для фракции 1200—1300 кг/м³ $\epsilon_o = (0,1 \cdot 45,6) / 34,99 = 0,14 \%$.

Кривая разделения Тромпа для концентрата T_k построена по данным граф 2 и 5, а для отходов T_o — по данным граф 2 и 7 табл. 18.4 (рис. 18.5). Кривые T_o и T_k симметричны, так как всегда $\epsilon_k + \epsilon_o = 100 \%$. Они пересекаются в точке с ординатой $\epsilon = 50 \%$.

Проекция данной точки на ось абсцисс показывает действительную плотность разделения в машине или аппарате.

Граничной плотностью разделения ρ_p называют плотность бесконечно узкой элементарной фракции, вероятность попадания которой в продукты разделения одинакова (равна 50 %); $\rho_p = 1580$ кг/м³ (см. рис. 18.5).

Плотность разделения по кривой T_o определяют проецированием на ось абсцисс точки пересечения кривой с ординатой $\epsilon = 50 \%$.

Количество посторонних фракций плотностью более ρ_p , перешедших в концентрат, определяют заштрихованной площадью S_1 (см. рис. 18.5), а количество фракций плотностью менее ρ_p , перешедших в отходы, — заштрихованной площадью S_2 .

При идеальной работе машины кривая T_o превратится в прямую AB , параллельную оси ординат, и засорение продуктов обогащения посторонними фракциями равно нулю.

По кривой разделения определяют один из критериев эффективности разделения — показатель E_{PT} .

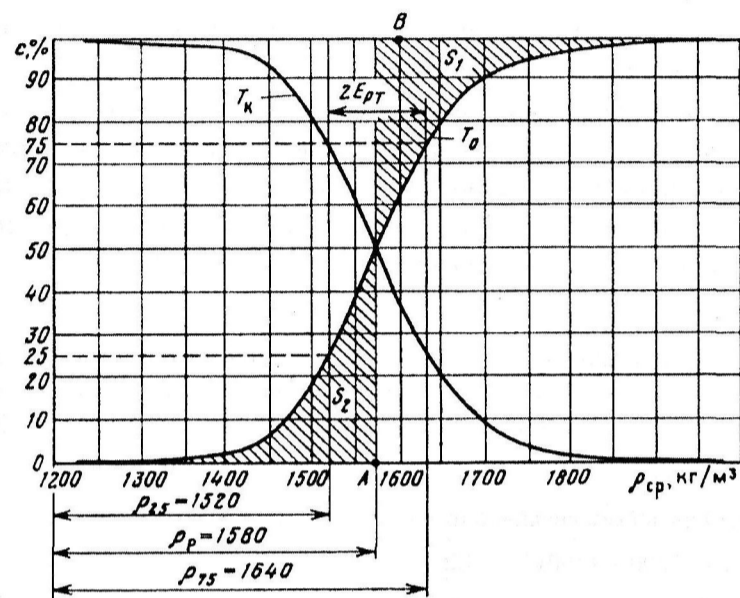


Рис. 18.5. Кривые разделения Тромпа T_0 и T_k

Средним вероятным отклонением E_{PT} , кг/м^3 , называют полуразность плотностей точек кривой разделения T_0 , которым соответствует извлечение 75 и 25 %, т.е.

$$E_{PT} = \frac{1}{2}(\rho_{75} - \rho_{25}), \quad (18.8)$$

где ρ_{75} и ρ_{25} — плотность при извлечении соответственно 75 и 25 %, кг/м^3 .

По кривой разделения T_0 (см. рис. 18.5) находим $\rho_{75} = 1640 \text{ кг/м}^3$ и $\rho_{25} = 1520 \text{ кг/м}^3$, тогда $E_{PT} = (1640 - 1520) / 2 = 60 \text{ кг/м}^3$.

При обогащении в обогатительных аппаратах с тяжелой средой величина E_{PT} изменяется незначительно при изменении плотности разделения ρ_p (кривая разделения T_0 симметрична).

При обогащении в машинах с водной средой E_{PT} возрастает пропорционально ρ_p (кривая разделения T_0 несимметрична):

$$E_{PT} = I(\rho_p - 1000); I = E_{PT} / (\rho_p - 1000), \quad (18.9)$$

где I — коэффициент погрешности разделения.

Коэффициент погрешности разделения для построенной кривой (см. рис. 18.5) $I = 60 / ((1580 - 1000) 0,1)$.

Параметры E_{PT} и I определяют эффективность работы обогатительных машин, зависят от крупности исходного питания и удельной производительности машин и не зависят от фракционного состава исходного угля. С уменьшением E_{PT} и I эффективность работы машины повышается.

Пример

По результатам фракционного анализа исходного питания и отходов (табл. 18.5) построить кривую разделения Тромпа и определить параметры кривой T_o , δ_p , E_p , I . Выход отходов к исходному питанию $\gamma_o = 27,4 \%$.

Решение

1. Определяем среднюю плотность фракций

$$\delta_{cp} = (1200 + 1300) / 2 = 1250 \text{ кг/м}^3 \text{ и т.д.}$$

2. Определяем извлечение фракции плотностью 1300—1400 кг/м³ в отходы по формуле

$$\epsilon_o = \gamma_1 \gamma_o / \gamma = 0,01 \cdot 27,4 / 13,0 = 0,02 \%$$

где γ_1 и γ — соответственно содержание компонента в продукте и исходном питании; и т.д. для других фракций.

Таблица 18.5

Результаты фракционного анализа

Плотность фракции, кг/м ³	δ_{cp} , кг/м ³	Выход, %		Извлечение ϵ_o , %
		исходное питание γ	отходы γ_1	
1200—1300	1250	52,4	—	—
1300—1400	1350	13,0	0,01	0,02
1400—1500	1450	3,0	0,15	1,37
1500—1600	1550	2,3	0,62	7,4
1600—1800	1700	1,5	1,82	33,2
1800—2600	2200	27,8	97,4	96,0
Исходная	—	100,0	100,0	—

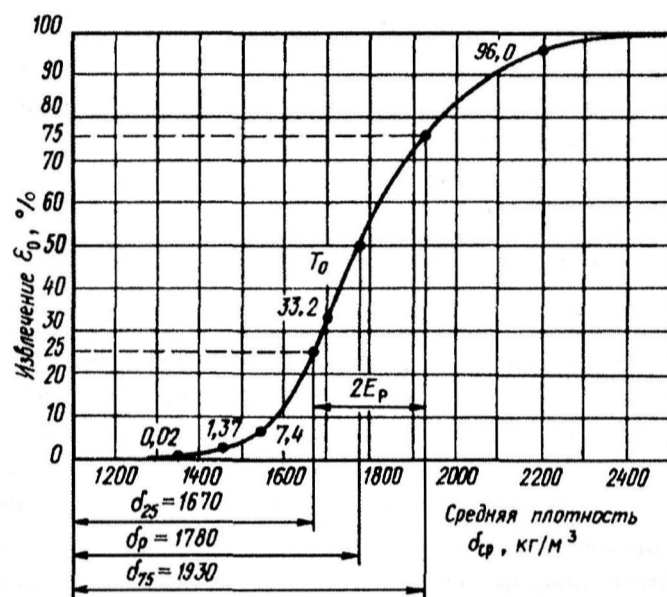


Рис. 18.6. Кривая разделения Тромпа (к примеру)

3. Строим кривую отходов в координатах средняя плотность $\delta_{ср}$ и извлечение ϵ_0 по данным табл. 18.5. На оси абсцисс (рис. 18.6) откладываем в масштабе среднюю плотность фракций 1250, 1350, 1450, 1550, 1700 и 2200 кг/м^3 , а на оси ординат — извлечение фракций 0; 0,02; 1,37; 7,4; 33,2 и 96 % . Полученные точки соединяем плавной кривой T_0 .

4. Проводим линию при $\epsilon_0 = 50\%$ параллельно оси абсцисс до пересечения с кривой T_0 и определяем плотность разделения $\delta_p = 1780 \text{ кг/м}^3$.

5. Проводим линии при $\epsilon_0 = 75\%$ и $\epsilon_0 = 25\%$, параллельные оси абсцисс, и определяем $\delta_{75} = 1930 \text{ кг/м}^3$ и $\delta_{25} = 1670 \text{ кг/м}^3$.

Среднее вероятное отклонение рассчитываем по формуле (18.8)

$$E_p = (1930 - 1670)/2 = 130 \text{ кг/м}^3.$$

6. По формуле (18.9) определяем погрешность разделения

$$I = 130/(1780 - 1000) = 0,17.$$

18.3. Выбор схемы обогащения

Технологической схемой обогащения называют графическое изображение последовательности технологических операций при обогащении полезных ископаемых.

В зависимости от характера приводимой на схеме информации ее разновидностями являются: качественная, количественная, водно-шламовая, схема цепи аппаратов. Примеры таких схем приведены на рис. 18.8 и 18.9 по книге А.А. Абрамова [1].

Качественная схема (рис. 18.8, а) — это схема, содержащая информацию о качественных изменениях полезного ископаемого в процессе его переработки (например, изменении крупности) и режиме осуществления отдельных технологических операций.

Количественная схема (качественно-количественная) (рис. 18.8, б) — это схема, содержащая количественные данные о распределении полезного ископаемого и его ценных компонентов по отдельным технологическим операциям в единицах массы (т/сут, т/ч) и в процентах от исходной руды, количество которой принимается за 100 %.

Водно-шламовая схема (рис. 18.9, а) — это схема, содержащая данные о количестве воды ($\text{м}^3/\text{сут}$, $\text{м}^3/\text{ч}$) и твердого (т/сут, т/ч) в каждой операции и продуктах обогащения. Количество воды на схеме может указываться также в виде соотношения жидкого и твердого (Ж : Т), в виде удельного расхода жидкого на единицу твердого ($\text{м}^3/\text{т}$) и в процентах (по массе).

Качественная, количественная и водно-шламовая схемы могут изображаться в совмещенном виде на одном чертеже, такая схема называется *технологической схемой обогащения*.

Технологическая схема, предусматривающая комбинирование операций обогащения и металлургии или химии при переработке полезных ископаемых, называется *комбинированной схемой*.

Схему обогащения, отражающую только главные особенности качественной схемы, называют *принципиальной*.

Схема цепи аппаратов (рис. 18.9, б) — это схема, представляющая собой графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов его обогащения через аппараты, начиная с поступления полезного ископаемого на фабрику и кончая выдачей товарных концентратов и отвальных хвостов. При этом аппараты, машины и транспортные средства изображают условно

(см. рис. 18.9) с указанием их числа, типа и размера. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначают стрелками.

Схема цепи аппаратов представляет более подробную технологическую схему, где учтены не только технологические, но и вспомогательные (например, транспортные) операции. При этом каждая операция изображается символом в зависимости от оборудования, ее реализующего.

На рис. 18.7 представлены символы, обычно применяемые для изображения оборудования, которое может быть использовано на обогатительных фабриках. Примеры изображения качественно-количественных схем и схем цепи аппаратов представлены соответственно на рис. 18.8 и 18.9.

Схемы обогащения классифицируют по следующим признакам: 1) число используемых методов; 2) число используемых в каждом методе процессов; 3) число используемых в каждом процессе операций; 4) число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого.

Выбор того или иного метода осуществляется на основе разделительных признаков минералов и экономичности использования того или иного метода по данным практики.

Выбор процесса обогащения определяется крупностью вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими данными каждого конкурирующего процесса.

Выбор числа операций для каждого процесса осуществляется на основе требований к конечным продуктам обогащения (по содержанию и извлечению ценного компонента), вида сепарационных характеристик используемых аппаратов.

По *первому признаку* различают *монометодные* (флотационные, гравитационные, магнитные), *диметодные* (гравитационно-магнитные, флотационно-гравитационные и т.д.) и *полиметодные* (гравитационно-флотационно-магнитные и т.д.) схемы обогащения.

Для обогащения руды цветных металлов чаще всего применяют монометодные флотационные схемы. При наличии в рудах тяжелых ценных компонентов для их извлечения дополнительно используют гравитационные методы и в этом случае применяют диметодные флотационно-гравитационные схемы.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
10	11	12	13	14	15	16	17	18
19	20	21	22	23	24	25	26	27
28	29	30	31	32	33	34	35	36
37	38	39	40	41	42	43	44	45
46	47	48	49	50	51	52	53	54
55	56	57	58	59	60	61	62	63
64	65	66	67	68	69	70	71	72
73	74	75	76	77	78	79	80	81
82	83	84	85	86	87	88	89	

Рис. 18.7. Графические символы оборудования и аппаратов:

1 — дробилка щековая; 2 — дробилка конусная; 3 — дробилка двухвалковая; 4 — дробилка одновалковая; 5 — дробилка молотковая; 6 — дробилка роторная; 7 — мельница барабанная; 8 — грохот барабанный (МИД); 9 — грохот типа ГЦЛ; 10 — грохот односитный; 11 — грохот двухситный; 12 — грохот двухкоробчатый; 13 — грохот гидравлический; 14 — сито дуговое безнапорное; 15 — сито дуговое напорное; 16 — грохот конусный; 17 — сепаратор колесный тяжелосредний двухпродуктовый; 18 — сепаратор тяжелосредний трехпродуктовый; 20 — отсадочная машина двухступенчатая; 21 — отсадочная машина трехступенчатая; 22 — циклон обогатительный двухпродуктовый; 23 — циклон обогатительный трехпродуктовый; 24 — флотационная машина; 25 — сепаратор шнековый; 26 — сепаратор крутонаклонный; 27 — стол концентрационный; 28 — сепаратор пневматический; 29 — отсадочная машина пневматическая; 30 — желоб моечный; 31 — сепаратор магнитный; 32 — центрифуга фильтрующая вертикальная; 33 — центрифуга фильтрующая горизонтальная; 34 — центрифуга осадительная; 35 — центрифуга осадительно-фильтрующая; 36 — бункер обезвоживающий; 37 — вакуум-фильтр дисковый; 38 — вакуум-фильтр барабанный с наружной фильтрующей поверхностью; 39 — вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью; 40 — вакуум-фильтр ленточный; 41 — классификатор гидравлический; 42 — гидроциклон; 43 — отстойник пирамидальный; 44 — сгуститель радиальный с центральным приводом; 45 — сгуститель радиальный с периферическим приводом; 46 — воронка (сгустительная); 47 — сгуститель цилиндрико-конический; 48 — фильтр-пресс; 49 — бассейн шламовый; 50 — сборник (зумпф); 51 — делитель пульпы; 52 — дозатор реагентов; 53 — мешалка (контактный чан); 54 — аппарат для кондиционирования пульпы; 55 — пеногаситель; 56 — сушилка барабанная; 57 — труба-сушилка; 58 — сушилка с кипящим слоем; 59 — циклон-пылеуловитель; 60 — пылеуловитель мокрый; 61 — фильтр рукавный; 62 — электрофильтр; 63 — железоотделитель; 64 — воздухоудвка; 65 — вакуум-насос; 66 — насос; 67 — задвижка; 68 — кран пробковый; 69 — брызгало; 70 — элеватор; 71 — элеватор обезвоживающий; 72 — смеситель; 73 — конвейер ленточный; 74 — конвейер катучий; 75 — конвейер скребковый; 76 — конвейер пластинчатый; 77 — конвейер (питатель) винтовой; 78 — питатель качающийся; 79 — питатель вибрационный; 80 — питатель дисковый; 81 — вагонопрокидыватель роторный; 82 — вагонопрокидыватель боковой; 83 — маневровое устройство; 84 — вибратор наклонный; 85 — каток-уплотнитель; 86 — весы конвейерные; 87 — весы вагонные; 88 — пробоотборник; 89 — машина проборазделочная

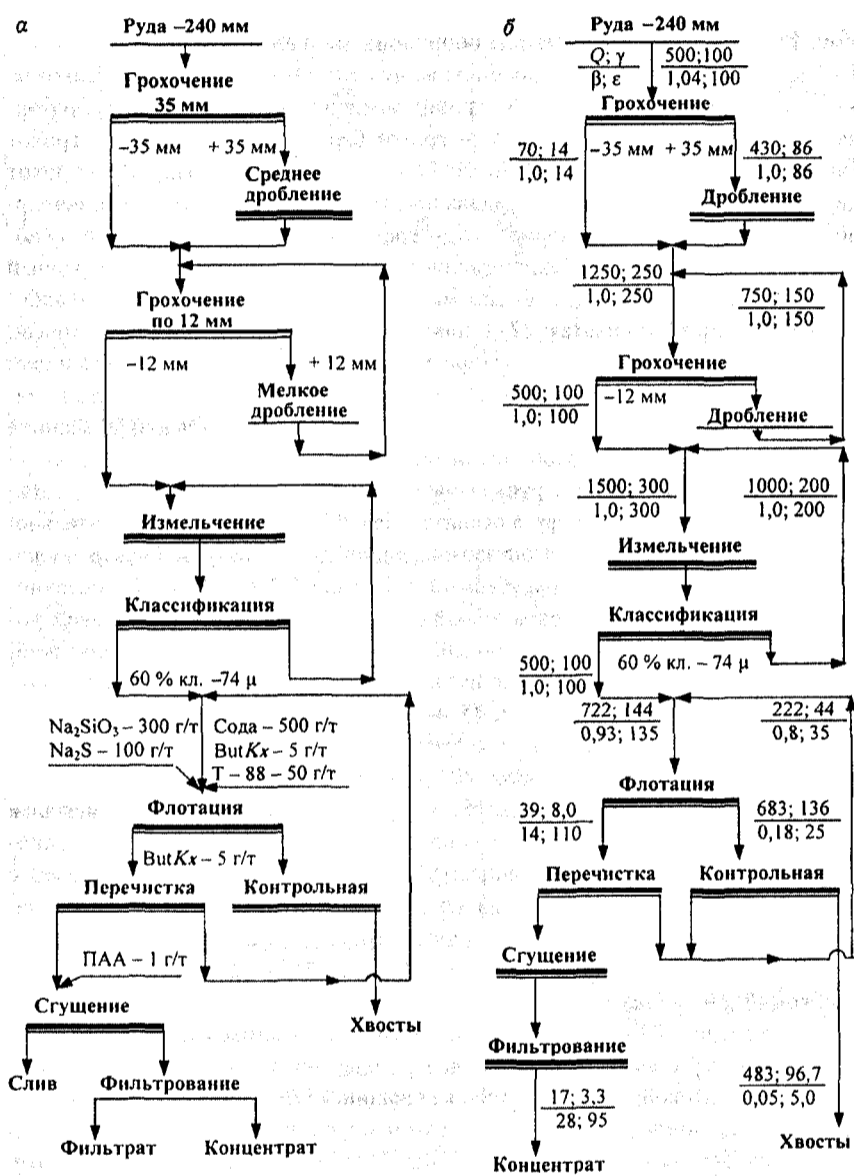


Рис. 18.8. Качественная (а) и количественная (б) технологические схемы обогащения полезных ископаемых:
 Q — производительность фабрики, т/ч; γ — выход продукта %; β — содержание извлекаемого компонента, %; ϵ — извлечение компонента, %

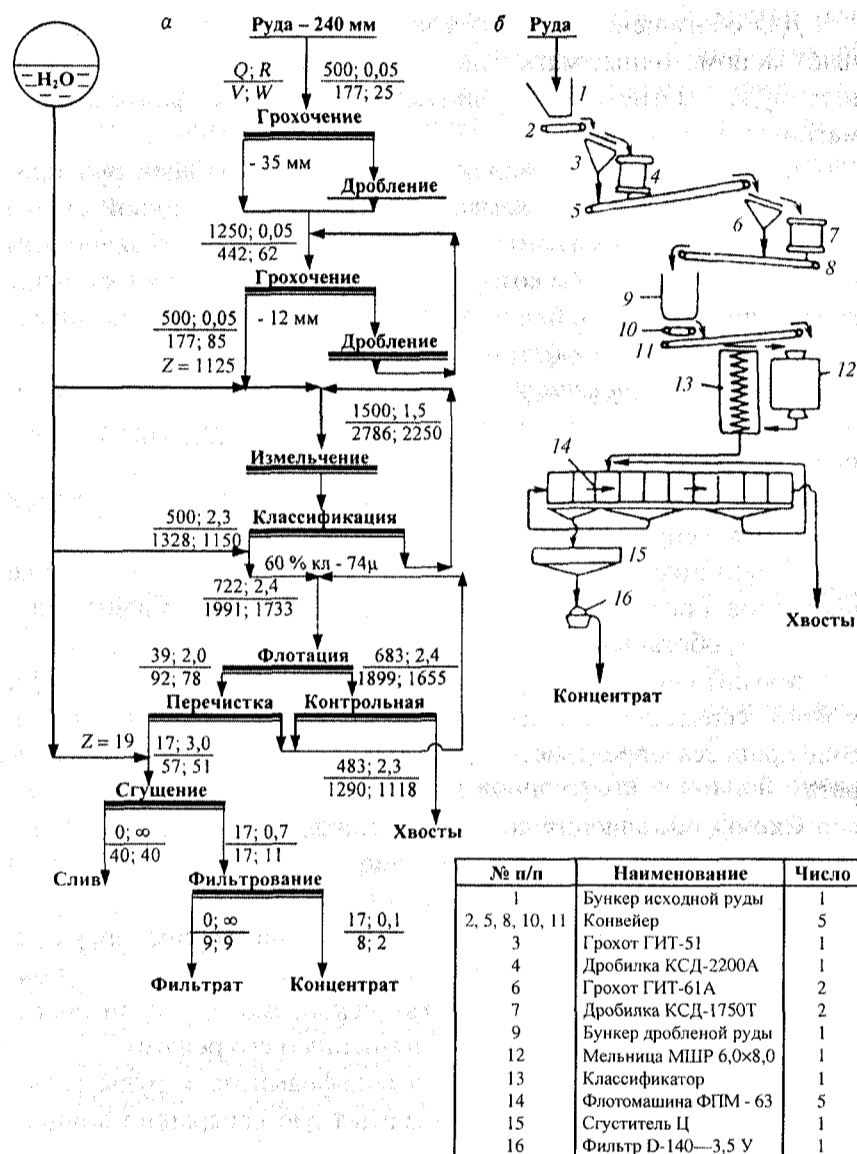


Рис. 18.9. Водно-шламовая технологическая схема (а) и схема цепи аппаратов (б):

Q — производительность фабрики, т/ч; R — соотношение жидкой (Ж) и твердой (Т) фаз в пульпе; V — объем пульпы, м³/ч; W — объем воды в пульпе, м³/ч; Z — объем свежей воды, добавляемой в пульпу, м³/ч

Для обогащения железных и некоторых других руд применяют монометодные магнитные схемы. При наличии в сульфидных рудах магнетита используют диметодные флотационно-магнитные схемы.

Для обогащения комплексных полиминеральных руд применяют полиметодные схемы. Примером полиметодной схемы обогащения может служить схема, применяемая на Ковдорском ГОКе, в соответствии с которой производится последовательное выделение магнетита, бадделеита и апатита методами магнитного, гравитационного и флотационного обогащения.

По *второму признаку* в схемах обогащения каждый из применяемых методов может осуществляться в виде нескольких процессов.

Так, флотационный метод чаще всего представлен в схемах процессом пенной флотации.

Гравитационный метод чаще всего осуществляется в виде процессов тяжелосреднего обогащения, отсадки, концентрации на столах, обогащения на винтовых сепараторах и шлюзах.

Магнитный метод осуществляется в виде процессов сухой и мокрой сепарации в полях низкой и высокой интенсивности. Вид процесса определяется конструкцией используемого аппарата.

Схемы обогащения состоят из циклов, в которых выделяются минералы одного состава, либо минералы с близкими по значению разделительными признаками.

Цикл обогащения — это обособленная группа операций обогащения полезного ископаемого, обладающих общими признаками, относящимися к качеству ископаемого, к цели обогащения или к самому процессу обогащения и его режиму.

Например, схема обогащения вольфрамитовой руды включает концентрацию на столах и магнитную сепарацию концентрата столов и таким образом содержит два цикла: цикл концентрации и цикл магнитной сепарации.

При флотации свинцово-цинковых руд различают циклы свинцовой, цинковой и коллективной флотации. Все операции цикла свинцовой флотации имеют общую цель (отделение мине-

ралов свинца от всех других) и характеризуются общностью реагентного режима. Операции циклов цинковой и коллективной флотации также имеют свои общие для каждого цикла признаки.

При гравитационном обогащении оловянных руд выделяют циклы отсадки, концентрации на столах, обогащения на шлюзах. В этом случае разделительным признаком, используемым в разных процессах, является помимо плотности и крупность.

Выделяют циклы получения черновых концентратов и их доводки, промпродуктовые циклы.

По *третьему признаку* схемы различают из того, что каждый из процессов чаще всего осуществляется в виде нескольких технологических операций.

Технологические операции — это операции переработки полезного ископаемого, производимые для изменения его качества или разделения на продукты различного качества.

Каждый из циклов может включать основные, контрольные и перечистные операции.

В основных операциях (основная флотация, основная концентрация, основная магнитная сепарация и т. д.) производится выделение основной массы ценных минералов в обогащенный продукт с получением чернового концентрата основной операции и промпродукта (хвостов) основной операции. Для окончательного выделения ценных минералов из хвостов применяют операции контрольного обогащения, а для повышения качества обогащенного продукта — перечистки чернового концентрата. Число перечисток и контрольных операций зависит от свойств обогащаемых минералов, требований к качеству концентратов и ценности минералов, содержащихся в полезных ископаемых.

Простое увеличение числа перечисток ведет к росту циркуляции промежуточных продуктов, величина разделительного признака которых средняя между концентратом и хвостами.

Поэтому для большинства процессов с применением более двух перечисток вводятся операции изменения величины разделительных признаков минералов.

В зависимости от *четвертого признака* схемы обогащения различают по числу стадий.

Стадия обогащения — это совокупность операций обогащения, производимых с исходной рудой или дробленным до определенной крупности продуктом. Например, если руда измельчается до 2 мм и после этого подвергается процессу отсадки и концентрации без дополнительного измельчения каких-либо промежуточных продуктов, то такая схема будет включать лишь одну стадию обогащения независимо от числа отдельных операций обогащения руды в отсадочных машинах и на концентрационных столах. Но если промежуточные продукты, получаемые при обогащении руды, будут дополнительно измельчаться до меньшей крупности, например до 0,5 мм, и после этого повторно обогащаться, то такая схема будет включать уже две стадии обогащения.

Число стадий обогащения определяется крупностью ценных минералов и размерами вкрапленности ценных минералов в пустую породу. Обычно многостадийные схемы применяют при обогащении тонковкрапленных руд при высоких требованиях к качеству концентратов.

Выбор схемы обогащения для проектирования обогатительных фабрик осуществляется на основании исследований обогатимости полезных ископаемых. Для сравнительно простых руд при исследовании обогатимости ограничиваются уровнем лабораторных испытаний. Для более сложных объектов проектирования схема обогащения отрабатывается на опытно-промышленных установках или на опытных секциях обогатительных фабрик.

18.4. Балансовый расчет технологических схем

Схемы обогащения подразделяют на *принципиальные* и *полные*. На принципиальных схемах изображают отдельные циклы и стадии обогащения, а на полных — все операции. На рис. 18.10 даны примеры принципиальных схем селективной флотации монометаллической и полиметаллической руды.

Метод расчета количественных схем с использованием флотационного, гравитационного, магнитного либо других методов обогащения принципиально одинаков. При расчетах определяют для всех продуктов в схеме производительность Q , выход γ , содержание расчетного компонента β и его извлечение ε . В некоторых случаях определяют частное извлечение от операции E .

Расчет выполняют сначала в относительных показателях (γ , β , ε), а затем при заданной производительности Q_1 по исходному материалу рассчитывают производительность по отдельным продуктам

$$Q_n = Q_1 \gamma_n / 100, \quad (18.10)$$

где Q_n — производительность по n -му продукту; γ_n — выход n -го продукта.

Производительность по расчетному компоненту

$$P_n = P_1 \varepsilon_n / 100, \quad (18.11)$$

где $P_1 = Q_1 \beta_1 / 100$, если относительные показатели определяются в процентах.

Расчет принципиальных схем

Схемы обогащения состоят из операций разделения или смешивания продуктов. При этом из одного исходного продукта могут быть получены два или более конечных продуктов, или несколько продуктов смешиваются и поступают в операцию обогащения.

Расчетными компонентами в схемах являются твердая фаза, определяющая выход продуктов, и компоненты, извлекаемые в одноименные продукты.

Исходные показатели и их число принимаются по результатам исследований обогатимости полезного ископаемого, при этом руководствуются определенными правилами, так как при задании избыточного числа исходных данных могут быть получены разноречивые по значениям конечные показатели.

Порядок расчета. В формулах для расчета приняты следующие обозначения: N — общее число исходных показателей для расчета схемы; N_n — число исходных показателей, относящихся к продуктам операций разделения; N_e, N_p, N_γ — число показателей соответственно по извлечению, содержанию и выходу, относящихся к продуктам разделения; a_p — число операций разделения; n_p — число продуктов разделения; c — число расчетных компонентов (включая твердую фазу); e — число определяемых элементов, по которым рассчитывается схема (металлов, неметаллов, золы и т.д.).

1. Общее число исходных показателей

$$N = c(n_p - a_p + 1) - 1. \quad (18.12)$$

Число расчетных компонентов

$$c = 1 + e. \quad (18.13)$$

2. Число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки,

$$N_n = c(n_p - a_p). \quad (18.14)$$

3. Число исходных показателей, относящихся к руде,

$$N_p = N - N_n. \quad (18.15)$$

4. Максимально возможное число извлечений, задаваемых по схеме для продуктов обработки,

$$N_{e \max} = n_p - a_p. \quad (18.16)$$

5. Число показателей содержаний в продуктах обработки

$$N_\beta = N - N_{e \max}. \quad (18.17)$$

Показатели выходов при расчетах флотационных схем обычно не задаются, поскольку они неустойчивы и зависят от содержаний расчетных компонентов в рудах.

6. Задают (по данным исследований на обогатимость) значения показателей извлечений и содержаний в концентратных продуктах. Показатели извлечения могут задаваться как от исходной руды, так и от питания цикла или операции.

7. Определяют выходы тех продуктов, для которых заданы содержания,

$$\gamma_n = \beta_1 \varepsilon_n / \beta_n. \quad (18.18)$$

8. Определяют выходы остальных продуктов по уравнениям баланса.

9. Рассчитывают по уравнениям баланса все неизвестные извлечения.

10. Рассчитывают все недостающие содержания продуктов

$$\beta_n = \varepsilon_n \beta_1 / \gamma_n. \quad (18.19)$$

11. Для расчета схемы в абсолютных показателях при известной производительности по исходной руде определяют производительности по остальным продуктам

$$Q_n = Q_1 \gamma_n / 100. \quad (18.20)$$

12. Находят производительность по расчетному компоненту

$$P_n = Q_n \beta_n / 100. \quad (18.21)$$

Примеры расчета принципиальных схем [17]

Принципиальная схема флотации монометаллической медной руды (рис. 18.10, а).

Расчет проводят по формулам (18.12) — (18.21); $e = 1$; $c = 2$; $n_p = 2$; $a_p = 1$.

1. Определяют $N = 2(2 - 1 + 1) - 1 = 3$.

2. $N_{11} = 2(2 - 1) = 2$.

3. $N_p = 3 - 2 = 1$.

В качестве исходного параметра принято содержание меди в руде β_1 .

4. $N_{\varepsilon_{\max}} = 2 - 1 = 1$.

Задают извлечение меди в концентрат ε_2 .

5. $N_{\beta} = 2 - 1 = 1$.

6. Задают содержание меди в концентрате β_2^{Cu} .

7. Рассчитывают $\gamma_2^{Cu} = \beta_1 \varepsilon_2 / \beta_2$.

8. Находят $\gamma_3 = 100 - \gamma_2$.

9. Определяют $\varepsilon_3 = 100 - \varepsilon_2$.

10. Рассчитывают $\beta_3 = \varepsilon_3 \beta_1 / \gamma_3$.

Принципиальная схема селективной флотации полиметаллической трехкомпонентной руды (рис. 18.10, б).

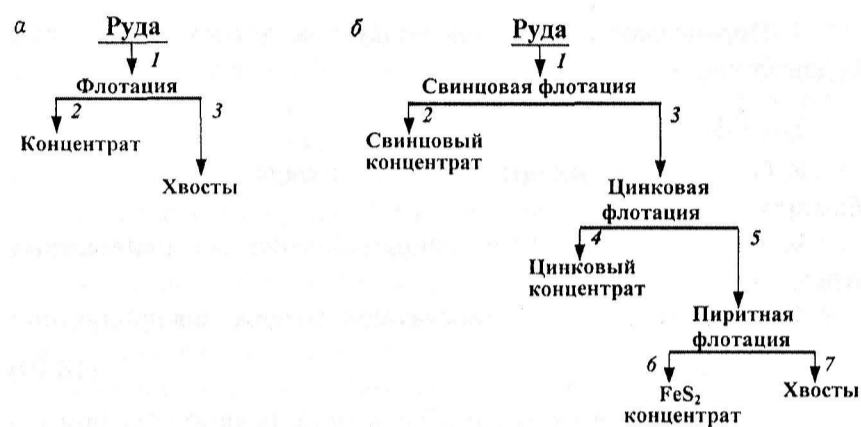


Рис. 18.10. Принципиальные схемы флотации:
a — монометаллической руды; *б* — полиметаллической трехкомпонентной руды (селективная схема)

Расчет проводят по формулам (18.12) — (18.21); $e = 3$; $c = 4$; $n_p = 6$; $a_p = 3$.

1. $N = 4(6 - 3 + 1) - 1 = 15$.

2. $N_n = 4(6 - 3) = 12$.

3. $N_p = 15 - 12 = 3$.

В качестве исходных параметров приняты β_1^{Pb} , β_1^{Zn} , β_1^S .

4. $N_{e_{max}} = 6 - 3 = 3$. Заданы по данным исследований ϵ_2^{Pb} , ϵ_4^{Zn} , ϵ_6^S .

5. $N_\beta = 12 - 3 = 9$.

6. Заданы значения содержаний в концентратных продуктах (по данным исследований) β_2^{Pb} , β_2^{Zn} , β_2^S , β_4^{Pb} , β_4^{Zn} , β_4^S , β_6^{Pb} , β_6^{Zn} , β_6^S .

7. Находят выходы продуктов γ_2 , γ_4 , γ_6 по основному компоненту данного цикла.

8. Определяют выходы хвостов каждого цикла: γ_3 , γ_5 , γ_7 .

9. Рассчитывают ϵ_2^{Zn} , ϵ_2^S , ϵ_4^{Pb} , ϵ_4^S , ϵ_6^{Pb} , ϵ_6^{Zn} и находят по уравнениям баланса ϵ_3^{Pb} , ϵ_3^{Zn} , ϵ_3^S , ϵ_5^{Pb} , ϵ_5^{Zn} , ϵ_5^S , ϵ_7^{Pb} , ϵ_7^{Zn} , ϵ_7^S .

10. Определяют недостающие содержания β_3^{Pb} , β_3^{Zn} , β_3^S , β_5^{Pb} , β_5^{Zn} , β_5^S , β_7^{Pb} , β_7^{Zn} , β_7^S .

Результаты расчетов приводят на схеме обогащения и по ним составляют таблицу технологического баланса продуктов обогащения.

18.5. Балансовый расчет водно-шламовых схем

Исходные показатели для расчета водно-шламовой схемы объединены в три группы.

Первая группа: оптимальные значения отношения жидкого к твердому (R) в отдельных операциях и продуктах обогащения, получаемые в процессе регулировки.

Вторая группа: показатели, характеризующие влажность продуктов, величина которой не зависит от исполнителя и практически не регулируется (влажность руды, песковых продуктов, концентратов).

Третья группа: нормы расхода дополнительной воды, необходимой для ведения технологического процесса (например, для промывки, транспортировки концентратов).

Значения исходных показателей принимают исходя из опыта работы аппаратов на действующих фабриках. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться нормами добавки воды в операции обработки [дополнительно к воде, поступающей с питанием (табл. 18.6)] и данными (табл. 18.7) по ориентировочному содержанию (%) твердого (по массе) в операциях и продуктах обогащения.

При использовании данных таблицы рекомендуется принимать более высокие содержания в питании и продуктах операции при переработке материалов с повышенной плотностью.

Содержание твердого в питании и продуктах возрастает также с ростом крупности фракций и увеличением содержания в продуктах ценных минералов с высокой плотностью (сульфидов, касситерита, магнетита и т.д.). Расход воды при гравитационных процессах растет с увеличением крупности обогащаемых классов.

Порядок расчета водно-шламовой схемы

В расчетах приняты следующие обозначения: n — номер продукта в схеме (арабскими цифрами); R_n — отношение жидкого к твердому по массе, равное массе воды на 1 т твердого; W_n —

Таблица 18.6

Норма расхода воды в операциях обогащения руд

Операции	Удельный расход воды, м ³ на 1 т твердого
Отсадка руд:	
в отсадочных машинах с подвижным решетом	3—4
в диафрагмовых отсадочных машинах	3—4,5
в воздушно-пульсационных машинах	2—3,5
Концентрация руд на столах	1,5—2,5
Промывка руд:	
в наклонных корытных мойках	3—6
в скрубберах	1—2
в горизонтальных корытных мойках	1—2
Гидравлическая классификация с получением четырех песковых продуктов	0,6—2
Мокрое грохочение и обесшламивание на грохотах	1—2,5
Смыв флотационных концентратов по желобам	0,5—1,5
Отмывка шламов перед обогащением руд в тяжелых суспензиях	0,5—1,2
Отмывка суспензии от рудных продуктов	1—1,2
Обогащение:	
на винтовых сепараторах	0,1—0,35
на винтовых шлюзах	0,1—1,8
Смыв магнитных продуктов при мокрой магнитной сепарации в слабом поле	0,3—0,8

расход воды (производительность по воде) с продуктом, м³ в единицу времени; L_n — расход добавляемой воды с продуктом, м³ в единицу времени; S_n — влажность продукта, %; T_n — содержание твердого, %; ρ_n — плотность твердого в продукте, т/м³; V_n — производительность по объему пульпы, м³ в единицу времени; l_n — удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, м³/т.

Основные расчетные формулы:

$$W_n = Q_n R_n; \quad (18.22)$$

$$R_n = W_n / Q_n; \quad (18.23)$$

$$S_n = 100 - T_n; \quad (18.24)$$

$$R_n = S_n / (100 - S_n); \quad (18.25)$$

$$S_n = R_n / (1 + R_n) = W_n / (Q_n + W_n); \quad (18.26)$$

$$V_n = W_n + Q_n / \rho_n = Q_n (R_n + 1 / \rho_n). \quad (18.27)$$

Для операций соотношения сохраняются с изменением индекса n на m .

1. Выбирают значения исходных показателей.
2. Составляют вспомогательную таблицу, куда записывают производительность по продуктам на основании данных расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.
3. По формуле (18.22) рассчитывают и записывают во вспомогательную таблицу производительность по воде для тех продуктов и операций, для которых согласно исходным показателям известны значения R_n .
4. Определяют удельный расход воды, необходимой для добавки в отдельные операции и продукты, дополнительно к воде, поступающей с питанием (для ведения технологического процесса).
5. По уравнениям баланса определяют производительность по воде в отдельных операциях или с отдельными продуктами и рассчитывают расход дополнительной воды во всех операциях, где он неизвестен.
6. По формуле (18.23) рассчитывают значения R_n для всех продуктов и операций.
7. По формуле (18.27) рассчитывают производительность по объему пульпы для всех продуктов и операций.
8. Составляют баланс воды по обогатительной фабрике, определяют общий расход воды для технологических целей.

9. Определяют дополнительный расход воды на неучтенные цели (смыв полов, промывка аппаратов при ППР и др.). Его принимают равным 10—15 % расхода на технологические цели.

10. Определяют удельный расход воды на 1 т обогащаемого полезного ископаемого.

11. Вычисляют расход свежей воды с учетом расхода добавляемой оборотной воды.

12. Результаты расчета водно-шламовой схемы оформляют в виде таблицы и схемы (рис. 18.11).

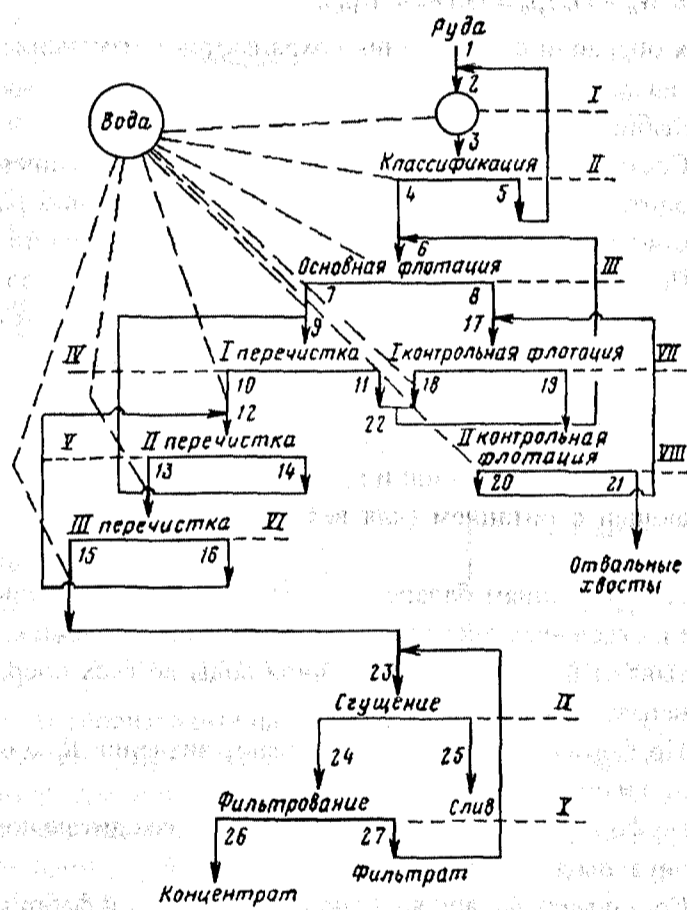


Рис. 18.11. Пример оформления водно-шламовой схемы

Таблица 18.7

**Ориентировочное содержание (%) твердого (по массе)
в некоторых операциях и продуктах обогащения**

Операция и продукты	В питании операции	В продуктах
Измельчение в стержневых и шаровых мельницах	65—80	—
Измельчение в мельницах самоизмельчения	60—70	—
Слив классификаторов при измельчении до крупности, мм:		
0,3	—	28—50
0,2	—	25—45
0,15	—	20—35
0,1	—	15—30
Пески спиральных классификаторов	—	80—85
Пески гидроциклонов	—	60—80
Основная флотация I стадии при двухстадиальных схемах	30—50	—
Основная флотация при одностадальных схемах и основная флотация II стадии	20—35	—
Перечистка концентратов флотации	15—30	—
Концентраты флотации:		
основной	—	25—45
контрольной	—	25—35
перечистных	—	30—50
Отсадка руд	40—50	—
Продукты отсадки, выдаваемые через краны, насадки и ловушки	—	30—50
Концентрация на столах	25—35	—
Тяжелые продукты со столов	—	40—60
Промежуточные продукты со столов	—	30—45
Концентрация на винтовых сепараторах	15—40	—

Окончание табл. 18.7

Операция и продукты	В питании операции	В продуктах
Концентрация на струйных и конусных сепараторах	45—60	—
Гидравлическая классификация	30—50	—
Песковые фракции гидравлической классификации	—	20—50
Мытые продукты наклонных корытных моек	—	80—85
Сгущенные продукты сгустителей при сгущении рудных концентратов перед фильтрованием	—	50—70
Фильтрование сгущенных рудных флотационных концентратов	50—70	85—90
Сушка осадков, полученных при фильтрации	85—90	95—98
Тяжелые продукты тяжелосредной сепарации (после грохочения для отмывки суспензии)	—	93—95
Легкие продукты тяжелосредной сепарации (после грохочения для отмывки суспензии)	—	90—93
Обогащение на шлюзах	12—25	—
Обогащение на орбитальных шлюзах	9—11	—
Магнитная дешламация	10—30	—
Мокрая магнитная сепарация при измельчении до крупности, мм:		
0,3	50—55	—
0,15	40—50	—
0,1	30—40	—
0,05	20—30	—
Магнитные продукты мокрой магнитной сепарации:		
крупнее 0,15	—	65—68
мельче 0,15	—	60—65

Глава 19

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

19.1. Показатели качества углей

Ископаемые угли используют в промышленности в качестве топлива в энергетике, кокса в металлургии и как техническое сырье для переработки в другие продукты. Потребительская ценность углей определяется их физическими свойствами и показателями качества: механической прочностью; плотностью; влагоемкостью; смачиваемостью; оптическими, электрическими, магнитными свойствами; составом минеральных компонентов; зольностью; сернистостью; удельной теплотой сгорания; выходом летучих и др.

Механическая прочность (крепость) углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, пределом прочности при сжатии, а также термической стойкостью (для антрацитов). Наиболее общим показателем прочности углей является *индекс механической прочности*. Методика определения индекса механической прочности заключается в разрушении пробы угля крупностью от 13 до 100 мм во вращающемся закрытом барабане. По истечении заданного времени измельчения определяется оставшаяся неразрушенной масса кусков крупностью более нижнего предела испытываемого класса. Выход кусков крупностью более нижнего предела для соответствующих классов исходного угля, выраженный в процентах от массы загруженного в барабан угля, принимают за показатель механической прочности (индекс механической прочности) угля.

Механическая прочность обуславливает гранулометрический состав добываемых углей, его изменение и шламообразование в процессах транспортирования, складирования и обогащения. Она является одним из факторов, влияющих на выбор процессов и схем обогащения угля.

Действительная плотность угля δ представляет собой количественное выражение массы единицы объема углей без пор и трещин. Плотность каменных углей, антрацита, горючих сланцев и природных прослоек определяют по ГОСТ 2160—75.

Плотность органической массы угля определяется как плотность сухого беззольного вещества δ_0 и зависит от его природы, петрографического состава, степени метаморфизма. Плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных к тощим и антрациту, например, для углей Донецкого бассейна — от 1160 до 1530 кг/м³.

Кажущаяся плотность представляет собой количественное выражение массы единицы объема пористого (натурального) тела. Кажущаяся плотность δ_k всегда меньше действительной и для каменных углей находится в пределах 1200—1350 кг/м³.

Насыпная плотность углей — отношение массы к объему, заполненному свободной или уплотненной насыпкой, т.е. в штабеле, вагоне, бункере или в других емкостях. Она изменяется в довольно широких пределах и зависит от плотности, размера кусков, гранулометрического состава и влажности углей.

Между плотностью углей и их зольностью имеется тесная корреляционная связь, и с повышением плотности увеличивается зольность.

Влагодержимость углей — свойство углей поглощать влагу. *Влажность углей* (W^A) определяется водоносностью добычных участков, условиями складирования и транспортирования. Содержащаяся в углях влага снижает ценность топлива и экономическую эффективность его использования. Метод определения содержания влаги (ГОСТ 11014—81) основан на высушивании навесок в сушильном шкафу при температуре 105—110 °С в течение 60 мин (каменные угли и горючие сланцы) или 90 мин (бурые угли и продукты обогащения) и вычислении потерь их в массе (%). Внутренняя влага составляет 2—4 % для коксующихся и до 14 % для бурых углей. Внешняя влага (капиллярная, свободная) для углей различной крупности составляет 4—7 %.

Смачиваемость углей определяется краевым углом смачивания Q_p , изменяющимся от 0 до 180°. Чистое угольное веществ-

во является гидрофобным, а минеральные примеси в большинстве случаев — гидрофильными. Гидрофобность органического вещества углей зависит от их химического состава и степени метаморфизма, что позволяет осуществлять избирательное разделение петрографических компонентов, а также отделение минеральных примесей методом флотации.

Оптические свойства углей (цвет, блеск, прозрачность, отражательная способность и др.) определяются молекулярной структурой органического вещества и закономерно изменяются в зависимости от изменения этой структуры на разных стадиях метаморфизма. Так, различные микрокомпоненты углей имеют различную отражательную способность, возрастающую от лейптинита к витриниту. Это позволяет использовать показатель отражательной способности как одну из наиболее важных оптических характеристик для диагностики компонентов угля и обогащения.

Электрические свойства углей характеризуются проводимостью электрического тока. Электрическое сопротивление угля зависит от химического и минерального составов, а также его влажности и температуры. Ископаемые угли относят к полупроводникам. Удельное электрическое сопротивление каменных углей и антрацитов, определенное в порошке при комнатной температуре и атмосферном давлении, составляет: 10^{10} — $2 \cdot 10^{10}$ Ом·см для углей марок Г и Ж и $5 \cdot 10^5$ — $2 \cdot 10^6$ Ом·см для антрацитов.

Различия в электропроводности кусков угля и породы могут использоваться для их обогащения в электрических сепараторах.

Магнитные свойства углей характеризуются магнитной восприимчивостью, которая для чистых углей возрастает с увеличением степени их метаморфизма. Угольное вещество является диамагнитным. Удельная магнитная восприимчивость диамагнитных тел отрицательная ($\chi < 0$). Минеральные примеси в углях характеризуются парамагнитными свойствами; их удельная магнитная восприимчивость положительная и находится в пределах 10^{-5} — $6 \cdot 10^{-4}$ см³/г.

Различия в магнитных свойствах угольного вещества и минеральных примесей могут использоваться для обогащения угля магнитным методом, в частности для выделения пирита.

Зольность угля A^c представляет содержание минеральных (негорючих) примесей в угле, в состав которых входят силикаты, алюмосиликаты, карбонаты, сульфиды, сульфаты, фосфаты, галогениды и др. Зольность является основным показателем качества угля, определяющим его потребительскую и товарную ценность, и выражается в процентах. При увеличении зольности добываемых углей снижается качество производимого кокса и КПД топливоиспользующих агрегатов.

Методика определения зольности в лаборатории (ГОСТ 11022—75) состоит в сжигании в муфеле двух навесок угля, взятых из проб крупностью 0—0,2 мм, прокаливании зольного остатка при температуре 800—825 °С и вычислении содержания, % по массе, зольного остатка по отношению к исходной пробе.

Сернистость углей определяется содержанием серосодержащих соединений четырех модификаций: колчеданной (зерна пирита и марказита различной крупности); сульфатной (сульфаты железа и кальция); органической (содержащейся в органической массе угля) и элементарной. Сера является исключительно вредной примесью, так как ее присутствие в коксующихся углях снижает качество последующего доменного производства чугуна, а в энергетических углях — негативно влияет на экологию при их сжигании. Содержание серы для различных бассейнов различно. Например, для Кузнецких углей составляет 0,5—1,0 %, Кизеловских — 3—10 % и т.д.

Удельная теплота сгорания является одним из важнейших показателей качества угля и определяется энергией, выделившейся при сгорании 1 т угля, измеряется в джоулях.

Выход летучих веществ V^r представляет собой парообразные и газообразные продукты разложения угля при температуре приблизительно 850 °С без доступа воздуха и является основным показателем при определении марочной принадлежности углей. С увеличением степени углефикации выход летучих уменьшается. Определение выхода летучих заключается в на-

гревании навески в закрытом тигле при температуре 850 °С в течение 7 мин. Выход летучих (в процентах) определяется по разности между общей потерей массы и потерей ее за счет испарения влаги.

После определения выхода летучих в тигле остается нелетучий остаток, который в зависимости от внешнего вида и прочности характеризует спекаемость угля, т.е. пригодность его для коксования.

19.2. Классификация углей

19.2.1. Классификация углей по крупности

Гранулометрический состав углей характеризует количественное соотношение зерен (частиц) по крупности в сыпучей массе. Он определяется ситовым анализом — путем рассева пробы угля на стандартных решетках и ситах в соответствии с ГОСТ 2093—82. Гранулометрический состав зависит от механической прочности углей и способов их добычи.

Гранулометрический состав углей предопределяет выходы отдельных сортов при грохочении товарных углей.

Классификация углей по крупности осуществляется в зависимости от размера кусков (табл. 19.1).

Таблица 19.1

Классификация углей по крупности (ГОСТ 19242—73)

Класс	Обозначение	Размер кусков, мм
Плитный	П	100—200 (300)
Крупный	К	50—100
Орех	О	25—50
Мелкий	М	13—25
Семечко	С	6—13
Штыб	Ш	0—6
Рядовой	Р	0—200 (300)

19.2.2. Классификация углей по маркам и группам

Классификация углей по маркам и группам осуществляется в зависимости от их физико-химических свойств и возможностей использования для энергетических или технологических целей. Основные классификационные параметры для углей: выход летучих веществ на сухую беззольную массу V_c^{daf} (%); толщина пластического слоя y (мм) и влага общая W_t^r (%). Дополнительными параметрами являются: характеристика тигельного коксового остатка; объемный выход летучих веществ на сухую беззольную массу V_c^{daf} (м³/кг); удельная теплота сгорания Q_s^{daf} (кДж/кг); показатель Рога (RI) и выход смолы полукоксования на сухую беззольную массу T_k^{daf} .

Технологическая классификация углей Кузнецкого бассейна приведена в табл. 19.2.

Таблица 19.2

Технологическая классификация каменных углей (ГОСТ 8162—79)

Марка	Обозначение		V_c^{daf} , %	y , мм
	марки	группы		
Длиннопламенный	Д	—	>37	—
Газовый	Г	Г6	>37	6—16
		Г17	>37	17—25
Газовый жирный	ГЖ	—	Более 31 до 37 вкл.	6—25
Жирный	Ж	1Ж26	>33	≥26
		2Ж26	<33	≥26
Коксовый жирный	КЖ	КЖ14	25—31	14—25
		КЖ6	25—31	6—13
Коксовый	К	К13	<35	13—25
		К10	17—25	10—12

Окончание табл. 19.2

Марка	Обозначение		V_c^{daf} , %	у, мм
	марки	группы		
Коксовый второй	К2	—	17—25	6—9
Отощенный спекающийся	ОС	—	<17	6—9
Слабоспекаю- щийся	СС	1СС	Более 25	—
		2СС	до 37 вкл. 17—25	—
Тощий	Т	—	<17	—

Примечания. 1. R_I для марки ОС составляет 13 и более; марки Т — менее 13. 2. Q_s^{daf} для марки Т составляет 35 112 кДж/кг; марки А — менее 35 112 кДж/кг.

Международная классификация углей принята в 1954 г. Комитетом по углю Европейской экономической комиссии ООН. Основными параметрами классификации являются: выход летучих веществ на сухую беззольную массу V^d (%); теплота сгорания Q_6^r (ккал/кг) для углей с высоким (более 33 %) выходом летучих веществ; спекаемость и коксующесть угля.

В соответствии с классификацией установлен 61 тип углей, каждый из которых характеризуется трехзначным кодовым числом: первая цифра указывает номер класса, вторая — группу, третья — подгруппу.

19.2.3. Классификация углей по обогатимости

Обогатимость характеризует способность углей к разделению на соответствующие продукты. Оценку обогатимости выполняют разными способами: в одних случаях обогатимость рассматривается как способность исходного сырья к разделению любыми методами; в других — учитываются особенности выбранных методов обогащения.

Таблица 19.3

Категории обогатимости каменных углей и антрацитов

$T, \%$	Категория обогатимости	Степень обогатимости
≤ 4	1	Легкая
4—10	2	Средняя
10—17	3	Трудная
≥ 17	4	Очень трудная

В настоящее время оценку обогатимости углей и классификацию по этому признаку регламентирует ГОСТ 10100—75 (табл. 19.3), согласно которому показатель обогатимости T представляет собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций (плотностью 1400—1800 кг/м³ для каменных углей и 1800—2000 кг/м³ для антрацитов) к выходу беспородной массы:

$$T = 100\gamma_{\text{пр}}/(100 - \gamma_{\text{п}}),$$

где $\gamma_{\text{пр}}$ — содержание промежуточных фракций, %; $\gamma_{\text{п}}$ — содержание породных фракций (плотностью более 1800 кг/м³ для каменных углей и более 2000 кг/м³ для антрацитов).

Требования к качеству потребляемых углей и продуктов обогащения регламентируются ГОСТами и техническими условиями в зависимости от целей использования.

Для коксохимического производства используются угли марок Ж, К, ОС, Г, КЖ, К₂, ГЖ, СС. Для обогащенных углей этого вида установлены следующие требования: предельная зольность $A^d \leq 9,6 \%$; предельное содержание влаги $W_t \leq 7,5—9 \%$; предельное содержание серы $S_t \leq 1 \%$.

Для энергетики используются угли марок Д, Г, ГЖ, КЖ, ОС, Т, А.

Для пылевидного сжигания угля установлены следующие требования по качеству: $A^d \leq 25$ (30) %; $W_t \leq 8—13 \%$; предельное содержание минеральных примесей 2—2,5 %.

Основными процессами обогащения углей являются гравитационные и флотационные (обогащение в тяжелых средах, в отсадочных машинах, на концентрационных столах, спиральных сепараторах, гидроциклонах и пенная флотация).

Выбор процессов осуществляется путем технико-экономического сравнения вариантов для конкретных условий.

Обогащение в тяжелых средах применяют при переработке углей широкого диапазона крупности. Обогащение крупных классов углей (150—13 мм) осуществляют на различных типах сепараторов, а мелких классов — в тяжелосредных гидроциклонах. В качестве тяжелых сред применяют магнетитовые суспензии. Обогащение углей в тяжелых средах отличается высокой эффективностью, зависящей от крупности угля и плотности его разделения.

Отсадка применяется для обогащения крупных (10—13 мм), мелких (менее 13 мм) и неклассифицированных углей. Широкое применение отсадки, особенно для мелких углей, обусловлено универсальностью, производственной простотой и технико-экономической эффективностью процесса.

Обогащение на концентрационных столах и спиральных сепараторах может быть эффективным для мелких классифицированных углей крупностью $-2,0—0,5$ (0,1) мм.

Флотация применяется для обогащения мелких классов ($-0,1$ мм) и угольных шламов $-0,05$ мм с целью повышения извлечения горючей массы в концентрат и очистки оборотной воды.

В качестве собирателей используют ароматизированные аполярные реагенты АФ-2, ААР-2 и различные керосины.

В качестве вспенивателей используют различные температурные фракции высоких спиртов, масла (Х, Т-66 и др).

19.3. Схемы обогащения углей

Характерными особенностями технологии обогащения углей являются: тщательная подготовка (аккумулирование, дозировка) углей перед обогащением; мокрое механическое грохочение исходных углей на машинные классы; обесшламливание материала перед обогащением на неподвижных щелевых ситах или в гидравлических классификаторах; применение комплекса высокоэффективных процессов (ОТС, отсадка, столы, флотация) для различных по крупности углей; отделение и классифи-

кация тонких шламов и илов; полное замыкание водно-шламового цикла.

Система углеподготовки включает последовательность операций от углеприема до передачи угля в главный корпус обогатительной фабрики: углеприем — отделение металлических предметов и дерева — предварительная классификация — дробление — аккумулярование в бункерах — усреднение — передача угля в главный корпус.

Способы углеприема: непосредственно от шахты через скиповой подъемник и конвейерный транспорт; в железнодорожных вагонах с разгрузкой на угольных ямах или вагоноопрокидывателем; автомобильным транспортом; по пульпопроводам в виде гидропульпы.

Удаление из горной массы металлических предметов осуществляют с помощью специальных железоотделителей, представляющих собой электромагнитные системы (электромагнитные шкивы, электромагнитные барабаны и сепараторы).

Предварительная классификация и дробление осуществляются в зависимости от принятой технологии обогащения. Применяют грохоты разных типов: колосниковые, валковые, вибрационные, цилиндрические. Дробление углей может осуществляться в щековых, конусных, валковых, барабанных, молотковых и роторных дробилках.

Аккумулярование рядовых углей осуществляют в прямоугольных бункерах с пирамидальными или наклонными днищами и цилиндрических дозировочно-аккумулярующих бункерах силосного типа. Для уменьшения измельчения углей применяют углеспускные устройства, представляющие собой каскадные или спиральные спуски.

Выгрузка углей из бункеров осуществляется электровибропитателями или качающимися питателями.

Практические нормы вместимости аккумулярующих бункеров составляют: 19 часов работы для центральных; 16 часов работы для групповых; 8 часов работы для индивидуальных обогатительных фабрик.

Нижний предел крупности обогащаемого угля. По этому признаку различают следующие технологические схемы: с обогащением всех классов крупности; с выпуском необогащенного отсева 0—6 или 0—13 (25) мм; с нижним пределом крупности обогащаемого угля 0,5 мм.

Схемы с обогащением всех классов крупности, как правило, применяются в тех случаях, когда необходимо получать высококачественный низкосольный концентрат при максимальном извлечении горючей массы из отходов обогащения. На фабриках России такие схемы применяются при обогащении коксующих углей. При этом возможен выпуск крупного концентрата в виде сортового топлива.

Схема обогащения всех классов крупности с применением тяжелосредней сепарации, отсадки и флотации приведена на рис. 19.1. Подготовительная классификация здесь осуществляется по крупности 13 (25) мм, что определяется обогатимостью и гранулометрическим составом исходного угля.

Рядовой уголь подается на колосниковый грохот с шириной щели 125 мм. Класс крупнее 125 мм подвергается дроблению в двухвалковой зубчатой дробилке до крупности —125 мм.

Дробленый продукт смешивается с классом —125 мм и ленточным конвейером подается в дозирочно-аккумулирующие бункеры, откуда выгружается вибропитателями и ленточным конвейером подается в главный корпус на классификацию на машинные классы 13—125 и 0—13 мм. Машинный класс 13—125 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах, а класс 13—0 мм — в отсадочных машинах или тяжелосредних гидроциклонах (процесс ДМС).

Концентраты с тяжелосреднего сепаратора и отсадочных машин подвергаются обезвоживанию на грохотах и фильтрующих центрифугах, а затем подаются системой конвейеров в погрузочные бункеры.

Шламовые воды после обезвоживания концентратов поступают на гидравлическую классификацию. Крупный шлам классификатора —1 + 0,1 мм направляется на обогащение в спиральных сепараторах, а слив подвергается сгущению и направляется на флотационное обогащение.

Флотационный угольный концентрат после обезвоживания и сушки подается в погрузочные бункеры.

Тяжелая фракция тяжелосреднего обогащения и отсадки, а также хвосты флотации представляют собой отходы и складировуются в отвалах и хвостохранилищах.

Хвосты флотации сгущаются с использованием флокулянта. Получаемый при этом слив возвращается в технологические процессы, а сгущенный продукт обезвоживается в фильтр-прессах. Таким образом обеспечивается замкнутый водно-шламовый цикл без использования наружных сооружений для очистки воды.

Схемы с нижним пределом крупности обогащаемых углей 6 мм и 13 (25) мм применяются в тех случаях, когда угли, крупность которых меньше указанных величин, могут направляться потребителям без обогащения.

В угольной промышленности России действует более 40 обогатительных фабрик, перерабатывающих в сумме более 170 млн т угля в год. Большая часть углеперерабатывающих предприятий сосредоточена в Кузнецком, Донецком и Печорском бассейнах. Переработка угля осуществляется также на Урале, в Восточной Сибири и на Дальнем Востоке.

Обогащение коксующихся углей

Процессы обогащения коксующихся углей позволяют получать кондиционные концентраты по самым разнообразным технологическим схемам. На выбор технологической схемы обогащения влияют следующие факторы: свойства обогащаемого угля; требования к качеству получаемых продуктов обогащения; производительность и эффективность технологического оборудования; экономика отдельных процессов обогащения; экологические требования охраны окружающей среды.

Разнообразие сырьевой базы и другие факторы определяют значительные различия в технологических схемах действующих углеобогатительных фабрик. Тем не менее можно считать, что для обогащения коксующихся углей вполне приемлемой является схема, показанная на рис. 19.1.

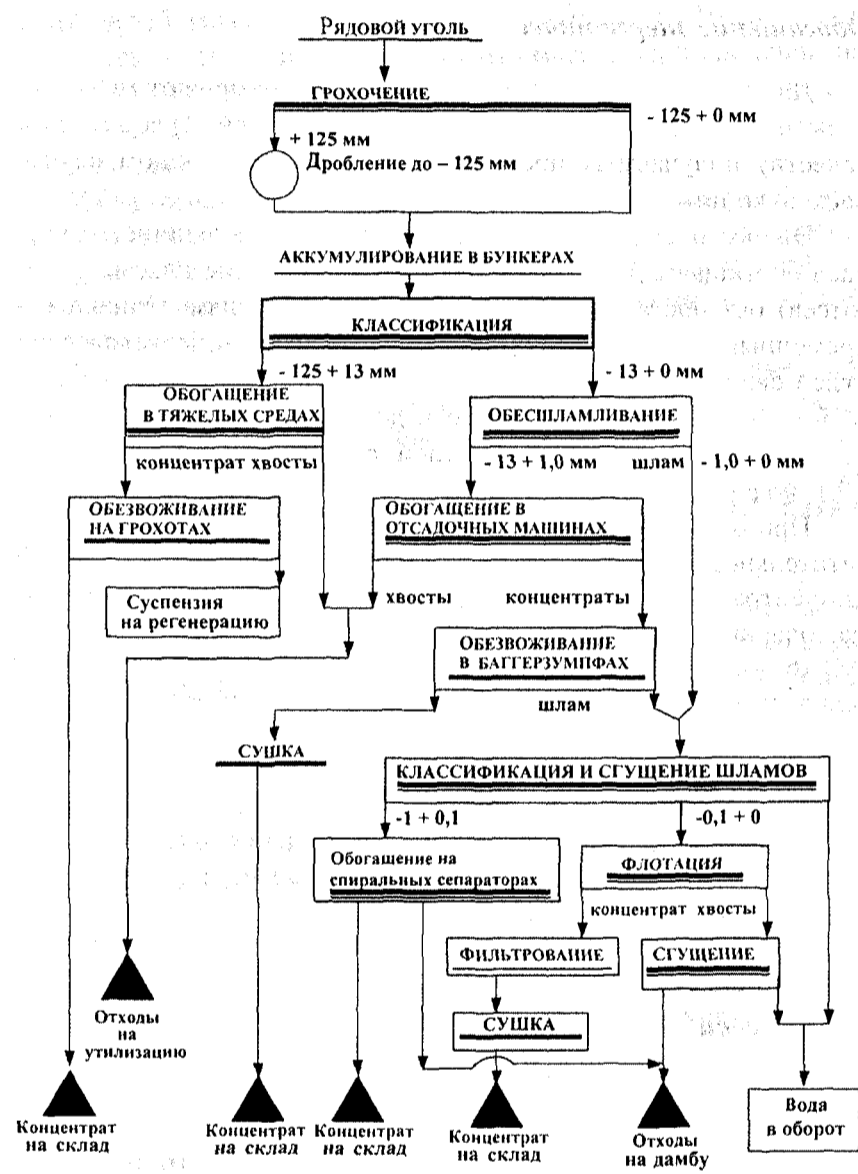


Рис. 19.1. Технологическая схема обогащения углей

Обогащение энергетических углей

Для обогащения энергетических углей применяют те же методы и процессы, что и для коксующихся углей. Требования к качеству получаемых продуктов обогащения в данном случае несколько ниже, чем для коксующихся углей.

Энергетические угли различных марок в большинстве случаев обогащают до крупности 6 (13) мм. Мелкие классы углей (отсев) без обогащения отправляют потребителям. Однако современные тенденции в развитии обогащения энергетических углей свидетельствуют об экономической целесообразности их обогащения до глубины 0,5 мм и до 0. Технологическая схема обогащения энергетических углей аналогична схеме на рис. 19.1, но с учетом глубины обогащения и плотности разделения.

При обогащении антрацитов товарной продукцией углеобогатительной фабрики может быть как крупный, так и мелкий концентрат. Крупный концентрат рассортировывается по видам на товарные сорта: АКО (класс 25—100 мм), АМ (13—25 мм) и АС (6—13 мм). Концентрат АШ (класс 0—6 мм) используют для энергетических целей и в металлургической промышленности для агломерации железных руд.

Эффективность обогащения энергетических углей повышается при увеличении зольности отходов: для каменных углей — свыше 71 (73) %. Вопрос о глубине обогащения энергетических углей той или иной зольности и марки решается в каждом отдельном случае путем технико-экономического расчета.

Обогащение слабоструктурных бурых углей

Бурые угли составляют значительную часть угольных ресурсов нашей страны. Буроугольные бассейны и месторождения в основном являются источниками энергетического топлива и химического сырья для газификации и полукоксования.

Угли наиболее известных буроугольных месторождений — Днепровского, Южно-Уральского, Канско-Ачинского и других бассейнов — относятся к категории слабоструктурных молодых

бурых углей. Влажность таких углей колеблется от 16 до 70 %, а зольность — от 10 до 60 % (на сухую массу). При хранении на поверхности слабоструктурные угли под действием атмосферного воздуха и температуры отдают влагу и быстро разрушаются, часто превращаясь в пыль.

Из-за низкой прочности и размокаемости бурых углей применение для их обогащения обычных мокрых методов нецелесообразно. Кроме того, как правило, вкрапленность пустой породы в угольное вещество измеряется микронами, что делает практически невозможным ее извлечение.

Высокозольные бурые угли с прочной структурой вмещающих пород могут быть подвергнуты обогащению, в частности, гравитационным методом. При этом предпочтение следует отдавать сухим гравитационным процессам обогащения (после предварительной подсушки углей) вследствие сильной размокаемости.

Мокрое обогащение слабоструктурных бурых углей приводит к их размоканию, образованию большого количества мелочи и усложнению процесса улавливания шламов, их обезвоживания, сушки и т.д. В большинстве случаев удаление из таких слабопрочных бурых углей минеральной части, особенно при глубоком обогащении для химической переработки, возможно лишь с помощью химических методов.

19.4. Комплексное использование углей

Исследования минерального состава добываемых углей и сопровождающих пород подтвердили наличие в них значительного содержания различных элементов, извлечение которых может быть осуществлено с экономической выгодой.

В неорганической части твердых топлив количественно преобладают глинистый сланец ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$), песчанистый сланец (кварц SiO_2), пирит (FeS_2), сульфаты ($CaSO_4$), карбонаты ($MgCO_3$, $FeCO_3$) и др. Кроме макроскопических примесей в углях содержится определенное количество микроскопических соединений и элементов: цветных и благородных металлов, редких, редкоземельных, радиоактивных, легирующих и др.

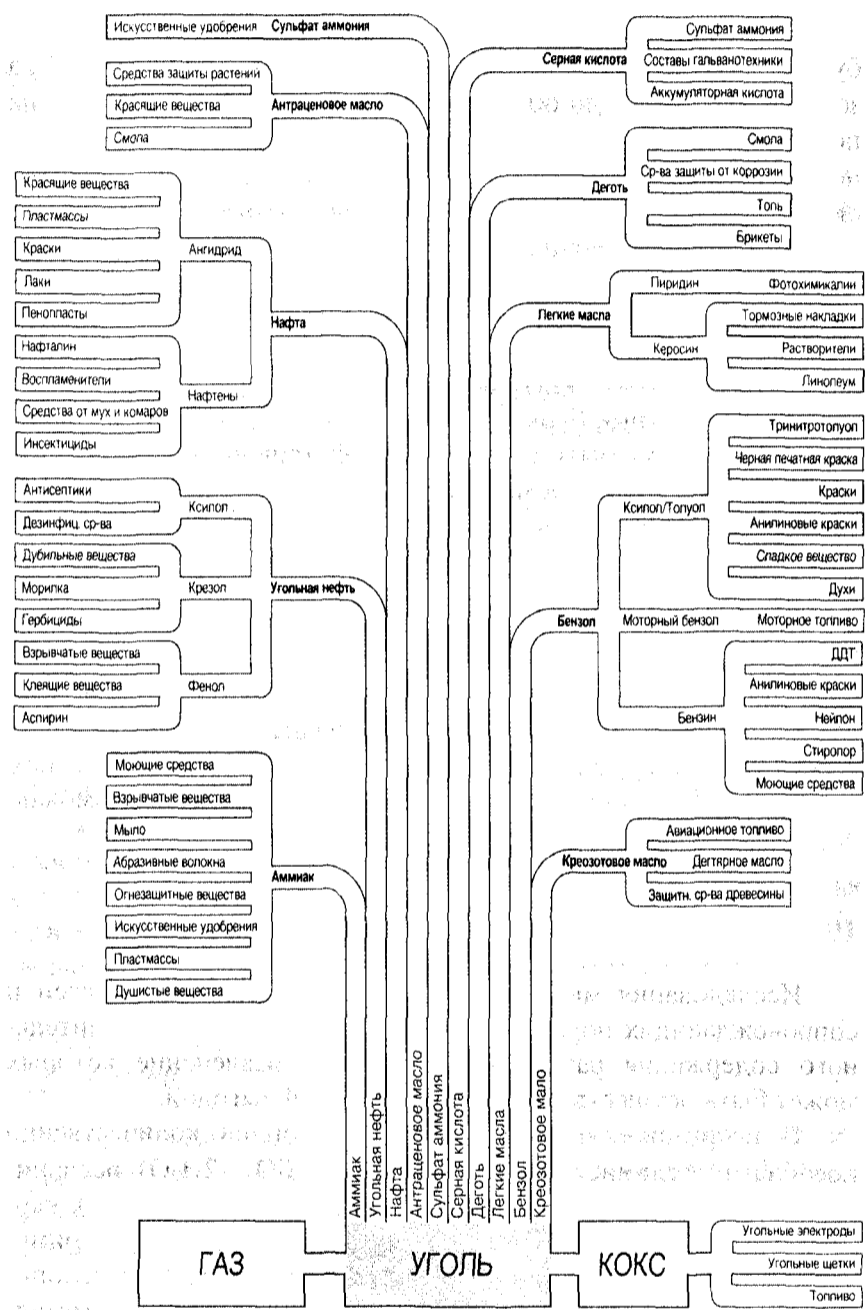


Рис. 19.2. Схема комплексной переработки угля

(свинец, цинк, олово, ртуть, серебро, золото, германий, галлий, бериллий, рений, уран, иттрий, скандий, лантан, бор, титан, циркон, ванадий, ниобий, молибден, вольфрам, кобальт, никель, хром, марганец и др.).

Перечисленные микрокомпоненты и элементы в промышленных условиях пока не извлекаются. Извлечение некоторых может быть целесообразным только при решении вопросов комплексной переработки сырья.

Освоено лишь извлечение германия из легких (низкозольных) фракций угля, в которых может содержаться до 10 г/т этого ценного элемента. При сжигании таких углей концентрация германия повышается до 1 кг/т золы. На примере извлечения германия, как в методическом, так и в прикладном отношении, могут быть успешно решены задачи исследования и использования других ценных неорганических компонентов твердых топлив.

Зольные остатки и отходы углеобогащения (продукты с высокой зольностью) в основном содержат оксиды Al_2O_3 и SiO_2 . Эти продукты можно использовать при изготовлении шлакоблочных изделий, заполнителей бетонов, производстве красного кирпича, строительстве и ремонте железнодорожных путей, автодорог, засыпке оврагов и др. Зола, получаемая при пылеугольном сжигании и санитарной очистке дымовых газов, в отдельных случаях используется для получения цемента.

Шлаки от сжигания углей в тепловых установках ГРЭС и ТЭЦ могут эффективно применяться в качестве теплоизоляционного материала для утепления чердачных и междуэтажных перекрытий, стен, тепловых и водопроводных магистралей, а также в качестве заполнителей для легких бетонов и кирпича. Установлена целесообразность производства зольного гравия, минеральной ваты, а также литых изделий из некоторых углестых сланцев и их шлаков. На рис. 19.2 представлен возможный перечень продуктов комплексной переработки угля.

Глава 20

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

20.1. Обогащение железных руд

Основное промышленное значение имеют магнетитовые, гематитовые, гематит-магнетитовые и в меньшей мере бурожелезняковые и сидеритовые руды. Содержание железа в магнетитовых рудах составляет 31—35 %, в гематитовых — 40—50 %, бурожелезняковых — 20—40 %, сидеритовых 28—33 %.

Качество концентратов для различных месторождений регламентируется соответствующими стандартами и техническими условиями.

Так, для месторождений КМА технические условия на магнетитовый концентрат предусматривают: крупность — 0,1—0 мм; влажность — 10,5 %; содержание железа — не менее 64 %. В ряде концентратов регламентируется содержание вредных примесей: фосфора — не более 0,08 %; серы — не более 0,8 %.

Магнетитовые руды представлены в основном рудным минералом магнетитом Fe_3O_4 (72,3 % Fe). Кроме магнетита в зонах выветривания имеются значительные содержания гематита, мартита Fe_2O_3 (69,9 % Fe) и сидерита FeCO_3 (48,3 % Fe). Пустая порода представлена кварцем (SiO_2), полевыми шпатами, железистыми силикатами, карбонатами и др.

Наиболее широко распространенную группу магнетитовых руд составляют магнетитовые кварциты осадочно-метаморфического происхождения (район Курской магнитной аномалии, Оленегорское, Кировогорское и другие месторождения).

Вкрапленность рудных минералов в магнетитовых кварцитах изменяется в широких пределах — от сплошной и крупнозернистой до пылевидной. Преобладающий размер вкрапленно-

сти в рудных слоях составляет 0,15—0,18 мм, в смешанных — 0,07—0,12 и в нерудных — 0,04—0,08 мм.

Вкрапленность и магнитная восприимчивость являются наиболее важными технологическими характеристиками магнетитовых кварцитов.

Основным методом обогащения магнетитовых кварцитов является магнитная сепарация.

Технология обогащения магнетитовых кварцитов включает ряд последовательных операций: дробление, грохочение, измельчение, классификацию и магнитную сепарацию.

В зависимости от применяемого метода измельчения магнетитовые кварциты подвергают дроблению до максимальной крупности 15—25 или 300 мм. Дробление осуществляется по различным схемам: одно-, двух-, трехстадиальной с открытым или замкнутым циклами и четырехстадиальной с открытым циклом.

Первичная переработка руды по всем схемам дробления производится в дробилках крупного дробления ККД-1500/180 с загрузочной щелью 200—220 или 170—180 мм.

Среднее дробление магнетитовых кварцитов осуществляют в дробилках КСД-2200 как с предварительным грохочением, так и без него. Для мелкого дробления применяют дробилки КМД-2200.

Для снижения крупности дробленной руды до 15—12 мм применяют замкнутые циклы дробления в последней стадии.

Измельчение магнетитовых кварцитов осуществляется по двух-, трех- и четырехстадиальным схемам с применением барабанных мельниц со стальными мелющими телами, самоизмельчением, рудно-галечным измельчением, а также комбинированными методами.

При измельчении стальными мелющими телами применяют шаровые и стержневые мельницы. Стержневые мельницы, как правило, работают в открытом цикле. Шаровое измельчение производится в замкнутом цикле со спиральными классификаторами или гидроциклонами.

Доизмельчение промпродуктов по всем схемам производится в мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Обогащение магнетитовых кварцитов осуществляется магнитным методом в слабом магнитном поле в II—V стадий на барабанных магнитных сепараторах различных типов, а в ряде переделов применяется промывка, отсадка, флотация.

Характерным для обогащения магнетитовых кварцитов является применение стадияльных схем магнитной сепарации, что позволяет без переизмельчения вывести из процесса пустую породу по мере ее раскрытия.

Типовая технологическая схема обогатительной фабрики для переработки магнетитовых кварцитов представлена на рис. 20.1. Исходная руда карьерной добычи крупностью -1200 мм, содержащая порядка 25—35 % железа, поступает в конусную дробилку крупного дробления ККД-1500 на I стадию дробления до крупности -350 мм, а затем на II стадию дробления в конусную дробилку среднего дробления КСД-3000Т. Дробленый продукт II стадии дробления крупностью -80 мм поступает на грохочение до крупности 20 (15) мм. Надрешетный продукт крупнее 20 мм направляется на III стадию дробления в конусные дробилки мелкого дробления КМД-3000Т до крупности 20 (15) мм. Подрешетный продукт крупностью $-15 + 0$ мм объединяется с дробленным продуктом III стадии дробления и системой конвейеров транспортируется на склад усреднения и бункерования. После усреднения на складе дробленая руда посредством питателей и конвейеров направляется на сухое магнитное обогащение в барабанных сепараторах типа ПБС с получением отвальных хвостов и промпродукта для дальнейшего обогащения. Для более полного раскрытия рудного минерала промпродукт подвергается трехстадияльному измельчению. Первая стадия измельчения производится в стержневой мельнице МСЦ-3600 \times 5500 до крупности -2 мм. Измельченный материал направляется на I стадию мокрого магнитного обогащения в барабанных магнитных сепараторах типа ПБМ-П-90/250. Хвосты выводятся в отвал, а концентрат подвергается доизмельчению II стадии в шаровых мельницах МШЦ-4500 \times 6000 до крупности 65 % класса -44 мкм, классификации и поступает на II стадию мокрого магнитного обогащения.

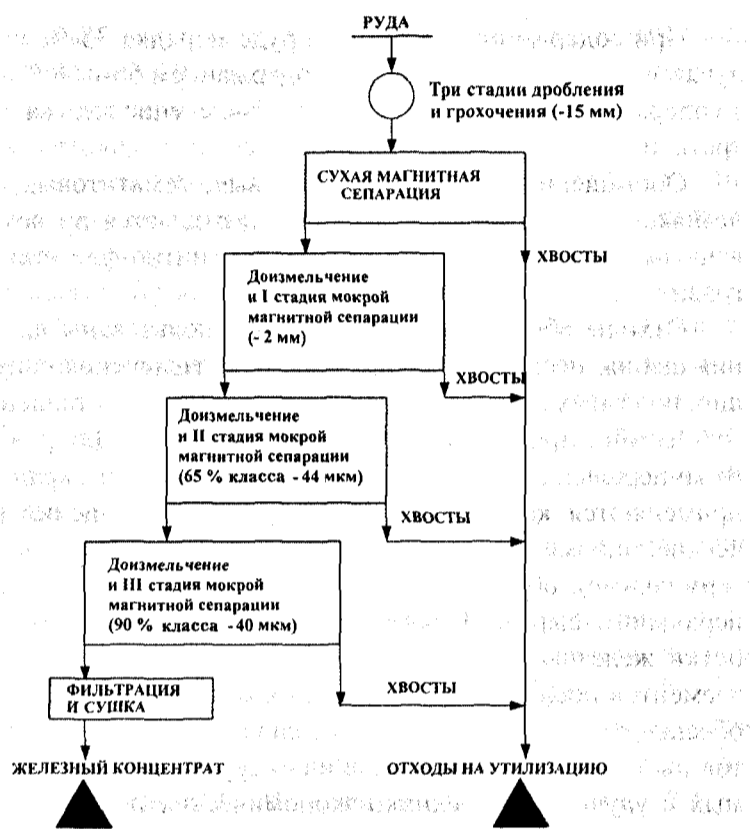


Рис. 20.1. Типовая технологическая схема обогащения железных (магнитовых) руд

Хвосты направляются в отвал, а концентрат подвергается классификации, доизмельчению III стадии в шаровых мельницах МШЦ до крупности 90 % класса -44 мкм и направляется на III стадию магнитного обогащения.

При необходимости вводят четвертую стадию магнитного обогащения. Хвосты третьей стадии обогащения направляются в отвал. Кондиционный концентрат третьей стадии обогащения подвергается фильтрованию на дисковых вакуум-фильтрах, а затем направляется на сушку в барабанных сушилках или на окомкование.

При содержании в исходной руде порядка 35 % железа получают конечный концентрат с содержанием 65—68 % и хвосты с содержанием менее 12 % железа. Извлечение железа в концентраты из руды составляет более 81 %.

Обогащение гематит-магнетитовых, гематитовых, бурожеlezняковых и сидеритовых руд осуществляется по комбинированным магнитно-гравитационным, магнитно-флотационным и гравитационным схемам.

Отходы обогащения могут быть использованы для получения щебня, песка, а в ряде случаев для извлечения сопутствующих полезных компонентов, цветных и редких металлов.

Комбинированные методы обогащения. Для руд сложного минерального состава, тонкой и изоморфной вкрапленности применяются комбинированные методы обогащения (механические, пирометаллургические, гидрометаллургические и гидро-термальные), обеспечивающие комплексное использование минерального сырья. В связи с огромными масштабами переработки железных руд даже малые содержания в них попутных элементов после их концентрации в отдельные продукты могут обеспечить производство значительного количества концентратов цветных, редких металлов или нерудных полезных ископаемых с улучшением технико-экономических показателей обогащения и рационального использования природных ресурсов.

Комбинированные методы получили широкое распространение при обогащении гематит-магнетитовых и магнетит-гематитовых руд Кольского полуострова, КМА, оолитовых бурых железняков Лисаковского и Камыш-Бурунского месторождений, карбонатных железных руд Бакальского месторождения, комплексных скарно-магнетитовых и апатит-магнетитовых руд Соколовско-Сарбайского и Ковдорского месторождений. Они рекомендуются также для обогащения высокотитанистых титаномагнетитовых руд месторождений Южного Урала, железохромоникелевых руд Серовского и Аккермановского месторождений и других руд сложного минерального состава.

Гематит-магнетитовые и магнетит-гематитовые руды обогащаются по комбинированным технологиям: магнитно-

гравитационной, магнитно-флотационной или обжиг-магнитной. На Оленегорском ГОКе магнитной сепарацией выделяется магнетитовый концентрат с содержанием железа 65,5 % и гравитационным методом выделяется гематитовый концентрат с содержанием железа 59—60,5 %. Для окисленных руд КМА (Михайловское месторождение) разработаны магнитно-флотационные технологии.

Оолитовые бурые железняки Камыш-Бурунского месторождения обогащаются по комбинированной гравитационно-магнитной технологии с получением железорудного концентрата с содержанием железа от 44 до 49,4 %, кремнезема — 18—11, глинозема — 4—5, P_2O_5 — 0,6—0,8 %. Сопутствующие элементы при дальнейшей переработке переходят в шлак и не извлекаются.

Апатит-магнетитовые руды Ковдорского месторождения обогащаются по комбинированной магнитно-флотационно-гравитационной технологии (рис. 20.2). Магнитной сепарацией выделяют железорудный концентрат с содержанием железа 63—64 %, кремнезема — 0,8—1,2, диоксида магния — 5,5—6,4, диоксида кальция — 1,2—1,6 %. Методом флотации из хвостов магнитной сепарации выделяется апатитовый концентрат с содержанием P_2O_5 36—37,4 %, диоксида магния — 1,8—3,5 %. Хвосты флотации подвергаются гравитационному переделу для получения черного бадделеитового концентрата с содержанием диоксида циркония 74—82 %. Последующая доводка этого концентрата методами обжига, электростатической и высокоинтенсивной сепарациями обеспечивает получение циркониевого концентрата с содержанием диоксида циркония 98,4 %. В качестве сопутствующих элементов в нем содержатся ниобий, уран. Гидрометаллургическая переработка этого концентрата позволяет выделить скандиевый и редкометалльный продукты.

Переработка *высокотитанистых титаномагнетитовых руд* Южного Урала, Сибири и Кольского полуострова и железохромоникелевых руд Серовского и Аккермановского месторождений осуществляется с применением магнитно-гравитационных и магнитно-флотационных методов (рис. 20.3). Такая тех-

нология позволяет получать коллективные концентраты с высоким содержанием сопутствующих элементов в железорудном концентрате (титан, магний, алюминий, хром, никель, германий), которые не могут извлекаться в отдельные продукты по традиционной технологии и затрудняют ведение металлургического процесса. Решение этого вопроса возможно только разрушением кристаллической решетки минералов, так как эти элементы изоморфно связаны с магнетитом.

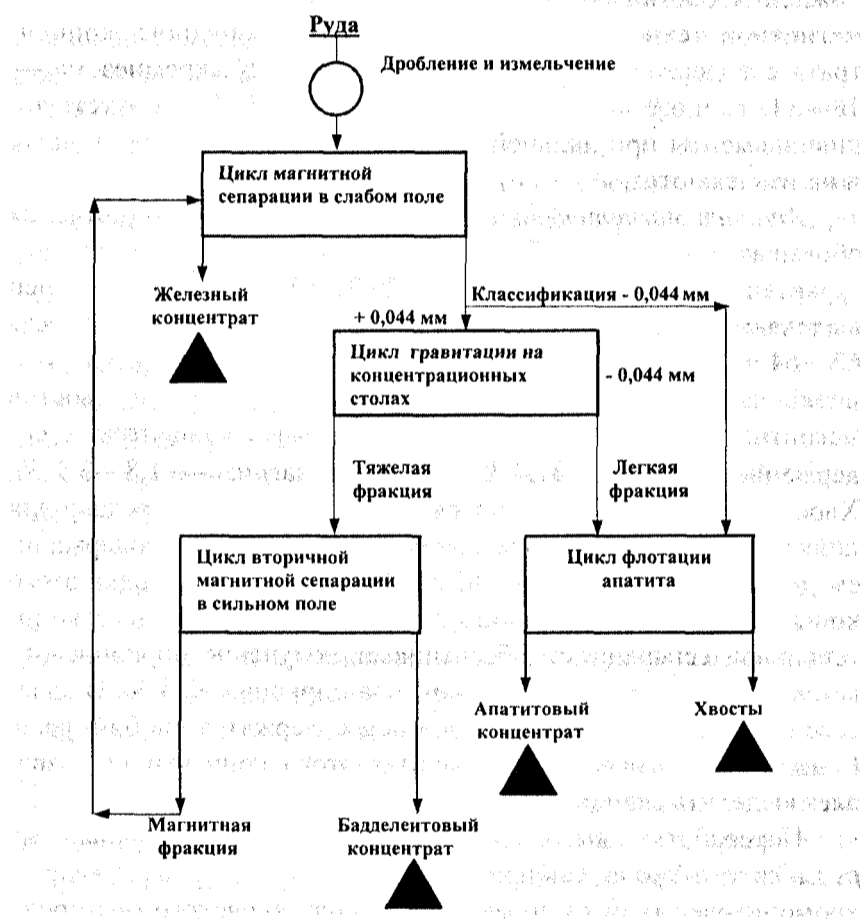


Рис. 20.2. Принципиальная схема комплексного обогащения магнетитовых руд Ковдорского месторождения

Сидеритовые руды содержат железорудный минерал — сидерит (FeCO_3). Пустая порода в них представлена в виде глин и доломитизированных известняков.

Технология обогащения сидеритов на Бакальском рудоподготовительном комбинате (Южный Урал) включает дробление и грохочение исходной руды на дробильно-сортировочной фабрике с разделением на два класса $-60 + 10$ и -10 мм, которые агломерируются без обогащения, и класс $-60 + 10$ мм, направляемый в шахтные печи, где подвергается высокотемпературному

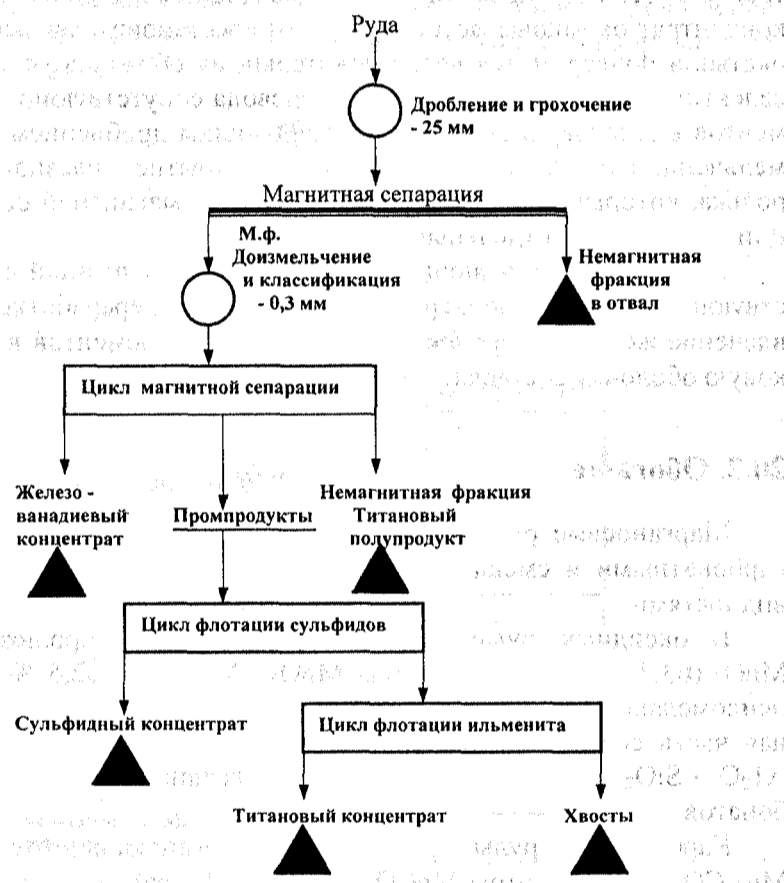


Рис. 20.3. Принципиальная технологическая схема обогащения титаномагнетитовой руды

(1000—1100 °С) окислительному обжигу природным газом в течение 4 часов. При этом вследствие удаления углекислоты и карбонатов в сидеритах повышается содержание железа с 30 до 47 %.

После охлаждения обожженная руда разделяется на классы крупностью $-60 + 10$ и -10 мм, которые используют в качестве товарного продукта. Магнитная сепарация этих продуктов позволяет выделить концентрат с содержанием железа до 52—54 %.

Разработан пирометаллургический метод обогащения коллективных концентратов с выделением кондиционных продуктов. По этой технологии тонкоизмельченный коллективный концентрат окомковывается с твердым восстановителем, сырые окатыши подвергаются восстановительному обжигу в условиях селективной коагуляции железа и перевода сопутствующих элементов в шлаковую оболочку. Последующим дроблением и измельчением окатышей обеспечивается вскрытие железного королька, который методом сухой или мокрой магнитной сепарации выделяется в отдельный продукт.

Шлаковая составляющая, содержащая тот или иной сопутствующий элемент, подвергается дальнейшей переработке. Извлечение железа в королек и сопутствующих элементов в шлаковую оболочку составляет не менее 92 %.

20.2. Обогащение марганцевых руд

Марганцевые руды представлены в основном оксидными, карбонатными и смешанными (карбонатно-оксидными) разновидностями.

В оксидных рудах марганец представлен пиролюзитом MnO_2 (63,2 % Mn), манганитом $MnO_2 \cdot Mn(OH)_2$ (62,5 % Mn), псиломеланом $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$ (до 55 % Mn) и др., а нерудная часть состоит из кварца SiO_2 , глины (алюмосиликаты — $Al_2O_3 \cdot SiO_2 \cdot Fe_2O_3 \cdot MgO$ и др.), полевых шпатов, слюды, карбонатов и др.

Карбонатные руды представлены манганокальцитом (Ca, Mn) CO_3 , родохрозитом $MnCO_3$ (47,8 % Mn), оксидными минералами марганца. Пустая порода состоит из гидроксидов железа, кварца, полевых шпатов, глины и др.

Среднее содержание марганца в оксидных рудах составляет 19,5—37,5 %, в карбонатных — 16—21 %.

Вредными примесями в марганцевых рудах являются фосфор и кремнезем.

Марганцевые руды обогащают по схемам, включающим промывку, обогащение в тяжелых суспензиях, отсадку, магнитную сепарацию и флотацию (рис. 20.4).

Исходная руда подвергается предварительному грохочению и двухстадиальному дроблению до крупности 50—70 мм в зубчатых валковых или в молотковых дробилках. Дробленая руда после грохочения на три класса крупности направляется на промывку.

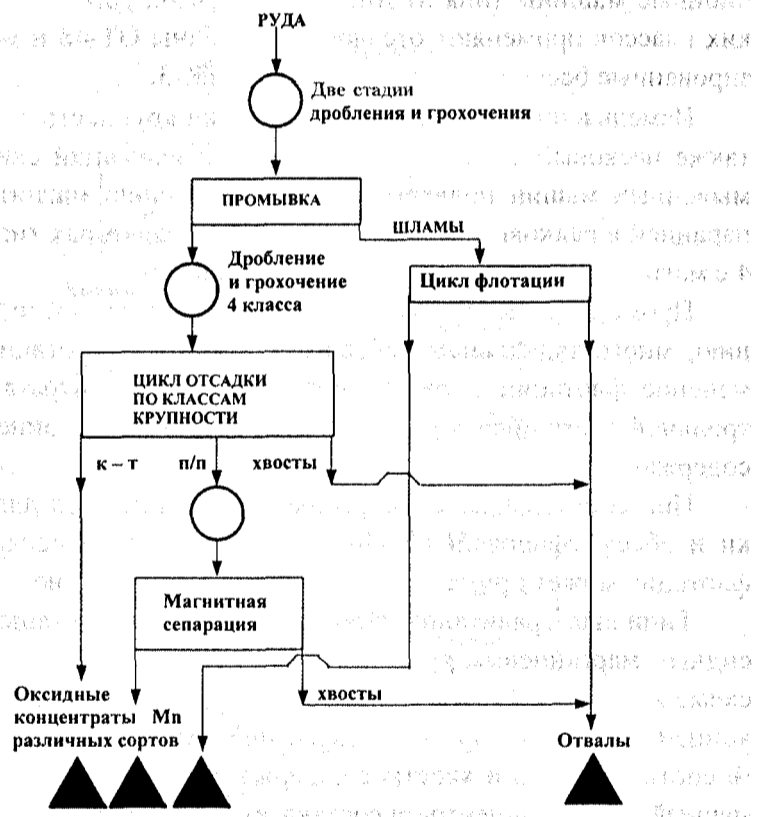


Рис. 20.4. Технологическая схема обогащения оксидных марганцевых руд

Мытая руда после соответствующего дробления и грохочения разделяется на классы $-25 + 10$; $-10 + 4$; $-4 + 1$ и -1 мм, которые обогащаются в отдельных отсадочных машинах. Классификация руды по узкой шкале обусловлена небольшой разницей в плотностях марганецсодержащих минералов и кварца.

Отсадка крупных ($+12$ мм) и средних ($-10 + 3$ мм) классов обычно производится без искусственной постели. Отсадка мелких классов (-3 мм) осуществляется с естественной или искусственной постелью.

Для отсадки крупнозернистых продуктов применяют отсадочные машины с подвижным решетом и воздушно-пульсационные машины типа МОБК-8, МБОМ-К-6. Для отсадки мелких классов применяют отсадочные машины ОТ-48 и модернизированные беспоршневые машины ОМТК-3.

Измельченные промпродукты отсадки крупностью -3 мм, а также песковый зернистый продукт классификаций слива промывочных машин подвергаются дообогащению магнитной сепарацией в валковых электромагнитных сепараторах типа ЭРМ-4 с магнитным полем высокой напряженности.

Промпродукты и шламы промывки подвергают измельчению, многостадийному обесшламливанию и флотации. Применение флотации с тремя перечистками концентрата и контрольной флотацией хвостов позволяет получать концентрат с содержанием $37-44\%$ Мп и $0,3-0,45\%$ Р.

При обогащении бедных тонковкрапленных руд для доводки и обесфосфоривания концентратов магнитной сепарации и флотации может применяться химическое обогащение.

Типичная гравитационно-магнитная схема обогащения оксидных марганцевых руд представлена на рис. 20.4. По такой схеме из исходной руды с содержанием $27-28\%$ Мп получают концентраты I и II сортов с содержанием Мп $44-45\%$ и $35-36\%$ соответственно и хвосты с содержанием Мп $13-14\%$. Суммарный выход концентрата составляет около 50% , а извлечение Мп в пределах 75% .

20.3. Обогащение хромовых руд

На месторождениях хромовые руды представлены сплошными или вкрапленными разновидностями, сложенными хромшпинелидами, силикатами, хлоритами и др. Качество хромовых руд определяется количественным соотношением оксидов Cr_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , MgO , Al_2O_3 в хромсодержащих минералах — хромшпинелидах — и зависит от их назначения. Так, например, для производства ферросплавов они нормируются по химическому составу, %: Cr_2O_3 — 47—50; SiO_2 — 7—10; $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ — 3—3,5 и P — 0,008.

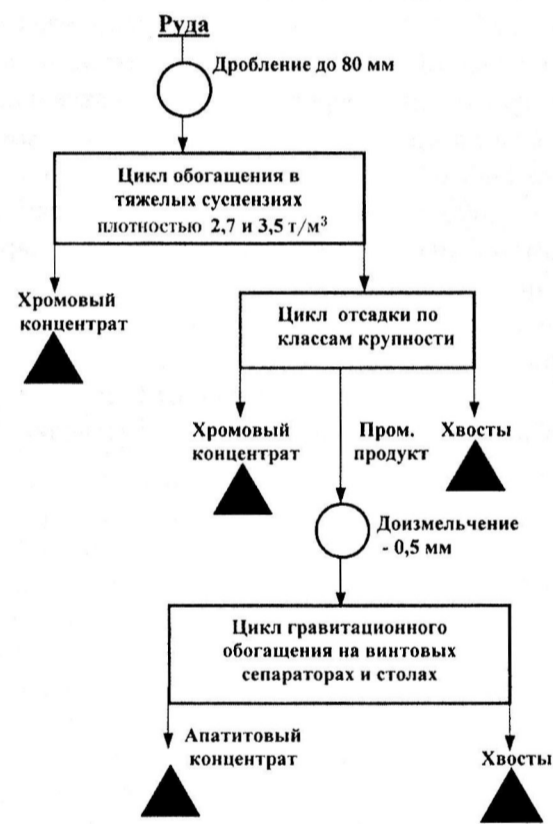


Рис. 20.5. Принципиальная схема обогащения хромовых руд

К балансовым запасам относят руды, содержащие 32—33 % Cr_2O_3 при отношении $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ не менее 2,5.

Богатые хромовые руды с содержанием не менее 45 % оксида хрома Cr_2O_3 подвергают только дроблению и грохочению на отдельные товарные сорта по крупности.

Схема обогащения рядовых хромовых руд (рис. 20.5) включает двухстадийное дробление исходной руды до крупности 80 мм; грохочение на классы $-80 + 25$; $-25 + 6$ и $-6 + 0$ мм.

Класс $-80 + 25$ мм подвергается обогащению в тяжелосредних сепараторах в две стадии при плотностях разделения 2700 и 3500 кг/м^3 . При этом получают товарный концентрат, промежуточный продукт и хвосты с содержанием Cr_2O_3 соответственно 54—55; 44—45; 5—6 %. Промпродукт додрабливают до 10 мм, смешивают с классом $-6+0$ мм и направляют на подготовительное мокрое грохочение перед отсадкой. Раздельной отсадке подвергают классы крупностью $-10 + 3$ и $-3 + 0$ мм. При этом получают товарные концентраты, промпродукты и хвосты. Промпродукты отсадки измельчают до крупности 0,5 мм и после обесшламливания обогащают на винтовых сепараторах или струйных концентраторах.

Такая технологическая схема позволяет получать несколько концентратов различной крупности с содержанием Cr_2O_3 от 54 до 57 % и хвосты с содержанием Cr_2O_3 от 6 до 26 %. Суммарное извлечение Cr_2O_3 в концентраты при этом составляет 88—90 %.

Глава 21

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Руды цветных металлов весьма разнообразны по своему составу и свойствам. В настоящее время они являются источником получения 74 элементов из 104 элементов периодической системы.

Промышленные типы руд классифицируются по химическому и минеральному составу, степени окисленности, текстурно-структурным особенностям и характеру вкрапленности, крепости, дробимости, обогатимости.

По содержанию основных ценных компонентов выделяются руды: медные, медно-молибденовые, медно-никелевые, медно-цинковые, молибденовые, свинцовые, полиметаллические, вольфрамовые, молибдено-вольфрамовые и др. Наряду с основными, в рудах присутствуют сопутствующие ценные элементы: золото, серебро, платина, кадмий, германий, индий, селен, теллур, таллий, галлий и др.

В зависимости от соотношения минеральных форм основных металлов руды подразделяются на сульфидные (более 80 % сульфидных минералов), окисленные (менее 50 % сульфидных минералов) и смешанные (от 50 до 80 % сульфидных минералов). Основная масса цветных металлов (80—85 %) сосредоточена в сульфидных рудах.

Несульфидные минералы в рудах представлены оксидами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими минералами в различных соотношениях.

При содержании в рудах более 50 % сульфидов их относят к массивным, а при 25 % и менее — к вкрапленным.

По крупности вкрапленности различают руды крупновкрапленные (размер включений ценных компонентов более 0,4 мм), средней вкрапленности (0,15—0,4 мм) и тонкой вкрапленности (менее 0,15 мм).

Руды считают мягкими при коэффициенте крепости по шкале М.М. Протодяконова менее 10, средними — 10—14; твердыми — 14—18, весьма твердыми — более 18.

По содержанию ценных компонентов руды делятся на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные). Границы между ними определяются состоянием техники и технологии обогащения, а также потребностями государства в металлах. Например, в России к промышленным относят медные руды при содержании в них меди более 0,4 %, а в Канаде и США перерабатывают руды с содержанием 0,2—0,3 % меди.

В связи с комплексным характером руд цветных металлов, мелкой и тонкой вкрапленностью ценных компонентов основным методом их обогащения является флотация.

В результате обогащения руд цветных металлов получают более 35 видов концентратов и продуктов. Требования к качеству концентратов и продуктов определяются ГОСТами и техническими условиями, регламентирующими содержание основного металла и примесей. Например, технические требования к медным концентратам различных марок устанавливают содержание меди не менее 20—40 % и примесей: не более 2—10 % цинка; 2,5—8 % свинца. Для цинковых концентратов: не менее 15—60 % цинка и примесей: не более 4—18 % железа; 0,9—11 % меди; 0,05—9 % мышьяка; 2—18 % кремнезема.

Ниже приведены данные о содержании металлов в рудах и концентратах для металлургической промышленности.

Металл.....	Cu	Pb	Zn	Sn	Mo	W
Содержание, %:						
руда	0,4—2,0	1,3—3	2—4	0,3—1,0	0,1—0,5	0,05—0,3
концентрат.....	15—40	40—73	45—56	45—60	45—51	50—65

Технология переработки руд цветных металлов определяется характеристикой качества исходного сырья, техническими

условиями на конечную продукцию и отличается большим разнообразием применяемых вариантов. Основными элементами технологии являются: рудоподготовка; дробление и измельчение; обогащение методом флотации; обезвоживание продуктов обогащения.

21.1. Обогащение медных и медно-пиритных руд

По минеральному и химическому составу месторождения медных руд делятся на сульфидные, в которых содержание сульфидных минералов составляет более 75 %, смешанные — с содержанием сульфидных минералов от 25 до 75 % и окисленные, в которых содержание сульфидов не превышает 25 %.

Основными минералами меди в сульфидных рудах являются: *халькопирит* CuFeS_2 (35 % Cu); *борнит* Cu_5FeS_4 (63,3 % Cu); *халькозин* Cu_2S (80 % Cu); *ковеллин* CuS (65 % Cu); *энаргит* Cu_3AsS_4 (48 % Cu); *блеклые руды* — теннантит $3\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{As}_2\text{S}_3$, тетраэдрит $3\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{SbS}_3$ — содержат от 22 до 53 % меди. Минералы хорошо флотируются в щелочной среде. Депрессируются цианидами.

В сульфидных медных рудах постоянно присутствует пирит (FeS_2), который относится к хорошо флотирующимся минералам, однако хорошо депрессируется известью и цианидами.

Из окисленных минералов меди наиболее широко распространен малахит $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ (около 57 % Cu) и сходный с ним по составу, но имеющий ярко-голубую или темно-синюю окраску азурит. Малахит и азурит обладают более слабой флотационной способностью, но их также успешно выделяют в виде кондиционного медного концентрата. Плохо или совсем не флотируют силикаты меди (хризоколла $\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$).

Из минералов пустой породы в медных рудах широко распространены кварц, кальцит, полевые шпаты.

В качестве спутников во многих медных рудах встречаются золото, серебро, цинк, молибден, никель и другие металлы.

По текстурным особенностям медьсодержащие руды делятся на сплошные и вкрапленные. Сплошные руды характеризуются высоким содержанием пирита — до 42 %.

В зависимости от содержания меди руды подразделяются на богатые (содержание меди более 2 %), средние (0,8—2 %), бедные (0,5—0,8 %).

Технологические схемы переработки медных руд зависят от их типа, характера вкрапленности и срастания медьсодержащих минералов и пирита между собой, а также с минералами пустой породы. По наиболее простым схемам обогащают вкрапленные руды медистых песчаников и медно-порфиновые руды с невысоким содержанием пиритной серы.

Технологическая схема переработки руд включает трехстадиальное дробление без предварительного грохочения в I и II стадиях, двухстадиальное измельчение в стержневых и шаровых мельницах, классификацию и флотационное обогащение с доизмельчением продуктов.

Руда измельчается до крупности 60 % класса $-0,074$ мм и направляется на основную флотацию. В качестве собирателей сульфидных медных минералов применяются ксантогенаты (расход 10—30 г/т) и дитиофосфаты (10 г/т) в качестве вспенивателей — сосновое масло, Т-66. Концентрат основной флотации перечищают один-три раза, хвосты подвергают контрольной флотации. При флотации руд получают концентрат с содержанием меди 20—25 %, при извлечении меди в концентрат до 95 %.

Если в руде кроме медных минералов имеется повышенное содержание сульфидов железа (FeS_2), то при обогащении получают два концентрата — медный и пиритный. В этом случае для обогащения применяется коллективно-селективная или прямая селективная схема.

При коллективно-селективной схеме обогащения медно-пиритных руд (рис. 21.1) после грубого измельчения сульфиды меди и пирита извлекаются в коллективный концентрат с после-

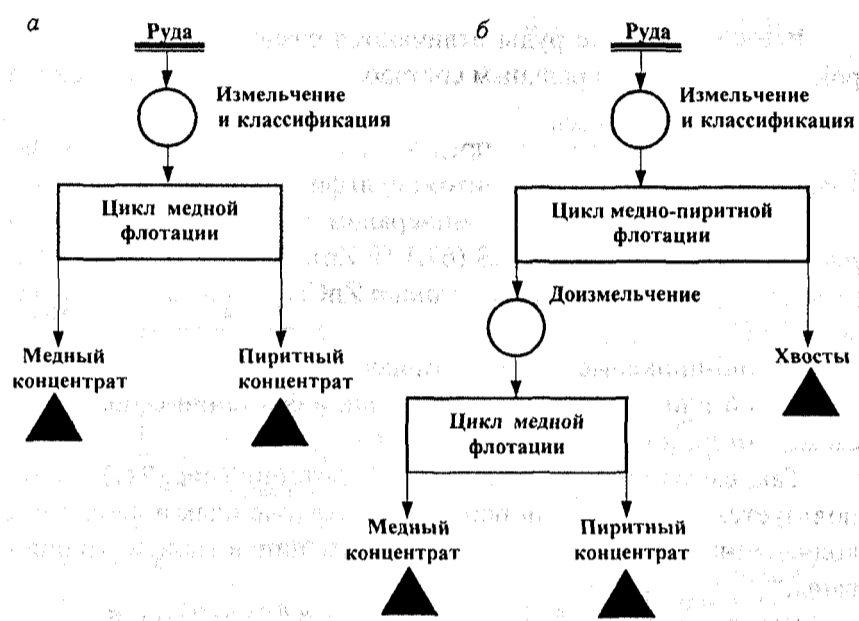


Рис. 21.1. Принципиальные схемы флотации медных руд: а — селективная; б — коллективно-селективная

дующими операциями перерастовой и контрольной флотации. При этом получают хвосты с отвальным содержанием меди.

Коллективный концентрат доизмельчают до 90—95 % класса $-0,074$ мм и направляют на селективную флотацию при pH 12 для отделения медных минералов от пирита. В медной флотации пирит подавляют цианидом. Хвосты контрольной медной флотации содержат 30—35 % серы и направляются на пиритную флотацию, которая осуществляется при pH 5—7. В результате получают медный и пиритный концентраты и отвальные хвосты.

21.2. Обогащение медно-цинковых руд

Медно-цинковые руды на месторождениях представлены двумя типами: вкрапленными, содержание сульфидов в которых не превышает 20—50 %, и сплошными (колчеданные), содержание сульфидов в которых достигает 90 % и более.

Все колчеданные руды отличаются разнообразной структурой и сложным минеральным составом (в них обнаружено около 130 минералов).

Сульфиды меди в них представлены халькопиритом, халькозином, ковеллином и борнитом; сульфиды железа — пиритом.

Основным сульфидным минералом цинка является *сфалерит* (цинковая обманка) ZnS (67,1 % Zn). Из окисленных минералов цинка отмечаются *смитсонит* $ZnCO_3$ (64,8 % Zn) и *каламин* $2ZnO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$.

Медно-цинковые руды обогащаются по схемам прямой селективной или коллективно-селективной флотации с получением медного и цинкового концентратов.

Так, схема прямой селективной флотации (рис. 21.2, а) используется при флотации первичных вкрапленных и сплошных колчеданных руд, в которых сульфиды цинка мало активированы.

При резко выраженной их «природной» активации, большом и переменном количестве в руде растворимых солей меди и шламистом материале, сложном взаимопрорастании разделяемых сульфидов более рациональна схема с предварительной коллективной флотацией сульфидных минералов (рис. 21.2, б).

Технологическая схема включает следующие операции: трехстадиальное дробление; двухстадиальное измельчение руды до 85—92 % класса $-0,074$ мм; выделение флотацией коллективного медно-цинкового концентрата в известковой среде. В качестве собирателя используются бутиловый ксантогенат (расход 150 г/т) и аэрофлот (15 г/т), в качестве вспенивателя — Т-66, с последующим селективным разделением.

Медную флотацию осуществляют ксантогенатом при pH 7,8—8,2 с депрессией пирита и сфалерита сернистым натрием (расход 100—150 г/т), цинковым купоросом (600—700 г/т) в присутствии извести.

Основную цинковую флотацию осуществляют в щелочной среде при следующем реагентном режиме: бутиловый ксантогенат — 35—45 г/т, медный купорос — 300—350 г/т (для активации минералов цинка), среда щелочная.

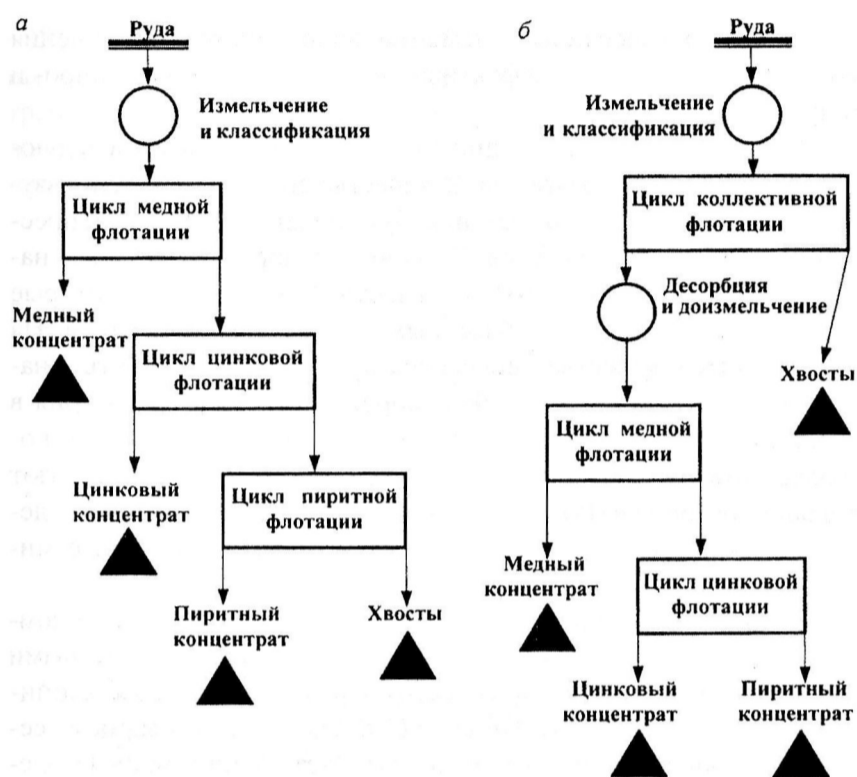


Рис. 21.2. Принципиальные схемы флотации медно-цинково-пиритных руд: *a* — прямая селективная; *б* — коллективно-селективная

При флотации пиритных медно-цинковых руд хвосты цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом, при флотации вкрапленных руд получают пиритсодержащие хвосты, которые подвергают перефлотации в слабокислой среде с получением пиритного концентрата.

Цинковые концентраты, получаемые при обогащении цинк-содержащих руд, должны удовлетворять техническим требованиям по ГОСТ 48-31—81 и содержать от 40 до 60 % Zn.

В цинковые концентраты, получаемые из медно-цинковых руд, извлекаются и сопутствующие металлы: кадмий, теллур, серебро, индий, кобальт, золото, ценность которых составляет 8—10 % ценности руды.

Редкие и рассеянные элементы из продуктов обогащения могут быть достаточно эффективно извлечены методами пиро- и гидрометаллургии.

При флотации медно-цинковых руд применяются следующие флотационные реагенты. В качестве собирателей используется бутиловый ксантогенат или бутиловый аэрофлот. Депрессорами сфалерита являются цинковый купорос, сернистый натрий, цианиды, сульфит и тиосульфит натрия, которые позволяют отделять его от медных сульфидных минералов. На ряде фабрик в качестве депрессора применяется сернистый натрий в сочетании с цинковым купоросом или сульфит натрия в сочетании с сернистым натрием и цинковым купоросом. Это позволяет отказаться от применения цианидов, которые требуют большой осторожности и точной дозировки, чтобы избежать депрессирующего воздействия также на медные сульфидные минералы.

На рис. 21.3 приведена типовая технологическая схема комплексной переработки медно-цинковых руд. Основными рудными минералами являются пирит (FeS_2), сфалерит (ZnS), халькопирит (CuFeS_2). Нерудные минералы представлены кварцем, серицитом, полевым шпатом и др. Сопутствующие ценные элементы: золото, серебро, кадмий, селен, теллур.

Руда крупностью $-1000 + 0$ мм при карьерной добыче и $-300 + 0$ мм при шахтной добыче доставляется в приемный бункер вместимостью 250—300 м³ корпуса крупного дробления автомобильным или железнодорожным транспортом. Из приемного бункера руда посредством пластинчатого питателя подается в щековую дробилку ШДП-2100 × 1900, где осуществляется I стадия дробления до крупности -300 мм. Дробленный продукт системой конвейеров транспортируется в промежуточный бункер, из которого пластинчатым питателем подается в конусную дробилку среднего дробления КСД-2200Б-400 на II стадию дробления до крупности -75 мм. Дробленный продукт II стадии дробления ленточными питателями подается на грохоты типа ГИТ. Надрешетный продукт крупностью $+ 20$ мм поступает в короткокonusную дробилку КМД-2200 × 410 на III стадию дробления до крупности 120

–25 мм. Дробленый продукт III стадии объединяется с подрешетным продуктом грохочения и системой ленточных конвейеров транспортируется в склад усреднения, из которого посредством лопастных питателей и конвейеров подается в бункер корпуса обогащения.

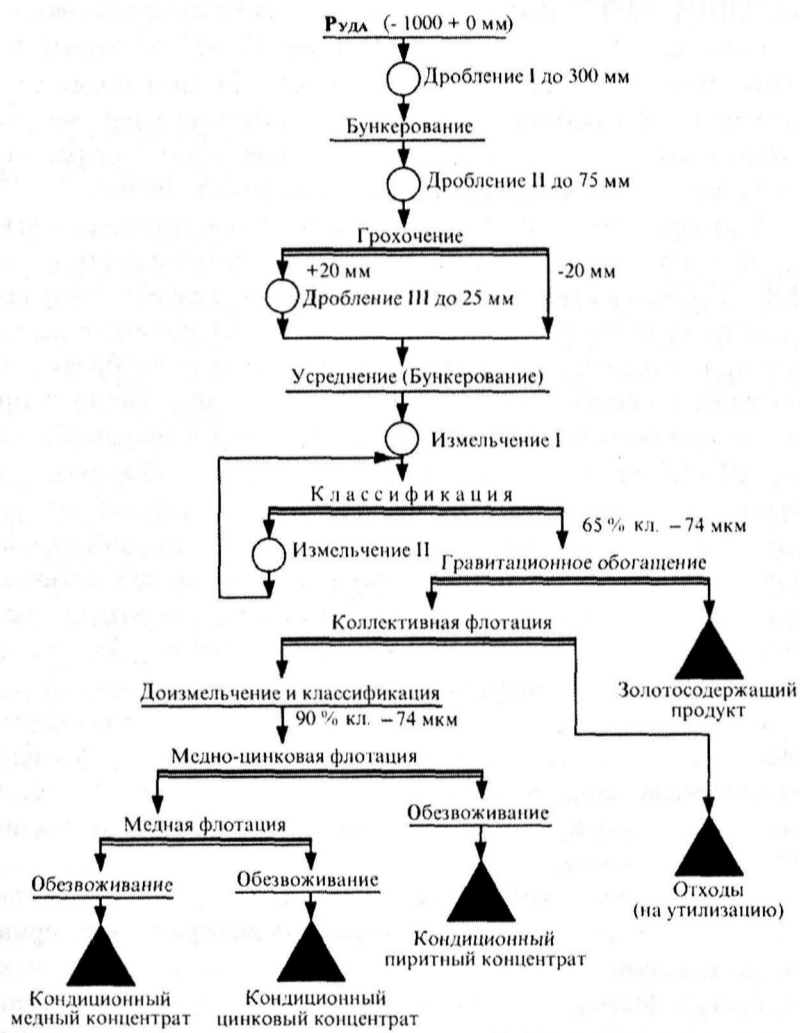


Рис. 21.3. Типовая технологическая схема обогащения медно-цинковых руд

Из бункера руда крупностью -25 мм подается на I стадию измельчения в стержневую барабанную мельницу МСЦ-32 \times 45. Разгрузка стержневой мельницы поступает на классификацию по крупности в спиральные классификаторы. Пески классификаторов доизмельчаются на II стадии измельчения в шаровой мельнице МШЦ-3600 \times 4000 и возвращаются на классификацию.

Слив классификаторов плотностью 30—32 % твердого и крупностью материала 62—65 % класса -74 мкм подается на гравитационное обогащение в короткоконусные гидроциклоны и концентрационные столы для выделения золотосодержащего продукта и затем подается на флотационное обогащение.

Флотация может осуществляться по коллективно-селективной или прямой селективной схеме во флотомашинах типа ФМР. По коллективно-селективной схеме вначале получают коллективный концентрат, содержащий сульфиды меди, цинка, железа, и отвальные хвосты, содержащие порообразующие минералы (оксиды, силикаты, карбонаты и др.). Пенный продукт коллективной флотации доизмельчается в шаровой мельнице III стадии до крупности 85—92 % класса -74 мкм и направляется на медно-цинковую флотацию. Камерный продукт медно-цинковой флотации (хвосты) представляет собой готовый пиритный концентрат. Пенный продукт является коллективным медно-цинковым концентратом и направляется на разделение, в результате которого получают медный (пенный продукт) и цинковый концентраты (камерный продукт).

Коллективная флотация осуществляется с применением в качестве собирателей ксантогенатов и аэрофлотов, а разделение коллективных концентратов основано обычно на депрессии сульфидов цинка и железа в условиях цианидного или бесцианидного разделения.

Медный, цинковый и пиритный концентраты подвергают сгущению в радиальных сгустителях с периферическим приводом до плотности 50—65 % твердого, фильтрованию в дисковых вакуум-фильтрах до плотности 80—87 % твердого и сушке во вращающихся сушильных барабанах. Высушенные концентраты до влажности 8—10 % конвейерами транспортируют на склад готовой продукции.

Из хвостов коллективной флотации возможно извлечение барита, полевых шпатов и кварцевого песка высокой частоты. Методом магнитной сепарации медного концентрата возможно выделение в отдельный продукт германия. Редкие и рассеянные элементы связаны с сульфидными минералами и извлекаются на стадии переработки концентратов металлургическими или химическими методами.

21.3. Обогащение медно-свинцово-цинковых руд

Медно-свинцово-цинковые руды являются полиметаллическими и представляют сложный объект для обогащения. В их состав кроме сульфидных минералов (галенит, сфалерит, халькопирит), как правило, входят вторичные сульфидные минералы меди (борнит, ковеллин, халькозин), окисленные минералы меди и свинца и пирит.

Помимо основных металлов (свинца, меди, цинка), в них содержатся другие ценные компоненты, доля которых в суммарной стоимости металлов может достигать 40 %. Серебро и висмут в рудах связаны с галенитом, золото находится в свободном состоянии или в виде примесей в пирите и халькопирите. Кадмий преимущественно содержится в сфалерите.

Руды характеризуются весьма тонкой вкрапленностью и тесным взаимным прорастанием сульфидов.

При обогащении медно-свинцово-цинково-пиритных руд применяются технологические схемы трех разновидностей: прямая селективная; коллективно-селективная и частично коллективно-селективная. Наибольшее распространение получили две последние технологические схемы.

По схеме прямой селективной флотации сначала флотируют медные минералы, подавая сернистой кислотой галенит и сфалерит. Затем флотируют галенит, депрессируя известью и цианидом сфалерит и пирит. Далее сфалерит активируется медным купоросом и подвергается цинковой флотации, из хвостов которой флотируется пирит. В качестве собирателей используются ксантогенаты.

По коллективно-селективной схеме (рис. 21.4) сначала получают коллективный концентрат, содержащий галенит, сфалерит, халькопирит и пирит. Флотацию ведут в слабощелочной среде с использованием в качестве собирателя ксантогената. Коллективный концентрат направляют на медно-свинцовую флотацию, депрессируя сфалерит и пирит цинковым купоросом и цианидом. Затем медно-свинцовый концентрат подвергают селекции, флотируя галенит при депрессии медных минералов цианидом и цинковым купоросом, либо флотируя медные мине-

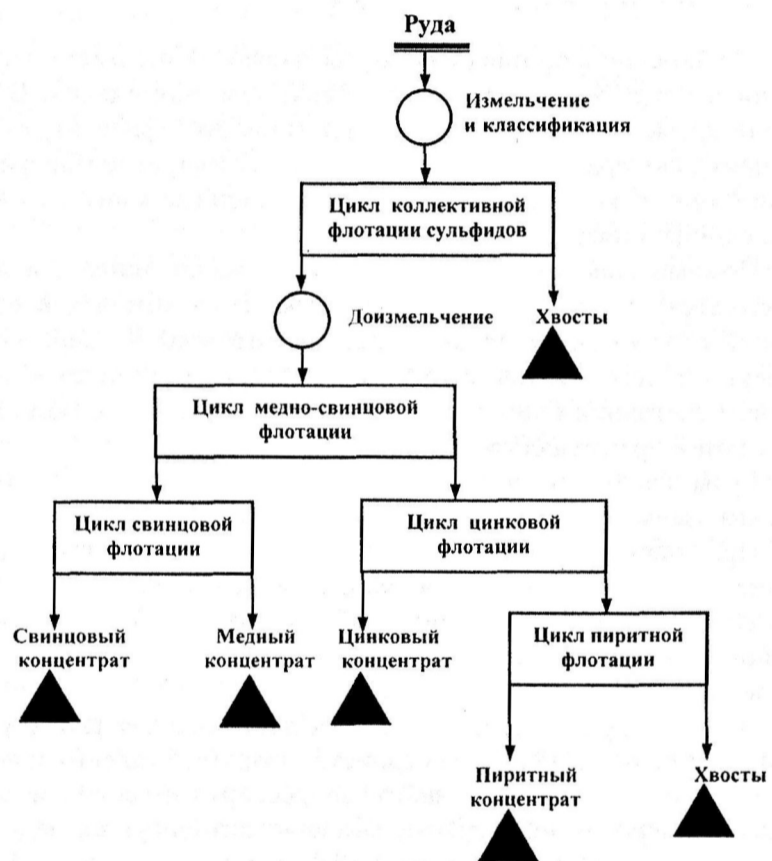


Рис. 21.4. Принципиальная схема коллективно-селективной флотации полиметаллической руды

ралы при депрессии галенита сернистокислым натрием или хромпиком. Хвосты медно-свинцовой флотации подвергают цинковой флотации в высокощелочной среде в присутствии активатора сфалерита (медного купороса) с получением цинкового концентрата.

Камерный продукт цинковой флотации подвергается нейтрализации с применением серной кислоты, соды, сернистого и кремнефтористого натрия с последующей флотацией пирита в кондиционный концентрат с содержанием до 50 % серы.

При частично коллективно-селективной схеме в коллективный концентрат извлекаются только сульфиды меди и свинца. Из хвостов медно-свинцовой флотации извлекается сфалерит, а затем пирит. Медно-свинцовый концентрат подвергается селективной флотации по цианидной или сульфоксидной технологии.

По таким схемам получают свинцовый концентрат с содержанием свинца 46—47 % при извлечении 77—83 %, цинковый концентрат с содержанием цинка 55—66 % при извлечении 76—81 %, медный концентрат с содержанием меди 26—28 %, извлечение меди в концентрат составляет 60—64 %.

Редкие и рассеянные элементы извлекаются из концентратов при их последующей пиро- и гидрометаллургической переработке. Из полиметаллических руд попутно извлекается около 20 элементов, что дает приблизительно 30 % прибыли, получаемой при переработке полиметаллических руд.

21.4. Обогащение молибденовых и медно-молибденовых руд

По генетическому признаку месторождения молибдена разделяются на гидротермальные скарновые и пегматитовые. По промышленной классификации эти месторождения делятся на жильные, скарновые и штокверковые.

Известно более 20 молибденовых минералов, но только три из них имеют в настоящее время промышленное значение: *молибденит* MoS_2 (содержит 60 % молибдена и 40 % серы); *повеллит* CaMoO_4 (48 % Mo); *ферримолибдит* $3\text{MoO}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$

(40,5 % Mo). Молибденсодержащие руды также имеют незначительное содержание железа, серы, олова, висмута, цинка, свинца, рения, серебра, золота и других ценных компонентов, которые извлекаются или в основные концентраты, или попутно с ними.

Нерудные минералы в месторождениях молибдена представлены кварцем, а также такими минералами, как серицит, хлорит, тальк, кальцит, флюорит, турмалин, пироксен, гранат, слюды и др.

Основным методом обогащения молибденсодержащих руд является флотация. Особенностью обогащения этих руд является необходимость тонкого измельчения для полного раскрытия минеральных зерен. Наиболее легкообогатимыми являются кварцево-молибденовые сульфидные руды.

Собственно *молибденовые руды* с незначительным содержанием сульфидов тяжелых металлов обогащаются по простой флотационной схеме (рис. 21.5, а), включающей основную молибденовую флотацию в щелочной среде (рН 8—9, создается содой) с применением в качестве собирателя керосина (расход 100—300 г/т), несколько (до шести) перечисток концентрата и контрольную флотацию хвостов. Из окисленных молибденовых руд, содержащих повеллит, получают только бедные концентраты, направляемые на гидрометаллургическую доводку. Флотация окисленных молибденовых руд проводится в слабощелочной среде с применением жидкого стекла для депрессии минералов породы. В качестве собирателя применяют олеиновую кислоту, олеат натрия или их заменители, часто в сочетании с керосином.

Смешанные сульфидно-окисленные руды перерабатывают по схеме последовательной флотации молибденита и повеллита.

Медно-молибденовые руды содержат 0,2—2 % меди и 0,008—0,1 % молибдена. Основным методом обогащения является флотация с получением коллективного медно-молибденового концентрата с последующим его разделением на медный и молибденовый концентраты (рис. 21.5, б). При наличии в рудах свободного золота перед классификациями для его улавли-

вания устанавливают отсадочные машины, концентрат которых поступает на золотопроводочную секцию. Коллективный концентрат содержит 10—30 % меди и 0,1—1 % молибдена. Исходную руду на большинстве фабрик перед основной флотацией измельчают до 50—60 % класса $-0,074$ мм.

В основную флотацию в качестве собирателей подается керосин или веретенное масло и ксантогенаты или аэрофлоты, в качестве пенообразователя ОПСБ или Т-66.

Разделение медно-молибденового концентрата чаще всего осуществляют флотацией молибденита с подавлением медных минералов сульфидом, гидросульфидом натрия в сильнощелочной среде (рН 10—12). Коллективный концентрат доизмель-

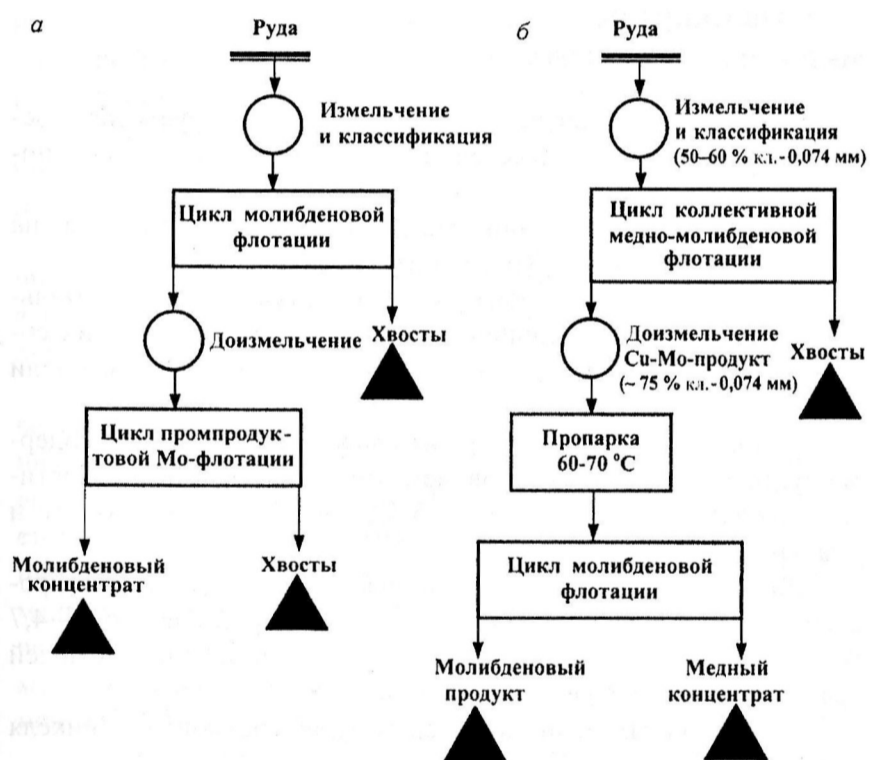


Рис. 21.5. Принципиальные технологические схемы обогащения молибденовых (а) и медно-молибденовых (б) руд

чают до 65—75 % класса $-0,074$ мм, обрабатывают сернистым натрием и пропаривают.

Пропарка заключается в нагреве пульпы до температуры более 85°C в присутствии едкого натра, соды или извести, что приводит к вытеснению собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и его разложению. В результате с поверхности медных минералов снимается пленка ксантогената и они подавляются. После этого материал поступает на молибденовую флотацию, где происходит отделение минералов меди от молибдена. Извлечение молибденита в коллективном цикле колеблется от 50 до 90 %.

21.5. Обогащение медно-никелевых руд

Промышленное значение имеют никелевые руды двух основных типов: сульфидные медно-никелевые и силикатные никелевые.

Сульфидные медно-никелевые руды подразделяются на вкрапленные, сплошные (массивные) и жильные.

Вкрапленные руды образуют наклонные или горизонтальные залежи большой мощности. Содержание никеля в них составляет 0,2—2 %, меди — 1—2,2 %, кобальта — десятые доли процента, металлов платиновой группы — до 1,5—8 г/т.

Сплошные (массивные) руды имеют более высокое содержание полезных компонентов, чем вкрапленные, которое достигает: никеля — 4,5 %, меди — 5 %, кобальта — 0,3—0,5 % и платиноидов — до 50 г/т.

Жильные сульфидные месторождения представлены простыми и сложноветвящимися жилами с содержанием до 3—4,7 % никеля, 0,7—11 % меди, 0,2—0,5 % кобальта, десятых долей грамма платины и золота на 1 т руды.

В сульфидных медно-никелевых рудах соотношение никеля и меди колеблется от 2 : 1 до 1 : 2.

Силикатные никелевые руды типичны для коры выветривания и содержат десятые доли процента никеля.

Основными промышленными никелевыми минералами сульфидных руд являются: *пентландит* $(\text{Fe, Ni})\text{S}$, содержит около 31 % никеля; *пирротин* (никелистый) $(\text{Fe, Ni})_7\text{S}_8$, содержит от 0,25 до 14,2 % никеля; *никелин* NiAs (содержит 44 % никеля); *миллерит* NiS (до 60—65 % никеля). Промышленным никельсодержащим минералом силикатных руд является *гарниерит* $(\text{Ni, Mg})\text{OSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, содержащий 41—47 % никеля.

Пустая порода в сульфидных медно-никелевых рудах представлена оливином, роговой обманкой и полевыми шпатами.

Наиболее распространенный метод обогащения медно-никелевых руд — флотация с получением коллективного медно-никелевого концентрата. Реже применяется селективная флотация для выделения медного и никелевого концентратов. Применение процесса флотации фанштейна (полупродукт медно-никелевой плавки) позволяет почти полностью извлекать медь из коллективного концентрата на металлургическом заводе.

Схемы коллективной флотации отличаются чрезвычайной простотой и позволяют получать высокое извлечение меди и никеля.

При флотации медно-никелевых руд применяются следующие реагенты: сода, бутиловый ксантогенат, бутиловый аэрофлот, медный купорос, железный купорос, карбоксиметилцеллюлоза, Т-66 и машинное масло.

Схема коллективной флотации медно-никелевой руды приведена на рис. 21.6. Руда подвергается трехстадиальному дроблению до крупности 10 % класса +20 мм, измельчается в стержневых мельницах до крупности 50 % класса $-0,074$ мм и направляется на межцикловую флотацию. Свободные зерна сульфидов никеля и меди флотируются, а хвосты направляются на доизмельчение до крупности 80 % класса $-0,074$ мм. Затем они подвергаются основной и контрольной флотации. Коллективный медно-никелевый концентрат после перемешивания содержит 5—6 % никеля и 1,5—2,5 % меди при извлечении обоих металлов 75 %.

Промпродукт контрольной флотации доизмельчается до крупности 90 % класса $-0,074$ мм и из него после одной перемешивания извлекаются тонковкрапленные медно-никелевые сульфиды.

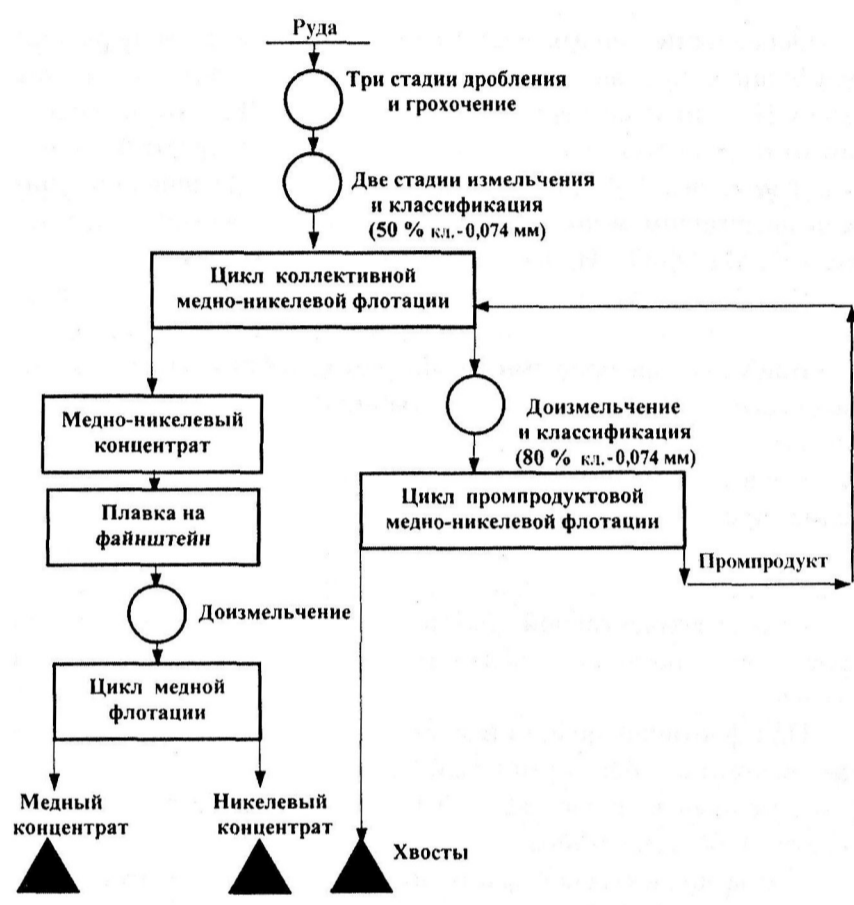


Рис. 21.6. Принципиальная схема обогащения медно-никелевой руды

Коллективный медно-никелевый концентрат подвергается плавке на металлургическом заводе с получением файнштейна. После измельчения файнштейн разделяют флотацией с получением медного концентрата, содержащего 68—69 % меди; хвосты флотации являются никелевым концентратом с содержанием 64—66 % никеля.

21.6. Обогащение свинцовых и свинцово-цинковых руд

В зависимости от минерального состава различают свинцовые, цинковые и комплексные свинцово-цинковые руды. Руды первых двух типов встречаются крайне редко. Главную массу свинца и цинка добывают из комплексных свинцово-цинковых руд. Руды всех типов бывают сульфидными, окисленными и смешанными.

Основными минералами свинца являются *галенит* PbS (86,6 % Pb), *церуссит* $PbCO_3$ (77,5 % Pb), *англезит* $PbSO_4$ (68,3 % Pb).

Цинк в рудах представлен главным образом *сфалеритом* ZnS и *смитсонитом* $ZnCO_3$.

Основным методом обогащения свинцово-цинковых руд является флотация по селективным или коллективно-селективным схемам.

Схема селективной флотации сульфидной свинцово-цинковой руды (рис. 21.7) включает два цикла: свинцовый и цинковый. Каждый цикл состоит из основной флотации, трех перечистных и одной контрольной флотации.

На флотацию поступает руда, измельченная до крупности 70 % – 0,074 мм. В цикле свинцовой флотации цинковая обманка депрессируется сульфитом натрия и цинковым купоросом. Флотация проводится в щелочной среде, которая создается содой. Хвосты свинцовой флотации поступают в цинковый цикл. Для активации ранее депрессированного сфалерита в основную цинковую флотацию подают медный купорос. Туда же загружают известь для депрессии пирита. В результате цинковой флотации получают цинковый концентрат и отвальные хвосты.

Свинцовый концентрат содержит около 70 % свинца, цинковый — 55 % цинка. Извлечение свинца в свинцовый концентрат составляет около 90 %, цинка в цинковый концентрат — 90–92 %.

По схеме коллективно-селективной флотации в коллективный концентрат выделяют сразу галенит и сфалерит. Пустая порода при этом удаляется с отвальными хвостами. Затем коллективный концентрат разделяют на свинцовый и цинковый в той же последовательности, как и при селективной флотации.

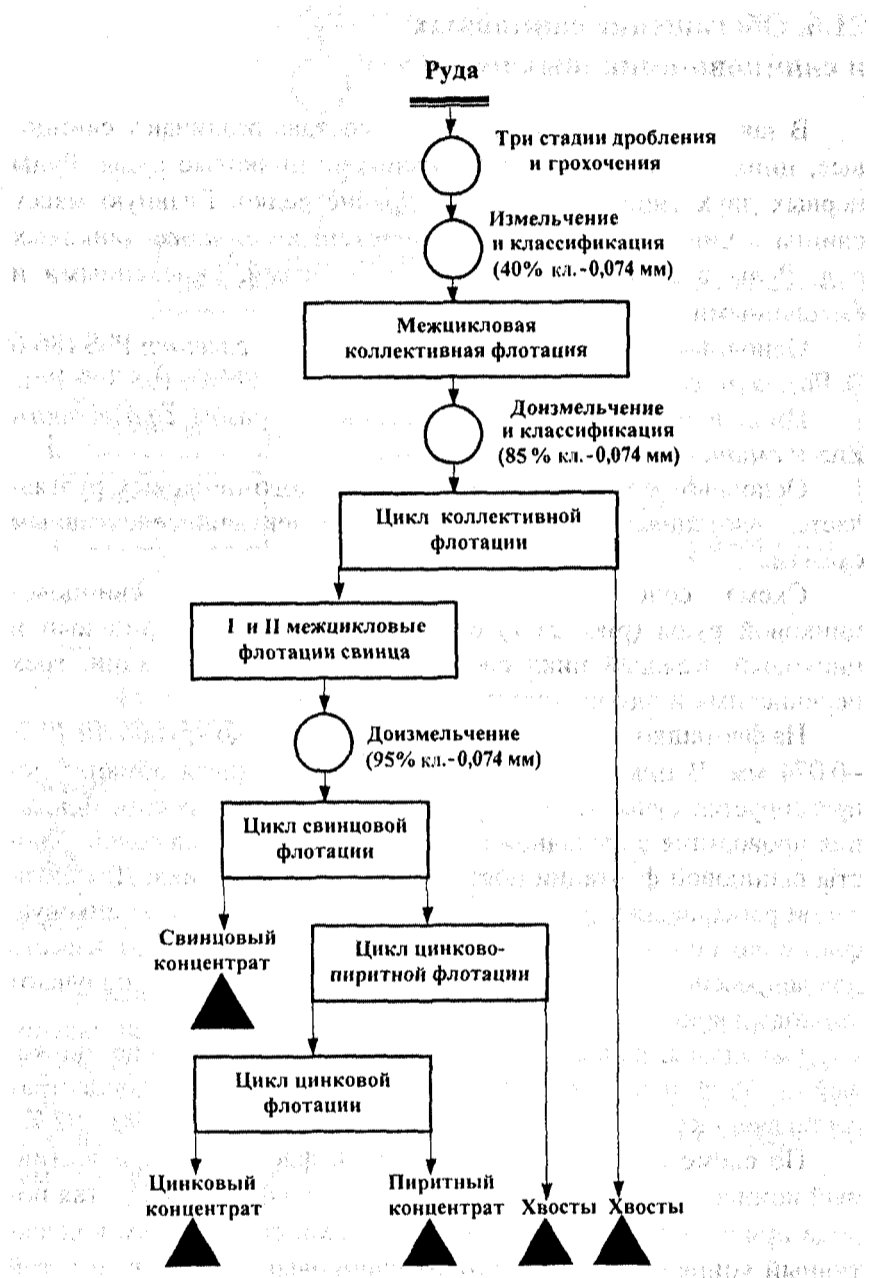


Рис. 21.7. Принципиальная схема обогащения свинцово-цинковых руд

Глава 22

ОБОГАЩЕНИЕ РУД РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

22.1. Обогащение литиевых руд

К промышленным относят руды, которые содержат 0,5—1 % оксида лития. При этом из большого числа литиевых минералов (около 30) промышленное значение имеют только пять: *сподумен* $\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_6)$ (2,4 % Li); *лепидолит* $\text{KLi}_{1,5}\text{Al}_{1,5}(\text{Si}_3\text{AlO}_{10}) \times (\text{F}, \text{OH})_2$ (2,7 % Li); *петалит* (Li, Na) $(\text{AlSi}_4\text{O}_{10})$; *амблигонит* $\text{LiAl}(\text{PO}_4)$ (Fe, OH) (10,7 % Li_2O); *циннвальдит* $\text{KLiAl}(\text{Fe}, \text{Mg}) \times (\text{Si}_3\text{AlO}_{10})$ (Fe, OH) (4,6 % Li_2O).

Кондиционные сподуменовые концентраты должны содержать не менее 4—6 % Li_2O , амблигонитовые — 8 % Li_2O , петалитовые и циннвальдитовые — 3 % Li_2O .

Основным методом обогащения литиевых руд является флотация, так как минералы сподумен и амблигонит хорошо флотируются карбоновыми кислотами, а все остальные литиевые минералы флотируются катионными собирателями.

Для повышения эффективности флотации сподумена предварительно обрабатывают плотную пульпу (50—70 % твердого) щелочными реагентами, например едким натром, с последующим обесшламливанием.

Лепидолит флотируется олеатом натрия после активации его плавиковой кислотой, а без активации — реагентом ИМ-11. Петалит флотируется реагентом ИМ-11, амблигонит — анионными и катионными собирателями.

Обогащение сподуменовых руд может осуществляться по трем принципиально различным схемам флотации. В первом ва-

рианте схемы предусматривается прямая флотация сподумена анионным собирателем (жирные кислоты и их мыла). По второму варианту схемы производится обратная флотация минералов пустой породы (кварц, слюды, полевой шпат и др.) катионным собирателем при депрессии сподумена известью с декстрином. По третьему варианту схемы осуществляют коллективную флотацию сподумена и слюды смесью жирной кислоты и катионного собирателя с последующей флотацией слюды из коллективного концентрата катионным собирателем после подачи серной кислоты. Флотацию сподумена по всем трем схемам ведут в щелочной среде.

На рис. 22.1 приведена схема обогащения сподуменовой руды методом прямой флотации.

Руда дважды обрабатывается едким натром в стержневой мельнице и в контактном чане после обесшламливания в гидроциклонах. Перемешивание в контактном чане осуществляется при pH 6,5—8,5 и высоком содержании твердого в пульпе (60—70 %) при высокой температуре (50—70 °С) в течение 0,5—1 часа. После перемешивания руда обесшламливается и поступает

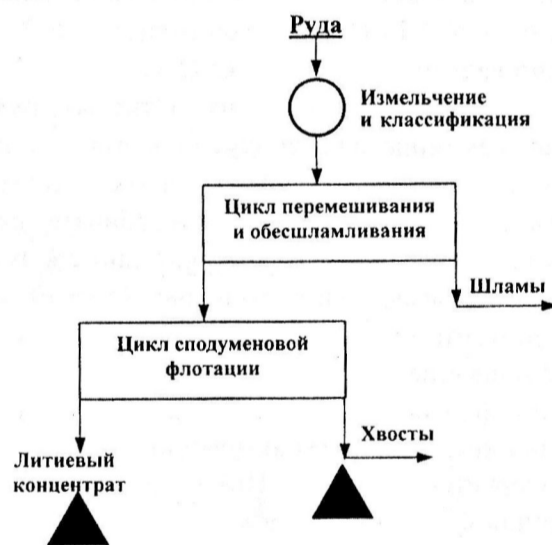


Рис. 22.1. Принципиальная схема обогащения сподуменовой руды

на основную флотацию. В контактный чан перед флотацией подают олеиновую и нафтеновую кислоты и вспениватель. Для повышения селективности в процессе щелочной обработки добавляют кремнефтористый натрий, жидкое стекло или гексаметафосфат. В операции I и II перерезки подают жидкое стекло, олеиновую кислоту и вспениватель. По такой схеме из руды, содержащей 0,8 % Li_2O , получают концентрат с содержанием 4—5 % Li_2O при извлечении 55—70 %.

22.2. Обогащение бериллиевых руд

К промышленным относят месторождения, в рудах которых содержится от 0,02 до 2 % и более оксида бериллия. Наиболее распространенными минералами являются: *берилл* ($\text{Al}_2\text{Be}_3\text{Si}_6\text{O}_{18}$), *фенакит* (Be_2SiO_4), *бертрандит* [$\text{Be}_4(\text{Si}_2\text{O}_7)(\text{OH})_2$]. При этом берилл является практически единственным минералом, используемым в настоящее время в промышленности для извлечения бериллия.

В соответствии с техническими условиями содержание оксида бериллия в берилловых концентратах I сорта должно быть не менее 9,72 %, а II сорта — от 6,16 до 9,72 %.

Поскольку все минералы немагнитны, непроводники и близки по плотности, наиболее эффективным методом их обогащения является флотация.

Для обогащения бериллиевых руд применяются две принципиально различные схемы флотации — кислотная и щелочная. По кислотной схеме в качестве регуляторов флотации используются серная и плавиковая кислоты, по щелочной схеме — сернистый натрий, едкий натр и сода.

При флотации бериллиевых руд применяются анионные (олеиновая кислота и олеат натрия), катионные (АНП) и другие собиратели. Для подавления минералов пустой породы (кварц, полевой шпат, слюды) используют сернистый натрий.

Депрессорами берилла являются серная кислота и жидкое стекло, активаторами — едкий натр, сода и плавиковая кислота.

На рис. 22.2 представлена наиболее распространенная коллективно-селективная кислотная схема флотации. По этой схеме сначала проводится предварительная флотация сульфидов ксантогенатами, а затем катионным собирателем флотируется слюда. Камерный продукт обрабатывают серной и плавиковой кислотами и флотируют в коллективный концентрат берилл и полевой шпат катионным собирателем, оставляя кварц в хвостах.

Коллективный концентрат подвергается отмывке от реагентов и направляется на флотацию берилла с применением в качестве собирателя олеиновой кислоты. Полевой шпат при этом остается в камерном продукте.

По схеме прямой селективной флотации вначале также флотируются слюды в кислой среде. Камерный продукт после обработки плавиковой кислотой отмывают от кислоты и соби-

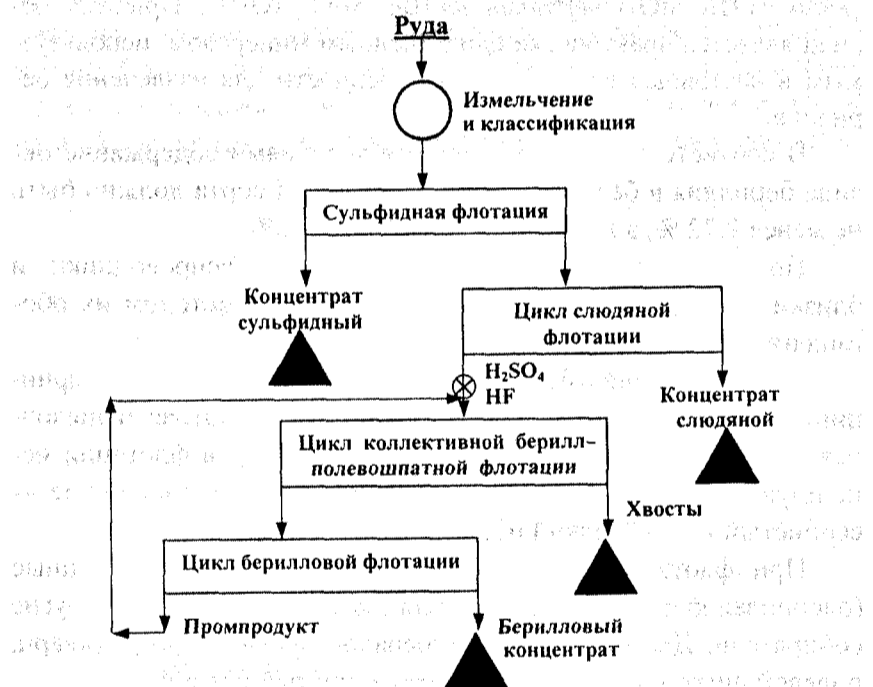


Рис. 22.2. Принципиальная коллективная схема обогащения берилла в кислотной среде

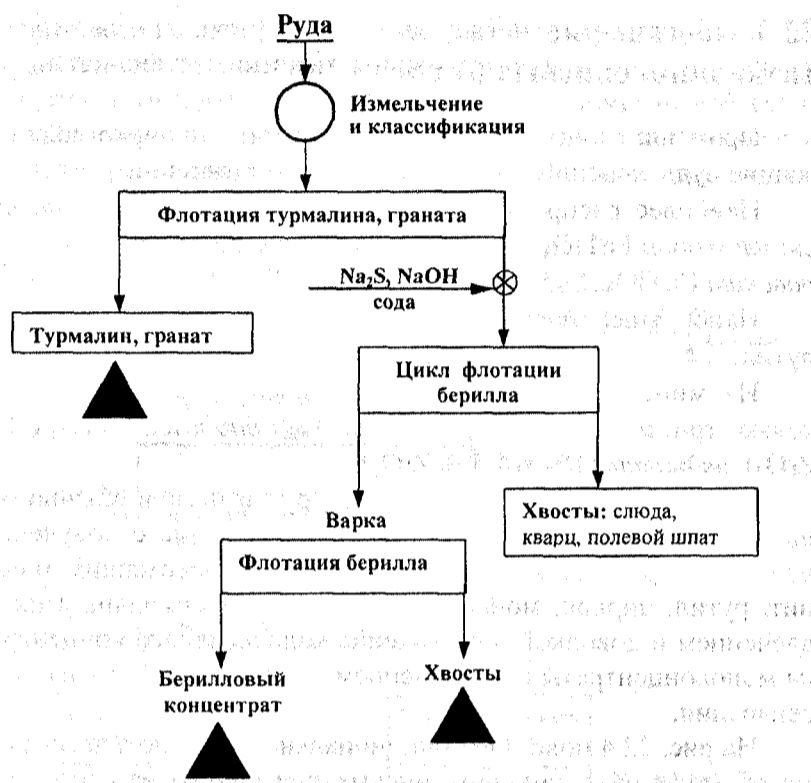


Рис. 22.3. Принципиальная схема флотации берилла в щелочной среде

рателя и направляют на флотацию берилла, которую осуществляют олеиновой кислотой в щелочной среде. В хвостах остаются кварц и полевой шпат. Доводка бериллового концентрата в случае необходимости осуществляется варкой с содой, жидким стеклом или сернистым натрием.

При флотации бериллиевых руд по щелочной схеме (рис. 22.3) вначале флотируют турмалин, затем камерный продукт обрабатывают щелочными реагентами (сернистый натрий, едкий натр, сода), для активации берилла и подавления минералов пустой породы подвергают варке и после отмывки избытка щелочи и обесшламливания материал направляется на флотацию берилла в содовой среде.

22.3. Обогащение титаноциркониевых руд

Промышленное значение имеют титан- и цирконийсодержащие руды коренных и россыпных месторождений.

Наиболее распространенными минералами титана являются: *ильменит* FeTiO_3 (52,6 % TiO_2); *рутил* TiO_2 (95 % TiO_2); *перовскит* CaTiO_3 (58,9 % TiO_2) и *сфен* CaTiSiO_5 (40,8 % TiO_2).

Наибольшее промышленное значение имеют ильменит и рутил.

Из минералов циркония промышленное значение имеют только три: *циркон* ZrSiO_4 (67,1 % ZrO_2); *бадделейт* ZrO_2 (98 % ZrO_2); *эвдиалит* (12—14,5 % ZrO_2).

Обогащение титаноциркониевых руд и песков обычно осуществляется в два этапа: первичное обогащение с получением черновых гравитационных концентратов, содержащих ильменит, рутил, циркон, монацит, магнетит с максимальным их извлечением и доводкой и разделение коллективного концентрата на моноконцентраты с применением электрической и магнитной сепарации.

На рис. 22.4 показана принципиальная технологическая схема обогащения титаноциркониевых руд одного из отечественных россыпных месторождений.

Технологический процесс обогащения включает: трехстадийную дезинтеграцию и двухстадийное обесшламливание песков; гравитационное обогащение с получением коллективного концентрата тяжелых ценных минералов с последующим обезвоживанием и сушкой коллективного концентрата; разделение коллективного концентрата электрической сепарацией на титансодержащие минералы (проводники) и цирконалюмосиликаты (непроводники); разделение проводников на ильменит и рутил методом электромагнитной сепарации; доводку рутилового концентрата электрической сепарацией; разделение непроводников на ставролитовый концентрат и циркон-дистен-силлиманито-кварцевый продукт методом электромагнитной сепарации; доводку ставролитового концентрата методом электрической сепарации; гравитационное получение черновых цирконового и дистен-сил-

лиманитового концентратов; обезвоживание и сушку цирконового и дистен-силлиманитового концентратов; доводку цирконового концентрата методами электрической и электромагнитной сепарации; доводку дистен-силлиманитового концентрата методами трибоэлектростатической и электромагнитной сепарации.

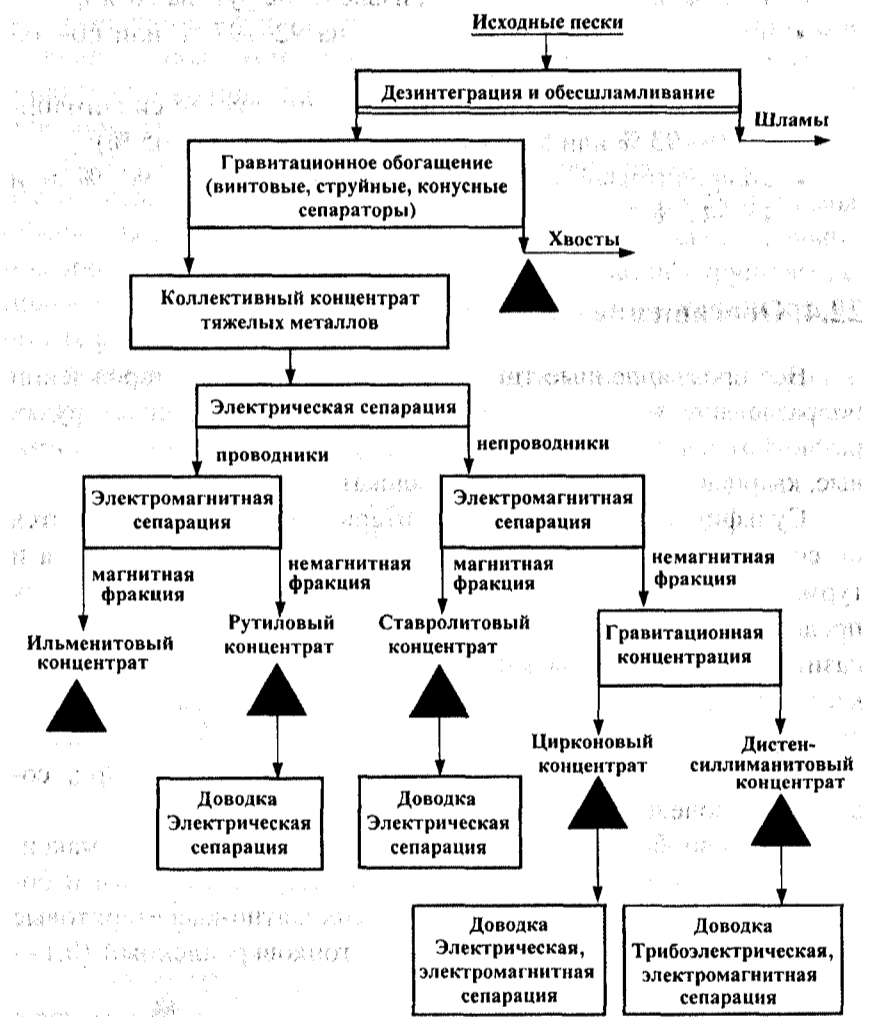


Рис. 22.4. Принципиальная схема обогащения титаноциркониевых руд россыпных месторождений

Таким образом, в результате доводки гравитационного коллективного концентрата получают следующие концентраты:

- ильменитовый (содержание ильменита 96—98 % или 60—61,5 % TiO_2 , извлечение ильменита 85 %);
- рутиловый (содержание рутила 92—94 % и ильменита 4—5 % или 91—95 % TiO_2 , извлечение рутила 90 %);
- цирконовый (содержание циркона 92—97 % или 60—65 % ZrO_2 , извлечение циркона 91 %);
- дистен-силлиманитовый (содержание дистен-силлиманита 90—93 % или 56—58 % Al_2O_3 , извлечение 65 %);
- ставролитовый (содержание ставролита 85—90 % или 45—47 % Al_2O_3 , извлечение 70%).

22.4. Обогащение оловянных руд

Все промышленные типы оловосодержащих месторождений подразделяются на коренные и россыпные. В коренных рудах различают следующие разновидности: сульфидно-касситеритовые, кварцево-касситеритовые и силикатно-касситеритовые.

Сульфидно- и силикатно-касситеритовые руды различаются по содержанию сульфидов и железистых силикатов (хлорита и турмалина). Основная часть сульфидных минералов в рудах представлена обычно арсенопиритом, галенитом, пиритом, марказитом, пирротинном, сфалеритом и халькопиритом. Силикатно-касситеритовые руды характеризуются небольшим содержанием сульфидов и значительным содержанием хлорита и турмалина. В кварцево-касситеритовых рудах преобладает кварц, содержание полевого шпата и слюды в них значительно.

Кварцево-касситеритовые руды характеризуются максимальной величиной вкрапленности касситерита (до 1 мм и более), сульфидно-касситеритовые и силикатно-касситеритовые руды содержат мелко- (0,1—1 мм) и тонковкрапленный (0,1—0,01 мм и менее) касситерит.

Основной оловосодержащий минерал *касситерит* SnO_2 (78,6 % Sn) характеризуется высокой плотностью (около 7 г/см³). Касситерит относится к слабым проводникам и слабомагнитен.

Сульфид олова — *станнин* $Cu_2S \cdot FeS \cdot SnS_2$, содержит 22—30 % олова. Плотность станнина 4,3—4,5 г/см³. Минерал хрупок, слабоэлектропроводен.

Содержание олова в рудах коренных месторождений колеблется в пределах 0,3—1 %, в песках россыпных месторождений — 0,01—0,04 %.

При обогащении оловянных руд и россыпей используют три основных типа схем: гравитационно-флотационные; флотационно-гравитационные и комбинированные, включающие операции обогащения и гидрометаллургии.

Россыпные оловосодержащие руды обогащаются по наиболее простым гравитационным схемам (рис. 22.5). Такие схемы обычно включают дезинтеграцию и промывку песков, первичное обогащение на отсадочных машинах по классам крупности с получением грубых концентратов, доводку их на концентрационных столах.

Коренные оловянные руды обогащаются по более сложным схемам (рис. 22.6). Руда подвергается двухстадиальному дроблению и грохочению на три класса. Крупные классы (II и III)

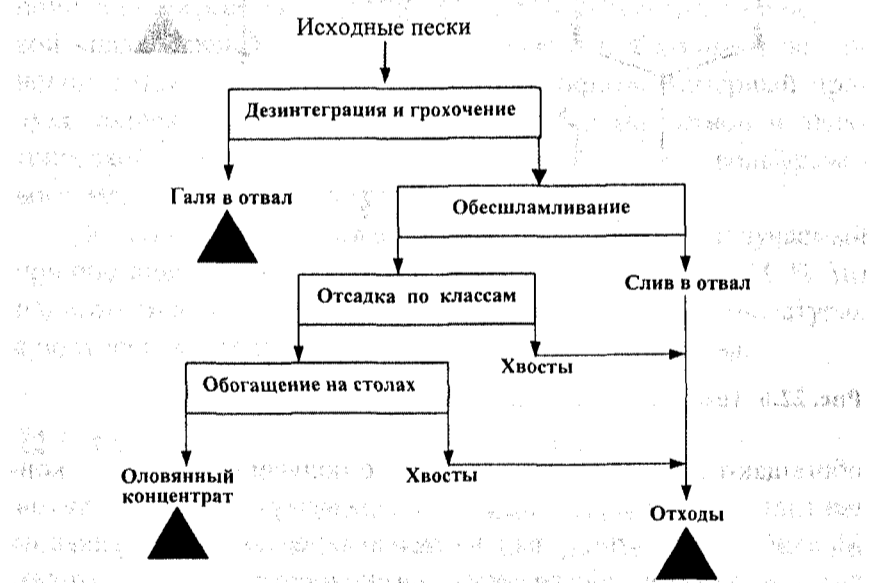


Рис. 22.5. Принципиальная схема обогащения оловянных россыпей

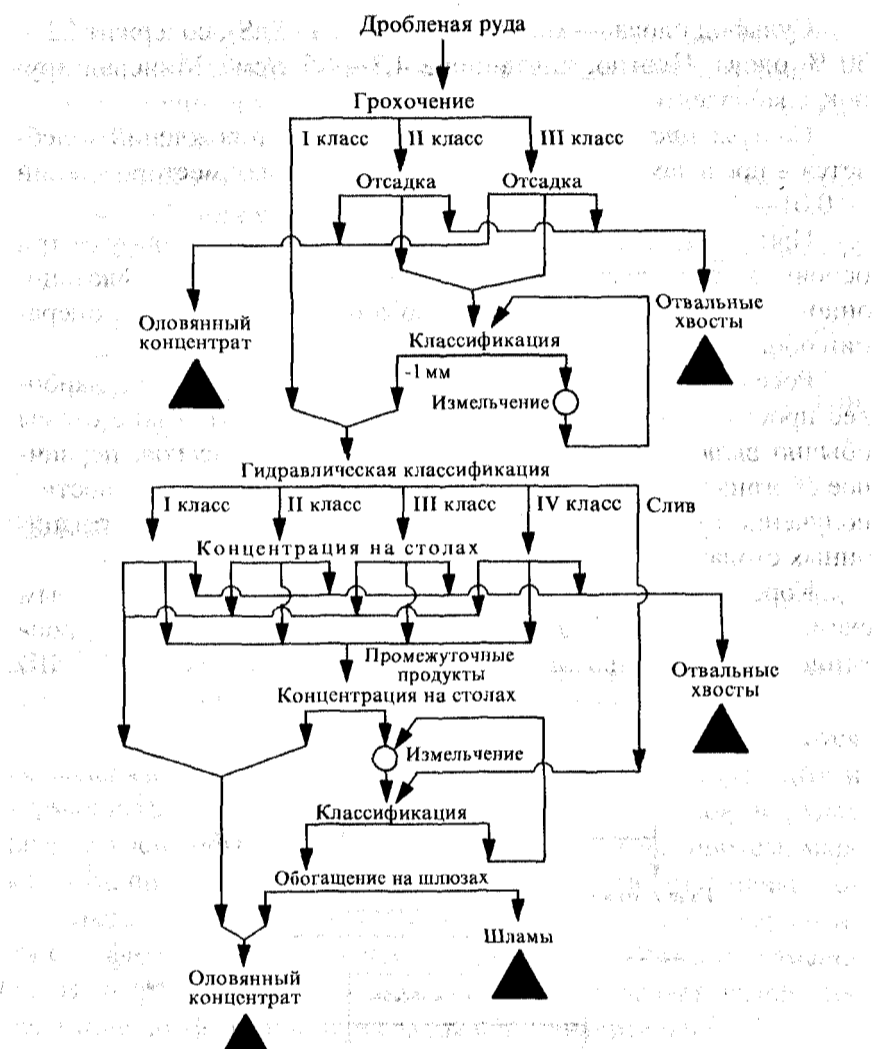


Рис. 22.6. Технологическая схема обогащения оловянной руды

обогащают на отсадочных машинах с получением готовых концентратов, отвальных хвостов и промежуточных продуктов. Мелкий класс (I) поступает на гидравлическую классификацию с последующим обогащением на концентрационных столах, отдельно по машинным классам крупности.

Методы доводки оловянных концентратов определяются их вещественным и гранулометрическим составами.

Для доводки концентратов крупновкрапленных сульфидных минералов применяется флотогравитация, осуществляемая на концентрационных столах с обработкой пульпы собирателем сульфидных минералов — ксантогенатом. Тонковкрапленные сульфидные минералы удаляются из оловянных концентратов методом пенной флотации с применением ксантогената и вспенивателя. Магнитные минералы выделяются из концентратов методом магнитной сепарации.

Выделяемые при доводке минералы (вольфрамит, сульфиды) часто представляют собой самостоятельные товарные продукты, что позволяет значительно повысить комплексность использования оловосодержащих руд.

При обогащении россыпей и руд, которые содержат 0,4—0,8 % Sn, получают оловянные концентраты, содержащие до 60 % олова.

По флотационно-гравитационной схеме руда после грубого помола подвергается флотации всех ценных минералов в черновой коллективный концентрат, разделяемый флотацией на моноконцентраты свинца, цинка, меди и пирита. Камерный продукт коллективной флотации подвергается магнитной и электрической сепарации с выделением турмалинового, вольфрамового, магнетитового и оловянного концентратов.

По обогатительно-металлургическим схемам получаемый при обогащении бедный оловянный концентрат (1,5—7,0 % Sn) подвергается возгонке олова в пыль при высоких температурах с получением продукта, содержащего более 50 % олова.

22.5. Обогащение танталониобиевых руд

По современной генетической классификации месторождения ниобия и тантала разделяют на пять типов: магматические, пегматитовые, метасоматические, пневматолитогидротермальные и осадочные.

Промышленное значение имеют месторождения, в которых содержание тантала и ниобия составляет 0,1—0,5 %. При этом около 70 % танталониобиевых концентратов получают из россыпей и только 30 % — в результате обогащения коренных руд.

Основными минералами тантала являются: *колумбит* $(\text{Fe, Mn})(\text{Nb, Ta})_2\text{O}_6$ (до 82,9 % Nb_2O_5 и 23—75 % Ta_2O_5) и *танталит* $(\text{Mn, Fe})(\text{Ta, Nb})_2\text{O}_6$ (82,7 % Nb_2O_5 и 41—84 % Ta_2O_5).

Пирохлор и *микролит* $(\text{Na, Ca, Th, TR})_2(\text{Ta, Nb, Ti})_2 \times x(\text{O, OH, F})_7$ являются членами изоморфного ряда минералов. Содержание Nb_2O_5 в пирохлоре и микролите составляет соответственно 37,5—65,6 и 0—7,7 %, содержание Ta_2O_5 — 0—5,8 и 68,4—77 %.

Лопарит $(\text{Na, Cl, Ca})(\text{Nb, Ti})\text{O}_3$ содержит: $(\text{Nb, Ta})_2\text{O}_5$ — 11—11,5 %; редкоземельные элементы — 32—34 %; TiO_2 — 39 %; остальное — оксиды Fe, K, Al, Ca, Na, Sr. *Ильменорутит* — минерал, состав которого отличается большим непостоянством. Минерал содержит: Ta_2O_5 — до 36 %; Nb_2O_5 — до 43 %; TiO_2 — 36—66 %; остальное — оксиды Zr, Sn, Al, Fe, Mn, Mg, Ca.

Нерудные минералы танталониобиевых руд представлены кварцем, кальцитом, апатитом, эгирином, сфеном, магнетитом, слюдами, полевыми шпатами.

В кондиционных пирохлоровых концентратах содержание Nb_2O_5 должно составлять не менее 30 %, лопаритовых — 8 %. В танталовых концентратах первого сорта 50—60 % Ta_2O_5 и не более 10 % Nb_2O_5 .

В настоящее время основными методами обогащения танталониобиевых руд являются гравитационная сепарация и флотация. В результате первичного гравитационного обогащения получают черновые, низкосортные концентраты, содержащие минералы тантала, ниобия, циркония, бериллия и монацита, подвергаемые затем доводке флотогравитацией, флотацией, магнитной и электрической сепарацией, иногда в сочетании с различными гидрометаллургическими способами. При наличии радиоактивных минералов применяется предварительное обогащение радиометрической сепарацией. Извлечение минералов тантала и ниобия в концентраты, как правило, не превышает

60—70 %, что связано с несовершенством технологических схем обогащения и большими потерями металлов с тонкими шламами.

Россыпные танталониобиевые руды обогащаются по следующей технологической схеме (рис. 22.7). Исходная руда подвергается дезинтеграции и грохочению с выделением класса +16 мм, направляемого в отвал. После доизмельчения до крупности -2 мм из руды магнитной сепарацией в слабом поле удаляются магнетит и другие сильномагнитные минералы. Немагнитная

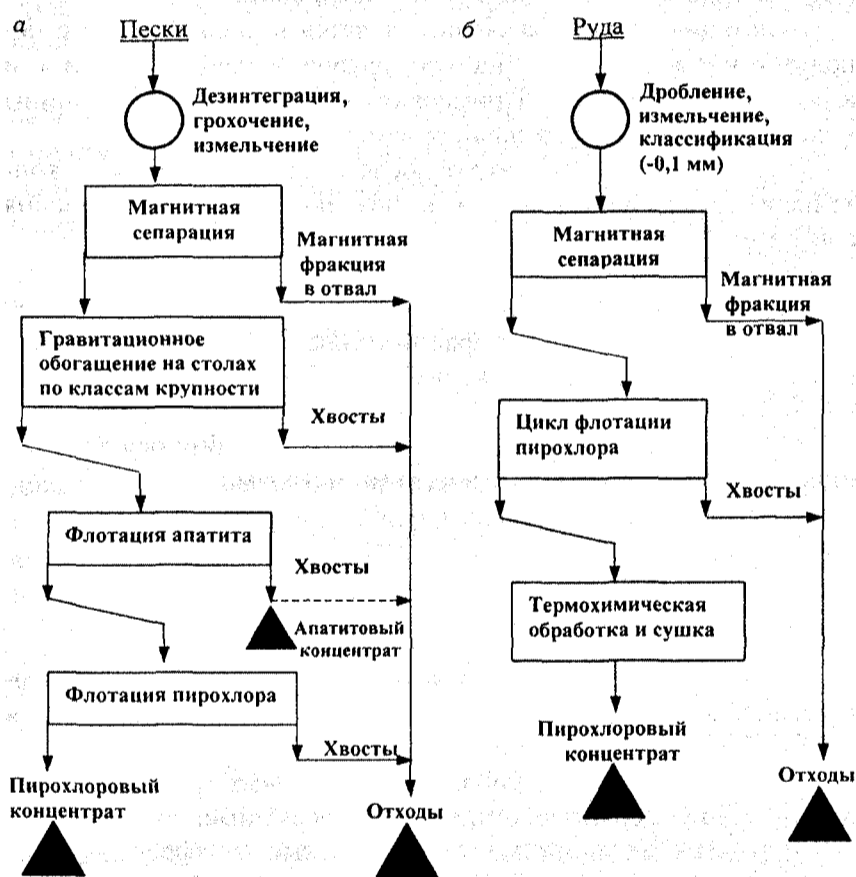


Рис. 22.7. Принципиальные технологические схемы обогащения ниобиевых россыпей (а) и руд (б)

фракция подвергается двухстадиальному гравитационному обогащению с предварительной гидравлической классификацией. Каждый класс обогащается отдельно на концентрационных столах. Хвосты концентрационных столов I стадии доизмельчаются с целью более полного раскрытия ценных минералов. Хвосты концентрационных столов II стадии являются отвальными.

Черновой концентрат I и II стадий подвергается доводке на концентрационных столах и флотацией. При наличии промышленного содержания апатита из хвостов II стадии гравитации методом флотации получают апатитовый концентрат.

Флотация пирохлора осуществляется в кислой среде с использованием кремнефтористого натрия, соляной кислоты и аминового собирателя. Применяются флотационные машины механического типа с камерой объемом 1—1,5 м³.

Пирохлоровый концентрат после сушки загружается в контейнеры и транспортируется в цех получения феррониобия алюмотермическим способом.

Коренные танталониобиевые руды обогащаются по технологическим схемам, включающим дробление и измельчение до 0,1 мм, цикл магнитной сепарации и цикл флотации пирохлора. Первичному обогащению предшествует более сложная рудоподготовка (рис. 22.7, б).

Получение чистых металлов тантала и ниобия осуществляется гидро- и пирометаллургическими методами.

22.6. Обогащение вольфрамовых руд

Руды вольфрама являются комплексными и наряду с вольфрамом содержат молибден, олово, медь, цинк, золото, висмут и другие полезные компоненты.

К промышленным типам вольфрамовых руд относятся жильные, штокверковые, скарновые и россыпные.

В рудах большинства эксплуатируемых вольфрамовых месторождений содержание WO_3 составляет 0,5—1 %, а в комплексных рудах — 0,1—0,3 %. Вольфрамовые концентраты должны содержать 60 % WO_3 .

Промышленное значение имеют следующие вольфрамовые минералы: *вольфрамит* [(Fe, Mn)WO₄]; *гюбнерит* (MnWO₄), содержит около 80 % MnWO₄ и 20 % FeWO₄; *ферберит* (FeWO₄), содержит более 80 % MnWO₄ и около 20 % FeWO₄ и *шеелит* (CaWO₄). Первые три минерала отличаются один от другого содержанием железа и марганца.

Вредными примесями в рудах являются фосфор, мышьяк, олово, молибден, медь, сера, кремнезем, свинец, сурьма, висмут. Однако при достаточно высоком содержании этих примесей они представляют собой ценность и могут извлекаться попутно в товарные концентраты.

Методы обогащения и выбор технологических схем переработки вольфрамовых руд зависят от минерального состава и структуры руды, поэтому каждая обогатительная фабрика имеет свои особенности в технологических схемах с учетом характера перерабатываемой руды и ее вещественного состава.

Для *вольфрамовых руд* (гюбнеритовые и ферберитовые) с высоким содержанием тяжелых цветных металлов на первой стадии применяют гравитационные методы и выделяют коллективные концентраты, содержащие от 5 до 20 % WO₃, а также касситерит (SnO₂), танталит [(Fe, Mn)Ta₂O₆], колумбит [(Fe, Mn) × Nb₂O₆], магнетит (Fe₃O₄) и сульфиды (MoS, PbS, Cu₂S). При доводке коллективных концентратов получают мономинеральные концентраты с помощью флотации, флотогравитации сульфидов, магнитной сепарации магнетитов в слабом магнитном поле и вольфрамита в сильном поле.

При обогащении *шеелитовых руд* применяют комбинированные, гравитационно-флотационные схемы или только флотацию.

Тонковкрапленные шеелитовые руды обогащают по простой флотационной схеме, включающей трехстадиальное дробление и измельчение до 0,1 мм с последующей флотацией шеелита в щелочной среде (создается содой) жирными кислотами и их мылами. При этом депрессию кварца осуществляют жидким стеклом.

Доводку шеелитовых концентратов до кондиционного содержания примесей MoO, SiO₂, P, S, As, Sn, Cu, CaO осуществляют химическим методом.

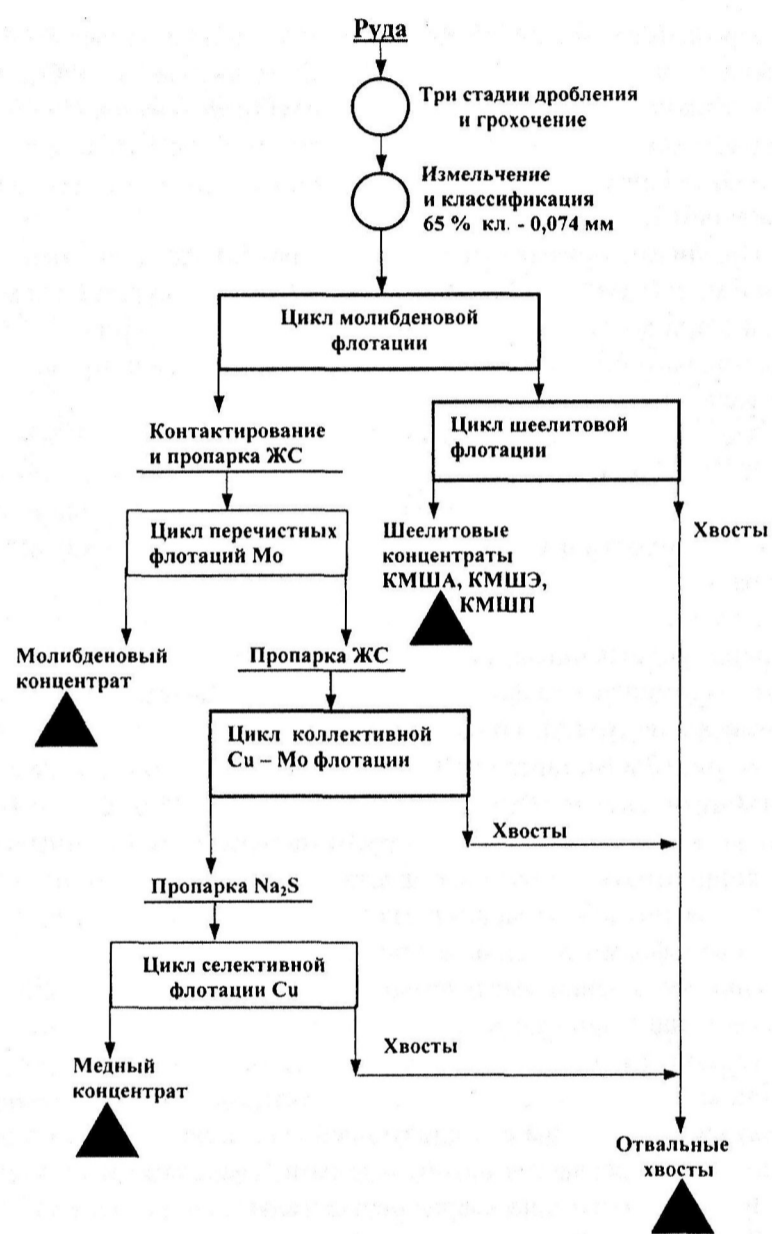


Рис. 22.8. Принципиальная схема обогащения молибдено-вольфрамовой руды

В результате обогащения руды с содержанием 0,89 % WO_3 получают гравитационный концентрат с содержанием 63 % WO_3 и флотационный с содержанием WO_3 22 %.

На рис. 22.8 приведена принципиальная схема обогащения комплексной молибдено-вольфрамовой руды. Кроме вольфрама, представленного шеелитом, в руде содержатся галенит, сфалерит, халькопирит, пирит, пирротин, магнетит. Минералы пустой породы представлены кварцем, кальцитом, флюоритом, апатитом, гранатом, пироксеном и роговиками.

Для обогащения руд применяют схему селективной флотации. Руда измельчается до крупности 60—65 % класса $-0,074$ мм. В мельницу подается сода и трансформаторное масло. Измельченная руда поступает на молибденовую флотацию с использованием в качестве собирателя сульфидных минералов ксантогената и в качестве пенообразователя терпинеола.

После основной молибденовой флотации и двух перечисток молибденовый концентрат с содержанием 1,2—1,5 % молибдена подвергается пропарке с жидким стеклом при температуре 50—70 °С. Флотиримость шеелита при этом не изменяется, а флотиримость других кальцийсодержащих минералов (флюорит, кальцит, апатит) резко снижается. После пропарки концентрат перечищается, доизмельчается и подвергается повторной пропарке. Затем снова пять раз перечищается.

Медные и железные минералы депрессируются в перечистных операциях сернистым натрием.

Готовый молибденовый концентрат содержит 48 % Mo, 0,1 % Cu и 0,5 % WO_3 .

Хвосты контрольных флотаций промпродукта и перечистных флотаций после сгущения направляются на медно-молибденовую флотацию. Дважды перечищенный медно-молибденовый концентрат после двух перечисток и пропарки с сернистым натрием направляется на селективную флотацию, где получается медный концентрат с содержанием 8—10 % меди и 0,2 % молибдена.

Хвосты контрольной молибденовой флотации после перемишивания с жидким стеклом поступают на основную шеелитовую флотацию, куда подается олеат натрия. После пропарки с

жидким стеклом концентрат дважды перечищается, затем снова пропаривается и еще трижды перечищается.

На фабрике получают шеелитовый концентрат трех сортов: 1 сорт (КМША) содержит 63—66 % WO_3 ; 2 сорт (КМШЭ) — 51—53 % WO_3 ; промпродукт (КМШП) — 44—45 % WO_3 .

Извлечение WO_3 в шеелитовые концентраты составляет 83—85 %.

Отечественной промышленностью выпускаются вольфрамовые концентраты нескольких марок в зависимости от содержания WO_3 и вредных примесей: вольфрамогюбнеритовый концентрат (КВГ) с содержанием 63 % WO_3 , шеелитовый (КШ) — 60 % WO_3 , молибдено-шеелитовый (КМША) — 65 % WO_3 и концентраты других марок.

В России основные запасы вольфрама сосредоточены в месторождениях скарнового типа (Тырныаузское и др.).

22.7. Обогащение руд редкоземельных металлов

К группе редкоземельных металлов относят скандий, иттрий, лантан и 14 лантаноидов (церий, празеодим, неодим, прометий, самарий, европий, гадолиний, тербий, диспрозий, гольмий, эрбий, тулий, иттербий, лютеций).

Известно более 250 минералов, содержащих редкоземельные металлы, но к собственно редкоземельным минералам относятся только 60—65, в которых содержание оксидов редкоземельных элементов превышает 5—8 %.

Основное промышленное значение имеют следующие минералы: монацит, ксенотим, бастнезит, паризит, эвксенит, самарскит, фергусонит.

Все отмеченные минералы отличаются высокой плотностью 4300—5500 $кг/м^3$, слабой магнитной восприимчивостью и низкой электропроводностью.

К числу нередкоземельных минералов с высоким содержанием редкоземельных элементов относятся: апатит, фосфорит, лопарит, пирохлор. Редкоземельные элементы извлекаются при

их переработке на удобрения (апатит, фосфорит) и при получении ниобия и тантала (лопарит, пирохлор).

Редкоземельные элементы представлены в рудах россыпных и коренных месторождений.

подавляющее большинство месторождений редкоземельных металлов являются комплексными. Многие из них разрабатывают главным образом для извлечения других металлов, а редкоземельные элементы выделяются попутно.

Из песков россыпных месторождений в широких масштабах освоено производство монацитовых концентратов, причем этот продукт в большинстве случаев получается в виде побочного при комплексной переработке песков с целью извлечения ильменита, рутила, циркона и других минералов. Из россыпей извлекаются также эвксенит, ксенотим, самарскит, фергусонит.

Обогащение россыпей осуществляется дешевыми и достаточно эффективными методами, так как материал находится в естественно измельченном виде и обычно не содержит сростков. Добываемые пески, если это необходимо, подвергаются дезинтеграции и классификации.

Для первичного обогащения применяют гравитационные методы (обогащение на шлюзах, отсадка, концентрация на столах и винтовых сепараторах) с получением коллективного концентрата. Доводка первичного концентрата осуществляется по комбинированным схемам, включающим гравитационное, магнитное, электрическое и флотационное обогащение. При этом отделение монацита и эвксенита в процессе их разделения с ильменитом, гранатом и колумбитом осуществляется магнитной сепарацией в слабых и сильных полях и электрической сепарацией в электростатических сепараторах.

В магнитную фракцию выделяются ильменит, гранат и колумбит, в непроводящую — монацит и эвксенит.

Крупным источником редкоземельных элементов являются карбонатитовые месторождения бастнезита, из руд которых попутно можно выделить барит и флюорит.

Принципиальная технологическая схема обогащения одного из типов коренных руд редкоземельных металлов пред-

ставлена на рис. 22.9. Руда содержит 0,5 % оксидов редкоземельных элементов, а также в промышленном количестве сульфиды свинца, молибдена, железа. Породными минералами являются серицит, хлорит, кварц, полевой шпат, слюды, амфиболы, флюорит и кальцит.

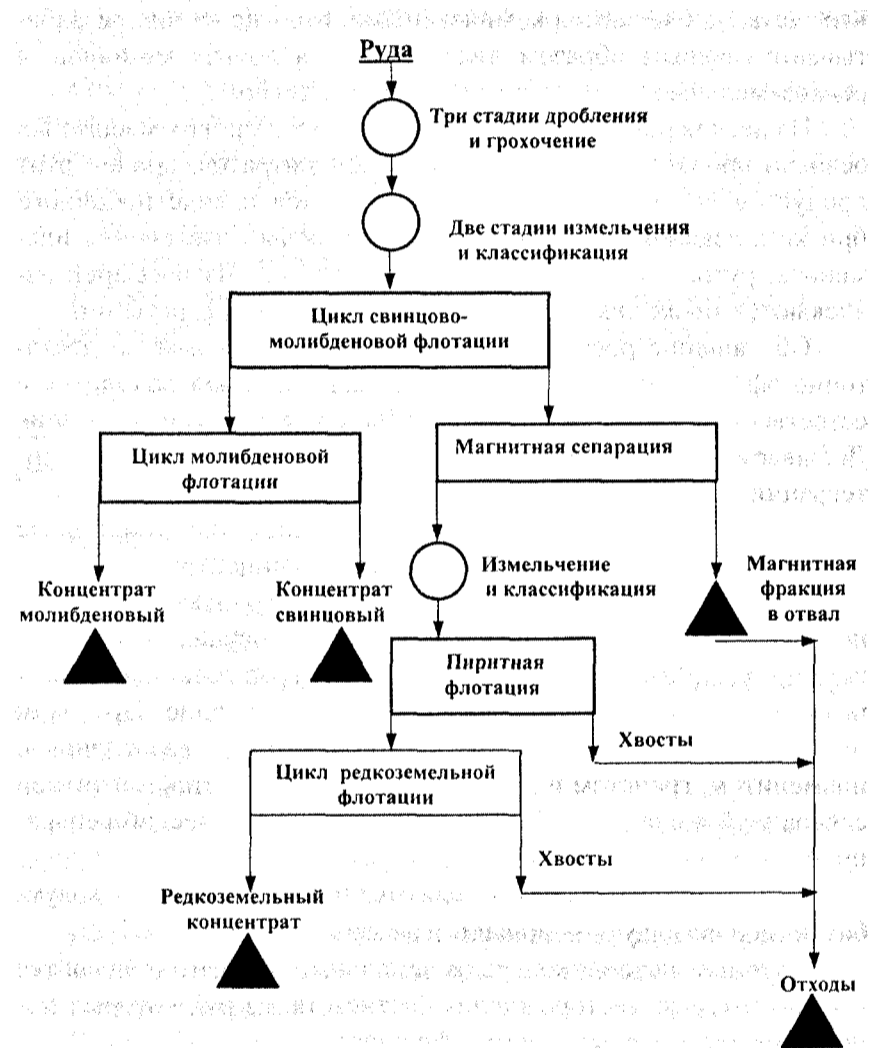


Рис. 22.9. Принципиальная схема обогащения коренных руд редкоземельных металлов

Дробленая и измельченная до крупности 60—75 % класса —0,074 мм руда поступает в цикл свинцово-молибденовой флотации ксантогенатом с последующим разделением коллективного концентрата на молибденовый и свинцовый.

Камерный продукт свинцово-молибденовой флотации подвергается магнитной сепарации для выделения магнитной фракции, направляемой в отходы, а из немагнитной фракции флотировать пирит, также направляемый в отходы.

Камерный продукт пиритной флотации направляют в цикл редкоземельной флотации с выделением коллективного редкоземельного концентрата. В качестве реагентов-собирателей редкоземельных металлов используют алкилгидроксамовые или сульфоянтарную кислоты, а в качестве депрессоров кальцита и барита — соду и жидкое стекло. Получаемый коллективный редкоземельный концентрат направляют на гидрометаллургическую переработку.

Весь остальной материал, выходящий из цикла флотации, поступает в отходы. В отходах содержится около 10% пирита, который может быть использован для производства серной кислоты. Кроме того, в отходах содержится около 10% свинца, который может быть использован для производства свинцовых аккумуляторов. Остальной материал, выходящий из цикла флотации, поступает в отходы.

Глава 23

ОБОГАЩЕНИЕ РУД БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И АЛМАЗОВ

23.1. Обогащение золотосодержащих руд и россыпей

Месторождения золота делятся на две основные группы: коренные и россыпные. Из коренных месторождений добывают более 75 % золота, из россыпных — 25 %.

Коренные золотосодержащие руды в месторождениях представлены кварцевыми жилами и штокверками различных размеров. Кроме золота в рудах содержится группа сульфидных минералов: пирит, халькопирит, галенит, арсенопирит, серебро, висмут и другие металлы. Содержание золота в коренных рудах колеблется от нескольких до десятков граммов на 1 т руды.

Золотосодержащие россыпи представлены современными русловыми, долинными и террасовыми, а также погребенными россыпями. Промышленное содержание золота в россыпях составляет 80—200 мг/м³ и более.

Золото в месторождениях чаще всего встречается в виде самородного металла, а также связанное с минералами меди, железа, ртути, висмута, платины и теллуридов.

Промышленное значение имеет лишь самородное золото, а также связанное с теллуридами, платиной и сульфидами, извлекаемое из этих соединений на стадии металлургической переработки.

Для извлечения золота из золотосодержащих руд используют различные обогатительные, гидро- и пирометаллургические методы: ручную сортировку, гравитационное обогащение, флотацию, амальгамацию, цианирование, сорбцию, плавку. Чаще всего обработку руд ведут по комбинированным схемам в сочетании различных методов.

Обогащение золотосодержащих россыпей осуществляется на стационарных обогатительных фабриках или на драгах с использованием в основном гравитационных методов.

Принципиальная схема обогащения золотосодержащих россыпей (песков) приведена на рис. 23.1.

Исходные пески подвергаются дезинтеграции и промывке в скрубберах, бутарах, скруббер-бутарах и на барабанных грохотах с делением их на несколько классов крупности. Самый крупный класс (валуны) после операции улавливания из него самородков выбрасывается. Самородкоуловители представляют собой короткие шлюзы с крупными трафаретами обычно из металлических рельсов; используют также специальные аппараты (типа «Сортекс»), срабатывающие на металлическую массу более 30—40 г. Остальной материал (эфеля), разделенный на классы крупности, поступает на гравитационное обогащение с применением шлюзов, винтовых сепараторов, отсадочных машин, концентрационных столов, конусных и центробежных концентраторов. Первичные концентраты со шлюзов глубокого и мелкого наполнения, отсадочных машин и винтовых сепараторов подвергаются доводке с использованием гравитационных, магнитных, флотационных методов и амальгамации.

Амальгамационный способ извлечения золота основан на способности ртути избирательно смачивать частицы золота. Находясь в контакте с пульпой, ртуть улавливает золото и образует с ним сложную смесь, называемую амальгамой. Смесь состоит из избытка ртути с растворенным в ней золотом и твердых частиц золота. Этот способ применяют редко и главным образом при обработке гравитационных концентратов.

Выделение золота и регенерацию ртути осуществляют следующим образом. Амальгаму отжимают от избыточной ртути через ткань. Отжатую амальгаму, содержащую 40—60 % золота, нагревают в ретортах до 800—850 °С. Пары ртути удаляются из реторты через специальную трубку и конденсируются в холодильнике. В полученном губчатом золоте остается от 0,1 до 1 % ртути, серебро, медь и некоторые другие металлы. Губчатое золото подвергается плавке.

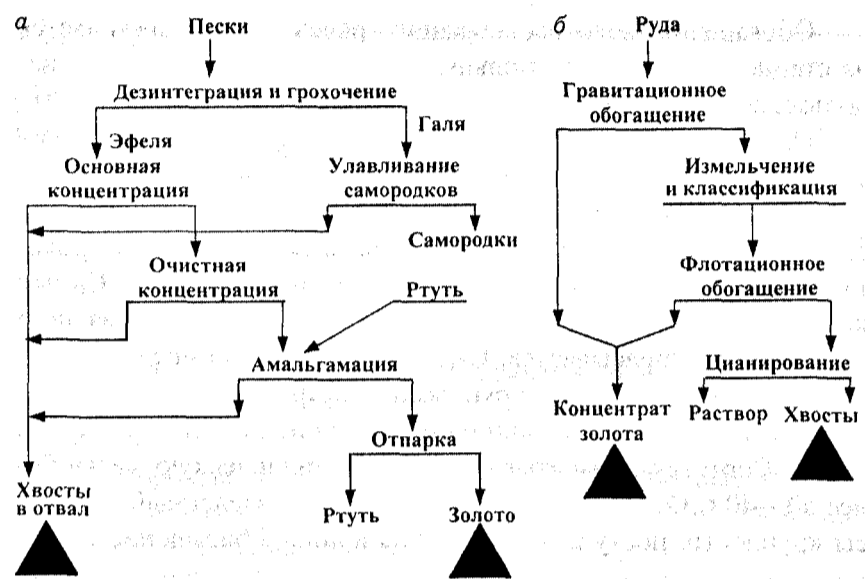


Рис. 23.1. Принципиальная схема переработки золотосодержащих россыпей и руд:
 а — гравитационная схема обогащения песков; б — комбинированная схема обогащения руд

В результате доводки получают золото и концентраты сопутствующих минералов, обеспечивая тем самым комплексное использование сырья.

Технология переработки коренных руд включает, как правило, комбинации процессов цианирования, гравитационного обогащения, флотации и радиометрической сепарации.

Принципиальная технологическая схема переработки коренных золотосодержащих руд представлена на рис. 23.1, б.

Рудоподготовка чаще всего осуществляется с использованием процесса самоизмельчения. При наличии в руде крупнокрапленного золота для его извлечения применяют обычно гравитационное обогащение; мелкое золото извлекается флотацией вместе с сульфидами; тонкодисперсное выделяется только гидрOMETаллургией (обычно цианированием). В случае полидисперсной вкрапленности применяют сочетание гравитационных

процессов с флотацией и цианированием. Радиометрическое обогащение используют в тех случаях, когда золото в рудах ассоциирует либо с кварцем (например, фотометрическая сепарация лежалых хвостов в ЮАР), либо с ураном (авторadiометрическая сепарация).

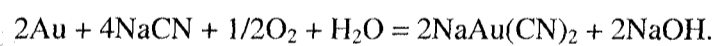
Флотационное обогащение — ведущий процесс на большинстве золотоизвлекательных фабрик. Флотации подвергается около 70 % всех руд и продолжается ее усиленное внедрение. Наиболее легко флотируется свободное золото с чистой поверхностью. В качестве собирателей для такого золота используются ксантогенаты (особенно бутиловый), дитиофосфаты, меркаптаны, соли жирных кислот. Тонкодисперсное вкрапленное в сульфиды золото извлекается в сульфидные концентраты стадийной флотацией с использованием бутилового ксантогената. Из медных золотосодержащих руд флотацией получают золото-медные концентраты при подавлении пирита известью.

На золотоизвлекательных фабриках флотация применяется обычно в сочетании с гравитационными методами обогащения и цианированием. Довольно часто применяют, например, гравитационно-флотационные схемы, включающие флотацию хвостов, промпродуктов, концентратов с тонковкрапленным золотом, шламовых фракций, богатых золотом.

В комбинированных схемах флотация используется в первую очередь для первичной концентрации золота из убогих руд в концентрат с извлечением в него 90—93 % золота, поступающего далее на цианирование или плавку.

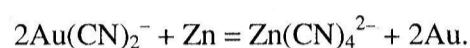
Цианирование широко используют для гидрометаллургического извлечения золота как непосредственно из руд, так и из продуктов их обработки: хвостов и концентратов гравитационного обогащения, хвостов флотации и флотационных концентратов и др.

Сущность процесса цианирования заключается в растворении золота щелочными цианистыми растворами



В практике обычно используют растворы NaCN и Ca(CN)₂, реже KCN, щелочную реакцию создают известью.

Осаждение золота из цианистых растворов осуществляют цинковой пылью



Для осаждения золота применяются также ионообменные смолы и активированный уголь.

Золотоцинковые осадки обезвоживают и отправляют на центральный завод, где их обрабатывают соляной кислотой, промывают, обезвоживают и плавят. Сплав отправляют на аффинаж.

Схема противоточно-сорбционного цианирования золото-содержащих руд представлена на рис. 23.2.

Для извлечения тонкодисперсного золота применение физических процессов обогащения становится неэффективным, если золото не связано с минералами-носителями. В таких случаях для извлечения золота в качестве основного используют процесс цианидного выщелачивания. Использование других растворителей, например тиомочевины, тиосульфата аммония, тиокарбамида, или применение обжига с последующим выщелачиванием соляной кислотой в сочетании с окислителями (перекисью водорода) пока не получили промышленного развития из-за более высокой стоимости процесса, по сравнению с цианированием.

Цианирование осуществляют в щелочной среде, создаваемой известью CaO (рН 11—12). Для цианирования используют растворы цианистого натрия, иногда кальция и реже калия. На скорость перехода золота в раствор влияют форма и чистота поверхности, минеральный состав продуктов и руд. Примесями, усложняющими процесс, являются углистые вещества, сульфиды меди, сурьмы, мышьяка и шламы.

В результате выщелачивания получают продуктивные растворы, содержащие повышенные концентрации растворенного золота.

Из цианистых растворов золото выделяется несколькими способами. Наиболее старый из них — осаждение золота цинковой пылью (15—20 г/м³ раствора).

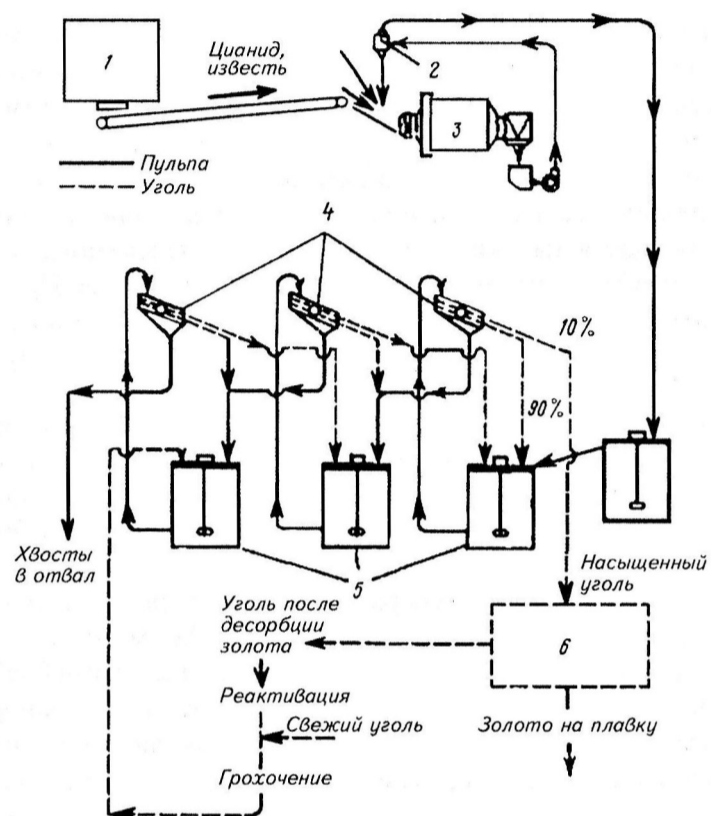


Рис. 23.2. Схема противоточно-сорбционного цианирования золотосодержащих руд:
 1 — бункер с дробленой рудой; 2 — гидроциклон; 3 — шаровая мельница;
 4 — виброгрохоты; 5 — агитаторы; 6 — установка для десорбции золота с активированного угля

Более современными методами извлечения золота из растворов являются сорбционные технологии «уголь в колонне» и «уголь в пульпе» (CIP). По первой из них цианистый раствор, очищенный от взвесей, пропускается сквозь ряд колонн (5—6), установленных последовательно и заполненных активированным углем, адсорбирующим соединения золота из раствора. Процесс обеспечивает высокое извлечение золота, но требует больших расходов на организацию предварительной очистки раствора. По

второй технологии (процесс СІР — «уголь в пульпе») золото извлекается на частицах угля крупностью 1—3 мм, загружаемого непосредственно в пульпу. Пульпа при этом последовательно проходит через 4—6 чанов, в каждом из которых время пребывания пульпы составляет около одного часа.

Наиболее распространенными аппаратами для сорбции из пульп являются пачуки с пневматическим перемешиванием и транспортированием смолы по принципу противотока. При этом последовательно устанавливаются до 12 сорбционных аппаратов, в каждом из которых отношение объема смолы к объему пульпы составляет от 1 : 3 до 1 : 6.

Для десорбции золота и регенерации смола отбирается из головной пачука. Цикл регенерации состоит из 4—5 колонн. В первой из них проводят отмывку смолы от шламов, во второй и третьей — десорбцию золота раствором тиомочевины, а в четвертой — отмывку смолы от избытка регенерирующего раствора. Воду для промывки и регенерирующие растворы подают снизу вверх, навстречу потоку движения смолы. Затем производится перевод смолы (угля) в ОН-форму обработкой щелочами (NaOH).

Непрерывность процесса, минимальное число запорной арматуры и отсутствие насосов для перекачивания пульпы позволяют надежно автоматизировать такой производственный процесс.

Кучное выщелачивание золотосодержащих руд применяется для бедных забалансовых руд. Руды, близкие по содержанию металла к товарным, кондиционным рудам, выщелачивают в кучах малых размеров (высота и ширина 3—6 м, длина до 100 м), укладываемых с помощью грейферных кранов или ленточных конвейеров. Извлечение металла 65—75 % достигается за неделю выщелачивания, а концентрация металла в растворах составляет первые кг/м³ для медных руд, на порядок меньше — для урановых руд и еще меньше — для золота (десятки и сотни мг/л).

Несколько худшие показатели достигаются в кучах больших размеров (высота и ширина — до 20—30 м, длина — сотни метров). Требуется более длительные периоды выщелачивания, измеряемые несколькими месяцами.

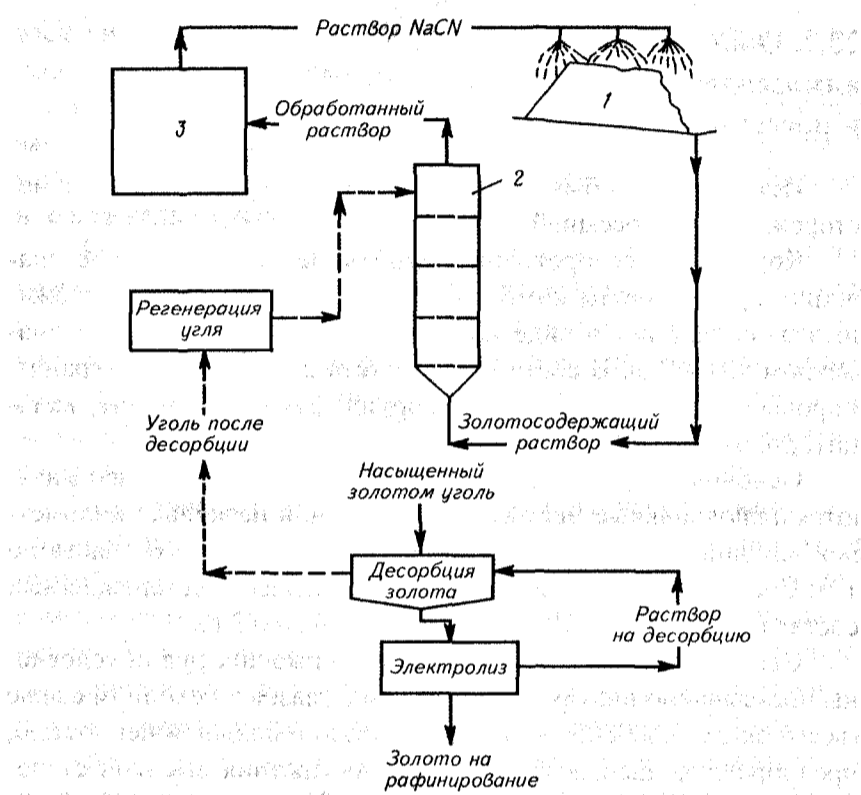


Рис. 23.3. Схема кучного выщелачивания золотосодержащих руд с сорбцией золота из растворов активированным углем:
 1 — куча руды; 2 — колонка с активированным углем; 3 — чан для цианистого раствора

Современная схема кучного выщелачивания золотосодержащих труднофильтрующихся руд с применением предварительного окомкования для улучшения проницаемости растворов показана на рис. 23.3.

Расход цианида составляет до 200 г/т руды, подвергавшейся окомкованию, и в 3 раза больше при обычном выщелачивании. Концентрация цианида 0,3—0,5 г/л.

Извлечение золота составляет порядка 70 % для лежалых хвостов и до 90 % для руд с предварительным их окомкованием.

23.2. Обогащение алмазосодержащих руд и россыпей

Источником добычи алмазов являются руды коренных месторождений и россыпей.

Коренные месторождения, имеющие промышленное значение, представлены кимберлитами, в которых алмазосодержащая руда залегает в виде крутопадающих трубчатых тел диаметром 40—60 м. В состав кимберлита входят оливин, гранат, пироксены, шпинель, хромит, корунд, рутил, ильменит, кальцит, доломит.

Основным источником добычи алмазов из россыпей являются аллювиальные месторождения длиной несколько километров, шириной до 200 м и мощностью алмазоносного пласта до 1 м. Среднее содержание алмазов в россыпных месторождениях составляет не ниже 0,1 кар/м³ (1 карат равен 0,2 г).

Особенности обогащения алмазосодержащих руд обусловлены чрезвычайно низким содержанием алмазов в исходном сырье (всего около 0,000005 %), их хрупкостью и большой ценностью, предопределяющей необходимость достижения высокой степени извлечения алмазов.

Технологии обогащения алмазосодержащих руд и россыпей, как правило, включают процессы дезинтеграции исходного сырья, получение грубых первичных концентратов, извлечение алмазов из первичных концентратов.

Дезинтеграция песков россыпных месторождений осуществляется наиболее простыми способами — промывкой и грохочением.

Дробление коренных руд производится в конусных и валковых дробилках. Измельчение коренных руд осуществляется в барабанных мельницах. В ряде случаев применяется процесс самоизмельчения. Измельченный материал после отмывки шламов разделяют на классы и направляют на обогащение.

Для обогащения алмазосодержащих коренных руд и россыпей применяются гравитационные методы, жировой процесс,

электрическая, оптическая и люминесцентная сепарация, флотация, ручная сортировка.

Гравитационные методы обогащения руд и россыпей основаны на несколько большей плотности алмазов по сравнению с минералами пустой породы. Применяются отсадка и обогащение в тяжелых суспензиях.

Жировой процесс основан на избирательной способности алмазов удерживаться липкими (жировыми) поверхностями на границе раздела их с водой. При поступлении пульпы, содержащей алмазы, на жировую поверхность частицы гидрофильных минералов (кварц, кальцит и др.) не прилипают к ней и сносятся потоком воды, тогда как гидрофобные алмазы при контакте с жировой поверхностью прочно прилипают и удерживаются на ней.

Электрическая сепарация основана на использовании небольшой разницы в электропроводности алмазов и минералов пустой породы и применяется главным образом для извлечения алмазов из грубых концентратов, полученных гравитационными методами или на липких поверхностях. Наибольшее распространение получила электрическая сепарация в поле коронного разряда для извлечения алмазов крупностью от 6 до 0,1 мм.

Оптическая сепарация основана на высокой отражательной и рассеивающей способности алмазов по сравнению с минералами пустой породы. Направляемый на алмазосодержащий материал световой поток отражается и попадает на фотоэлемент, включенный в электрическую цепь. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, отделяющее алмазы от пустой породы.

Люминесцентная сепарация основана на избирательной способности алмазов излучать видимый свет (люминесцировать) под воздействием ультрафиолетового рентгеновского и гамма-излучения, а также при бомбардировке частицами высокой энергии (катодные лучи, бета- и альфа-частицы). Практическое применение имеют рентгено- и радиолюминесценция.

Флотация, основанная на высокой естественной гидрофобности алмазов, применяется для извлечения мелких алмазов крупностью $\sim 0,5$ мм. Используется пленочная флотация. Мате-

риал предварительно обезжиривают в горячей воде и оттирают в мельнице. Для активации алмазов и подавления минералов пустой породы применяют хлористый натрий и жидкое стекло.

Ручная сортировка иногда используется для выборки алмазов из исходной руды, но чаще для извлечения алмазов из концентратов жирового процесса и электросепарации.

На рис. 23.4 приведена принципиальная схема обогащения коренных алмазосодержащих руд.

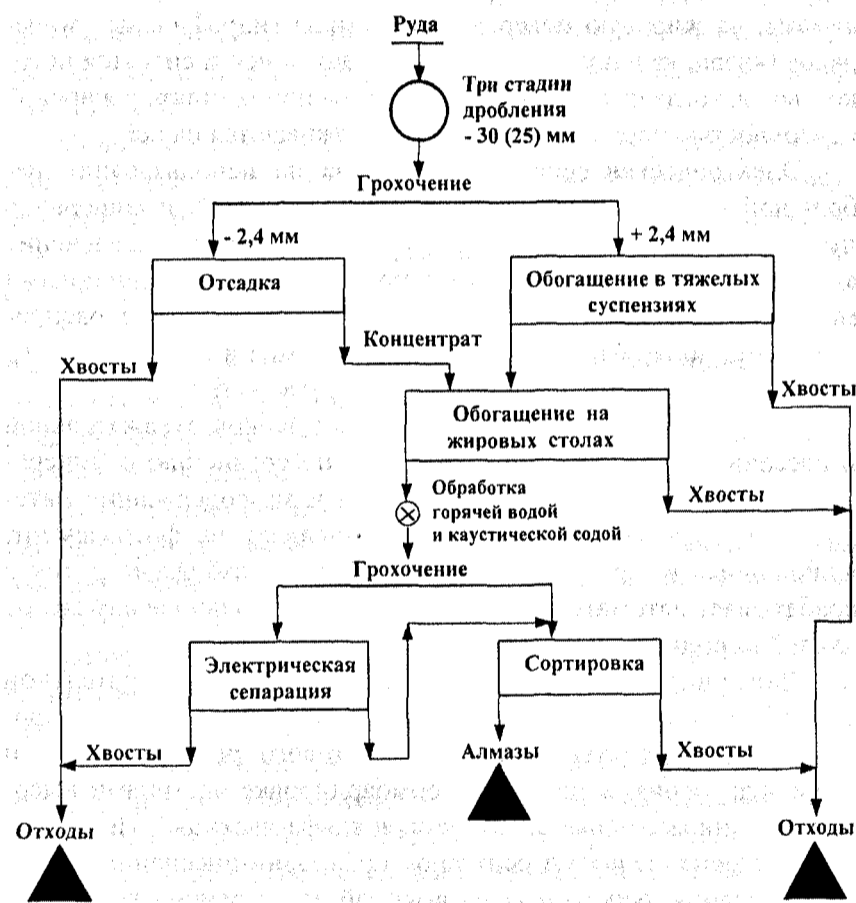


Рис. 23.4. Принципиальная схема обогащения коренных алмазосодержащих руд

Из подземных выработок выдается руда крупностью 0—150 мм. Руда подвергается грохочению на колосниковых вибрационных грохотах с расстоянием между колосниками 125 мм. Из надрешетного продукта вручную отбирают пустую породу, а затем всю руду дробят до крупности 25 мм.

Дробленая руда промывается на грохотах и разделяется на классы $-2,4$ и $+2,4$ мм. Класс $-2,4$ мм поступает в отделение отсадки, класс $+2,4$ мм — на обогащение в тяжелых суспензиях. Перед отсадкой класс $-2,4$ мм подвергается классификации по граничному зерну 0,5 мм. Слив классификатора крупностью $-0,5$ мм поступает в сгустители, слив которых частично используется для промывки на грохотах, а остальное перекачивается в хвостохранилище. Класс $-2,4 + 0,5$ мм поступает на отсадочные машины, концентрат которых подвергается доводке.

Класс $+2,4$ мм направляется в тяжелосредние конусные сепараторы. Концентраты разгружаются аэролифтом, дренируются и промываются на грохоте. Дренированная суспензия после регенерации поступает в оборот. В качестве утяжелителя используется ферросилиций. Плотность суспензии в конусных сепараторах равна $2,9 \text{ г/см}^3$.

Внедрение процесса динамической тяжелосредней сепарации в гидроциклонах позволяет отказаться от процессов отсадки и рентгенолюминесцентной сепарации на стадии первичного обогащения.

В этом случае руда подвергается трехстадиальному дроблению (или самоизмельчению) до крупности -30 (25) мм, скруббированию с грохочением на два класса $-30 + 10$ и $-10 + 1$ мм и разделному их обогащению в тяжелосредних циклонах (DMS). Мелкий материал (-1 мм) и легкая фракция направляются в отходы, а концентраты с циклонов поступают на их доводку по стандартной схеме.

Глава 24

ОБОГАЩЕНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Неметаллическое сырье является источником получения ряда минеральных удобрений, продуктов для химической, электротехнической, керамической и других отраслей промышленности.

Большое разнообразие типов неметаллического сырья предполагает применение широкого спектра процессов и аппаратов для его переработки и обогащения. К основным процессам можно отнести промывку, дезинтеграцию, классификацию по крупности, пенную сепарацию, пенную флотацию и магнитную сепарацию.

В результате переработки и обогащения горно-химического сырья получают более 10 видов концентратов и продуктов, удовлетворяющих государственным стандартам и техническим условиям. К основным видам продукции относятся: концентраты апатитовый, нефелиновый и фосфоритный; мука фосфоритная; хлористый калий; сера техническая, комовая, гранулированная и молотая.

Фосфатное сырье получают в результате переработки апатитовых и фосфоритовых руд.

Апатитовые руды содержат кристаллический апатит $[\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_3](\text{Cl}, \text{F})$ и сопутствующие ему минералы: нефелин, пироксены, титаномагнетит (сфен, полевой шпат, редкие металлы, эгирин и др). Основные месторождения сосредоточены в Хибинах. Для обогащения апатитовых руд применяют флотацию. При этом получают апатитовый концентрат с содержанием не менее 39 % P_2O_5 . Из хвостов апатитовой флотации выделяют

нефелиновый концентрат, содержащий не менее 29 % P_2O_5 , — сырье для производства глинозема.

Обогащение комплексных железных, титановых, вольфрамовых и других руд, содержащих апатит, осуществляется с целью снижения содержания фосфора как вредной примеси в соответствующих концентратах и попутного получения апатитового концентрата.

24.1. Обогащение фосфоритовых руд

Фосфоритовые руды отличаются непостоянством состава. В ряде случаев содержащееся в них фосфатное вещество близко к фторапатиту [$Ca_{10}(PO_4)_6 F_2$]. Из сопутствующих минералов наиболее часто встречаются кварц, глауконит, кальцит, доломит, халцедон, органическое вещество. Среднее содержание P_2O_5 в рудах отечественных месторождений составляет около 13 %.

Фосфоритовые руды характеризуются сложным минеральным и петрографическим составом, тонкой вкрапленностью, отличаются условиями образования и технологическими свойствами. Поэтому технологические схемы и режимы их обогащения могут быть различными. Обогащение фосфоритов крупностью более 0,5 мм в основном осуществляют промывкой, обжигом и тяжелосредней сепарацией, а класса мельче 0,5 мм флотацией и магнитной сепарацией. Концентраты, получаемые при обогащении фосфоритных руд, должны содержать не менее 19—25 % P_2O_5 .

На рис. 24.1 приведена принципиальная технологическая схема обогащения фосфоритовых руд, содержащих 19 % фосфорита, 73 % кварца и полевого шпата, 6 % доломита, 1,4 % гидроксидов железа, 0,6 % глауконита, гидрослюды и диктиономовых сланцев. Исходная руда, поступающая на фабрику, должна содержать не менее 6 % P_2O_5 и не более 1 % MgO.

Технологическая схема обогащения включает: одностадийное дробление с последующим грохочением до крупности 50 мм; дезинтеграцию и мокрое грохочение по классу +3 мм; из-

мельчение в замкнутом цикле с классификацией; обесшламливание слива классификатора; основную флотацию и две перемычки концентрата; сгущение; фильтрацию и сушку концентрата.

Руда крупностью до 1000 мм из карьера транспортируется в приемный бункер корпуса крупного дробления, из которого посредством пластинчатого питателя направляется на предварительное грохочение по классу 50 мм на колосниковый грохот. Надрешетный продукт грохота направляется на I стадию дробления в щековую дробилку ЩКД-1200 × 1500 мм.

Дробленый продукт объединяется с подрешетным продуктом колосникового грохота и системой ленточных конвейеров подается на грохочение по классу 50 мм на грохоте типа ГИТ-61. Надрешетный продукт грохота выводится в отвал. Подрешетный продукт мельче 50 мм системой конвейеров направляется в бункер корпуса измельчения.

Из бункера материал крупностью $-50 + 0$ мм направляется на дезинтеграцию и мокрое грохочение по классу 3 мм, осуществляющиеся в скруббер-бугаре. Продукт крупнее 3 мм системой конвейеров направляется в бункер отходов и вывозится в отвал, а продукт мельче 3 мм насосами типа 12Гр-8Т подается в пульподелитель и распределяется по шаровым мельницам для измельчения, измельченный продукт из мельницы поступает на классификацию в двухспиральные классификаторы типа 2КСН-24. Пески классификатора возвращаются в мельницу для доизмельчения, а слив классификатора крупностью $-0,18$ мм направляется на две стадии обесшламливания в гидроциклонах диаметром 500 и 250 мм. Слив гидроциклонов направляется в хвостохранилище, а пески поступают на основную флотацию во флотомашину типа «Механобр-6В».

Флотация ведется при pH 9—9,5. В качестве собирателя применяют сырое талловое масло и тракторный керосин. Для депрессии минералов породы добавляют жидкое стекло. Пенный продукт основной флотации подвергается двум перемычкам в механических флотомашин и представляет собой фосфоритный концентрат. Сгущение концентрата осуществляется в сгустителях диаметром 24 м. Слив сгустителей направляется в

хвостохранилище, а сгущенный концентрат поступает на фильтрование в барабанных вакуум-фильтрах типа ВУ-40×2,5 и последующую сушку в барабанных сушилках. Сухой концентрат транспортируется шнеками и элеваторами на силосный склад готовой продукции.

Принятая технология позволяет из руды, содержащей 6,2—7 % P_2O_5 и не более 1 % MgO , получать фосфоритный концентрат с содержанием 28—28,5 % P_2O_5 при извлечении 75—80 %. Для поставки фосфоритной муки сельскому хозяйству концентрат подвергается сухому доизмельчению в трубных мельницах.

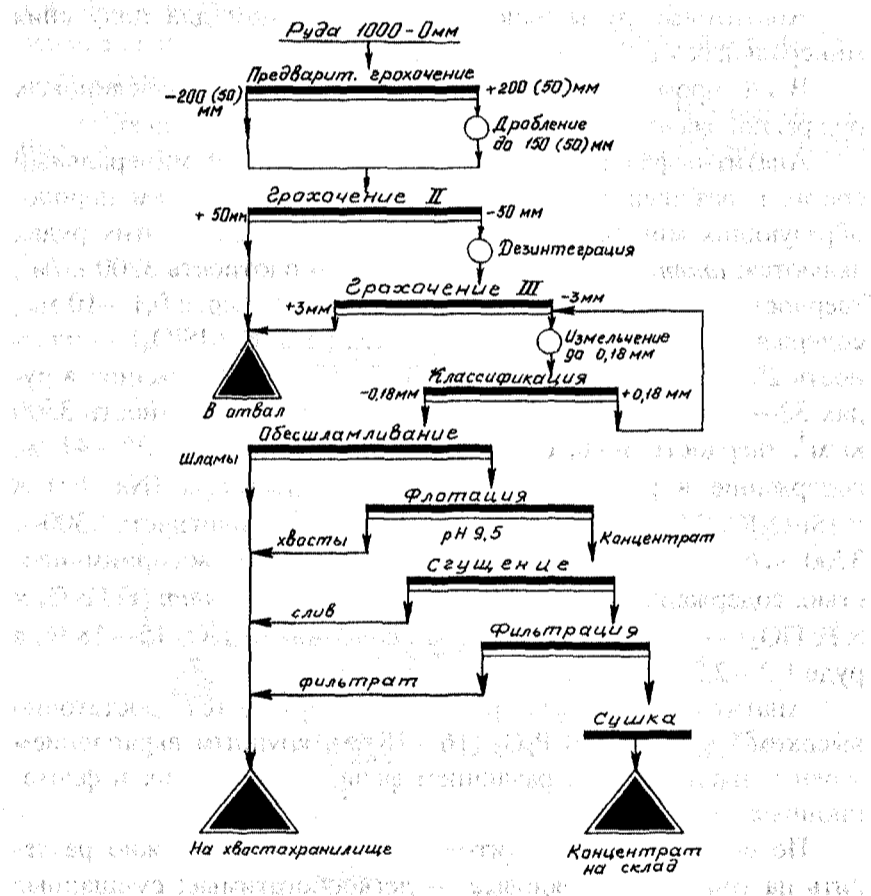


Рис. 24.1. Типовая технологическая схема обогащения фосфоритовых руд

Сливы сгустителей, хвосты флотации, фильтрат и тонкие шламы гидротранспортом подаются в хвостохранилище, вода осветляется и используется снова в технологическом процессе.

Для выделения из руды и продуктов переработки глауконита, обладающего слабыми магнитными свойствами, на некоторых фабриках применяют магнитную сепарацию в поле высокой напряженности до 800 кА/м.

24.2. Обогащение апатитовых руд

Апатитовые руды используют в основном для получения минеральных удобрений — суперфосфата.

В РФ промышленные месторождения апатит-нефелиновых руд расположены в Хибинском и Ощурковском массивах.

Апатит-нефелиновые руды имеют сложный минеральный состав и различаются количественным соотношением породообразующих минералов. Основными минералами в этих рудах являются: *апатит* $[\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6(\text{F}, \text{OH})_2]$ — плотность 3200 кг/м³, твердость 5 (по шкале Мооса), вкрапленность зерен 0,1—10 мм, содержание в рудах 42—44 %; *нефелин* $[(\text{Na}, \text{K})\text{AlSiO}_4]$ — плотность 2650 кг/м³, размер зерен 0,005—10 мм, содержание в рудах 32—39 %; *сфен* $[\text{CaTi}(\text{SiO}_4)(\text{O}, \text{OH}, \text{F})]$ — плотность 3500 кг/м³, твердость 5—6, содержание TiO_2 в минерале 38—41 %, содержание в рудах до 2 %; *эгирин с авгитом* $(\text{Na}, \text{Fe}) \times [\text{Si}_2\text{O}_6]\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe}^{+2}, \text{Fe}^{+3}, \text{Al})(\text{Si}, \text{Al})_2\text{O}_6$ — плотность 3300—3700 кг/м³, твердость 5, обладают магнитной восприимчивостью, содержание в рудах 6—8 %; *титаномагнетит* $(\text{FeFe}_2\text{O}_4 \times \text{FeTiO}_2)$ — плотность 4800 кг/м³, содержание TiO_2 15—18 %, в руде 1,2—2,2 %, полевой шпат до 4 %.

Апатит-нефелиновые руды характеризуются достаточно высоким содержанием P_2O_5 (16—18 %), крупным вкраплением зерен и значительным различием физико-химических и флотационных свойств.

По обогатимости апатит-нефелиновые руды можно разделить на три группы: рядовые — легкообогатимые; смешанные (смесь рядовых и окисленных) — требующие более совершен-

ной технологии обогащения для получения высоких показателей; окисленные — с высоким содержанием тонкодисперсной глины и зерен апатита, покрытых пленкой оксидов железа, затрудняющих флотацию апатита.

Технологическая схема обогащения апатит-нефелиновых руд (рис. 24.2) предусматривает трехстадийное дробление руды до -20 мм в открытом цикле с предварительным грохочением. Дробленая руда содержит 4 % класса $+20$ мм, 34 % класса $-20+10$ мм и 62 % класса -10 мм. Одностадийное измельчение руды до 50—55 % класса $-0,074$ мм осуществляется в замкнутом цикле с классификатором. Достаточная полнота раскрытия зерен апатита достигается уже при крупности измельчения 33—36 % класса $-0,074$ мм.

Измельченную руду подвергают флотации. В качестве собирателя апатитового минерала применяется омыленная смесь

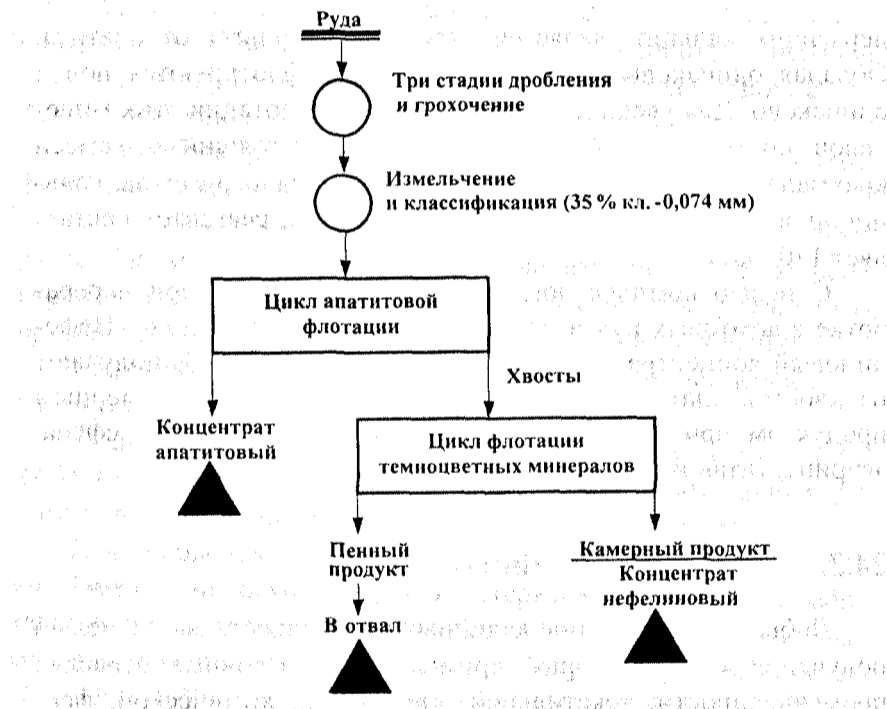


Рис. 24.2. Принципиальная схема обогащения апатит-нефелиновой руды

(0,15—0,2 кг/т), включающая дистиллированное талловое масло (15—20 %); сырое талловое масло — (30 %), вторичный масляный гудрон (15—25 %), окисленный петролатум (5—10 %) и технические жирные кислоты (20—30 %). Эта смесь обладает собирательными и вспенивающими свойствами.

Оптимальные условия флотации исходной руды достигаются при содержании твердого в пульпе 25—30 %, pH 9,5—10; необходимую щелочность поддерживают подачей в начале флотации едкого натра.

В результате из руды, содержащей 16—18 % P_2O_5 , при указанном режиме получают концентрат с содержанием 39,4—39,5 % P_2O_5 при извлечении 94—95 % и хвосты с содержанием P_2O_5 2—2,5 %. Флотационный концентрат фильтруют в барабанных вакуум-фильтрах, сушат в сушильных барабанах и направляют на склад готовой продукции.

Большим затруднением при флотации апатитовых руд, содержащих кальцит, является отделение кальцита от апатита. Обладая одинаковым катионом Ca^{2+} , они флотируются почти одинаково. Для увеличения селективности флотации этих минералов применяют сложный депрессор, состоящий из смеси крахмала, карбоновых кислот с C_{17} — C_{20} , жидкого стекла, кальцинированной соды. Суммарный расход этих реагентов составляет 1700 кг/т.

С целью комплексного использования сырья при переработке апатитовых руд извлекают нефелин, сфен, эгирин. Нефелиновый концентрат с содержанием 29—30 % Al_2O_3 получают из хвостов апатитового производства, являющихся камерным продуктом при флотации темноцветных минералов — сфена, эгирина, титаномагнетита.

24.3. Обогащение калийных руд

Добычу и обогащение калийных руд осуществляют с целью получения калия, который применяют в различных отраслях промышленности: текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др.

Калийные руды и их технологические свойства весьма различны. Даже в пределах одного месторождения они могут быть представлены разными минералами.

Наиболее распространенными минералами калия ископаемых калийных солей являются: сильвин KCl , карналлит $KCl \times MgCl_2 \cdot 6H_2O$, каинит $KClMgSO_4 \cdot 3H_2O$, лангбейнит $K_2Mg_2 \times [SO_4]_3$, полигалит $K_2Ca_2Mg[SO_4]_4 \cdot 2H_2O$. Из других минералов в залежах калийных солей присутствуют галит $NaCl$, ангидрит $CaSO_4$, гипс $CaSO_4 \cdot 2H_2O$, минералы глины и др.

В технических требованиях на хлоридно-калийное минеральное сырье предусматривается содержание K_2O не менее 57—62 % в техническом хлористом калии и 15—40 % в удобрениях.

В технических требованиях на сульфатно-калийное сырье предусматривается содержание не менее 88 % K_2SO_4 в сульфате калия и 16—31 % K_2O в удобрениях.

Обогащение калийных руд заключается в отделении калийсодержащих минералов от других сопутствующих минералов (галита, ангидрита и т.д.) и разделении калийсодержащих сульфатов и хлоридов.

Переработка калийных руд производится двумя способами: флотационным и галургическим (химический метод).

Технологические схемы обогащения калийных руд весьма разнообразны и зависят от минерального состава и размера вкрапленности минералов. При подготовке руды к обогащению применяют операции дробления, измельчения и грохочения.

Калийные руды относятся к легкодробимым, они имеют невысокую твердость и значительную хрупкость.

Технологическая схема обогащения калийных руд (рис. 24.3) предусматривает двух- или трехстадиальное дробление (I стадия — на руднике), одностадийное измельчение.

Для дробления применяют молотковые и роторные дробилки. Измельчение осуществляется в стержневых мельницах, работающих в замкнутом цикле с дугвыми ситами и гидроциклонами. Измельчение мелкозернистых руд ведут до крупности до 90 % класса $-0,074$ мм, крупнозернистых — до 95 % класса -3 мм. При этом обеспечивается раскрытие зерен сильвина на 94—95 %.

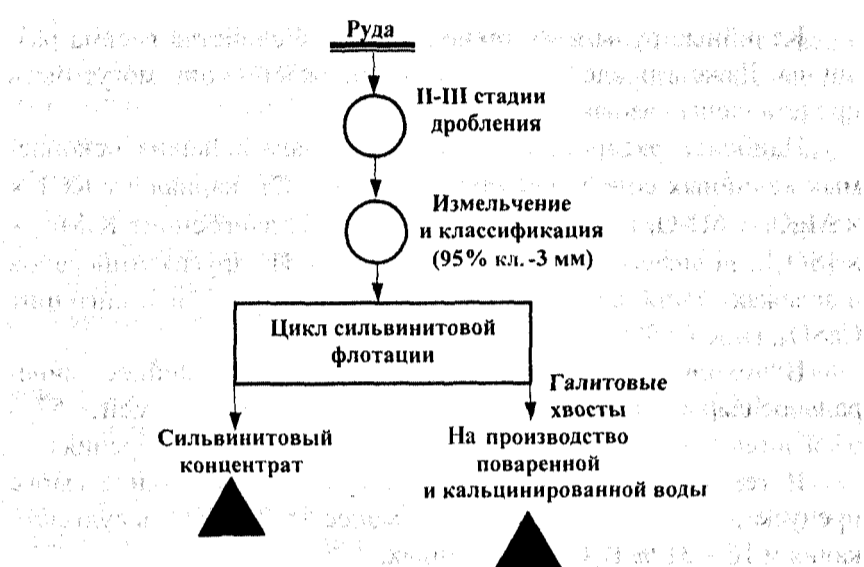


Рис. 24.3. Принципиальная схема обогащения калийных руд

Особенностью флотационного обогащения растворимых солей является ведение процесса в насыщенных солевых растворах. Так, например, при обогащении сильвинитовых руд с содержанием $MgCl_2$ не более 0,5 % насыщенный раствор при температуре 20 °С имеет плотность 1230 кг/м³ и состоит из 21 % NaCl и 10 % KCl. Общее содержание солей в растворе может составлять 32 %.

При флотации калийных солей в качестве реагентов используются катионные, анионные и аполярные собиратели, регуляторы, пенообразователи. В качестве собирателя чаще всего применяют катионные собиратели — амины (октадециламин). Амины при флотации солей выполняют функции собирателя и пенообразователя. С повышением температуры пульпы до 36 °С растворимость аминов в насыщенных растворах возрастает и их сорбция на сильвине увеличивается, эффективность флотации возрастает. Расход аминов составляет 50—80 г/т руды.

Для повышения верхнего предела крупности флотируемых минералов используют аполярные реагенты (мазут при расходе

1000—1500 г/т, керосин), которые закрепляются на поверхности минералов путем физической сорбции. Эти реагенты целесообразно вводить в пульпу в виде эмульсий с аминами.

Для подавления глинистых шламов при флотации калийных солей применяют жидкое стекло, сернистый натрий, соли фосфорной кислоты, которые действуют избирательно при флотации того или иного минерала.

Сущность галургического метода заключается в выщелачивании хлористого калия, например, из сильвинита горячим оборотным щелоком с удалением нерастворившегося галита (NaCl) в отвал. Полученный горячий крепкий щелок отстаивается для выделения солевого и глинистого шламов. Затем из осветленного горячего щелока производят кристаллизацию хлористого калия. Кристаллы отделяют от маточного щелока, сушат и выпускают в виде готового продукта. Маточный щелок подогревают и возвращают в начальную стадию выщелачивания.

Галургический метод позволяет перерабатывать руды с высоким содержанием нерастворимого остатка, а также осуществлять их комплексное использование.

В зависимости от метода получения выпускают технический хлористый калий двух марок: К — получаемый кристаллизацией из растворов; Ф — получаемый флотационным обогащением калийных руд.

24.4. Обогащение серных руд

Сера в основном используется для получения серной кислоты и производства минеральных удобрений и гербицидов для сельского хозяйства.

Месторождения серных руд в России в основном сосредоточены в Средневолжском районе. Содержание серы в промышленных рудах колеблется от 15 до 30 %.

Основными вмещающими породами в серных рудах являются кальцит, доломит, гипс, кварц, мергель и др. По структурным особенностям сера в рудах подразделяется на крупнокри-

сталлическую с размером зерен от 0,1 до 15 мм, тонкокристаллическую с размером зерен мельче сотых долей миллиметра и скрытокристаллическую (аморфную), находящуюся в виде мельчайших зерен и прожилков, не имеющих четких граней. Все эти разновидности в рудах представлены различными текстурами: вкрапленной, полосчатой, брекчиевидной, прожилково-вкрапленной, гнездово-вкрапленной.

Технологические свойства серы различных структур и текстур неодинаковы. От структуры самородной серы и ее текстурных форм зависит технология подготовки руды к обогащению, а также методы обогащения и переработки серного концентрата.

Наиболее широко применяется метод флотации серных руд с последующей переработкой серных концентратов плавкой на комовую серу или возгонкой на «серный цвет».

Технологическая схема обогащения серных руд представлена на рис. 24.4.

Крупность исходной руды, поступающей на обогатительный передел с карьеров, может достигать 1000 мм. Крупное дробление руды (I стадия) до 300 мм осуществляется в щековых дробилках в открытом цикле, II стадия дробления до 50 (20) мм — в конусных дробилках (для неналипающих руд) или в молотковых (для руд, склонных к налипанию). Перед дробилками устанавливают грохоты для выделения готового по крупности материала.

Дробленая руда из цеха дробления направляется на измельчение, которое осуществляется в шаровых, стержневых или мельницах самоизмельчения типа «Каскад», до крупности 0,25 мм, по одно- или двухстадиальным схемам. При двухстадиальном измельчении мельницы II стадии работают в замкнутом цикле с классификаторами.

Схема флотации предусматривает основную, три перечистные и контрольную операции. При этом получают серные концентраты с содержанием серы 70—80 % и более при извлечении 90—95 %.

В качестве собирателей используют малорастворимые в воде аполярные реагенты (керосин, соляровое масло) при расходе 0,5—1 кг/т руды. В качестве пенообразователя применяют реа-

гент Т-66 (смесь одноатомных спиртов пиранового и диоксанового ряда) при расходе 0,05—0,23 кг/т руды.

Для подавления флотации кальцита, кварца, битумов применяют жидкое стекло, которое подают в процесс в виде 10%-ного раствора при расходе до 1,5 кг/т руды. В качестве пептизатора тонкодисперсных глин используют полифосфат натрия.

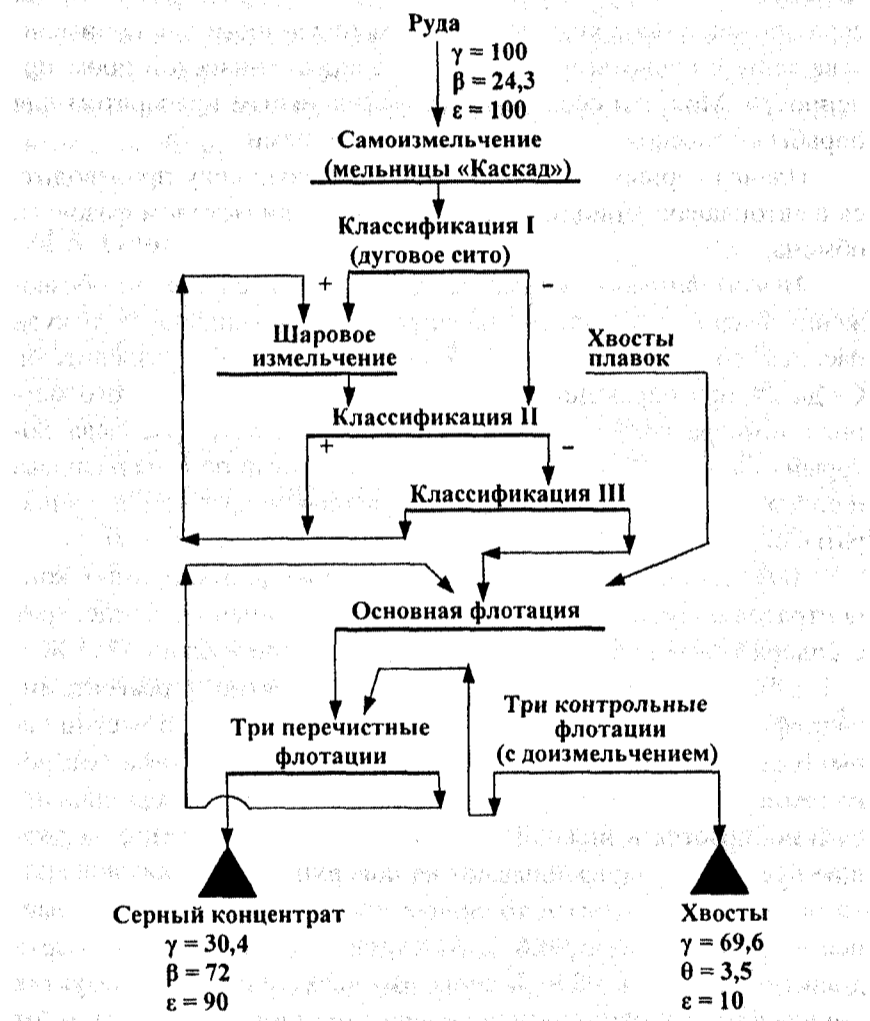


Рис. 24.4. Технологическая схема обогащения серных руд

Приведенная схема (см. рис. 24.4) переработки серных руд характерна для руд средней обогатимости. Для переработки руд с неравномерным и тонким вкраплением серы применяют более усложненные схемы: с доизмельчением чернового концентрата, продуктов контрольной флотации, с последующей классификацией и повторной флотацией. Концентраты серных руд перерабатывают для получения комовой или молотой серы. Комовая сера применяется в химической промышленности для производства серной кислоты и частично в резинотехнической промышленности. Молотая сера является эффективным препаратом для борьбы с сельскохозяйственными вредителями.

Плавка серных концентратов на комовую серу производится в автоклавах периодического действия или методом фазового обмена.

Метод фазового обмена заключается в следующем: обезвоженный серный концентрат плавится в сероплавильниках, откуда расплав, содержащий 70—75 % серы, поступает в разделители. Сюда же при перемешивании подается раствор хлористого магния с температурой кипения, близкой к температуре расплава, который смачивает гидрофильные частицы пустой породы расплава и способствует их агрегации. Далее расплав направляется в аппараты, отделяющие гранулы пустой породы от жидкой серы.

Автоклавный метод выплавки серы из флотационных концентратов получил более широкое распространение. Концентрат с содержанием серы 70—75 % в виде водной пульпы (Т : Ж = 1 : 1,22) загружается в автоклавы совместно с реагентами-гидрофилизаторами пустой породы и флокуляторами частиц серы. В автоклав подается перегретый пар, под действием которого температура концентрата повышается до 130 °С, сера плавится и собирается в нижней части аппаратов, а хвосты, содержащие пустую породу, всплывают на поверхность.

Содержание серы в товарном продукте составляет не менее 99,5 % (I сорт) и 98,6 % (II сорт). Продукт высшего сорта должен содержать 99,9 % серы. Во всех товарных продуктах допускается незначительное содержание примесей: золы — от 0,05 до 0,5 % и органических веществ — 0,06—0,8 %.

ческие примеси вносятся в серу битумами, содержащимися в исходной руде, а также реагентами, применяемыми при флотации и плавке. Хвосты автоклавной плавки направляются в основную флотацию.

Подземная выплавка серы (ПВС) — скважинный геотехнологический процесс, основанный на выплавке серы в месте ее залегания горячей водой и откачке сероводяной смеси на поверхность. Методом ПВС можно получать сразу готовую комовую серу с содержанием 99,5—99,9 % из руд, которые по технико-экономическим показателям нельзя добывать обычным способом.

24.5. Обогащение графитовых руд

Графитовые руды в зависимости от структуры и крупности кристаллизации содержащегося в них графита делятся на чешуйчатые (с размером чешуек более 0,2 мм), плотнокристаллические (менее 0,1 мм) и скрытокристаллические (менее 0,001 мм).

Наибольшее промышленное значение имеют руды чешуйчатого типа даже при невысоком содержании графита (5—6 %).

Плотнокристаллические графитовые руды характеризуются более высоким содержанием графита, достигающим до 60—70 % и более.

Руды скрытокристаллического графита разрабатываются только с высоким (более 70—80 %) содержанием графита.

Основными свойствами графита, используемыми при обогащении руд, являются его малая смачиваемость (высокая гидрофобность и флотуемость), трудная измельчаемость, химическая устойчивость графита при невысоких температурах и термическая устойчивость в восстановительной среде. Применяются методы флотационного обогащения, избирательного измельчения, химической и термической обработки.

Наибольшее промышленное значение имеет флотационное обогащение, позволяющее перерабатывать весьма бедные руды с содержанием до 3—5 % графита.

Графит легко флотируется при использовании углеводородов в качестве собирателя и обычных вспенивателей. Флотацию его проводят чаще всего с керосином и пенообразователем (сосновым маслом, Т-80 и др.) в щелочной (рН 8—10) или кислой (рН 4—5) среде, создаваемой содой, известью или серной кислотой. Для депрессии минералов пород, особенно карбонатных, применяют жидкое стекло; для депрессии флотации слюды (при наличии ее в руде) — фтористый натрий.

Принципиальная схема флотационного обогащения графитовой руды представлена на рис. 24.5. Исходная руда подвергается двухстадиальному дроблению и грубому измельчению до 45—55 % класса $-0,74$ мм и поступает на основную флотацию с выделением крупночешуйчатого графитового концентрата и



Рис. 24.5. Принципиальная схема обогащения графитовых руд

максимального количества отвальных хвостов. Схема обогащения является многостадийной, включающей от двух до четырех операций доизмельчения и шесть-восемь перечисток концентрата. Готовый графитовый концентрат, содержащий 93—95 % углерода при извлечении более 90 %, подвергается обезвоживанию, сушке и классификации на сорта по крупности. Графитовый концентрат используется в электротехнической, металлургической, химической и других отраслях промышленности. Отходы флотации обычно используются в качестве низкосортного литейного графита.

Избирательное измельчение основано на более трудной измельчаемости графита, по сравнению с большинством сопутствующих минералов. В результате крупные фракции измельченной руды оказываются обогащенными графитом. При этом для измельчения применяют дробилки ударного действия, дисковые и центробежные мельницы, а для выделения фракций по крупности применяют барабанные грохоты или воздушные классификаторы. Такой метод наиболее часто применяется при обогащении богатых руд скрытокристаллического графита.

Химическое обогащение графита заключается в кислотной обработке руды, причем концентрация кислоты зависит от растворимости загрязняющих графит примесей. Слабые растворы серной и соляной кислот удаляют только углекислые минералы, крепкие растворы с добавкой окислителей (хромпика или азотной кислоты) — пирит, магнетит. В связи с высокими затратами, малой эффективностью и неблагоприятными условиями труда этот метод применяется только для повышения качества концентратов механического обогащения.

Термическое обогащение заключается в нагревании измельченного графита до 2200—2500 °С в электрической печи. При этом золообразующие примеси испаряются, а графит перекристаллизовывается, в результате чего укрупняются кристаллы и улучшается качество графита. Получают графит весьма высокой частоты с содержанием золы 1—6,1 % (термическое рафинирование). К рудам и концентратам термическое обогащение применяется редко. Этот процесс применяется в основном для получения искусственного графита из угля.

24.6. Переработка нерудных полезных ископаемых

Нерудные полезные ископаемые представлены изверженными, осадочными и метаморфическими горными породами, являющимися источником получения строительных материалов: бутового камня; щебня; гравия; песка; облицовочных деталей и изделий; пильного камня; компонентов цементного, керамического и стекольного производства.

Получаемые при переработке товарные продукты по своим качественным показателям должны соответствовать требованиям соответствующих государственных стандартов.

Бутовый камень — куски размером 150—300 мм с регламентируемым содержанием глины в комах (2 %), маркой прочности (1400—200), морозостойкостью и петрографическим составом.

Щебень — продукт механического дробления природных каменных материалов. Гравий — обломки горных пород разной степени окатанности. Щебень и гравий характеризуются зерновым составом, содержанием зерен пластинчатой формы, прочностью, содержанием глинистых частиц, морозостойкостью и петрографическим составом. Регламентируются четыре основные фракции щебня и гравия по крупности: $-70 + 40$; $-40 + 20$; $-20 + 10$; $-10 + 5$ мм.

Строительные пески в соответствии с ГОСТом подразделяются на следующие виды: природный; природный обогащенный и фракционированный; дробленый; дробленый обогащенный и фракционированный; дробленый из отсеков и обогащенный дробленый из отсеков.

Основными показателями качества строительных песков являются зерновой состав ($-5 + 0,14$ мм), характеризуемый модулем крупности (от 2,5 до 1) и содержанием глинистых частиц (от 0,5 до 3 %).

Облицовочные материалы и пильный камень являются продуктами механической (распиливание) обработки природного камня.

В зависимости от исходного сырья и основного вида получаемой продукции предприятия по переработке нерудного сырья разделяются на щебеночные, гравийно-песчаные и песчаные заводы.

Технологическая схема типового дробильно-сортировочного завода по производству щебня из гранита представлена на рис. 24.6. Горная масса крупностью $-1200 + 0$ мм пластинчатым питателем равномерно подается на I стадию дробления в щековую дробилку СМД-60А, где дробится до крупности $-350 + 0$ мм. Продукт крупного дробления транспортируется в промежуточные бункеры вместимостью 17000 т. Из бункеров материал крупностью $-350 + 0$ мм дозируется в конусные дробилки среднего дробления КСД-220 Гр II стадии, где дробится до крупности $-100 + 0$ мм. Продукт II стадии дробления транспортируется в корпус мелкого дробления и поступает в промежуточные

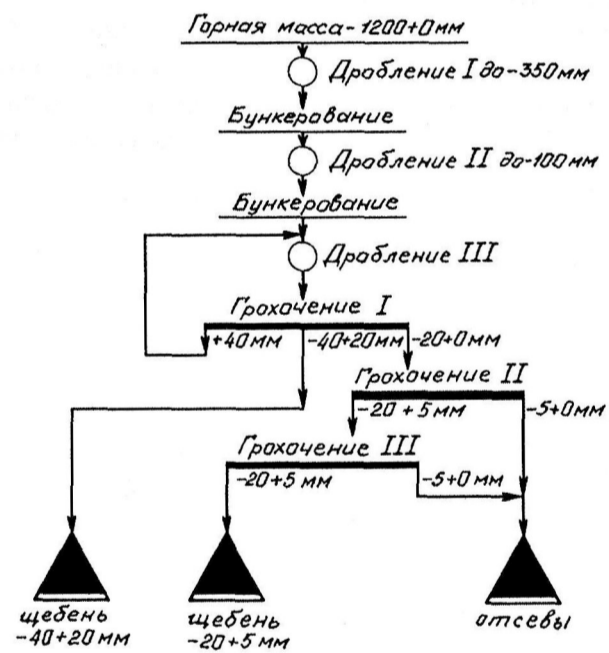
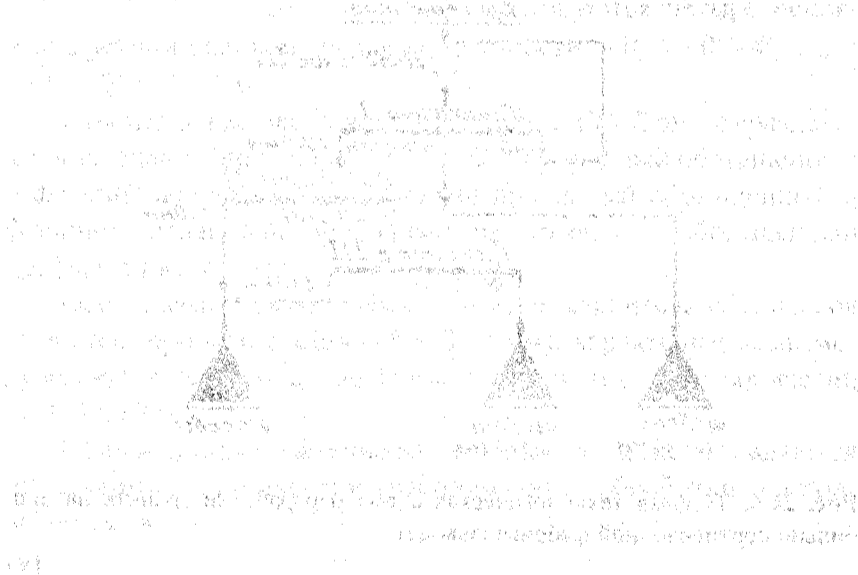


Рис. 24.6. Типовая технологическая схема переработки гранита на дробильно-сортировочной фабрике (заводе)

бункеры. Из бункеров вибропитателями продукт распределяется в конусные дробилки мелкого дробления КМД-2200 Гр III стадии. Продукт III стадии дробления системой конвейеров транспортируется в распределительные бункеры, из которых вибропитателями направляется на восемь секций грохотов ГИС-52 I стадии грохочения. На грохочении I получают фракции +40, -40 + 20 и -20 + 0 мм. Щебень крупнее -40 мм возвращается на додробливание в короткоконусные дробилки III стадии дробления. Щебень -40 + 20 мм транспортируется на склад готовой продукции. Щебень фракции -20 + 0 мм самотеком поступает на грохоты ГИС-52 грохочения II, где рассеивается на щебень фракции -20 + 5 мм и отсеивается -5 + 0 мм. Оба продукта системой конвейеров направляются на склады. Промежуточные бункеры перед II и III стадиями дробления обеспечивают работу дробильно-сортировочного завода в течение четырех часов.

Технологические схемы переработки нерудных строительных материалов являются надежными и гибкими. Выбор отдельных процессов и их сочетание в схеме определяются гранулометрическим составом исходного сырья, его физико-механическими свойствами и требованиями к качеству конечной товарной продукции.



Глава 23

ХИМИЧЕСКАЯ ПРОЦЕССУРА

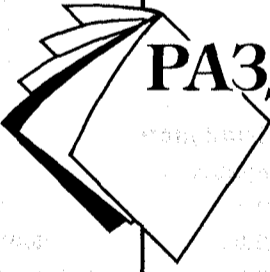
Глава 24

ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

Глава 25
ХАРАКТЕРИСТИКА
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ
ФАБРИК

Глава 26
ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ
СРЕДЫ
ПРИ ОБОГАЩЕНИИ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ

РАЗДЕЛ VII



Глава 25

ХАРАКТЕРИСТИКА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

25.1. Классификация обогажительных фабрик

Твердые полезные ископаемые, добываемые из недр земли, в большинстве случаев не могут быть использованы в промышленности без предварительной обработки, поскольку по содержанию ценных компонентов, влажности, крупности и ряду других параметров не соответствуют потребительским нормам качества. Более 80 % природного минерального сырья подвергается первичной переработке на обогажительных фабриках и установках.

Обогажительные фабрики — это промышленные предприятия, предназначенные для переработки полезных ископаемых методами обогащения с целью выделения из них одного или нескольких товарных минеральных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов или с пониженным содержанием вредных примесей.

Обогажительные фабрики классифицируют в зависимости от применяемых на фабрике обогажительных процессов или от типа перерабатываемого полезного ископаемого.

В зависимости от применяемых обогажительных процессов различают фабрики: флотационные, гравитационные, промывочные, магнитные, дробильно-сортировочные и с комбинированными процессами обогащения. Такая классификация в известной мере совпадает с классификацией по признаку перерабатываемого полезного ископаемого.

Флотационные фабрики предназначены главным образом для обогащения руд цветных и редких металлов, а также неметаллических полезных ископаемых.

Гравитационные фабрики предназначены в основном для обогащения углей, марганцевых руд и руд редких металлов.

Промывочные фабрики — для обогащения руд черных металлов (железа и марганца), а также фосфоритовых руд и россыпных руд благородных металлов.

Магнитообогатительные фабрики — для обогащения главным образом магнетитовых железных руд.

Дробильно-сортировочные фабрики предназначены для дробления и грохочения богатых железных руд и известняков, для производства строительного щебня, сортировки горючих сланцев и углей.

Фабрики с комбинированными процессами обогащения предназначены для переработки полиминеральных руд полезных ископаемых, например, оловянных и вольфрамовых, для обогащения которых применяют процессы гравитации, флотации и магнитной сепарации. Например, гравитационные углеобогащительные фабрики часто имеют флотационные отделения для обогащения угольных шламов.

На *углеобогащительных фабриках* осуществляют сортировку, обогащение и брикетирование углей.

По количеству перерабатываемого полезного ископаемого можно условно выделить обогатительные фабрики:

малой производительности.....	1 500 т/сут
средней производительности	1 500—9 000 т/сут
большой производительности.....	9 000—27 000 т/сут
весьма большой производительности (свыше 9).....	Свыше 27 000 т/сут

Технологический комплекс современной обогатительной фабрики показан на рис. 25.1.

Фабрика предназначена для обогащения углей марок ОС и К. Мелкий концентрат используется для коксования, а крупный рассортированный — для энергетических целей.

Исходные угли, поступающие в железнодорожных вагонах, разгружаются в здании 1 вагонопрокидывателей, откуда ленточными конвейерами по галереям 2 направляются в здание 3 дозирочно-аккумулирующих бункеров, где происходит подготовка угля к обогащению (грохочение, выборка посторонних предметов, дробление) и складирование по маркам.

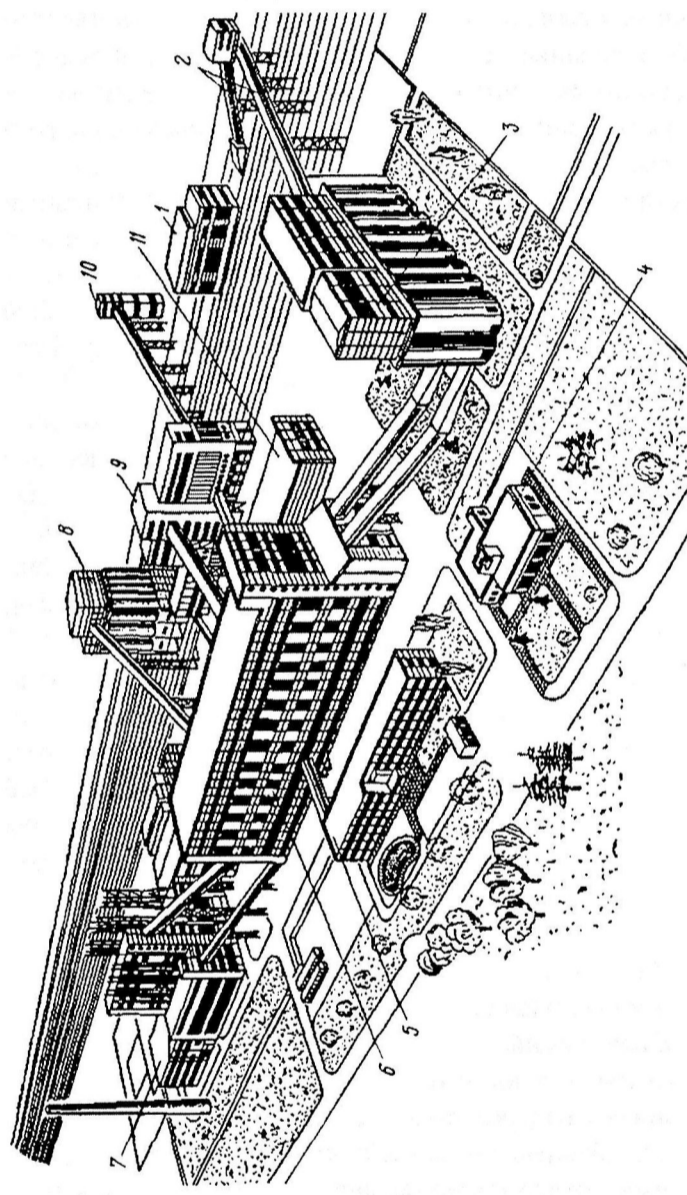


Рис. 25.1. Технологический комплекс современной обогатительной фабрики:
 1 — здание приема сырья; 2 — галереи с ленточными конвейерами; 3 — здание дозирочно-аккумулирующих бункеров и подготовки угля к обогащению; 4 — столовая; 5 — столовая; 6 — административный корпус; 7 — главный корпус обогащения; 8 — фильтровально-сушильный корпус; 9 — погрузочные бункеры концентрата; 10 — бункер отгрузки отходов; 11 — механические мастерские

В дальнейшем уголь помарочно поступает в главный корпус 6 обогащения. В верхней части главного корпуса сооружены четыре радиальных сгустителя, в средней и нижней частях его размещено оборудование основных технологических процессов — классификации, обогащения и обезвоживания получаемых продуктов. С главным корпусом сблокированы склад магнетита и шламовый бассейн.

После обогащения мелкий уголь направляется в сушильный корпус 7 (в блоке с ним располагается котельная). Обогащенный коксующийся и рассортированный энергетический уголь транспортируются ленточными конвейерами в погрузочные бункеры 8 и 9. Погрузка отходов производится из бункера 10, откуда отходы автотранспортом вывозятся на плоский отвал.

В центре промплощадки фабрики располагаются механические мастерские 11. С фасадной стороны технологического комплекса расположены административный корпус 5, соединенный с главным корпусом крытым переходом, и столовая 4.

Производительность фабрик для обогащения углей составляет до 7 млн т/год, руд черных металлов — до 7—8 млн т/год, цветных металлов — до 10—15 млн т/год.

В зависимости от территориального положения обогатительной фабрики по отношению к сырьевой базе различают: индивидуальные (ОФ), размещенные рядом с рудником или шахтой; групповые (ГОФ), расположенные вблизи одной из наиболее мощных шахт, для обогащения полезных ископаемых группы шахт; центральные (ЦОФ), располагаемые вне территории шахты, для обогащения полезных ископаемых ряда шахт (разрезов).

Административно обогатительные фабрики могут быть самостоятельными или входить в состав горно-обогатительного (ГОК), горно-металлургического (ГМК) комбинатов или производственных объединений.

По расположению зданий и сооружений на промышленной площадке различают рассредоточенное расположение и объединение зданий в отдельные блоки (секции). В современных условиях предпочтение отдается модульному принципу проектирования и строительства обогатительных фабрик на основе стан-

дартных блоков дробления, измельчения, флотации и т.д. При этом в Великобритании, ФРГ, Франции предпочтение отдается односекционным, а в России, США, Канаде — многосекционным со ступенчатой компоновкой.

Современная обогатительная фабрика является высокомеханизированным и автоматизированным предприятием с поточной технологией, включает сотни наименований основного и вспомогательного оборудования.

25.2. Организация производства и управления на обогатительных фабриках

Организация деятельности обогатительной фабрики строится в соответствии с особенностями производственных процессов обогащения, к которым относятся: мелкоступенчатость производственного процесса; многообразие технологий производства; непрерывность производств; обеспечение прямооточности; сложная сеть транспортирования продуктов; большая материалоемкость и т.д.

Производственная структура обогатительных фабрик строится по принципу протекания производственного процесса. К основным цехам и отделениям обогатительной фабрики относят: *отделение (цех) усреднения; цех крупного, мелкого и среднего дробления; цех (отделение) измельчения; цех (отделение) обогащения; отделение обезвоживания; отделение (склады) готовой продукции; отделение удаления и складирования отходов (хвостов).*

К вспомогательным цехам (отделениям) относят: *реагентное отделение; службы водо-, электроснабжения; ремонтный цех; котельную; отдел технического контроля; научно-исследовательскую и химическую лаборатории; складское хозяйство; административно-хозяйственную службу.*

В связи с непрерывным характером производственного процесса обогащения все обогатительные фабрики имеют непрерыв-

ный режим работы (365 дней в году за исключением дней для плановых ремонтных работ) по четырехсменному графику.

Работу цехов дробления организуют в соответствии с режимом подачи исходного сырья на фабрику, производительностью цеха и другими особенностями.

Производственная деятельность фабрики (рис. 25.2) организуется управленческим персоналом, во главе которого стоят начальник (директор) и главный инженер (главный технолог).

В основе оперативного управления технологическими и организационно-экономическими процессами на обогатительных фабриках — подсистема оперативно-диспетчерского управления, которая руководствуется сменно-суточной работой и недельно-суточными планами-графиками.

Все управление условно может быть разбито на два уровня: нижний — управление технологическими процессами; верхний — управление общефабричными задачами.

Основные функции управления на нижнем уровне осуществляют операторы отдельных процессов, главными задачами которых являются: контроль качества сырья промпродуктов и концентратов; контроль основных технологических параметров процессов и состояние технологического оборудования; дистанционное управление поточно-транспортными системами; организация работ по аварийным ситуациям.

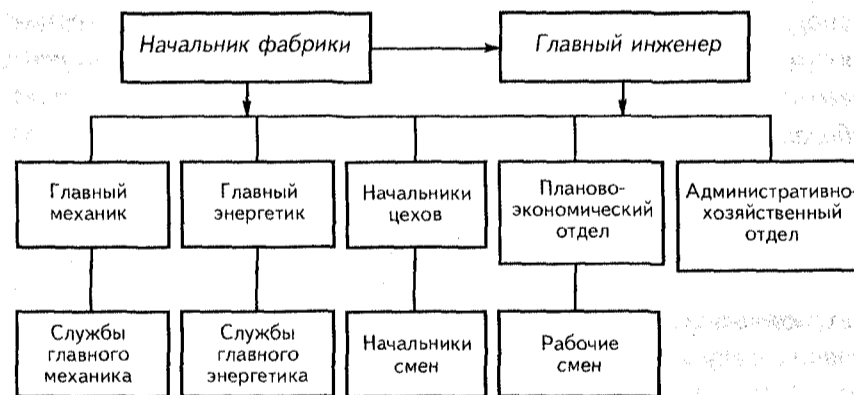


Рис. 25.2. Организационно-управленческая структура обогатительной фабрики

Основные функции управления на верхнем уровне осуществляют главный диспетчер фабрики и диспетчеры общезаводского назначения (энерго-, материало-, водоснабжение и др.). Их функциями являются: контроль качественных показателей подразделений фабрики и состояния основного технологического оборудования; ведение необходимой отчетности по основным производственным и экономическим показателям; осуществление связи с поставщиками сырья и потребителями готовой продукции.

Критерием управления является минимизация затрат на производство продукции заданного качества в заданном количестве.

Контроль за качественными показателями работы обогатительной фабрики осуществляется отделами технического контроля (ОТК). ОТК контролирует качество выпускаемой продукции, соответствие ее стандартам и техническим условиям, соблюдение установленной технологии производства, а также качество поступающего сырья, материалов, топлива. Качество сырья, промежуточной и товарной продукции определяется путем отбора и анализа соответствующих проб. Отбираются следующие пробы: для определения гранулометрического, минералогического, химического составов; влажности; плотности; концентрации растворов и др.

На современных обогатительных фабриках задачи оперативного контроля и регулирования решаются подсистемой централизованного контроля и регулирования технологических процессов, являющейся составной частью АСУТП.

В проектах обогатительных фабрик разрабатываются автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП) с двумя уровнями управления: автоматическое управление отдельными технологическими процессами (локальные системы) и автоматизированное управление всем технологическим комплексом.

Комплексы технических средств АСУТП ОФ могут быть синтезированы в основном на базе серийно выпускаемой аппаратуры. Для нижнего уровня управления используются технические средства ветвей Государственной системы приборов (ГСП), для среднего — специализированные комплексы (КТС

ЛИУС, АСКР, АСАК и др.), для верхнего — информационные компьютерные системы.

АСУТП ОФ предусматривает, как правило, трехуровневую иерархию структуры управления: *диспетчер ОФ — операторы цехов — технологический процесс*. Для каждого конкретного случая число ступеней и звеньев управления зависит от производственной мощности фабрики и сложности технологической схемы. В качестве примера на рис. 25.3 приведена структурная схема управления в АСУТП, а на рис. 25.4 — схема организации техобслуживания современной обогатительной фабрики.

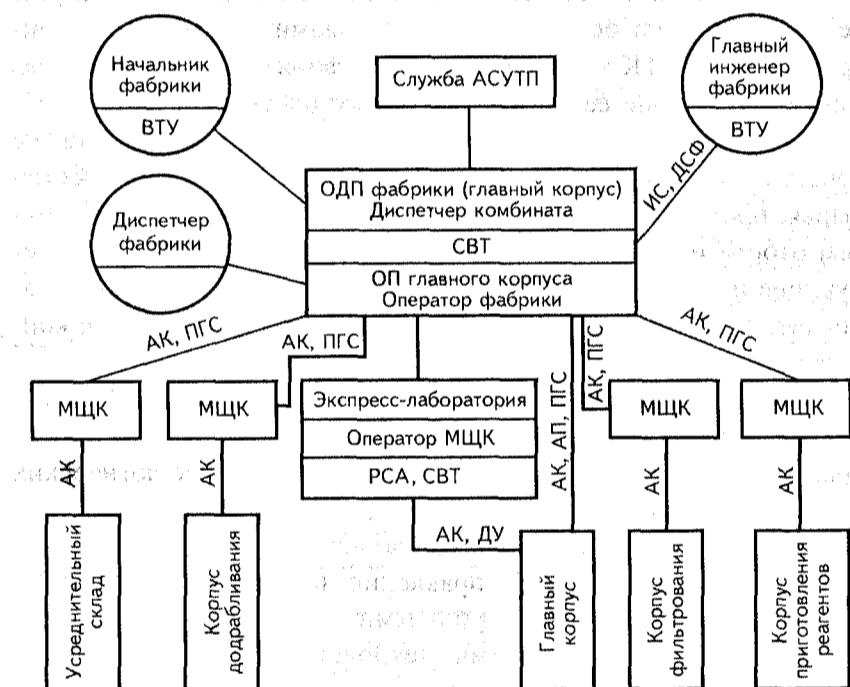


Рис. 25.3. Структурная схема управления в АСУТП:
 ВТУ — видеотерминальное устройство; ОДП — оперативно-диспетчерский пункт; СВТ — средства вычислительной техники; ОП — операторский пункт; ПГС — производственная громкоговорящая связь; АК — автоматический контроль; АР — автоматическое регулирование; МЩК — местные щиты контроля; ДУ — дистанционное управление; РСА — рентгеноспектральный анализ

25.3. Техничко-экономические показатели обогатительных фабрик

Работу обогатительной фабрики оценивают основными технологическими показателями, характеризующими эффективность процесса обогащения. К ним относят: выход концентратов; качество концентратов по основному компоненту, сопутствующим элементам и вредным примесям; извлечение ценных компонентов в продукты обогащения. В качестве примера в табл. 25.1 приведены технологические показатели работы некоторых фабрик.

Таблица 25.1

Технологические показатели работы некоторых обогатительных фабрик

Руда	Фабрика	Ценный компонент	Содержание в одноименном концентрате, %	Извлечение в одноименный концентрат, %
Медно-цинковая	Карабашская	Cu	18,4—18,5	80,8—84,1
		Zn	47,6—49,4	50,8—55,1
	Башкирская (Сибавская)	Cu	19—19,5	55—56
		Zn	49—51	74,5—75
	Среднеуральская	Cu	12,3—12,8	74—76,3
		Zn	47,7—48,2	61,4—62,3
Медно-никелевая	Фабрика № 2 Норильского ГМК	Cu	3,9—4,2	94,1—96,5
		Ni	4,5—4,6	92,5—95,4
	Фабрика № 2 комбината «Печенганикель»	Cu	2,8—3	85,4—85,8
		Ni	4,7—4,8	75,9—77
Свинцово-цинковая	Акатуевская	Pb	61,3—62,9	89—89,2
		Zn	50,3—50,8	84,2—84,9
	Текелийская	Pb	55,1—55,2	72,2—74,6
		Zn	49,4—50,7	71,7—77,9

Дополнительно технологический и организационно-технический уровень работы обогатительной фабрики характеризуются стоимостью товарной продукции в оптовых ценах, прибылью предприятия, производительностью на одного трудящегося, удельными расходами энергии и материалов на 1 т исходного сырья или товарной продукции.

Показатель *энерго- или электроемкости* обогащения руды характеризует, как правило, степень сложности и совершенства техники и технологии обогащения. В связи с возрастающим значением реализации энергосберегающих технологий важность этого показателя увеличивается. В табл. 25.2 приведена структура расхода электроэнергии по производственным процессам для различных отраслей промышленности.

Эксплуатационные затраты, или *себестоимость продукции*, — важнейший экономический показатель, характеризующий технический, технологический и организационный уровень промышленного производства.

Общезаводскую себестоимость рассчитывают на основании расходов на обогащение по отдельным статьям затрат, включающим: исходное сырье и основные материалы (в том числе транспортные расходы); вспомогательные материалы на технологические цели; топливо и энергию на технологические

Таблица 25.2

Структура расхода электроэнергии, %

Передел	Цветная металлургия	Железорудная промышленность	Промышленность минеральных удобрений
Дробление	5	8	10
Измельчение	40	36	39
Флотация	40	—	20
Магнитная сепарация	—	30	—
Складирование хвостов	7	11	16
Обезвоживание концентратов	8	15	15

Таблица 25.3

Структура затрат по переделам, %

Передел	Медная подотрасль	Свинцово-цинковая подотрасль	Оловянная подотрасль
Дробление	15	12	10
Измельчение	44	25	35
Гравитация	—	—	40
Флотация	31	52	2
Складирование хвостов и обратное водоснабжение	6	5	7
Обезвоживание концентратов	4	6	6
Итого	100	100	100

Окончание табл. 25.3

Передел	Среднее по цветной металлургии	Промышленность минеральных удобрений	Передовые фабрики цветной металлургии
Дробление	15	15	15
Измельчение	40	29	50
Гравитация	1	—	—
Флотация	32	25	24
Складирование хвостов и обратное водоснабжение	6	11	7
Обезвоживание концентратов	6	20	4
Итого	100	100	100

цели (в том числе вода на технологические цели); основную и дополнительную зарплату; отчисления на социальное страхование; содержание и эксплуатацию зданий, оборудования, цеховые, общефабричные и прочие расходы.

Структура эксплуатационных затрат по переделам приведена в табл. 25.3.

Анализ производственной программы обогатительной фабрики выполняют как в натуральных единицах, так и в денежном выражении: по объему переработанного сырья; выпуску концентрата; номенклатуре, ассортименту, качеству продукции (концентратов); выпуску товарной продукции и ритмичности работы фабрики.

Основные резервы повышения технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики связаны с совершенствованием техники и технологии обогащения, повышением комплексности использования минерального сырья, снижением эксплуатационных и капитальных затрат по переделам, внедрением новых форм организации производства.

Глава 26

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

26.1. Источники загрязнения окружающей среды

Переработка полезных ископаемых на обогатительных фабриках оказывает определенное воздействие на окружающую среду. Процессы дробления, измельчения, транспортирования сухого материала, сушки, обжига продуктов окисления концентратов являются источником выделения пыли и газов в атмосферу.

Источником сточных и оборотных вод на обогатительных фабриках являются сливы обезвоживающих, обесшламливающих, промывочных аппаратов и хвосты обогащения. Загрязняющими примесями в них являются твердые частицы, соли жесткости, ионы тяжелых металлов и органические вещества. Содержание примесей обычно во много раз превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) их в водоемах санитарно-бытового использования.

Неочищенные сточные воды, содержащие взвешенные примеси и реагенты, являются причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями.

Источником твердых отходов производства являются хвосты обогащения. Нерациональное их складирование наносит вред природной среде, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями.

Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых должна гарантироваться надежными системами обеспыливания, очистки сточных вод, рациональной организацией отвального и хвостового хозяйства.

Выбор способов и схем очистки сточных вод, а также системы пылеулавливания на обогатительных фабриках зависит от характера обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения, реагентов и т.д.

Наиболее важные положения природоохранительного законодательства закреплены в Конституции.

26.2. Очистка сточных и оборотных вод

Сточными водами обогатительных фабрик называют удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями.

Основными загрязняющими веществами сточных вод обогатительных фабрик являются грубодисперсные примеси, растворимые соли, флотационные реагенты в виде эмульсий и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Сточные воды могут содержать:

- кислоты, применяемые в технологических процессах флотации и, например, выщелачивания;
- ионы тяжелых металлов (железа, меди, никеля, цинка, свинца, алюминия, кобальта, кадмия, сурьмы, ртути и др.), которые попадают в сточные воды вследствие растворения минералов и их соединений;
- цианиды, применяемые в качестве флотационных реагентов и растворителей при переработке золотосодержащих руд;
- фториды, образующиеся в сточных водах обогатительных фабрик, применяющих в качестве флотационных реагентов плавиковую кислоту, кремнефтористый натрий;
- нефтепродукты (керосин), используемые в качестве наиболее распространенных флотационных реагентов при обогащении углей, медно-молибденовых и медно-вольфрамовых руд;
- фенолы, крезолы, ксантогенаты и дитиофосфаты и другие органические соединения, применяемые в качестве флотационных реагентов;

- сернистый натрий, который, попадая в цианосодержащие сточные воды и взаимодействуя с цианидами, образует роданиды (сильно токсичные вещества).

Сброс неочищенных сточных вод обогатительных фабрик в водоемы может привести к значительному их загрязнению.

Таким образом, производственные сточные воды должны обязательно подвергаться очистке, чтобы при сбросе их в водоемы не превышалась предельно допустимая концентрация (ПДК) загрязняющих веществ в воде.

Предельно допустимая концентрация (мг/л) вредных веществ в воде водоемов санитарно-бытового водопользования

Грубодисперсные примеси	Содержание взвешенных веществ не должно увеличиваться более чем на 0,25 мг/л
Кислота	рН воды водоемов должен находиться в пределах 6,5—8,5
Цианиды	0,1
Фториды	1,5
Нефть	0,5
Керосин, бензин	0,1
Фенол, крезол	0,001
Ксантогенаты, дитиофосфаты	0,001
Сернистый натрий	Отсутствует
Алюминий	Нет сведений
Вольфрам	0,1
Железо	0,5
Кадмий	0,01
Кобальт	1,0
Марганец	Нет сведений
Медь	0,1
Молибден	0,5
Никель	0,1
Ртуть	0,005
Свинец	0,1
Стронций	2,5
Сурьма	0,05
Титан	0,1
Цинк	1,0

Для очистки сточных вод и вредных примесей применяют механические, химические, физико-химические и биохимические способы.

Механическая очистка предназначена для удаления грубодисперсных примесей из жидкой фазы пульпы путем осаждения их под действием сил тяжести и центробежных сил в сгустителях, отстойниках, гидроциклонах, центрифугах и хвостохранилищах.

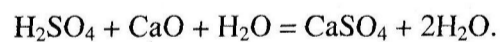
Для интенсификации процессов применяют коагулирование. В качестве коагулянтов используют известь $[\text{Ca}(\text{OH})_2]$, сульфат железа двухвалентного $(\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O})$, сульфат железа трехвалентного $[\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3]$, хлорид железа двухвалентного (FeCl_2) и хлорид железа трехвалентного (FeCl_3) , сульфат алюминия $[\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 18\text{H}_2\text{O}]$ или их смеси.

Для уменьшения времени отстаивания скоагулированных грубодисперсных примесей добавляют синтетические флокулянты, в частности полиакриламид $(\text{CH}_2\text{OHCON}_2)_n$. Полиакриламид соединяет отдельные хлопья в более крупные агрегаты, которые быстрее осаждаются.

Химические способы используются для удаления из вод растворенных соединений путем образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей при воздействии специальных реагентов. К процессам химической очистки относят химическое окисление, нейтрализацию и другие химические реакции.

Нейтрализация избыточной кислотности воды осуществляется известью, едким натром и содой, карбонатом щелочноземельных металлов (кальцит, мел, магнезит, мрамор); нейтрализация щелочности — серной кислотой.

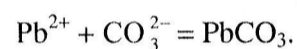
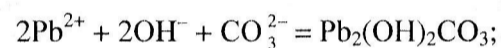
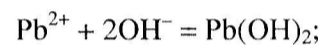
Наиболее дешевым реагентом в настоящее время является гидроксид кальция (известь). Нейтрализация известью происходит по следующей реакции:



Осаждение осуществляется с образованием труднорастворимых соединений, например, гидроксидов, карбонатов, суль-

фидов тяжелых металлов, цементных металлов, фторидов и фосфатов щелочно-земельных металлов. Так, применение извести приводит к образованию гидроксидов, например, меди и никеля, фторида кальция; применение соды и карбонатов щелочно-земельных металлов — простых и основных карбонатов меди, свинца, цинка; использование сернистого натрия — сульфидов тяжелых металлов и ртути; применение сульфата железа — ферроцианидов железа; использование металлического железа (в виде порошка, стружки или жести) позволяет осадить медь и никель в виде цементных.

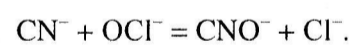
Так, находящиеся в растворе катионы свинца Pb^{2+} можно перевести в осадок в виде одного из трех труднорастворимых соединений:



Наиболее дешевый из них — метод получения труднорастворимого карбоната свинца, так как для этого можно использовать обычный известняк, мел, мрамор, необожженный доломит и т.п.

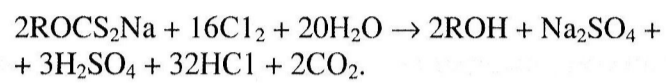
При окислении токсичных соединений (цианидов, ксантогенатов, дитиофосфатов, фенола, крезола, сероводорода и др.) до безвредных в качестве окислителей применяются хлорная известь, гипохлорит кальция $[Ca(ClO)_2]$, гипохлорит натрия $(NaClO)$, жидкий хлор (Cl_2) и др.

Например, окисление простых растворимых ядовитых цианидов гипохлоритом (рис. 26.1, а) происходит по уравнению

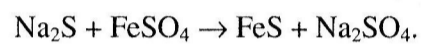


Образующиеся в результате окисления цианаты CNO^- либо постепенно гидролизуются в воде, либо могут быть окислены до элементарного азота (N_2) и диоксида углерода (CO_2) .

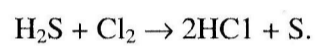
Очистка сточных вод от ксантогенатов, дитиофосфатов, фенолов и крезолов также может осуществляться окислением их «активным хлором» или озоном (рис. 26.1, б) по реакции



Очистку сточных вод от сернистого натрия осуществляют обработкой их сульфатом железа с образованием нерастворимого сульфида железа



При наличии в сточной воде сероводорода осуществляют его окисление до элементарной серы любым окислителем, например хлором



Физико-химические способы очистки вод основаны на использовании процессов коагуляции, флотации и адгезионной сепарации, электрокоагуляции и электролиза, сорбции и экстракции, кристаллизации и эвапорации.

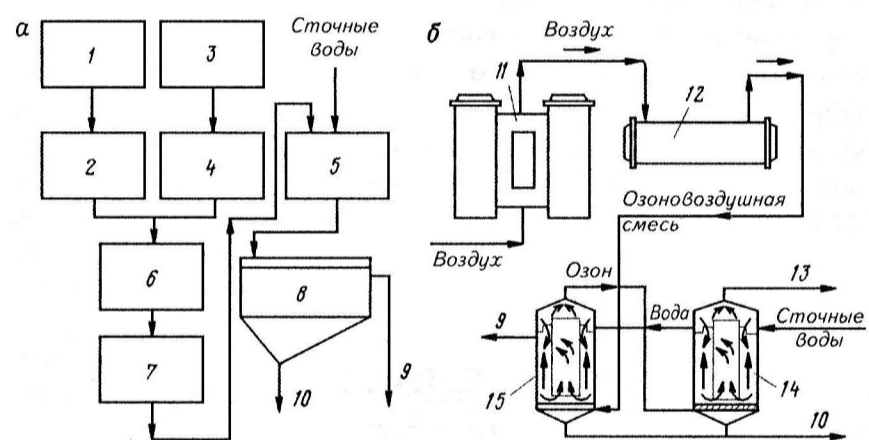


Рис. 26.1. Схемы очистки сточных вод гипохлоритом кальция (а) и озонированием (б):

1 — склад извести; 2 — емкость с известковым молоком; 3 — склад жидкого хлора; 4 — испарительная станция; 5 — реактор; 6 — емкость для раствора хлорной извести; 7 — дозатор; 8 — сгуститель; 9 — выпуск чистой воды; 10 — выпуск осадка; 11 — осушительная установка; 12 — генератор озона; 13 — отвод отработанного газа; 14 — предварительный реактор; 15 — основной реактор

Коагуляцию применяют для ускорения осаждения тонких частиц в результате их агрегации, а также для очистки сточных вод от нефтепродуктов, находящихся в растворенном состоянии. В качестве коагулянтов используется сульфат двухвалентного железа совместно с известью или сульфат алюминия и известь.

При *флотации* эффективное удаление из сточных вод тонких минеральных частиц и капелек органических веществ осуществляется в результате закрепления их на поверхности пузырьков в объеме пульпы или раствора. Образование требуемых при этом тонких и тончайших пузырьков достигается электролизом при электрофлотации, созданием вакуума при вакуумной флотации, предварительным насыщением очищаемой воды воздухом под давлением при *напорной* или *компрессионной* флотации.

Электрофлотационная установка для очистки сточных вод (рис. 26.2) работает следующим образом. Обрабатываемая жидкость с тонкодисперсными частицами и растворенными веществами поступает в приемный карман 1 и далее последовательно переходит в секции 2, 3, 5, совершая зигзагообразный путь. Рабочие секции отличаются тем, что в секции 2 установлены растворимые электроды в виде алюминиевых пластин (анод 13 и катод 14), к которым подводится постоянный ток, а на дне секций 3 и 5 расположены графитовые пластины 9 и 11 и над ними — проволочные сетки 8 и 10, выполняющие соответственно роли анодов и катодов.

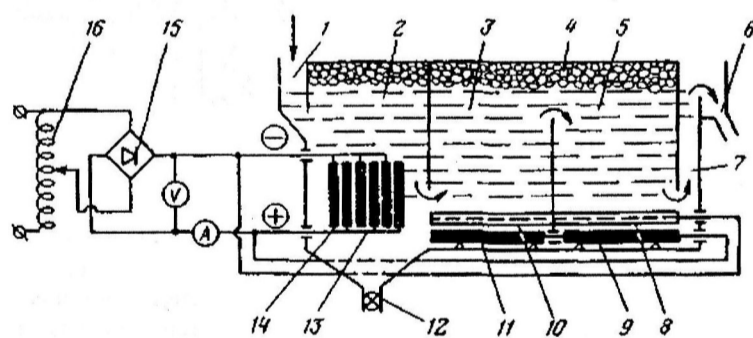


Рис. 26.2. Схема электрофлотационной установки

В секции 2 за счет растворения алюминиевых анодов происходит электрокоагуляция взвешенных в жидкости примесей, а в секциях 3 и 5 осуществляется удаление образовавшихся флоккул пузырьками газов. Очищенная жидкость из секции 5 по трубопроводу 7 поступает в карман 6, затем — в сборную емкость. Пенный продукт 4 удаляется самотеком или посредством лопастных пеногонов, а крупные хлопья скоагулировавших веществ, осевшие в секции 2, выпускаются через отверстие 12.

Производительность установки регулируется изменением скорости поступления жидкости, а полнота извлечения примесей — изменением силы тока, подаваемого на электроды через выпрямитель 15 и автотрансформатор 16.

Для улавливания тонких и сверхтонких минеральных взвесей применяют флотационный метод с последующей флокуляцией продуктов флотации синтетическими флокулянтами типа полиакриламида.

Электрокоагуляция — это процесс электрохимической очистки сточных или оборотных вод.

Сорбция на синтетических смолах (ионитах) и природных ионообменных материалах (сорбентах), способных к ионному обмену, используется одновременно для очистки сточных или оборотных вод и извлечения из них цветных, редких благородных и радиоактивных металлов. Лучшие результаты получаются на смоле АВ-17-4, имеющей большую емкость по отношению к поглощаемым из раствора цианистым соединениям металлов.

Экстракция, основанная на извлечении из растворов веществ при помощи другого растворителя (экстрагента), который не смешивается с водой, применяется при очистке сточных вод от фенолов в тех случаях, когда стоимость извлечения веществ (например, цветных, редких, благородных или радиоактивных металлов) компенсирует осуществленные затраты.

Эвапорация представляет собой отгонку летучих веществ, загрязняющих сточную воду водяными парами или воздухом. Она находит широкое применение на коксовых установках для очистки воды от фенолов и на золотоизвлекательных фабриках для очистки вод от цианида.

Биохимические методы очистки сточных вод основаны на действии микроорганизмов, использующих в качестве питательных веществ и источников энергии растворенные в сточных водах органические и минеральные соединения.

Для биохимической очистки сточных вод применяют устройства, в которых очистка сточных вод приближается к естественным условиям (поля орошения, поля фильтрации и биологические пруды), и устройства с искусственно созданными условиями очистки сточных вод (аэротенки и биологические фильтры).

Аэротенк-осветлитель (рис. 26.3) состоит из зоны аэрации 3, в которой расположена система подачи сточных вод 9 и аэраторы 10, и зон осветления 6, в которых имеются направляющие перегородки 4 с козырьками 5 и желоб 7, предназначенные для отвода очищенной осветленной воды. В стенках 1, отделяющих зоны осветления, имеются отверстия 2 с шиберами и две симметричные щели 11 вдоль всего сооружения, для обеспечения циркуляции потоков внутри емкости. Со стороны зоны аэрации вблизи щелей расположены отражательные щитки 8.

Принцип действия осветлителя сточных вод основан на создании в зонах осветления стабильного и постоянно обновляющегося взвешенного слоя активного ила, в котором условия контактирования загрязнений с илом и кислородный режим обеспечивают протекание процесса биохимического окисления при относительно высоких нагрузках на ил за счет его высокой концентрации. При этом в процессе биохимического окисления участвует одновременно вся масса активного ила, находящегося в сооружении, что обеспечивает высокую нагрузку на единицу его объема.

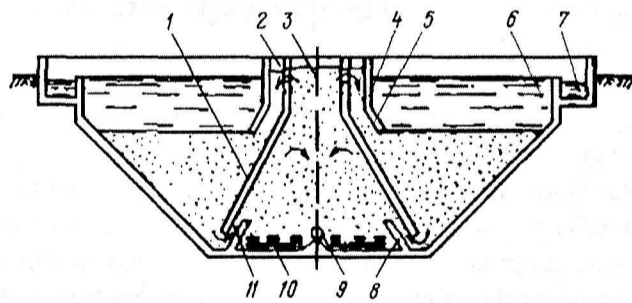


Рис. 26.3. Схема аэротенка-осветлителя сточных вод

Гидродинамическая схема аэротенка-осветлителя обеспечивает процессы смешивания сточных вод, активного ила и воздуха в зоне аэрации, окисление загрязнений во взвешенном слое активного ила и возврат части активного ила из взвешенного слоя в зону аэрации. Взвешенный слой постоянно перемешивается и снабжается иловодяной смесью, насыщенной растворенным кислородом.

Очищаемая вода фильтруется через взвешенный слой активного ила, что обеспечивает высокое извлечение загрязнений.

Способ биохимической очистки часто применяют для доочистки промышленных сточных вод после обработки их физико-химическими методами, при помощи которых из вод удаляются не поддающиеся биологическому разрушению токсичные вещества и снижается концентрация загрязнений.

Схемы очистки сточных и кондиционирования оборотных вод зависят от вида обогащаемых полезных ископаемых, применяемых методов и схем обогащения и обезвоживания, токсичности применяемых реагентов, способов интенсификации и автоматизации процессов, т.е. от характера сырья и принятой технологии обогащения полезных ископаемых.

26.3. Пылеподавление и пылеулавливание

При переработке и транспортировании полезных ископаемых образуется пыль.

Промышленной пылью называются дисперсные системы, состоящие из твердых частиц крупностью не более 0,5 мм, образующие в воздухе (газе) более или менее устойчивые взвеси.

Источником образования производственной пыли на обогатительных и агломерационных фабриках являются процессы дробления, сухого измельчения, пневматического обогащения.

Пыль, находящаяся во взвешенном состоянии в воздухе, не только оказывает вредное влияние на здоровье обслуживающего персонала, но и может быть источником пожара или взрыва (угольная пыль). Попадание пыли на трущиеся части аппаратов и механизмов приводит к ускорению их износа.

Влияние пыли на здоровье людей зависит от ее дисперсности, физико-химических свойств и характера воздействия на организм человека. По физико-химическим свойствам пыль подразделяется на ядовитую и нейтральную. К первой группе относится пыль свинцовых руд, ртутная, мышьяковая, радиоактивная и др. Эта пыль обладает общетоксичным действием и, попадая в организм, разрушает его.

При вдыхании воздуха, загрязненного нейтральной по химическим свойствам тонкой пылью, последняя проникает в слизистые ткани дыхательных путей, вызывая тяжелые хронические заболевания: кварцевая пыль — *силикоз*, угольная — *антракоз*, асбестовая — *асбестоз*. Особенно вредна кварцевая пыль, частички которой обладают острыми режущими краями, ранившими органы дыхания. Установлено, что при работе в запыленных условиях силикоз в среднем развивается за 5—8 лет, антракоз — за 10 лет.

В зависимости от содержания в пыли свободного кремнезема установлены предельные нормы запыленности воздуха производственных помещений, приведенные в табл. 26.1.

Процесс пылеулавливания имеет большое значение для поддержания необходимых санитарных условий работы обогатительной фабрики, а также для устранения потерь и загрязнений окружающей среды.

Применяются следующие способы борьбы с образованием пыли: орошение полезных ископаемых в допустимых пределах и мест пылевыведения; устранение больших перепадов при транспортировании полезных ископаемых; локализация и аспирация мест образования пыли; применение местной и общеобменной вентиляции.

Запыленный воздух, содержащий более 50 мг/м^3 твердых частиц, перед выпуском в атмосферу обязательно очищается в пылеулавливающих аппаратах.

Пылеулавливающие аппараты подразделяются на пылесадительные камеры, инерционные и центробежные пылеуловители, пылевые фильтры и электрофильтры. Некоторые аппараты могут применяться в комбинации с мокрым пылеулавливанием.

Таблица 26.1

**Предельные нормы запыленности рабочей зоны
производственных помещений обогатительных фабрик**

Пыль	Содержание свободного кристаллического SiO ₂ , %	Предельная норма пыли в воздухе, мг/м ³
Породная	Более 70	1
	10—70	2
Силикатная (талек и др.)	Более 10	4
Барита, апатита, фосфорита и др.	Менее 10	6
Искусственных абразивов	Не содержит	5
Цемент, глины и др.	Не содержит	6
Угольная	Более 10	2
	Менее 10	4
	Не содержит	10

Пылеосадительные камеры основаны на принципе осаждения пыли под действием сил тяжести и предназначены для выделения из потоков запыленных газов крупной пыли (частиц крупнее 100 мкм).

Пылеосадительная камера представляет собой вытянутый в длину параллелепипед с воронками, разделенный наклонными щитами на ряд продольных каналов, по которым направляется запыленный воздух. Осаждение пыли происходит вследствие резкого снижения скорости входящего в камеру воздушного потока. Осевшая пыль опускается в воронки, откуда выгружается винтовым конвейером. Степень улавливания пыли в пылеуловительных камерах составляет 40—70 %.

Циклоны относятся к пылеуловителям инерционного типа и предназначены для улавливания пыли крупностью более 10 мкм. Принцип действия циклонов (рис. 26.4, а) состоит в следующем. Пылегазовая смесь подается в циклон по тангенциальному патрубку по касательной к внутренней поверхности цилиндрической части I корпуса со скоростью до 25 м/с и вместе с пылью движется внутри циклона по винтовой линии сверху

вниз. Частицы пыли под действием центробежных сил прижимаются к внутренним стенкам и далее под воздействием газового потока и силы тяжести движутся по спирали сверху вниз, где разгружаются через специальный насадок в конической части циклона 2. Очищенный от пыли воздух удаляется через осевой патрубок 3 в верхней части циклона. Эффективность очистки воздуха в циклонах составляет 60—80 %.

Батарейные циклоны, состоящие из отдельных небольшого размера циклонов, которые работают параллельно, применяются для выделения пыли крупностью до 5 мкм.

Рукавные фильтры (рис. 26.4, б) предназначены для улавливания тонкой пыли (менее 10 мкм). Эффективность пылеулавливания до 99 %. Чаще всего их применяют для окончательной очистки воздуха после циклонов и батарейных циклонов. Рукавные фильтры являются аппаратами периодического действия. Конструктивно рукавный фильтр представляет камеру, разделенную поперечными перегородками на ряд секций. По высоте каждая секция горизонтальной перемышкой 1 разделена на верхнюю вакуумную камеру и нижнюю камеру 2, являющуюся приемником для пыли. Матерчатые рукава 3 нижней открытой частью хомутиками 4 крепятся на патрубках перемышки 1, а верхней глухой частью закрепляются на встряхивающем механизме 5. Патрубком 6 секция соединяется с вытяжным вентилятором, благодаря чему в промежутках между рукавами создается разрежение. Пылевоздушная смесь через нижнюю камеру (пылевой бункер) по трубе 7 засасывается внутрь рукавов, фильтруется через ткань, очищается от пыли, которая задерживается на внутренней поверхности рукавов, и затем выбрасывается вентилятором в атмосферу. По мере накопления внутри рукавов слоя пыли сопротивление ткани прохождению воздуха увеличивается, производительность по воздуху снижается. Поэтому автоматически через каждые 5—10 мин одна из секций фильтра с помощью клапана 8 перекрывается и в течение 0,5—1 мин рукава встряхиваются механизмом 5. Одновременно через патрубок 9 в данную секцию подается сжатый воздух для лучшей очистки ткани от пыли. При встряхивании пыль из рукавов

осыпается в пылевой бункер, откуда непрерывно удаляется шнеком 10. После очистки рукавов от пыли клапан 8 открывается, и секция снова включается в работу.

Электрофильтры предназначены для улавливания тонкой пыли крупностью до 0,1 мкм из воздуха и газов различного химического состава, различной влажности и температуры. Электрофильтры характеризуются большой производительностью, малым потреблением электроэнергии и эффективностью улавливания пыли (до 99 %). Электрофильтры рекомендуется применять при необходимости тщательной очистки большого количества газов или воздуха, содержащих тонкодисперсную ценную или токсичную пыль, а также для очистки воздуха вентиляционных установок.

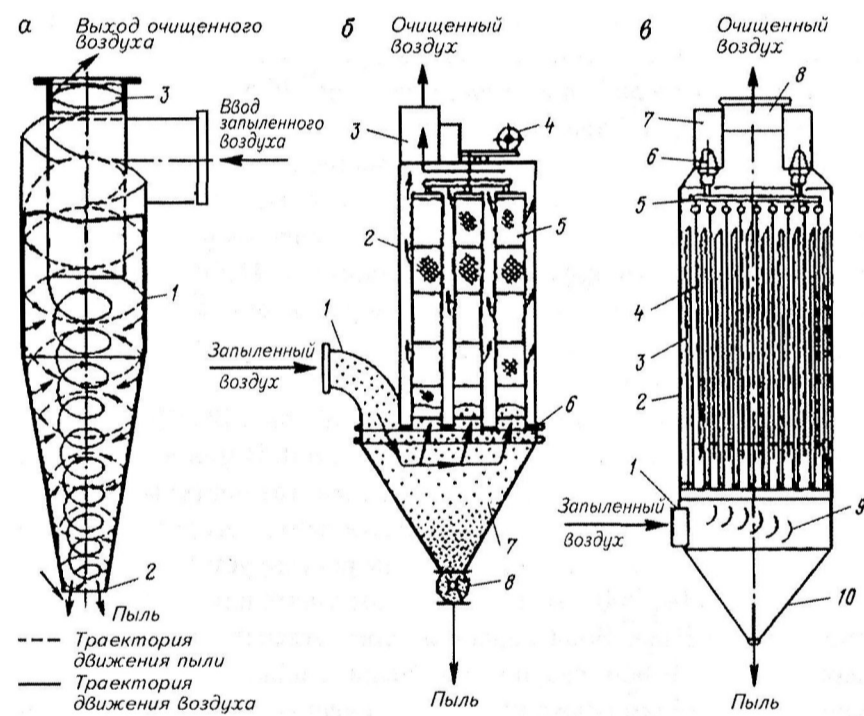


Рис. 26.4. Схемы циклона (а), рукавного фильтра (б) и электрофильтра типа ДВП (в)

Конструктивно электрофильтры аналогичны электрическим сепараторам с коронирующими электродами (рис. 26.4, в). Коронирующие и осадительные электроды монтируются в герметичной камере, через которую в промежутках между коронирующими и осадительными электродами снизу вверх проходит очищаемая пылегазовая смесь. Под влиянием коронных разрядов частички пыли заряжаются отрицательно и осаждаются на осадительных электродах. Периодически пыль с осадительных электродов стряхивается в пылевой бункер, а очищенный газ выбрасывается в атмосферу.

На обогатительных фабриках чаще всего применяют пластинчатые электрофильтры типа УВП (угольный вертикальный пластинчатый) для улавливания взрывоопасной пыли и ДВП (дымовой вертикальный пластинчатый) для улавливания невоспламеняющейся пыли из дымовых газов сушильных установок и для очистки воздуха вентиляционных установок.

Простой мокрый пылеуловитель (рис. 26.5, а) представляет собой цилиндрический резервуар 1, заполненный водой, через которую барботирует (пробулькивает) запыленный воздух, подаваемый по центральной трубе 2. Проходя через слой воды, воздух освобождается от пыли и удаляется через патрубок 3 в верхней части корпуса пылеуловителя. Пыль осаждается, скапливаясь в конической части пылеуловителя, и выводится в виде шлама через разгрузочный патрубок 4. Фильтры пригодны для улавливания пыли крупностью до 5 мкм.

Пенный мокрый фильтр с решеткой (рис. 26.5, б) состоит из цилиндрической 1 и конической 2 частей. В цилиндрической части установлена решетка 3. Запыленный газ поступает по трубе 4 и проходит через решетку, образуя пену, которая сливается через отверстие 5. Толщина слоя пены регулируется порогом 6 и составляет 100—200 мм. Газ при этом тщательно перемешивается с жидкостью. Вода подается через отверстие 7. Пена с задержанными в ней частичками пыли сливается по трубе 8. Крупные частички осаждаются в коническую часть пылеуловителя и отводятся вместе с водой через патрубок 9. Очищенный газ удаляется по трубопроводу 10. Пенные пылеуловители при-

годны для улавливания пыли крупностью до 1 мкм. Эффективность пылеулавливания составляет до 99 %. Оптимальная скорость движения запыленного газа при прохождении через решетку составляет 2—2,5 м/с.

В скруббере Вентури (рис. 26.5, в) производительностью 4000 м³/ч запыленный газ или воздух подается в трубу Вентури 7, на выходе которой установлено брызгало 4 для распыления подаваемой воды. Крупные частицы, смачиваясь водой, сразу выпадают в осадок. Более тонкие частицы улавливаются при прохождении газа через решетку корпуса 3 и насадку 2, смачиваемую водой из брызгал 4. Очищенный газ проходит через каплеуловитель 5, камеру 6 и удаляется в атмосферу. Частицы осаждаются в шламовый бункер 1, из которого разгружаются специальным устройством.

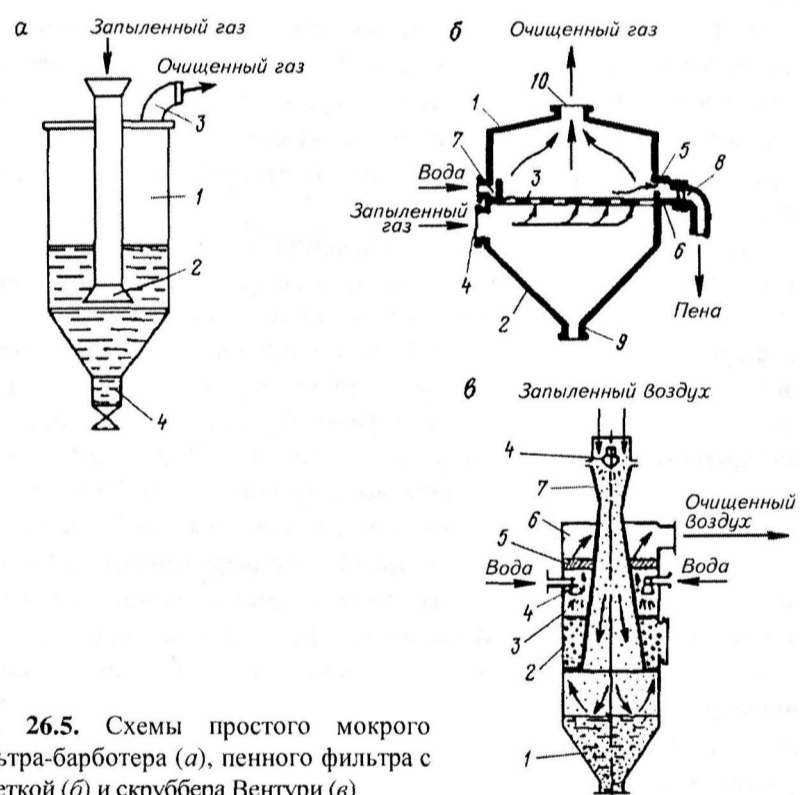


Рис. 26.5. Схемы простого мокрого фильтра-барботера (а), пенного фильтра с решеткой (б) и скруббера Вентури (в)

Аппараты для улавливания пыли используются при сушке, в схемах пневматической сепарации и обогащения, очистки воздуха дробильных отделений, сортировок и обогатительной фабрики в целом. В зависимости от содержания, крупности и ценности пыли применяются одно-, двух- и трехступенчатые схемы пылеулавливания, обеспечивающие очистку воздуха до санитарных норм.

26.4. Складирование отходов

Для предотвращения отрицательного влияния породных отвалов и отходов разрабатываются и реализуются рациональные технологические комплексы складирования, захоронения или промышленного использования породы и хвостов обогащения, а также рекультивация нарушенных земель. Для снижения отрицательного воздействия отходов флотации и илов на природу используют илонакопители и их рекультивацию, обезвоживание отходов флотации фильтрованием, высококонцентрированным сгущением, захоронение отходов флотации в выработанном пространстве шахт и др.

При мокром процессе обогащения полезных ископаемых образуется хвостовая пульпа, которая гидравлическим способом по лоткам и трубам транспортируется в специально организуемые *гидравлические отвалы* — *хвостохранилища*. В хвостохранилище осуществляются технологическая укладка хвостов и механическое осветление жидкой фазы пульпы. Осветленная вода направляется в оборот на фабрику. На рис. 26.6 приведена общая схема сооружений хвостового хозяйства. В большинстве случаев на практике строятся не все показанные сооружения.

Сгущение хвостовой пульпы. Предварительное сгущение хвостов целесообразно рассматривать при следующих условиях: большом разжижении пульпы ($T : Ж > 1 : 6$ по массе); числе пульпонасосных станций более двух; диаметрах пульповодов более 200 мм; средней крупности хвостов менее 0,5 мм. Частичное сгущение пульпы производят исходя из условий работы грунтового насоса.

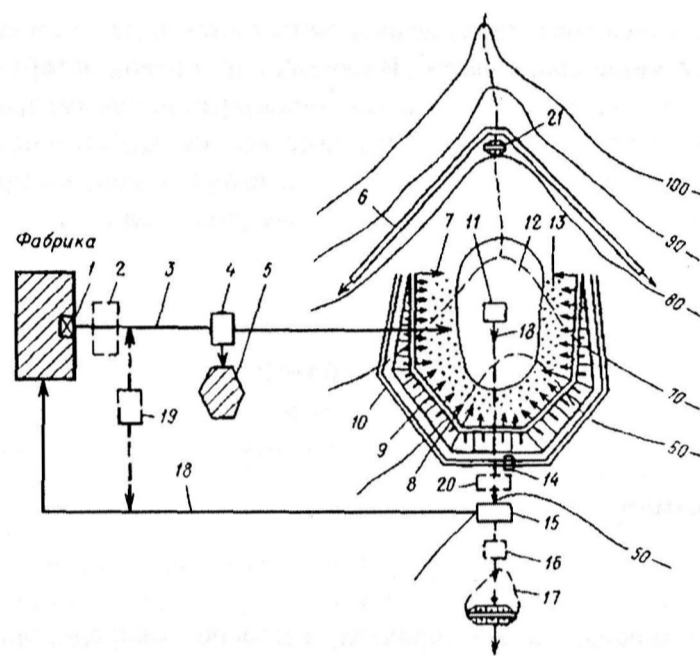


Рис. 26.6. Общая схема хвостового хозяйства:

1 — хвостовой зумпф в главном корпусе; 2 — сооружения сгущения хвостовой пульпы; 3 — магистральные пульповоды; 4 — пульпонасосная станция; 5 — аварийный бассейн; 6 — нагорные каналы отвода поверхностных вод с водосборной площади хвостохранилища; 7 — сосредоточенные сбросы; 8 — распределительный пульповод с выпусками для распределения пульпы по длине дамбы хвостохранилища; 9 — дамба хвостохранилища; 10 — дренажная канава вокруг хвостохранилища; 11 — водоприемный колодец; 12 — отстойный пруд; 13 — пляж намывной дамбы; 14 — дренажная насосная станция; 15 — насосная станция оборотной воды; 16 — очистные сооружения; 17 — вторичный отстойник; 18 — водоводы оборотной воды; 19 — сооружения водоподготовки; 20 — вторичный отстойник; 21 — верховая плотина

Для каждого варианта предварительного сгущения производят технико-экономические расчеты.

Сооружения водоподготовки. При плохом осветлении пульпы в пруде-хвостохранилище и несоответствии качества оборотной воды технологическим требованиям предусматриваются сооружения водоподготовки для добавки коагулянта и других реагентов.

Для этой же цели могут использоваться вторичные отстойники.

Очистные сооружения. В случае, когда отвод поверхностных вод с водосборной площади хвостохранилища нагорными канавами или другими сооружениями все же недостаточен и в хвостохранилище образуется избыток сточных вод, не принимаемых в оборот на фабрику, предусматриваются очистные сооружения для глубокой очистки дебалансовых вод и сброса их в естественные водоемы в соответствии с санитарными и рыбохозяйственными требованиями. В засушливых районах для этой же цели могут сооружаться пруды-испарители.

26.5. Техника безопасности и производственная санитария

26.5.1. Общие положения

Администрация предприятия, согласно законодательству, обязана обеспечить надлежащее техническое оборудование всех рабочих мест, создать на них условия работы, соответствующие правилам техники безопасности, санитарным нормам и другим правилам охраны труда, проводить инструктаж рабочих и служащих по технике безопасности, производственной санитарии, противопожарной безопасности, а также осуществлять постоянный контроль за соблюдением всех требований этих правил.

В свою очередь, рабочие и служащие обязаны соблюдать инструкции по охране труда, устанавливающие правила выполнения работ и поведения в производственных помещениях, соблюдать установленные требования в обращении с машинами и механизмами, пользоваться выдаваемыми средствами защиты.

Действуют две группы правил безопасности: общие (единые) — обязательные для всех отраслей народного хозяйства и специальные — обязательные для отдельных отраслей промышленности. К числу единых правил относятся, например, «Правила по технике безопасности при эксплуатации электро-технических установок промышленных предприятий». Специ-

альными для работников углеобогащительных фабрик являются «Правила безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей (сланцев)».

Вопросы охраны труда находят свое отражение и в Правилах внутреннего трудового распорядка, Правилах технической эксплуатации и других правовых документах, которые имеют силу закона. Их выполнение обязательно для всех работников предприятия.

Для работников ведущих и основных профессий составляют типовые инструкции по технике безопасности, на основании которых на каждом предприятии разрабатывают подробные инструкции с учетом конкретных местных условий и специфики производства отдельных видов работ. Эти инструкции согласовывают с инженером по технике безопасности фабрики и утверждаются главным инженером предприятия.

Надзор за выполнением законодательства о труде и безопасным ведением работ осуществляют Комитет по надзору за безопасным ведением работ в промышленности и горному надзору (Госгортехнадзор РФ), отделы охраны труда.

Все лица, виновные в нарушении законодательства о труде, правил безопасности и других нормативных документов, несут ответственность в дисциплинарном, административном и судебном порядке.

26.5.2. Производственная санитария

Санитарно-гигиенические требования регламентируются «Санитарными нормами проектирования промышленных предприятий (СН 245—71)», а также федеральными и отраслевыми санитарными нормами, обязательными при эксплуатации промышленных предприятий. Эти требования учитывают при составлении генерального плана фабрики, размещении производственных зданий и сооружений, проектировании элементов сооружений (полов, стен, пролетов и др.), вентиляции, освещения, отопления, водоснабжения, канализации и т.д.

В составе санитарно-бытовых помещений на фабриках должны быть предусмотрены передняя, гардеробная с отделениями для хранения домашней одежды и спецодежды, душевые, комната личной гигиены женщин, прачечная, мастерская для починки спецодежды и спецобуви, сушилка для мокрой спецодежды, дезинфекционная камера.

На фабриках должен быть оборудован пункт первой медицинской помощи с телефонной связью. На каждой фабрике должны быть аптечки первой помощи, а также носилки для переноса пострадавших.

Освещенность объектов фабрики и рабочих мест должна обеспечивать безопасные условия труда. По характеру выполняемых работ и размерам объектов обогащательные фабрики относятся к производству малой точности. Нормами предусматривается освещенность при газоразрядных (люминесцентных) лампах 100—150 лк, при лампах накаливания 30—50 лк.

К специальному освещению относят: аварийное, предусмотренное на случай выхода из строя общего освещения; сигнальное, выполняемое цветными лампами для освещения запасных выходов; безопасности, предназначенное для освещения опасных проходов, лестниц.

Шум, возникающий при работе технологического и транспортного оборудования, падении кусковых продуктов обогащения, движении воздуха в воздухопроводах и вызываемый рядом других причин, не должен превышать предельно допустимого уровня.

Допустимый уровень звука на рабочих местах зависит от частоты и составляет, дБ: 90—100 — для низкочастотных шумов; 76—85 — для среднечастотных; 66—75 — для высокочастотных. К индивидуальным средствам защиты от шума относятся шумозащитные наушники.

Вибрации возникают при работе оборудования. Основные меры борьбы с вибрациями: установка оборудования на специальные фундаменты и виброизоляторы; изменение жесткости крепления оборудования к фундаментам; устранение динамической неуравновешенности быстровращающихся частей машин посредством статической и динамической балансировки.

Для создания нормального микроклимата на обогатительных фабриках применяют механическую приточно-вытяжную вентиляцию и естественное проветривание производственных помещений, отопительную систему, воздушные тепловые завесы, двойное остекление, теплоизоляцию поверхности нагреваемого оборудования и др.

26.5.3. Меры безопасности при обслуживании машин и механизмов

Рабочий обязан до начала смены проверить свое рабочее место и при обнаружении неисправностей механизмов или нарушений правил безопасности сообщить об этом мастеру. К работе не приступают до тех пор, пока рабочее место не будет приведено в соответствие с правилами безопасности.

Перед пуском машин и аппаратов в работу дают предупредительный сигнал. При дистанционном управлении диспетчер перед пуском механизмов должен получить ответный сигнал с рабочего места. Для аварийной остановки механизмов на рабочих местах установлены кнопки «Стоп».

У машин и аппаратов высотой более 1,5 м должны быть сооружены специальные площадки и лестницы, огражденные перилами высотой 1 м и сплошным бортом по низу не менее 180 мм. Все доступные открытые движущиеся части машин должны быть надежно ограждены.

Свободные проходы для надзора и обслуживания машин должны быть шириной не менее 0,7 м, считая от наиболее выступающих частей механизмов. Для безопасного движения людей по наклонным галереям на полу прохода укладывают металлические или деревянные щитки с закрепленными планками на расстоянии 0,4—0,6 м одна от другой.

В необходимых местах для перехода через конвейеры, длина которых более 20 м, устанавливают постоянные металлические переходные мостики с лестницами и ограждениями. В местах прохода людей под ленточными конвейерами сооружают полки, защищающие от падающих с ленты кусков транспортируемого материала.

При обслуживании механизмов запрещается: использовать конвейеры для передвижения людей, инструментов, оборудования; производить очистку и ремонт движущихся частей механизмов; устранять пробуксовку лент при их движении; надевать на ходу ремни и снимать ограждения; отбирать пробы из движущихся ковшей элеваторов; работать в неисправной спецодежде и без головного убора.

Электрические установки на фабриках должны соответствовать требованиям действующих правил безопасности. Запрещается обслуживать электроустановки без применения защитных средств (диэлектрических перчаток, бот, ковриков); работать на электроустановках с неисправным заземлением; держать под напряжением неиспользуемые электрические сети; применять предохранители без патронов и некалиброванных вставок; эксплуатировать во взрывоопасных помещениях взрывоопасное электрооборудование с нарушенной взрывонепроницаемой оболочкой и неисправным блокировочным устройством.

Технологический процесс сушки должен осуществляться в строгом соответствии с режимной картой, утвержденной главным инженером фабрики.

Запрещается пуск в работу сушилок при отсутствии или неисправности контрольно-измерительных приборов, сигнализации и блокировки; неисправности оборудования, укрытий и систем вентиляции; отсутствии пара; отсутствии воды в мокрых пылеуловителях; наличии очага горения в сушильном тракте; неисправности предохранительных клапанов; превышении температуры газов перед дымососом более 120 °С.

Каждая сушильная установка должна быть оборудована пультом местного, дистанционного и автоматического пуска механизмов.

Погрузку и разгрузку тяжелого и громоздкого оборудования, его перемещение и установку или снятие с фундаментов выполняют под наблюдением лиц технического надзора. При этом применяют тали, блоки и другие подъемные устройства соответствующей грузоподъемности.

26.5.4. Производственный травматизм

Травмой называют повреждение организма человека с нарушением его целостности и функций, вызванное внешним воздействием. Если травма связана с производством, то ее называют *производственной*.

К несчастным случаям, связанным с производством, относятся случаи, которые произошли с работником на территории предприятия, вне ее при выполнении работ по заданию администрации фабрики, по пути домой и на работу, в командировке, при выполнении государственных и общественных обязанностей.

Несчастные случаи подразделяются на одиночные и групповые, когда число пострадавших два и более человек.

Расследование и учет всех производственных несчастных случаев осуществляются в соответствии с Положением о расследовании и учете несчастных случаев на производстве.

26.5.5. План ликвидации аварий

Планом ликвидации аварий называют заблаговременно разработанный план согласованных действий по предупреждению и ликвидации возможных аварий, связанных со взрывом угольной пыли или газов, а также пожаров и затопления.

При составлении плана ликвидации аварий учитывают возможность нарушения технологического процесса, отключения электроэнергии, выключения освещения, прекращения подачи тепла, пара, воды, нарушения работы вентиляционных и пылеочистных установок и других неполадок. Главным в оперативной части плана являются мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией, вывод их в безопасное место. Предусматриваются также действия инженерно-технических работников и рабочих фабрики, а также ВГСЧ в начальной стадии аварии. Для ликвидации аварии в начальный период предусматриваются конкретные мероприятия в зависимости от ее характера.

К плану ликвидации аварии прилагается следующая техническая документация:

- ситуационный план фабрики с указанием зданий и сооружений, подъездных и железнодорожных путей, водоемов, резервуаров, насосов, водопроводов, гидрантов, вентилях, складов подземных кабельных сетей, паропроводов, воздухопроводов емкостей с горючим и реагентами;
- поэтажные планы зданий и планы цехов, опасных по газовыделению, взрывам, пожарам и затоплениям, с указанием выхода людей, движения горноспасателей, а также расположения основного оборудования; вентиляционных установок, инженерных коммуникаций, телефонов, средств пожаротушения и мест хранения само-спасателей;
- схема электроснабжения фабрики.

Список литературы

1. *Абрамов А.А.* Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 2-х т. Т. I. Обогащительные процессы и аппараты. — М.: Изд-во МГГУ, 2003. — 470 с. — Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. — М.: Изд-во МГГУ, 2004. — 510 с.
2. *Абрамов А.А.* Флотационные методы обогащения: Учебник для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1993. — 412 с.
3. *Абрамов А.А., Леонов С.Б.* Обогащение руд цветных металлов: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1991. — 406 с.
4. *Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1980. — 415 с.
5. *Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.М.* Переработка и качество полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986. — 271 с.
6. *Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения золото-содержащего сырья. — М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. — 407 с.
7. *Гройсман С.И.* Технология обогащения углей. — М.: Недра, 1987. — 357 с.
8. *Егоров В.Л.* Обогащение полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986. — 421 с.
9. *Кармазин В.В., Кармазин В.И.* Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов. Т. I. Магнитные и электрические методы обогащения. — М.: Изд-во МГГУ, 2005. — 669 с.
10. *Кармазин В.И.* Обогащение руд черных металлов: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1982. — 214 с.
11. *Козин В.З., Тихонов О.Н.* Опробование, контроль и автоматизация обогащительных процессов: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1990. — 340 с.
12. *Козин В.З., Троп А.Е., Комаров А.Я.* Автоматизация производственных процессов на обогащительных фабриках: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1980. — 332 с.
13. *Ласкорин Б.Н., Барский Л.А., Персиц В.З.* Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ. — М.: Недра, 1984.

14. *Масленицкий Н.Н., Беликов В.В.* Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. — М.: Недра, 1986.
15. *Мокроусов В.А., Лилеев В.А.* Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. — М.: Недра, 1979.
16. *Полькин С.И.* Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. — М.: Недра, 1987.
17. *Разумов К.А., Перов В.А.* Проектирование обогатительных фабрик. — М.: Недра, 1982. — 517 с.
18. *Руденко К.Г., Калмыков А.В.* Обеспыливание и пылеулавливание при обогащении полезных ископаемых. — М.: Недра, 1987.
19. *Самыгин В.Д., Филиппов Л.О., Шехирев Д.В.* Основы обогащения руд. — М.: Альтекс, 2003. — 303 с.
20. *Справочник по обогащению руд черных металлов.* — М.: Недра, 1980. — 612 с.
21. *Справочник по обогащению руд.* В 4-х книгах. — М.: Недра, 1984.
22. *Справочник. Технологическая оценка минерального сырья.* В 4-х книгах / Под ред. П.Е. Остапенко. — М.: Недра, 1990—1991.
23. *Справочное пособие. Техника и технология обогащения углей* / Под ред. акад. В.А. Чантурия. — М.: Наука, 1999. — 622 с.
24. *Троицкий В.В.* Обогащение нерудных строительных материалов. — Л.: Стройиздат, 1986.
25. *Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М.* Технология обогащения углей. — М.: Недра, 1985.
26. *Цытин Е.Ф., Морозов Ю.П., Козин В.З.* Моделирование процессов и схем: Учебник для вузов. — Екатеринбург: Изд-во Уральского ун-та, 1996. — 368 с.
27. *Чантурия В.А., Авдохин В.М., Краснов Г.Д. и др.* Обогащение полезных ископаемых // В сб.: Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли / РАН, АГН, РАЕН, МИА; Под ред. акад. К.Н. Трубецкого. — М.: Изд-во АГН, 1997. — С. 385—473.
28. *Черняк А.С.* Химическое обогащение руд. — М.: Недра, 1987. — 223 с.
29. *Чуянов Г.Г.* Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1987. — 259 с.
30. *Шохин В.Н., Лопатин А.Г.* Гравитационные методы обогащения: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1993. — 349 с.



Приложения

1. The first part of the document is a letter from the author to the editor of the journal, dated 1980.

2. The second part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

3. The third part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

4. The fourth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

5. The fifth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

6. The sixth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

7. The seventh part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

8. The eighth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

9. The ninth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

10. The tenth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

11. The eleventh part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

12. The twelfth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

13. The thirteenth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

14. The fourteenth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

15. The fifteenth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

16. The sixteenth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

17. The seventeenth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

18. The eighteenth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

19. The nineteenth part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

20. The twentieth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

21. The twenty-first part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

22. The twenty-second part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

23. The twenty-third part is a letter from the author to the editor, dated 1980.

24. The twenty-fourth part is a letter from the editor to the author, dated 1980.

Приложение 1

БАЗА ДАННЫХ ДЛЯ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД РАЗЛИЧНЫХ ГЕНЕТИЧЕСКИХ ТИПОВ

Таблица обогатимости

Ниже приведены классификация генетических типов рудных формаций (табл. П-1.1) и алгоритм априорного выбора технологии обогащения руд (рис. П-1.1), предложенные Л.А. Барским¹ и Л.М. Данильченко. Ими выделено 48 основных типов рудных формаций и для каждого из них были найдены соответствующие практически используемые и перспективные методы обогащения, а также технологические схемы и флотационные реагенты.

В основе алгоритма выбора технологии лежат данные геолого-минералогического опробования. По геологическим данным определяют генетический класс, тип рудной формации и минеральный комплекс, затем устанавливают существующие и перспективные методы обогащения данной руды и подбирают прототипы обогатительных фабрик для обогащения аналогичной руды.

Параллельно проводят анализ обогатимости входящих в комплекс минералов по таблицам и шкалам обогатимости флотационными, гравитационными, магнитными, электрическими и специальными методами на основе различия физических и химических свойств минералов.

На базе полученных априорных данных выбирают несколько технологических схем для экспериментальной проверки.

¹Барский Л.А. Основы минералургии. Теория и технология разделения минералов. — М.: Наука, 1984. — 269 с.

Генетические типы рудных формаций, минеральные комплексы и их обогатимость

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
1	Хромитовых руд Хромит, оливин, Сг	<p>ЭНДОГЕННЫЕ Магматические Кристаллизационные</p> <p>А. Ранней кристаллизации</p> <p>Промывка, ручная рудоразборка. Обогащение в тяжелых суспензиях. Магнитная сепарация</p> <p>Отсадка, обогащение на столах, шлюзах и винтовых сепараторах. Флотация хромита, оливина, серпентина (жирные кислоты в нейтральной среде) с последующей сепарацией</p> <p>Флотация хромита (окисленный керосин, амины, нефтяной сульфонат, олеиновая кислота, смесь алкиларилсульфонатов и аммониевых мыл, флотанол, талловое масло, пинотан, марасперс, КМЦ, жидкое стекло, H₂SO₄, NaOH, аэропромотор 825, дизельное топливо)</p>	<p>Получение хромитовых концентратов магнитной сепарацией в сильном магнитном поле</p> <p>Обогащение на столах с последующей электросепарацией</p> <p>Полиградиентная мокрая магнитная сепарация. Флотация в магнитном поле</p>

2	Платины и металлов платиновой группы [Pt, Os, Ir, Pd, Rh, Ru] Самородная платина, хромит, оливин (титаномагнетит, диаллаг)	<p>Промывка</p> <p>Улавливание платины и золота на продольных и поперечных шлюзах</p> <p>Обогащение на столах, винтовых сепараторах</p> <p>Флотация</p>	Электрофлотация
3	Алмаза Алмаз, пироп, хромдиоксид, ильменит, магнетит, хромит	<p>Промывка</p> <p>Ручная сортировка</p> <p>Обогащение в тяжелых суспензиях (суспензия пропускается через магнитное поле для флокуляции мелкого ферросилиция)</p> <p>Отсадка, винтовая сепарация, концентрация в чашах</p> <p>Обогащение на жировых поверхностях (жировое покрытие — рафинированный петролатум, рыбий жир, желтый и красный петролатум)</p> <p>Электростатическая сепарация с предварительной обработкой материала раствором NaCl. Флотогравитация</p> <p>Флотация (амины, аэрофлот)</p> <p>Люминесцентная сортировка</p>	<p>Пенная флотация алмазов крупностью менее 1 мм (аэрофлот 25, крезоловая кислота или вспениватель Дюпон В-25)</p> <p>Флотация алмазов крупностью 0,6 мм (сосновое масло)</p> <p>Флотация алмазной крошки. МГС-сепарация (H = 18 000 Э; рабочая жидкость — водный раствор хлористого марганца плотностью 1,48 г/см³)</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
4	Титаномагнетитовых руд [Fe(Ti, V); Cu, Pt (редко)] Титаномагнетит, магнетит, ильменит	<p>Б. Поздней кристаллизации</p> <p>Обогащение на столах. Магнитная сепарация ($H = 1500$ Э)</p> <p>Электросепарация ($E = 50$ кВ)</p> <p>Окислительный обжиг с последующим выщелачиванием, цементацией и флотацией меди. Флотация сульфидов (ксантогенат, сосновое масло)</p> <p>Флотация ильменита (талловое масло, олеиновая кислота, дизельное топливо, керосин, флотомасло, окисленный рибсайкл, эмульсия таллового масла и «этаксола», H_2SO_4, Na_2SiF_6, HF, крахмал, NaF)</p> <p>При наличии апатита флотируют ильменит и апатит; ильменит из коллективного концентрата получают магнитной сепарацией, апатит — флотацией</p> <p>Флотация ильменита с противотоком пенных продуктов (талловое масло, керосин); флотация ильменита из шламовых фракций</p>	<p>Обогащение в тяжелых суспензиях</p> <p>Магнитная сепарация в сверхсильных полях</p> <p>Флотация с магнитным носителем</p> <p>МГД-сепарация</p>

5	Апатит-магнетитовых руд [Fe(P)] Магнетит, апатит	<p>Магнитная сепарация ($H \leq 1500$ Э)</p> <p>Флотация апатита (см. п. 6)</p> <p>Обратная флотация с получением магнетитового концентрата в камерном продукте</p>	Флотация в магнитном поле
6	Апатитовых руд Апатит, нефелин	<p>Флотация апатита (смесь сульфатного мыла и отходов мыловаренного производства, смесь омыленного сырого таллового масла, дистиллированного петролатума, жирные кислоты, жидкое стекло)</p> <p>Флотация нефелина из хвостов, содержащих титаномагнетит, эгирин, сфен, нефелин (смесь сульфатного мыла и отходов мыловаренного производства, сернокислотное железо, NaOH)</p> <p>Флотация темноцветных железосодержащих минералов — магнетита, ильменита и др. (жирные кислоты и их соли, Na_2SiF_6) — с получением нефелина в камерном продукте</p> <p>Магнитная сепарация железосодержащих минералов</p>	<p>Пенная сепарация отходов рудомоек (талловое масло, мазут, соляровое масло, сода, жидкое стекло)</p> <p>Пенная сепарация апатита (сульфатное мыло, талловое масло)</p>
7	Лопаритовых руд [Nb(Ti, Zn)] Апатит (ломаносовит, мурманит, эвдиалит)	<p>Отсадка, обогащение на столах, винтовых сепараторах, струйных концентраторах</p> <p>Магнитная сепарация. Электростатическая сепарация (проводник — лопарит)</p>	<p>Обогащение в тяжелых средах</p> <p>Флотоотсадка</p> <p>Магнитная сепарация в сверхсильных полях</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
7	Лопаритовых руд [Nb(Ti, Zn)] Апатит (ломоносовит, мурманит, эвдиалит)	Флотация апатита (олеат натрия, жидкое стекло; сырое или дистиллированное талловое масло, сода; дистиллированный или окисленный петролатум) Флотация лопарита (жирные кислоты и их соли, сода, сернистый натрий, соли Fe^{+3} , NaOH). Флотогравитация	См. п. 7, стр. 233
8	Медно-никелевых сульфидных руд [Ni, Cu, Pt, Pd (Co, Se, Te, Ag, Au)] Пирротин, пентландит, халькопирит (магнетит, пирит, сперилит, палладистая платина, арсениды никеля, кобальта и др.)	<i>Ликвационные</i> Предварительное обогащение в тяжелых суспензиях Флотация коллективного Cu-Ni-концентрата (этиловый, бутиловый ксантогенаты, КМЦ, тринатрийфосфат, жирные кислоты C_7-C_9 , сода, сосновое масло, медный купорос, жидкое стекло) с последующей сепарацией (с пропаркой или без нее) Флотация никелевых минералов (этиловый и смесь бутилового и амилового ксантогенатов, сосновое масло, медный купорос, жидкое стекло) Магнитная сепарация (выделение крупнозернистого пирротина)	Флотоотсадка. Магнитная сепарация в сверхсильных полях. Электрофлотация. Разделение никель-пирротинового продукта с использованием высокочастотной обработки в электрическом поле конденсатора Обжиг низкосортной никелевой руды в восстановительной среде (кокс, древесный или каменный уголь) с хлоридом и флотация металлического никеля (амиловый ксантогенат, пальмовое масло, медный купорос, измельченный кокс); из хвостов флотации магнитной сепарацией доизвлекается никель

		Применяются схемы с предварительной промывкой руды и переработкой шламов в отдельном цикле, а также схемы с получением готового концентрата и перечисткой промпродуктов в отдельной стадии (ксантогенат, бутиловый аэрофлот, сода, КМЦ) Флотация никелевых минералов из тальк-содержащих руд с депрессией талька смесью водорастворимого полимера (производные целлюлозы, синтетические полимеры, гуаргам и др.) и лигносульфоната Na, K, NH_4 , Ca или Mg Селективное восстановление руды CO_2 (350—600 °C) с добавкой пирита, содержащего более 5 % MgO; затем многостадийное выщелачивание в растворе аммиака и сернокислого аммония; извлечение никеля из раствора; осаждение кобальта с H_2S ; удаление магния ионным обменом; доизвлечение никеля разбавленной серной кислотой	
9	Редкометалльных пегматитов [Li, Ta, Mb, Zr, Sn, Ti, Mo]	Пегматитовые Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах с выделением колумбита, касситерита, тангалоколумбита, ильменита. Магнитная сепарация с получением крупного граната	Флотоотсадка (мыло сырого таллового масла, H_2SO_4) Пенная сепарация сопутствующего апатита (АНП, жидкое стекло, кубовые отатки)

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
9	Кварц, полевые шпаты, слюды, циркон, танталоколумбит, касситерит (ильменит, молибденит)	<p>Электросепарация</p> <p>Обогащение в тяжелых суспензиях</p> <p>Флотация танталоколумбита (олеат натрия, амины, алкилсульфаты)</p> <p>Флотация колумбита (жирные кислоты, Na_2SiF_6)</p> <p>Флотация рутила (окисленный рисайкл и керосин, H_2SO_4, Na_2SiF_6)</p> <p>Флотация граната (мыло дистиллированного таллового масла, сода, жидкое стекло, сульфит-целлюлозный шелок)</p> <p>Флотация глаукофана (мыло дистиллированного таллового масла, АНП-14)</p> <p>Флотация сподумена (NaF, аэродепрессор 610, аэропромотор 765, олеат натрия, жирные кислоты и их мыла, нефтяные кислоты, сосновое масло, жидкое стекло, NaOH, квембрахо, молочная кислота)</p> <p>Обжиг сподуменового концентрата с последующей флотацией; обратная флотация (известь, декстрин, катионный собиратель)</p> <p>Флотация пирохлора (HF, аэромин 3037, алкилсульфат натрия, изоалкилфосфат натрия)</p>	<p>Магнитная сепарация в сверхсильных полях</p> <p>Электрофлотация</p> <p>Гидрометаллургия</p> <p>Воздушная сепарация</p>

		<p>Декрипитация (термическое обогащение) с последующим грохочением или воздушной сепарацией</p> <p>Химическая обработка литиевых руд сульфатным, известковым или сернокислым методами с последующим выщелачиванием солей лития, осаждением их и отделением</p>	
10	<p>Кварц-касситеритовая [Sn, W, иногда Ta, Mb, Bi]</p> <p>Кварц, касситерит, вольфрамит, танталоколумбит, висмутин</p>	<p>Постмагматические <i>Скарновые</i></p> <p>Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах</p> <p>Магнитная сепарация</p> <p>Электростатическая сепарация</p> <p>Магнетизирующий обжиг с последующей флотацией касситерита</p> <p>Флотогравитация</p> <p>Кислотная обработка с последующей магнитной сепарацией (также см. п. 9)</p>	<p>Получение флотацией бедного оловянного концентрата (10—12 %) с доводкой шахтной плавкой или возгоном в виде сульфида олова; оксиды железа удаляют выщелачиванием HCl или хлорированием и возгоном FeCl_3; хлор регенерируют методом сжигания FeCl_2 с кислородом или с сухим воздухом с переводом Fe в оксид</p> <p>Флотация в магнитном поле</p> <p>Электрофлотация шламов</p> <p>Флотация касситерита (ρ-толуиларсоновая кислота)</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
11	Рудоносных скарнов [Fe (Co), Cu, W-Mo, W-Sn, Pb-Zn, As-Au, Nb, Mn] Гранаты, пироксены, эпидот, магнетит, шеелит, молибденит, халькопирит, галенит, арсенипирит (коппит, самородное Au, касситерит)	<p>Fe</p> <p>Промывка Магнитная сепарация Окислительный обжиг с последующим выщелачиванием, осаждением и флотацией меди Флотация меди и апатита из хвостов выщелачивания</p> <p>Cu</p> <p>Магнитная сепарация Флотация (ксантогенат, флотомасло, соевое масло, известь)</p> <p>W-Mo</p> <p>Обогащение на столах Флотация молибденита Флотация сульфидов (керосин, терпинеол, спиртовой вспениватель, дубильный экстракт, сода, жидкое стекло) Флотация шеелита (олеиновая кислота или ее заменители, керосин, сода, квебрахо, реагент-смачиватель Д-40), пропарка (жидкое стекло)</p>	<p>Обогащение в тяжелых суспензиях Бактериальное и химическое выщелачивание Электрофлотация Магнитная сепарация в сверхсильных полях Флотация в магнитном поле Флотация флокул ультратонкого шеелита (флокуляция; перемешивание с $6 \cdot 10^{-4}$ М олеата натрия и 10^{-4} М силиката натрия при pH 10 в течение 60 мин; флотация: плотность 0,2—1 % тв., подача пенообразователя и воздуха) Струйная флотация шеелита</p>

		<p>Флотация шеелита от барита (алкилсульфаты в кислой среде) Выщелачивание апатита и кальцита (техническая HCl, нейтрализация (известь)); известковый осадок перерабатывают автоклавно-содовым методом</p> <p>Pb-Zn</p> <p>Флотация коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с последующей селекцией Прямая селективная флотация Селективно-коллективная флотация (сода, цианид, цинковый купорос, ксантогенат, сернистый натрий, вспениватель Д-3)</p> <p>As-Au</p> <p>Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах Флотация золота и сульфидов; цианирование сульфидного концентрата Прямое цианирование</p> <p><i>Гидротермальные глубинные (более 1 км)</i> А. Высокотемпературные 300—500 °С</p>	
12	Редкометалльных карбонатов [Nb, P (Zr, Ta)]	<p>Обогащение на столах, винтовых сепараторах Магнитная сепарация</p>	<p>Обогащение в тяжелых средах Электрофлотация Флотация с магнитным носителем</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
12	Флогопит, карбонаты, пироклор, апатит, (бадделейт, циркон, перовскит)	<p>Электросепарация</p> <p>Флотация титансодержащих минералов (жирные кислоты с алкилсульфатом кальция, мылонафт, окисленный петролатум, алкилсульфат, сода, жидкое стекло, крахмал, H_2SO_4)</p> <p>Флотация перовскита и ильменита (мыло в кислой среде, олеиновая кислота, талловое масло, H_2SO_4, NaF, H_2SiF_6)</p> <p>Флотация перовскита (олеат натрия, бихромат натрия, сода, H_2SO_4)</p> <p>Флотация пироклора (катионный собиратель, жидкое стекло, оксихинолин, жирнокислотные собиратели и их соли, кислота)</p> <p>Обратная флотация с получением пироклора в камерном продукте (жирные кислоты, жидкое стекло, сода)</p> <p>Флотогравитация</p> <p>Обжиг руды, гашение в воде с последующим гравитационным обогащением, магнитной сепарацией, флотацией и кислотной обработкой</p>	<p>Фильтрация через гидрофобные поверхности</p> <p>МГД-сепарация</p>

13	<p>Кварц-вольфрамит-молибденитовая [W, Mo (Sn, Bi)]</p> <p>Кварц, вольфрамит, молибденит (шеелит, касситерит, висмутин, арсенипирит, топаз, флюорит)</p>	<p>Отсадка, обогащение на столах</p> <p>Флотация флюорита и шеелита</p> <p>Флотация флюорита (олеиновая кислота, алкилсульфаты, α-нитро-β-нафтол)</p> <p>Флотация вольфрамитов (катионные собиратели, H_2SO_4, $KMnO_4$)</p> <p>Флотация сульфидов (керосин, сода, жидкое стекло, терпинеол)</p> <p>Флотация шеелита (олеиновая кислота, керосин, сода, трансформаторное масло, жидкое стекло, Na_2SiF_6)</p>	<p>Обогащение в тяжелых средах</p> <p>Получение некондиционных по WO_3 вольфрамовых концентратов из шламов гравитационных фабрик для переработки кислотно-аммиачным или автоклавно-содовым методом</p> <p>Пенная сепарация флюоритовых руд крупностью менее 2 мм</p> <p>Электрофлотация</p>
14	<p>Кварц-золото-арсенипиритовая [Au, As (Bi, Co, Sn, W, Fe)]</p> <p>Кварц, арсенипирит, самородное золото (пирротин, лалпингит, висмутин, глаукоцит, шеелит, турмалин, теллуриды)</p>	<p>Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах</p> <p>Флотация сульфидов и золота (ксантогенат, аэрофлот, известь, сода, медный купорос, креозот, дауфрос 250) с цианированием коллективного концентрата после обжига</p> <p>Флотация золотосодержащего пирита (ксантогенат, сода, сернистый натрий)</p> <p>Прямое цианирование руды с последующей флотацией пирита (ксантогенат, соевое масло, медный купорос, сернистый газ), обжигом пиритного концентрата и цианированием огарка. Цианирование золота из хвостов гравитационного и флотационного обогащения</p>	<p>Бактериальное выщелачивание</p> <p>Электрофлотация</p> <p>Электрохимическая обработка растворов, пульп</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
Б. Среднетемпературные 200—300 °С			
15	<p>Медно-молибденитовая [Cu, Mo (Se, Te, Re, Bi, Au, Ag)]</p> <p>Халькопирит, молибденит, кварц (борнит, энаргит, блеклые руды, сфалерит, карбонаты)</p>	<p>Флотация коллективного медно-молибденового концентрата (смесь керосина и масла СУ, ксантогенат, масло Л, окисленный скипидар, смесь дауфроса и соснового масла, смесь бутилового ксантогената с аэрофлотом, с аполярным маслом; аллиловые эфиры ксантогеновых кислот, реагенты Ноукс — смесь тиофосфатов или тиоарсенидов, терпинеол, аэрофлот 238, минереки, реагент Z-200, сода, известь, жидкое стекло, сернистый натрий)</p> <p>Флотация меди (ксантогенат, сосновое масло, смесь цианида, цинкового купороса и перекиси водорода, ферроцианид, аполярное масло, гипохлорит натрия и феррицианид калия, дикрезил-дитиофосфат)</p> <p>Флотация молибдена (керосин, тиоарсенат натрия, синтекс Л, сосновое масло, фосфаты, сернистый натрий, аполярные масла, цианид, ферроцианид)</p>	<p>Ионообменный метод с использованием сильноосновных анионитов для разделения рения и молибдена</p> <p>Разделение коллективных медно-молибденовых концентратов с пропаркой пульпы в автоклавах под давлением при температуре 150—350 °С</p> <p>Флотация этилвинилбутиловым эфиром (МИГ-4Э), дибутиловым ацетатом тетраолового альдегида (МИГ-4А)</p> <p>Извлечение молибденита из медных сульфидных концентратов обратной флотацией (агитация с известью до pH 11,5, обработка лигнинсульфонатом для депрессии молибденита, добавка ПАВ, пенная флотация медных минералов)</p> <p>Предварительная электрообработка рудной пульпы для избирательной депрессии минералов путем подбора материала электродов (исключение токсичных депрессоров медных минералов)</p>

		<p>Процесс выщелачивания, осаждения и флотации для извлечения окисленной меди</p> <p>Флотация молибденита из руд и концентратов, содержащих гидрофобный тальк (обработка раствором металлической соли слабого основания и сильной кислоты или водорастворимой соли слабой кислоты от 1 до 60 мин), пенная флотация</p> <p>Стадиальная флотация</p> <p>Пропарка и обжиг коллективного концентрата с последующим выщелачиванием</p>	
16	<p>Золотосульфидная [Au, Pb, Zn, Cu, (As, Bi)]</p> <p>Пирит, блеклые руды, галенит, сфалерит, кварц, карбонаты, арсенипирит, халькопирит, висмутин</p>	<p>Отсадка</p> <p>Коллективная флотация сульфидов и золота (ксантогенат, известь, сосновое масло), аэрация в чанах (пирролюзит, активированный уголь); флотация сульфидов, кроме арсенипирита (ксантогенат, флото-масло, $KMnO_4$, известь); коллективная медно-свинцовая флотация (ксантогенат, известь, H_2S)</p> <p>Флотация арсенипирита (ксантогенат, дауфрос А-25, цианид, $Pb(NO_3)_2$, цинковая пыль); цианирование, осаждение, огневое рафинирование</p> <p>Процесс Дорфмана для углистых руд: обработка руды керосином или топливным маслом и цианирование</p>	<p>Обогащение в тяжелых суспензиях</p> <p>Переработка бедных сульфидных руд способом масляной агломерации (кондиционирующий реагент — вакуумированные кубовые остатки, трибутилфосфат, диметилсульфоксид, вторичный бутиловый ксантогенат) с последующим прокаливанием и цианированием</p> <p>Исследуется замена цианида растворами малонитрила, бромомалонитрила, цианоформа</p> <p>Пенная сепарация золотосодержащих руд (смесь ксантогената, мазута и солярового масла, Т-66, смесь гетерополярных и полярных собирателей). Бактериальное выщелачивание</p>

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
16	Золотосульфидная [Au, Pb, Zn, Cu, (As, Bi)] Пирит, блеклые руды, галенит, сфалерит, кварц, карбонаты, арсенипирит, халькопирит, висмутин	Обработка руды окислителями (KMnO ₄ , бихром натрия, гипохлорит кальция) Флотация угля; сульфидная флотация (ксантогенат, метилизобутилкарбинол, аэрофлот, квебрахо, депрессор угля — реагент I CM — смесь декстрина, гуара и лигнина) Прямое цианирование с направлением хвостов на флотацию (керосин, известь, аэрофлот, сосновое масло, медный купорос, цинковая пыль); обжиг флотационного концентрата, цианирование огарка Амальгамация Флотация сульфидных и окисленных минералов из хвостов амальгамации (ксантогенат, сосновое масло, известь, сернистый натрий) Кучное и перколяционное выщелачивание	См. п. 16, стр. 243
17	Полиметаллическая [Pb, Zn, Ag (Cu, Cd, Ga, Se, Te, Au)] Галенит, сфалерит,	Отсадка; обогащение в тяжелых суспензиях Коллективная медно-свинцово-цинковая флотация (ксантогенат, аэрофлот, сосновое масло, сернистый натрий, жирные кислоты)	Электрофлотация МГД-сепарация

	блеклые руды, пирит, халькопирит, кварц, карбонаты, барит, серицит	с короткими углеводородными цепочками, смесь ксантогенатов) с последующей селекцией коллективного концентрата (ксантогенат, сода, известь, сосновое масло, медный и цинковый купорос, цианид, Сайквест 3223 — акриловый полимер) При флотации сфалерита в качестве активатора вместо медного купороса можно подавать раствор CuCl ₂ , CuCO ₃ или обеих солей Катионная флотация (ИМ-11, АНП) Флотация селенидов и теллуридов золота из шламов электролиза меди (серная кислота, собиратель); флотация никеля (олеиновая кислота, талловое масло)	
18	Сульфидно-касситеритовая [Sn (Pb, Zn, Ag, As)] Касситерит, турмалин, хлорит, пирротин, арсенипирит (пирит, сфалерит, галенит, халькопирит, станнин)	Обогащение в тяжелых суспензиях Обогащение на столах, шлюзах; отсадка Флотация касситерита Флотация станнина из станнин-пиритного концентрата (известь, цианид, медный купорос, собиратель) Если в руде много сульфидов, применяется предварительная коллективная или селективная флотация их, затем обогащение на столах и шлюзах	МГС-сепарация для обесшламленной руды крупностью —6 мм и бедного оловянного концентрата (H = 18100 ÷ 18200 Э, рабочая жидкость — раствор хлористого марганца) Пенная сепарация сульфидов из гравитационных оловосульфидных концентратов (H ₂ SO ₄ , бутиловый ксантогенат, дизельное топливо, ОПСБ) Флотация в магнитном поле

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
В. Низкотемпературные 50—200 °С			
19	Стибнит-киноварь-флюоритовая [Sb, Hg (CaF ₂ иногда As)] Стибнит, киноварь, флюорит, кварц (пирит, блеклые руды, реальгар, аурипигмент)	Отсадка, обогащение на столах Флотация сурьмы (ксантогенаты, пиридин, керосин, крезоловая кислота, жидкое стекло, смесь мазута и сланцевой смолы, олеиновая кислота, азотнокислый свинец, ОП-10, ОП-7, ОПСБ, ИМ-68, ДС, сода, камфорное масло) Флотация окисленной сурьмяной руды с подогревом (ксантогенат, сернистый газ) Комбинированный гравитационно-флотационно-цианидный метод (мазут, флото-масло, сланцевая смола, ксантогенат, полиакриламид, азотнокислый свинец) Улавливание ртути ловушками	Обогащение в тяжелых суспензиях Флотационное извлечение ртути из ступы (бутиловый ксантогенат, веретенное масло); репульпация (сернистый натрий) Остаток репульпации (киноварь — углеродистый концентрат) на обжиг Хвосты флотации после дешламации направляют в емкости с ртутными ловушками Селективная флокуляция (извлечение тонких флюоритовых руд)
20	Медистых песчаников [Cu (Pb, Zn, Re)] Халькопирит, борнит, халькозин, сфалерит, галенит, пирит, блеклые руды, карбонаты, кварц, барит (арсенопирит, марказит, джезказганит)	Флотация коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с последующей селекцией Флотация меди (ксантогенаты, аэрофлот, цианид, известь, триэток-сIBUTAN, тиокарбанид, гексаметафосфат, флото-масло, тяжелый пиридин, ОПСБ, крезол, ксиле-нол, дизельное масло, терпинеол; машин-	Пенная сепарация Электрофлотация для доизвлечения ионов тяжелых металлов Селективная флокуляция для комплексных медных руд: флокулянты — реагенты ПАМГ 6 и 7, являющиеся сополимерами типа полиакриламида глиоксаль-бис-(2-гидроксиланила), для снижения

		ное масло, Z-200, смесь ксантогената, аэрофлота и Z-200, ксантогената и аполярного масла, хлорпроизводные углеводородных масел, метилизобутилкарбинол, аэрофрос 65) Раздельная флотация песков и шламов	влияния шламов следует подавать Calgon (гексаметафосфат натрия) и Dispex 40 (низкомолекулярный акрилат типа сополимера с высоким содержанием гидроксила)
21	Свинцово-цинковая (в карбонатных породах) [Pb, Zn (Cd)] Галенит, сфалерит, пирит, карбонаты, кварц, барит (блеклые руды, гринокит)	Обогащение в тяжелых суспензиях; отсадка Флотация коллективного свинцово-цинкового концентрата с последующей селекцией (ксантогенат, сосновое масло, сода, цианид, сернистый натрий, медный купорос, известь, жидкое стекло) Также см. п. 11	Пенная сепарация окисленных цинковых руд с получением в пенном продукте карбонатов кальция и магния (СЖК, олеиновая кислота, талловое масло и его жирно-кислотная фракция, Na ₂ S, ИМ-68), в хвостах — цинково-железистого продукта
<i>Гидротермальные малых глубин (менее 1 км)</i>			
А. Высокотемпературные 300—500 °С			
22	Медно-турмалиновая [Cu (As, Sn, Mo)] Кварц, турмалин, пирит, энаргит, теннантит (касситерит, сфалерит)	Флотация медно-молибденового концентрата (минерек, керосин, аэрофлот 243, реагент Пауэл, цианид, серная кислота, известь, реагенты Ноукс) (см. п. 15) Флотация меди (ксантогенат, соляровое или трансформаторное масло, ксиле-нол, терпинеол) (см. п. 15) Флотация молибденовых минералов (см. п. 15) Извлечение касситерита из хвостов флотационного обогащения гравитационными методами	См. п. 15

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
23	Магнетитферритовая [Fe] Магномагнетит, карбонаты (гематит, кварц, апатит)	Промывка Магнитная сепарация Восстановительный или восстановительно-окислительный обжиг с последующей магнитной сепарацией Обогащение в тяжелых суспензиях Отсадка, обогащение на столах	Пенная сепарация окисленных железистых кварцитов (NaOH, барда, смесь солярового и сырого таллового масла) Флотация в магнитном поле
24	Оловянная (риолитовая) [Sn] Касситерит, кварц, серицит, редко гематит, флюорит, сульфиды	Обогащение в тяжелых суспензиях Отсадка, обогащение на столах, шлюзах Флотация олова из шламов гравитационного обогащения (олеат натрия, древесное масло) Флотация сульфидов из хвостов гравитационного обогащения. Флотация флюорита из оловянного концентрата (см. п. 18)	МГД-сепарация Пенная сепарация
Б. Среднетемпературные 200—300 °С			
25	Колчеданная [Cu, Zn, Pb, BaSO ₄ (Au, Ag, Se, Te, Cd, Ga, As, Bi, Co)] Пирит, пирротин, халькопирит, сфалерит, галенит, барит (борнит,	Промывка Коллективная флотация сульфидов (ксантогенат, сода, аэрофлот, сосновое масло, медный купорос, цинковый купорос, цианид, известь, Z-200, дауфрос 250, квебрахо, жидкое стекло, кремнекислый кальций, серная кислота)	Пиро- и гидрометаллургическая переработка хвостов коллективной сульфидной флотации: хлорирующий обжиг, сульфатизирующий обжиг Электрофлотация

	блеклые руды, висмутин, энаргит)	Флотация меди (смесь ксантогенатов и аэрофлота, известь, цианид, сода, тяжелый пиридин, квебрахо, сосновое масло, ОПСБ, диксантоген, цинковый купорос, сера, смесь сульфита натрия и железного купороса, H ₂ SO ₄ , минерекки, меркаптобензотиазол, вторичный бутиловый ксантогенат) Цинковая флотация (ксантогенат, сосновое масло, медный купорос). Флотация барита из хвостов свинцово-цинковой флотации (олеиновая кислота, жидкое стекло, сода, аэропромотор 825) Процесс выщелачивания, осаждения и флотации для окисленных руд (аэрофлот, СЦМ-2, ксантогенат, дитиофосфат) Обогащение в тяжелых суспензиях крупновкрапленных руд; магнитная сепарация; обогащение на столах Раздельное обогащение песков и шламов	
26	Сидеритовая [Fe] Сидерит (барит, пирит, гематит, галенит, халькопирит, арсенопирит, хлорит, серицит)	Промывка Обогащение в тяжелых суспензиях Отсадка, обогащение на столах Восстановительный обжиг при 550—600 °С или восстановительно-окислительный обжиг с последующей магнитной сепарацией	Магнитная сепарация в сверхсильных полях Флотация в магнитном поле

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
26		Окислительный обжиг с последующим выщелачиванием меди Флотация (талловое масло, СЖК, жидкое стекло, аммониевые квасцы)	См. п. 26, стр. 249
27	Золотосеребряная [Au, Ag (Te)] Электрум, пираргирит, стибнит, теллуриды золота и серебра (киноварь), халцедон, карбонаты	В. Низкотемпературные 50—200 °С Флотация селенидов и теллуридов золота из шламов электролиза меди (собиратель, вспениватель, серная кислота); флотация никеля (олеиновая кислота, талловое масло)	Магнитная сепарация ($H = 10000 + 12000 \text{ Э}$). МГС-сепарация ($H = 20\ 000 \text{ Э}$, рабочая жидкость — хлористый марганец плотностью $1,4 \text{ г/см}^3$)
28	Стибнит-киноварьферберитовая (шеелитовая) [Hg, Sb, W (Au, Ag, Te, As)] Киноварь, стибнит, ферберит, шеелит, халцедон (теллуриды золота и серебра, реальгар, аурипигмент)	Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах Флотация ртути (амиловый ксантогенат, производные танина, спиртовой вспениватель, смесь аэрофлота и соснового масла, сосновое масло, сода, медный купорос), а также см. пп. 13, 14 и 19	См. пп. 13, 14 и 19

29	Реальгараурипигментовая [As (Sb, Hg)] Реальгар, аурипигмент, карбонаты, халцедон (стибнит, киноварь)	Обогащение в тяжелых суспензиях Обогащение на столах Магнитная сепарация Флотация мышьяксодержащих минералов (ксантогенат, сосновое масло, медный купорос, жидкое стекло, ацетат свинца, флотанол, цианид, H_2SO_4 , дитиофосфат, древесно-дегтярное масло, смесь ксантогенатов) Улавливание ртути в ловушках, а также см. п. 19	Пенная сепарация мышьяксодержащей руды, а также см. п. 19
30	Кремнисто-железорудная [Fe] Гематит, магнетит	Эксталяционные Промывка Обжиг-магнитное обогащение Флотация Обратная флотация, а также см. пп. 4 и 26	См. пп. 4 и 26
31	Кремнисто-марганцеворудная [Mn] Пиролозит, псиломелан, браунит, родонит, родохрозит, халцедон, карбонаты (гематит, барит, агат, сульфиды)	Промывка Отсадка Магнитная сепарация Обогащение в тяжелых суспензиях Электростатическая сепарация Флотация марганцевых минералов (соляровое масло, талловое масло, оронит-S, сернистый газ, мыло, мазут, квебрахо, известь)	Флотация в магнитном поле с носителем Эмульсионная флотация Выщелачивание Флотомагнитная сепарация в противоточной пневматической машине колонного типа Переработка некондиционных марганцевых концентратов автоклавно-содовым методом

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
32	Колчеданная (эксгальционно-осадочная) [Cu, (Zn, Fe)] Пирит, халькопирит, сфалерит и др.	Флотация медных минералов (ксантогенаты, сосновое масло, бихромат калия, цинковый купорос, жидкое стекло) Флотация медно-свинцового концентрата (ксантогенаты, сернистый газ, бисульфит натрия, цинковый купорос, Трагол 4, цианид) с последующей селекцией Флотация цинковых минералов (ксантогенат, цианид, медный купорос, известь, сосновое масло) Флотация пирита (ксантогенат, Трагол, жидкое стекло) Флотация барита (олеиновая кислота), а также см. п. 25	См. п. 25
ЭКЗОГЕННЫЕ			
Месторождения выветривания			
<i>Осадочные</i>			
Месторождения коры выветривания			
33	Элювиально-делювиальных россыпей [Au, Pt, W, Sn]	Промывка Обогащение на столах, шлюзах; отсадка Магнитная и электростатическая сепара-	Флотация золота (ксантогенат, аэрофлот 15, сосновое масло)

	Кварц, золото, платина, шеелит, вольфрамит, касситерит, барит и др.	ция (проводники: вольфрамит и касситерит) Цианирование Амальгамация Улавливание золота и платины в гидроловушках, на ворсистом шлюзе, в ртутных ловушках Удаление серы, мышьяка, фосфора, сурьмы, висмута в печах Гересгофа с последующим выщелачиванием, осаждением и флотацией вольфрама	
34	Железистых латеритов [Fe (Mn, Ni, Co, Cr)] Лимонит (оксиды марганца, силикаты никеля, хромит, асболан)	Промывка Обжиг-магнитное обогащение Флотация (жирные кислоты, смесь сырого таллового масла и кубовых остатков, жидкое стекло, H ₂ SO ₄ , смесь сырого таллового масла и рыбьего жира) Обратная флотация Окислительный обжиг с последующим выщелачиванием, цементацией и флотацией меди Флотация марганец-кобальтовых минералов (олеат натрия, олеиновая кислота, сода) Флотация хромитовых минералов (аэроцианамиды 708 и 824, смесь гарного и дизельного масел, H ₂ SO ₄), а также см. п. 26	Флотация оливина из россыпей Обогащение хромсодержащих латеритовых руд методом щелочного обжига (сушка, смешивание с безводной содой, окомкование, обжиг окатышей, выщелачивание водой, осаждение гидроксидом алюминия и выпаривание) Магнитная сепарация (H = 1000 Э), восстановительный обжиг (древесный уголь), магнитная сепарация (H = 5000 Э)

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
35	Глиноземистых латеритов Гидраты (алюмосиликаты, гидраты железа и др.)	Обогащение на столах Обогащение в тяжелых суспензиях Магнитная сепарация Флотация (жирно-кислотные собиратели)	Флотация шламов в магнитном поле Электрофлотация Флотомагнитная сепарация в машине колонного типа
36	Силикатных никелевых руд [Ni (Co)] Гидросиликаты никеля, никеленосные глины (асболан)	Промывка Флотация никелевых минералов (олеиновая кислота, талловое масло, карбоновые кислоты) Магнитная сепарация Обжиг-магнитное обогащение	Магнитная сепарация в сверхсильных полях
37	Инфильтрационных руд [Fe, Mn, Cu, U-V] Лимонит, сферосидерит, пиролюзит, псиломелан, куприт, халькозин, роскозит	<i>Инфильтрационные</i> См. пп. 26, 31 При обогащении монацитовых руд после электросепарации и флотации применяют азотнокислотное выщелачивание и экстракцию редкоземельных элементов (смесь органических растворителей диэтилгексил фосфорной кислоты и трибутилфосфата)	См. пп. 26 и 31

38	Россыпи (аллювиальные, дельтовые, морские, ледниковые и др.) Аллювиальных и морских россыпей [W, Ta, Nd, Zr, Fe, Ti] Алмазы Золото, платина, олово, касситерит, шеелит, вольфрамит, танталокolumбит, циркон, алмазы, магнетит, ильменит	<i>Механические осадки</i> Промывка Отсадка, обогащение на столах, шлюзах, в струйных концентраторах, винтовых сепараторах Шлюзы с механической дезинтеграцией и классификацией песков в начале процесса (мойки со скрубберами, кулибины с гидравлическим вашгердом и приборы МПД со скруббер-бутарами) и в середине процесса (противоточные колоды, плоскони и подшлюзки) Магнитная сепарация коллективного гравитационного концентрата (сильномагнитная фракция: железо, магнетит, пирротин, магнитная платина; среднемагнитная фракция: вольфрамит, гематит, гранаты, ильменит, колумбит, лимонит, турмалин, ферберит; слабомагнитная фракция: монацит, светлые гранаты, турмалины, пироксены, эпидот, хромит) Электростатическая сепарация (проводники: вольфрамит, рутил, хромит, танталит, ильменит; непроводники: гранат, циркон, монацит, ксенотим; из непроводников магнитной сепарацией выделяют ставролит и турмалин)	Флотация титаноциркониевых минералов в нейтральной и слабощелочной среде (жирные кислоты и их соли, окисленный рисайкл, окисленный петролатум, сульфатное мыло, мылонафт) Пенная сепарация морских песков с ильменита, рутила, циркона МГД-сепарация Флотогравитация Использование установленных под водой гидроциклонов для извлечения тяжелых минералов и морских отложений
----	--	---	---

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
38	Россыпи (аллювиальные, дельтовые, морские, ледниковые и др.) Аллювиальных и морских россыпей [W, Ta, Nd, Zr, Fe, Ti] Алмазы Золото, платина, олово, касситерит, шеелит, вольфрамит, танталоколумбит, циркон, алмазы, магнетит, ильменит	Флотация коллективного титаноциркониевого концентрата (окисленный рисайкл, олеиновая кислота, сульфатное мыло, сода, жидкое стекло, крахмал, талловое масло, мылонафт, соапсток, алкилсульфат натрия, окисленный петролатум, ИМ-11) Флотация циркона от рутила, ильменита, монацита, силлиманита, касситерита, хромита (горячий мыльный раствор, олеат и стеарат натрия; репульпация холодной водой; серная кислота, смесь метилового спирта и эвкалиптового масла; газообразный азот и мылонафт, медный купорос, известь) Флотация циркона от рутила (мылонафт, олеиновая кислота, сода, жидкое стекло, известь, Na ₂ SiF ₆) Выделение алмазов отсадкой, ручной сортировкой, на жировых поверхностях Извлечение золота на шлюзах, в ртутных ловушках, амальгамацией, в трубных обогатительных аппаратах, цианированием Радиометрическая сортировка	См. стр. 255

39	Осадки из коллоидных растворов Осадочная железорудная [Fe (Mn, P, V)] Лимонит, шамозит, сидерит (гидроксиды марганца, керчениты, барит, сульфиды)	<i>Химические осадки</i> См. пп. 23 и 31	Пенная сепарация Электрофлотация Флотация в магнитном поле МГД-сепарация
40	Осадочная марганцевая Пирролюзит, псиломелан, манганит, родонит, родохрозит, манганокальцит	Промывка Отсадка Магнитная сепарация Флотация («белая вода» — смесь автола, асидола и щелочи, дистиллированное талловое масло, эмульсол, кубовые остатки, ДС — РАС, жидкое стекло, смесь «белой воды» и мыла, подсолнечного гидрофуза, твердые жирные кислоты и спирты, паста «белой воды», сегежский вспениватель) Флотация марганца из шламов (смесь сырого таллового масла, твердых жирных кислот и эмульсола, жидкое стекло, смесь мыла, дистиллированного таллового масла и сульфанола, сода) Пенная сепарация (жидкое стекло, эмульсия эмульсола, дизельного топлива, омыленных кубовых остатков и сырого таллового масла, мазут, ОПСБ, ксантогенат), а также см. п. 31	См. п. 31

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
41	Осадочная бокситовая Гидраты, алюмосиликаты, шамозит, гидраты железа	Промывка Обогащение на столах Флотация дистена (олеиновая кислота, талловое масло, H ₂ SO ₄ , жидкое стекло) Флотация андалузита (олеиновая кислота, сода, крахмал и сульфидный щелок) Флотация силлиманита (олеиновая кислота, мыла ее, алкилсульфаты, кубовые остатки от дистилляции синтетических жирных кислот и спиртов), а также см. п. 35	Пенная сепарация Производство Al ₂ O ₃ выщелачиванием боксита по методу Байера при высоких температурах, а также см. п. 35
42	Осадочная фосфоритовая Фосфориты, апатит, карбонаты	Отсадка Флотация фосфоритов из осадочных песчаников (жирно-кислотные собиратели, керосин, соляровое масло, сода, жидкое стекло) Обратная флотация (амины, серная кислота, сода, керосин) Флотация железистых карбонатов (жирные кислоты, серная кислота, фос-	Флотогравитация (сода, мазут, талловое масло) Флотоэкстракция Электро- и ионная флотация

	Биохимические осадки	формная кислота, талловое масло, жидкое стекло), а также см. п. 6 Радиометрическая сортировка	Флотоэкстракция. Электро- и ионная флотация
43	Осадочная V-U-молибденоносных сланцев Металлоорганические соединения, оксиды, сульфиды	Отсадка, обогащение на столах, винтовых сепараторах, в гидроциклонах Избирательное измельчение Обогащение в тяжелых суспензиях Флотация карбонатов (сода, органический коллоид R-633, пальмовое масло, топливное масло, аэрофрос 63) Флотация сульфидов, органических веществ и известняка с последующим обжигом, выщелачиванием урана кислотой; хвосты флотации направляют на содовое выщелачивание Флотация урансодержащих минералов с последующим кислотным, содовым или карбонатным выщелачиванием, осаждением урана, извлечением его ионообменным методом, экстракцией органическими жидкостями Флотация медных, железосодержащих, свинцовых и никелевых минералов из куска после выщелачивания урана. Гидрометаллургия	См. пп. 23 и 35

№ п/п	Формация, минеральные комплексы	Методы переработки	
		применяемые	перспективные
44	Осадочная, сульфидных медных и свинцово-цинковых руд [Cu (Pb, Zn)] Халькопирит, борнит, халькозин, галенит, сфалерит, барит	См. пп. 17 и 25	См. пп. 17 и 25
МЕТАМОРФОГЕННЫЕ Метаморфизованные			
45	Метаморфогенных железных руд [Fe] Магнетит, мартит, гематит, лимонит, кварц (щелочные амфиболы, эгирин)	См. пп. 4, 26 и 34	См. пп. 4, 26 и 34 Флотогравитация, флотоотсадка (мыло сырого таллового масла, сырое и дистиллированное талловое масло, соляровое масло) Пенная сепарация немагнитных минералов
46	Метаморфогенных марганцевых руд [Mn] Браунит, яkobсит, марганцевые гранаты, гаусманит, родонит, пироксены, магнетит	См. пп. 31 и 40	См. пп. 31 и 40

47	Метаморфогенных золотоураноносных конгломератов [Au, U] Золото (Os, Ir, алмазы, циркон, хромит)	Обогащение на столах, шлюзах, винтовых сепараторах; отсадка Рудоразборка Обогащение в тяжелых суспензиях Обогащение на жировых поверхностях (рыбий жир, сода) Прямое цианирование Амальгамация Электросепарация для материала крупностью -6 мм ($H = 25$ кВ) Флотация, а также см. пп. 33, 38 и 43	См. пп. 33, 38 и 43
Метаморфические			
48	Метаморфогенных андалузит-кианит-силлиманитовых сланцев	Обогащение на столах Обогащение в тяжелых суспензиях Магнитная сепарация Флотация (эмульгированные смеси жирных кислот, соляровое масло, алкилсульфаты, серная кислота, эмульсия олеиновой кислоты, жидкое стекло, крахмал, азотнокислый свинец, эмульсия дистиллированного таллового масла, синтетические карбоновые кислоты $C_{10}-C_{16}$), а также см. пп. 35 и 41	См. пп. 35 и 41

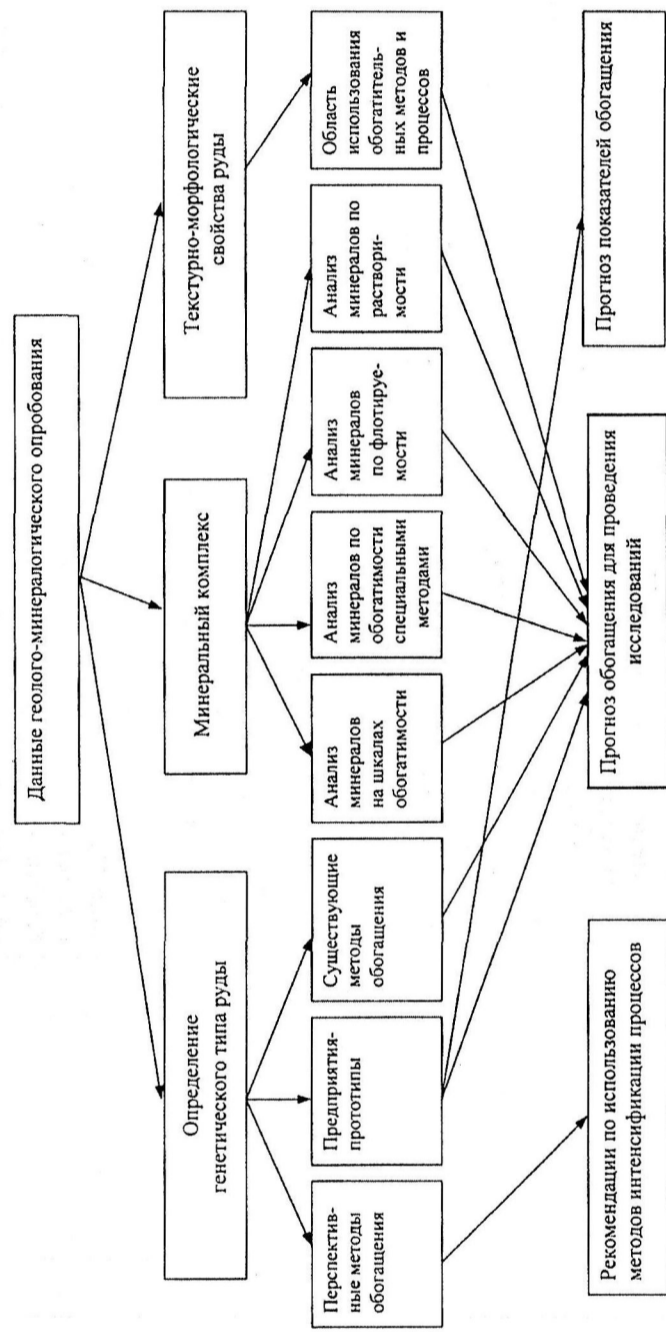


Рис. П-1.1. Блок-схема выбора технологии обогащения руд

Пример выбора вариантов технологических схем обогащения

Требуется выбрать технологическую схему обогащения руды по следующим данным.

Генетический тип месторождения: эндогенный, магматический, ликвационный, медно-никелевых сульфидных руд.

Исходная информация по руде приведена в табл. П-1.2.

Распределение минералов по плотности и магнитной восприимчивости показано на рис. П-1.2, где видно, что группа сульфидных минералов может быть выделена в тяжелую фракцию при разделении по плотности около $3,8 \text{ г/см}^3$. В эту же группу выделится ильменит, магнетит и часть пироксенов, имеющих близкую плотность и составляющих основную массу породы. В связи с тонкой вкрапленностью сульфидов процессы разделения по плотности малоэффективны.

Магнитный метод может быть рекомендован только при доводке, так как пентландит, содержащий никель, эффективно не отделяется от ильменита и биотита. При предварительной магнитной сепарации будут большие потери пентландита и халькопирита. Электрические методы обогащения также не приемлемы из-за близости электрических свойств многих минералов в разделяемой группе и тонкой вкрапленности, требующей высокой тонины помола для раскрытия составляющих компонентов.

Присутствующие минералы также не обладают различием в спектроскопических свойствах для использования специальных методов обогащения.

Из таблицы обогатимости генетических типов руды (формация 8) определяют возможность применения следующих методов обогащения:

а) флотация коллективного медно-никелевого концентрата (ксантогенаты, аэрофлот, пенообразователи, КМЦ, медный купорос, сода, тринатрийфосфат, жидкое стекло) с получением коллективного концентрата, направляемого на селекцию (без или с пропаркой при температуре около $80 \text{ }^\circ\text{C}$);

Таблица П-1.2

Характеристика медно-никелевой руды

Минерал	Содержание, %	Вкрапленность	Примечание
Пирротин	9,8	Агрегаты неправильной формы, немного агрегатов округлой формы 0,05—3,6 мм, иногда до 5 мм; преобладают 0,07—0,126 мм	Взаимопрорастание с халькопиритом и ильменитом; включения ильменита 0,042—0,8 мм
Халькопирит	1,1	Выделения неправильной удлиненной формы, иногда прожилки, 0,017—1,44 мм; преобладают 0,02—0,05 мм	Взаимопрорастание с пирротинном, редко с ильменитом
Пентландит	0,71	Ксеноморфные выделения — полосы 0,02—0,04 мм; пламенивидные выделения 0,016—0,07 мм; преобладают 0,01—0,03; гнездовые скопления по краям пирротина 0,02—0,05 мм	Выделения приурочены к трещинкам в зернах пирротина
Ильменит	4,9	Зерна округлой пластинчатой формы 0,084—2,3 мм; преобладают 0,2—0,4; в нерудной массе 0,08—0,25 мм	Зерна ильменита корродируются пирротинном
Магнетит	0,2	Зерна от сотых долей до 0,36 мм	Тесно ассоциирует с ильменитом, реже с пирротинном
Пироксены	61,12	—	Тонкая вкрапленность сульфидов
Слюды	9,24	—	—
Полевые шпаты	0,95	—	—
Галенит, сфалерит, пирит	Менее 0,5	—	—
Серпентин	0,56	—	Тонкая вкрапленность сульфидов
Амфиболы	0,45	—	—
Барит	0,25	—	—
Агрегаты — пироксены, амфиболы, полевые шпаты	9,73	—	—

- б) флотация коллективная с получением медно-никелевого концентрата, направляемого в металлургический передел;
- в) флотация никелевых минералов (этиловый, смесь бутилового и амилового ксантогенатов, сосновое масло, медный купорос, жидкое стекло, КМЦ);
- г) магнитная сепарация с выделением пирротинового концентрата и последующее флотационное выделение медных и никелевых минералов; флотация последовательная селективная с получением медного и никелевого концентратов.

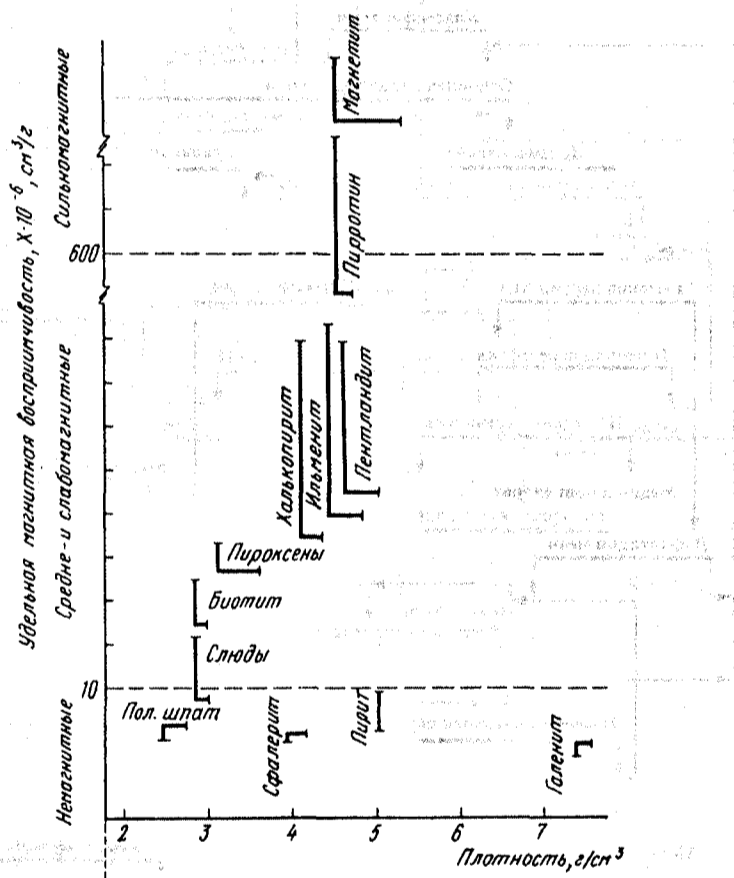


Рис. П-1.2. Разделение минералов медно-никелевой руды в гравитационно-магнитных полях

Данные по флотации входящих в руду минералов рассматриваемого генетического типа приведены в табл. П-1.3.

В качестве фабрик-прототипов, на которых перерабатываются сульфидные медно-никелевые руды, выбраны несколько фабрик разных стран; их технологическая характеристика приведена в табл. П-1.4.

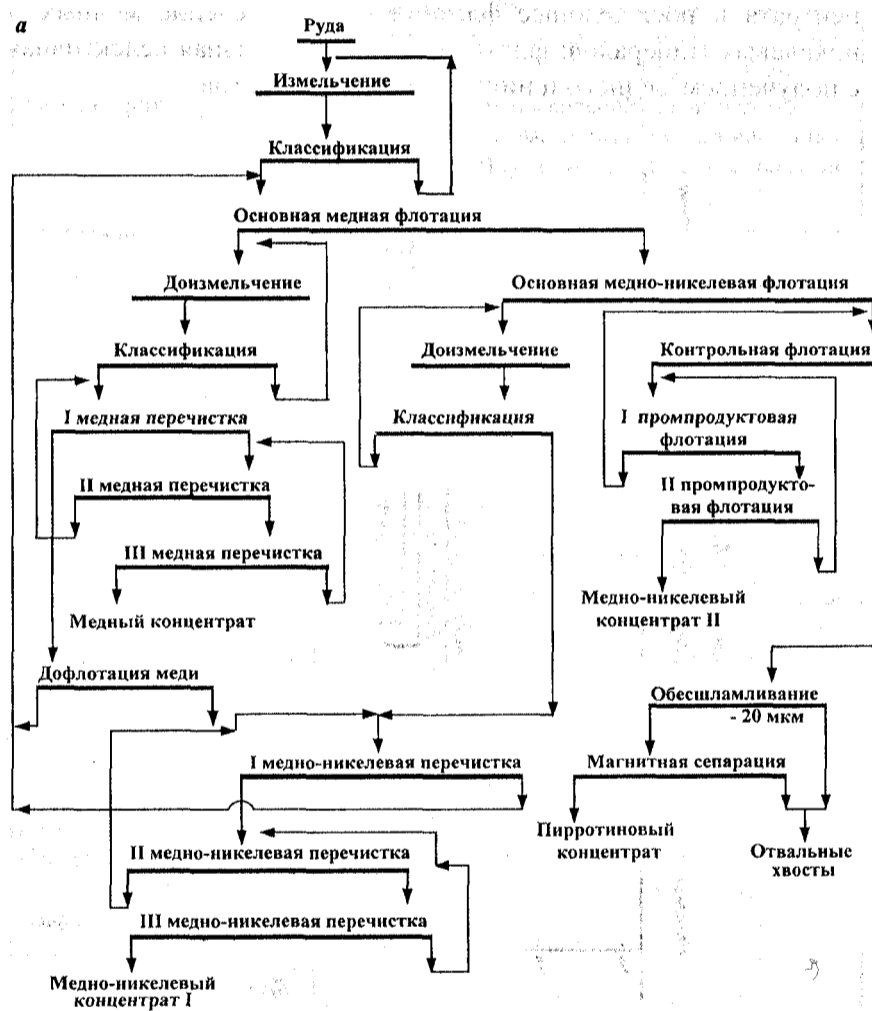
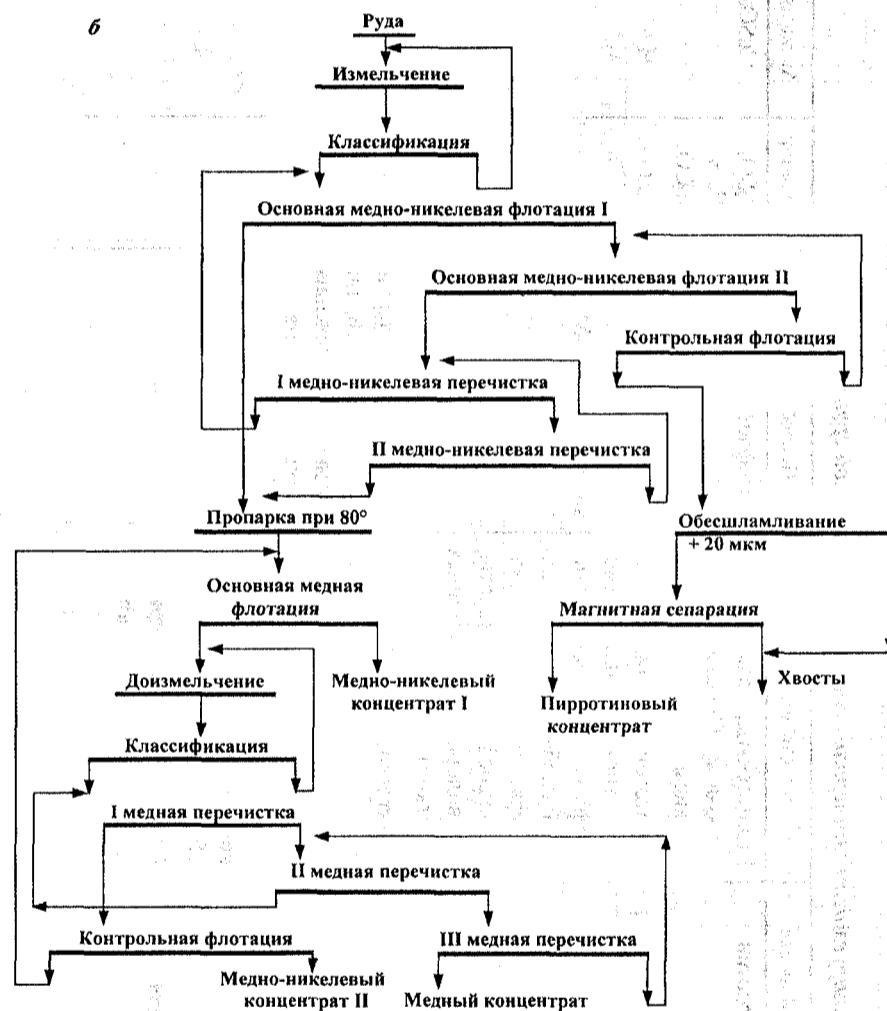


Рис. П-1.3. Схемы обогащения медно-никелевой руды:
 а — прямой селективной флотации с магнитной сепарацией; б — коллективно-

На основании анализа приведенной информации рекомендуется флотационное извлечение медных и никелевых минералов по прямой селективной или коллективно-селективной схеме обогащения с использованием в качестве основных реагентов бутилового ксантогената и аэрофлота, спиртового пенообразователя, медного купороса и соды с последующим извлечением пирротина магнитной сепарацией (рис. П-1.3).



селективной флотации с магнитной сепарацией

Флотуемость минералов восьмой генетической группы

Минерал	Собиратель	Пенообразователь	Регулятор	Активатор	Депрессор
Пирротин	Ксантогенаты, алкилпритиокарбонаты. Окисленные рыбы жиры	Аэрофлот, ОПСБ, Т-66 и др.	H ₂ SO ₄ Na ₂ S Na ₂ CO ₃	CuSO ₄	—
Халькопирит	Ксантогенаты, диксантогенид, тиокарбонилд, тиофосфаты, алкилсульфаты, дитиокарбаматы, додецил сульфат, минереки, крезил-дитиофосфорные кислоты, углеводороды (для крупных сростков)	Сосновое масло, терпинеол, Т-66, ОПСБ, крезильная кислота, МИБК и др.	CaO H ₂ SO ₃ H ₂ SO ₄	H ₂ SO ₃ AgNO ₃	Na ₂ S NaCN, другие цианиды, эфиры целлюлозы
Пентландит	Ксантогенаты, диксантогениды, тиокарбанилд, тиофосфаты, алкилсульфаты, дитиокарбаматы, углеводороды (для крупных сростков), минереки, аэрофлоты 15, 25 при рН более 7	Сосновое масло, терпинеол, Т-66, ОПСБ, пиридиновые основания, крезильная кислота	CaO H ₂ SO ₃ H ₂ SO ₄	H ₂ SO ₃ AgNO ₃	—
Пироксены	Олеиновая кислота при рН 8—9, soapсток (при флотации эгирина)	—	—	—	рН выше 11 и ниже 7

Полевые шпаты	Жирные кислоты, вторичные алифатические амины с C ₅ —C ₁₄ или их смесь, олеиновая кислота (после активации)	—	—	Катионы щелочно-земельных металлов, фториды	—
Слюды	Амины, нефтяные масла, крезильный аэрофлот, олеиновая кислота со свинцовыми солями, гексадецилсульфат, инданы и алкилинданы	—	H ₂ SO ₄	Соли свинца	Клей, крахмал, молочная кислота, танин и др.

Таблица П-1.4

Технологическая характеристика фабрик-прототипов

Фабрика, страна	Минеральный состав перерабатываемой руды	Содержание в руде, %		Получаемые концентраты	Содержание в концентрате, %		Извлечение в концентрат, %		Расход реагентов, т/т	Краткая характеристика схемы
		меди	никеля		меди	никеля	меди	никеля		
Кениши, Канада	Халькопирит, пентландит, никельсодержащий пирротин, платина, золото, серебро, серпентин, асбест, гарниерит	0,76	0,5	Коллективный медно-никелевый	8,5	4,2	89,3	67,0	Изопропиловый ксантогенат — 130, дауфрос — 140, гуартек — 500, медный купорос — 190, рН 9—9,2 (без добавки регулятора)	Основная, две перечистные и три контрольные флотации

Фабрика, страна	Минеральный состав перерабатываемой руды	Содержание в руде, %		Получаемые концентраты	Содержание в концентрате, %		Извлечение в концентрат, %		Расход реагентов, г/т	Краткая характеристика схемы
		меди	никеля		меди	никеля	меди	никеля		
Коталахти, Финляндия	Пентландит (2—3 %), пирротин (5—7 %), халькопирит (1,2 %), пироксенит, кварц, кальцит	0,29	0,74	Никелевый Медный	29,26	5,84	62,3	93,0	Серная кислота — 6400, этиловый ксантогенат — 59, ТЭБ — 129, известь — 1060, КМЦ — 43	Основная коллективная, две перечистные и контрольная флотации; агитация с известью и декстрином; основная медная, две перечистные и контрольная флотации
Камбалда, Австралия	Пирротин, пентландит, пирит, халькопирит	Н.д.	Н.д.	Никелевый Пирротиновый Объединенный никелевый	Н.д. Н.д. 0,925	7,0 1,0 11,55	Н.д. Н.д. Н.д.	Н.д. Н.д. Н.д.	Этиловый ксантогенат — 800, маисовая мука — 400, сера для получения сернистого газа — 90, ТЭБ — 100	Магнитная сепарация; флотация магнитной фракции с получением никелевого и пирротино-

										вого концентратов; обработка немагнитной фракции сернистым газом и флотация никелевых минералов при рН 5,5
Российская Федерация	Пирротин, пентландит, халькопирит, магнетит, серпентин, тальк, оливин, хлорит, актинолит, слюды, кальцит. Никель силикатный — 15—20 %	Н.д.	Н.д.	Медно-никелевый	2—3	5—6	73—75	73—76	Сода — 1020, ксантогенат — 125, аэрофлот — 10—36, медный купорос — 10—55, КМП — 400—540, железный купорос — 55	Межцикловая, основная, три перечистные, контрольная и две промпродуктовые флотации
Примечание. Н.д. — нет данных.										

Для дополнительных испытаний может быть рекомендовано исследование перспективных методов, а именно обжига низкосортной никелевой руды в восстановительной среде в присутствии хлорида, флотации для доизвлечения никеля. В качестве восстановителя могут использоваться кокс древесный или каменный уголь и другие крупностью порядка 44 мкм (65 %) с расходом не более 3,5 % массы руды; в качестве хлоридов — хлористые натрий или кальций. После обжига проводится флотация с дозировкой амилового ксантогената, пенообразователя, медного купороса и небольшого количества измельченного кокса для более полного извлечения тонкого никеля и железа.

Приложение 2

МЕТОДИКА РАСЧЕТА СХЕМ ДРОБЛЕНИЯ [17]

Исходные данные для расчета схемы дробления

Целью расчета схемы дробления является получение исходных данных для выбора оборудования: дробилок, грохотов, конвейеров и мельниц. Для выбора дробилок следует рассчитать их требуемую производительность, а для выбора грохотов необходимо знать их производительность и характеристику крупности поступающего на них материала.

Для расчета схемы дробления нужны следующие данные: производительность обогатительной фабрики по сырью; характеристика крупности сырья; максимальная крупность дробленого продукта; характеристика крупности дробленых продуктов дробилок, устанавливаемых в отдельных стадиях дробления; показатели эффективности грохочения в отдельных стадиях дробления.

Характеристики крупности сырья и дробленых продуктов берут из отчетов по исследовательским работам и по практическим данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье.

Если нет опытных характеристик крупности дробления продуктов, то для приближенного расчета схемы дробления можно пользоваться типовыми характеристиками крупности, приведенными на рис. 5.4; 5.9; 5.13; 5.15 (т. 1, глава 5).

В этом случае необходимо знать категорию дробимости руды и тип дробилки, устанавливаемой в данной стадии дробления.

Таблица П-2.1

Категория дробимости	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова	Категория крепости
I (мягкие)	1—5	VII, VI, VIa
II (средней твердости)	5—10	От V до IIIa
III (твердые)	10—12	III, II, I

Приближенно коэффициент крепости f связан с пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ эмпирической формулой

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{300} + \frac{\sqrt{\sigma_{сж}}}{30}.$$

Если отсутствуют практические данные, то характеристику крупности исходной руды принимают прямолинейной или получают ее пересчетом типовой характеристики продукта дробилки крупного дробления.

Порядок расчета схемы дробления

На схеме дробления (рис. П-2.1) все продукты нумеруются арабскими, а операции — римскими цифрами. В общем случае номер продукта обозначается символом n , а номер операции — символом m .

Схему дробления рассчитывают в следующем порядке.

1. Определяют часовую производительность оборудования цеха дробления.
2. Определяют общую степень дробления

$$S_{общ} = D_1 / D_{11},$$

где D_1 — максимальная крупность исходной руды; D_{11} — максимальная крупность дробленой руды для рассчитываемого варианта схемы дробления (см. рис. П-2.1).

3. Устанавливают степени дробления в отдельных стадиях дробления

$$s_1 s_2 s_3 = S_{общ}.$$

4. Подсчитывают условную максимальную крупность дробленых продуктов после отдельных стадий дробления:
первой стадии

$$D_5 = \frac{D_1}{s_1};$$

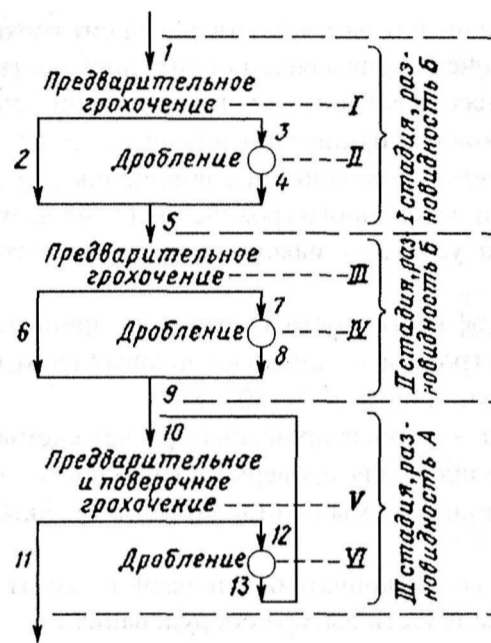


Рис. П-2.1. Схема дробления

второй стадии

$$D_9 = \frac{D_1}{s_1 s_2};$$

третьей стадии

$$D_{11} = \frac{D_1}{s_1 s_2 s_3}.$$

5. Подсчитывают для каждой стадии дробления ширину выходной щели дробилки

$$i_T = \frac{D_n}{z_n}.$$

Значения z_n принимают по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии — по типовым характеристикам (см. гл. 5, т. 1).

6. Устанавливают размеры отверстий сит грохотов и эффективность грохочения для каждой стадии дробления.

В операциях предварительного грохочения размеры отверстий сита грохотов a принимают в пределах $z_n i \geq a \geq i$, в операциях поверочного грохочения и совмещенных операциях предварительного и поверочного грохочения размеры отверстий сита принимают по условной максимальной крупности дробленого продукта.

Значения эффективности грохочения принимают в зависимости от типа грохота — для колосниковых грохотов $E^{-a} = 60 \div 70 \%$, для вибрационных $E^{-a} = 80 \div 85 \%$.

7. Выполняют ориентировочный расчет схемы дробления и выбирают дробилки для проверки возможности осуществления запроектированной схемы на стандартном дробильном оборудовании.

8. Выполняют окончательный расчет схемы дробления и проверку правильности выбора оборудования.

Вывод расчетных формул

При расчете схемы определяют массу и выход продуктов, получаемых по схеме, характеристики крупности продуктов 5, 9 и 10.

Для расчета характеристик крупности необходимо знать приращение расчетного класса в операциях дробления, подсчитываемое на основе следующих допущений. Зерна, размер которых меньше ширины выходной щели дробилки, проходят дробилку без изменений своей крупности и не влияют на гранулометрический состав продукта, получаемого при дроблении класса больше i . Если $d > i$, то при дроблении классов $-D + d$ и $-D + i$ получаются приблизительно одинаковые характеристики крупности дробленых продуктов (D — наибольшая крупность кусков в питании дробилки).

Из этих допущений следует, что при определении приращения расчетного класса необходимо различать два случая: первый, когда наибольшая крупность зерен в классе, приращение

которого необходимо определить, меньше ширины выходной щели дробилки или равна ей ($d \leq i$); второй, когда наибольшая крупность зерен в классе больше или равна ширине разгрузочной щели дробилки ($d \geq i$).

В первом случае приращение класса $-d$ будет происходить за счет дробления зерен крупнее i , а во втором — за счет дробления зерен $+d$.

Значения берут из отчетов по испытаниям дробимости руды, а при отсутствии данных испытаний — по типовым характеристикам (см. гл. 5).

Расчет первой стадии дробления

А. Определение массы продуктов 2 и 3.

Эффективность грохочения для любого класса крупности по определению

$$E_i^d = \frac{P_2^d}{P_1^d} = \frac{Q_2 \beta_2^d}{Q_1 \beta_1^d}.$$

Для класса $-a$ формула эффективности имеет вид

$$E_i^{-a} = \frac{P_2^{-a}}{P_1^{-a}} = \frac{Q_2 \beta_2^{-a}}{Q_1 \beta_1^{-a}} = \frac{Q_2 \cdot 1}{Q_1 \beta_1^{-a}}.$$

Отсюда:

масса нижнего продукта

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a} E_i^{-a}; \quad (\text{П-2.1})$$

масса верхнего продукта

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2.$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 5.

Масса класса $-d$ в продукте 5 равна сумме масс этого класса в продукте 1 и приращения его в операции дробления II:

$$P_5^{-d} = P_1^{-d} + \Delta P_{II}^{-d} = Q_1 \beta_1^{-d} + \Delta P_I^{-d};$$

$$\beta_5^{-d} = \frac{P_5^{-d}}{Q_5} = \frac{Q_1 \beta_1^{-d} + \Delta P_{II}^{-d}}{Q_5} = \beta_1^{-d} + \frac{\Delta P_{II}^{-d}}{Q_1}, \quad (\text{П-2.2})$$

так как $Q_1 = Q_5$.

При определении характеристики крупности продукта 5 следует различать три случая: $d \leq i$; $a \geq d \geq i$ и $d > a$.

Первый случай. Приращение мелкого класса в первой стадии дробления при $d \leq i$ определяют по формуле

$$\Delta P_m^{-d} = P_n^{+i} b_m^{-d} \quad (\text{при } d \leq i); \quad (\text{П-2.3})$$

$$\Delta P_{II}^{-d} = P_3^{+i} b_{II}^{-d}, \quad (\text{П-2.4})$$

где b^{-d} — содержание расчетного класса в разгрузке дробилки при питании ее классом крупнее i ; n — номер продукта, поступающего в дробилку; m — номер операции дробления.

Поэтому формула (П-2.2) имеет вид

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \frac{P_3^{+i} b_{II}^{-d}}{Q_1}. \quad (\text{П-2.5})$$

В схемах дробления обычно $a \geq i$. Поэтому масса класса, поступающего на грохот, равна сумме масс двух классов: класса $+a$ и класса $-a + i$.

$$P_1^{+i} = P_1^{+a} + P_1^{-a+i}.$$

Класс $+a$ из продукта 1 полностью переходит в продукт 3, поэтому $P_1^{+a} = P_3^{+a}$. Класс $-a + i$ переходит в нижний и верхний продукты грохота.

Масса класса $-a + i$ в верхнем продукте грохота

$$P_3^{-a+i} = P_1^{-a+i} - P_1^{-a+i} E_I^{-a+i}.$$

Общая масса класса $+i$ в верхнем продукте грохота

$$P_3^{+i} = P_3^{+a} + P_3^{-a+i} = P_1^{+a} + P_1^{-a+i} - P_1^{-a+i} E_I^{-a+i} = P_1^{+i} - P_1^{-a+i} E_I^{-a+i};$$

$$P_3^{+i} = Q_1 \beta_1^{+i} - Q_1 \beta_1^{-a+i} = Q_1 (\beta_1^{+i} - \beta_1^{-a+i}) E_I^{-a+i}. \quad (\text{П-2.6})$$

После подстановки значения P_3^{+i} в формулу (П-2.5) и сокращения Q_1 получим

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + (\beta_1^{+i} - \beta_1^{-a+i} E_1^{-a+i}) b_{II}^{-d}. \quad (\text{П-2.7})$$

Размер отверстий сита грохота обычно близок к ширине разгрузочной щели дробилки, поэтому класс $-a + i$ является узким и в то же время трудным классом для грохочения. Величины β_1^{-a+i} и E_1^{-a+i} малы по сравнению с величиной β_1^{+i} , а их произведение является малой величиной второго порядка, которой можно пренебречь. Тогда значение β_5^{-d} для рассматриваемого случая можно с достаточной степенью точности подсчитать по формуле

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+i} b_{II}^{-d}. \quad (\text{П-2.8})$$

Второй случай. Приращение мелкого класса в первой стадии дробления при $d \geq i$ по формуле (П-2.4) будет

$$\Delta P_m^{-d} = P_n^{+d} b_m^{-d} \quad (\text{при } d \geq i),$$

$$\Delta P_{II}^{-d} = P_3^{+d} b_{II}^{-d}.$$

Поэтому формула (П-2.5) примет вид

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \frac{P_3^{+d} b_{II}^{-d}}{Q_1}. \quad (\text{П-2.9})$$

Аналогично первому случаю масса класса $+d$ в верхнем продукте грохота

$$P_3^{+d} = Q_1 (\beta_1^{+d} - \beta_1^{-a+d} E_1^{-a+d}),$$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + (\beta_1^{+d} - \beta_1^{-a+d} E_1^{-a+d}) b_{II}^{-d}. \quad (\text{П-2.10})$$

Приближенно для второго случая

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} b_{II}^{-d}. \quad (\text{П-2.11})$$

Расчет второй стадии дробления

Вторая стадия дробления аналогична первой, поэтому расчетные формулы для второй стадии будут отличаться от формул для первой стадии только значениями индексов, показывающих номера продуктов и операций.

А. Определение массы продуктов 6, 7 и 8

$$Q_6 = Q_5 \beta_5^{-a} E_{III}^{-a} = Q_1 \beta_5^{-a} E_{III}^{-a};$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6 = Q_1 - Q_6. \quad (\text{П-2.12})$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 9

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+i} b_{IV}^{-d} \quad (\text{для случая } d \leq i_{IV}); \quad (\text{П-2.13})$$

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+d} b_{IV}^{-d} \quad (d \geq i_{IV}). \quad (\text{П-2.14})$$

Расчет третьей стадии дробления

А. Определение массы продуктов 10 и 12.

При установившемся процессе имеем:

$$Q_{11} = Q_9 = Q_1 \quad \text{и} \quad Q_{12} = Q_{13},$$

$$Q_{10} = P_{10}^{-a} + P_{10}^{+a}; \quad P_{10}^{-a} E_V^{+a} = Q_{11} = Q_1; \quad P_{10}^{-a} = \frac{Q_1}{E_V^{-a}}.$$

Содержащийся в продукте 10 класс $+a$ полностью переходит в верхний продукт грохота, поэтому

$$P_{10}^{+a} = P_{12}^{+a}.$$

С другой стороны,

$$P_{12}^{+a} b_{VI}^{-a} = \Delta P_{VI}^{-a} = Q_{11} \beta_{11}^{-a} - Q_9 \beta_9^{-a} = Q_1 (1 - \beta_9^{-a}) = Q_1 \beta_9^{+a},$$

так как

$$\beta_{11}^{-a} = 1 \quad \text{и} \quad \beta_9^{-a} + \beta_9^{+a} = 1.$$

$$P_{10}^{+a} = P_{12}^{+a} = \frac{Q_1 \beta_9^{+a}}{b_{VI}^{-a}}.$$

Подставляя значения P_{10}^{-a} и P_{10}^{+a} в формулу для Q_{10} , получим

$$Q_{10} = Q_1 \left(\frac{1}{E_V^{-a}} + \frac{\beta_9^{+a}}{b_{VI}^{-a}} \right); \quad (\text{П-2.15})$$

$$Q_{12} = Q_{13} = Q_{10} - Q_{11} = Q_{10} - Q_1.$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 10. Для выбора грохота в операции V достаточно знать содержание в продукте 10 классов $-a$ и $-0,5a$.

Содержание класса $-a$ определяется из соотношения

$$Q_{10} \beta_{10}^{-a} E_V^{-a} = Q_{11} \beta_{11}^{-a} = Q_1 \cdot 1$$

(так как $Q_{11} = Q_1$ и $\beta_{11}^{-a} = 1$),

откуда

$$\beta_{10}^{-a} = \frac{Q_1}{Q_{10} E_V^{-a}} = \frac{1}{\gamma_{10} E_V^{-a}}. \quad (\text{П-2.16})$$

Содержание класса $-0,5a$ будет примерно в два раза меньше, чем класса $-a$:

$$\beta_{10}^{-0,5a} \approx 0,5 \beta_{10}^{-a}. \quad (\text{П-2.17})$$

Ориентировочные выходы продуктов, поступающих в операции дробления, подсчитанные по изложенной методике с использованием типовых характеристик крупности, приведены в табл. П-2.2. Подсчеты выходов сделаны для следующих эффективностей грохочения: перед крупным дроблением — 60 %, перед средним — 85 %, перед мелким при открытой схеме дробления — 85 %, для замкнутой схемы мелкого дробления $a_V = = D_{11}$, $E = 85$ %. При других режимах работы дробилок и грохотов выходы могут иметь отклонения по сравнению с указанным в табл. П-2.2.

Таблица П-2.2

Ориентировочные выходы продуктов, поступающих в операции дробления, в зависимости от твердости дробимых руд (для предварительного выбора дробилок)

Дробление	Выход продукта, поступающего в дробление, % от массы исходной руды		
	мягкие руды	руды средней твердости	твердые руды
Крупное	65—75	70—80	80—90
Среднее	65—75	70—80	80—85
Мелкое	50—65	65—75	75—80
	90—120	120—150	150—190

Пример выбора и расчета схемы дробления

Выбрать и рассчитать схему дробления для следующих условий: производительность обогатительной фабрики по руде $Q_{ф.г} = 4$ млн т в год; руда добывается открытым способом, предприятие расположено в северном районе; руда характеризуется средней твердостью, насыпная плотность — $1,75 \text{ т/м}^3$, крупность максимального куска — 900 мм, влажность руды — до 4 %, характеристики крупности исходной руды и продуктов дробления принять по типовым характеристикам.

1. Определяют производительность отделения крупного дробления. Режим работы примем по режиму работы рудника. Рабочая непрерывная семидневная неделя, три смены в сутки. Чистое время работы оборудования 340 дней в году, 3 смены по 7 ч. Часовая производительность оборудования отделения крупного дробления

$$Q_{к.д.ч} = \frac{Q_{ф.г}}{340 \cdot 3 \cdot 7} = \frac{4 \cdot 10^6}{340 \cdot 3 \cdot 7} = 560 \text{ т.}$$

2. Определяют производительность отделения среднего и мелкого дробления. По общим условиям проектирования обогатительной фабрики предусматриваем склад крупнодробленой

руды. Режим работы отделения среднего и мелкого дробления примем с выходным днем, т.е. 305 дней в году в три смены по 7 ч. Годовой фонд машинного времени

$$305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \text{ ч.}$$

Часовая производительность оборудования отделения среднего и мелкого дробления

$$Q_{\text{с.м.д.ч}} = \frac{Q_{\text{ф.г}}}{6405} = \frac{4 \cdot 10^6}{6405} = 625 \text{ т.}$$

3. *Выбирают варианты схем дробления для технико-экономического сравнения.* Принимаем к рассмотрению вариант измельчения руды в шаровых мельницах, поскольку физические свойства руды таковы, что возможно мелкое дробление руды. Назначаем крупность руды для питания мельниц 13 мм (в пределах оптимальной крупности для питания шаровых мельниц 10—15 мм).

Эта крупность может быть достигнута при конусных дробилках мелкого дробления, работающих в замкнутом цикле с грохотами.

Выполняют расчет схемы.

4. *Определяют общую степень дробления*

$$S_{\text{общ}} = \frac{D_1}{D_{11}} = \frac{900}{13} = 69,3.$$

5. *Выбирают степень дробления в отдельных стадиях*

$$S_{\text{общ}} = s_1 s_2 s_3,$$

если

$$s_1 = s_2 = s_3, \text{ то } S_{\text{общ}} = s^3 \text{ и}$$

$$s_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S_{\text{общ}}} = \sqrt[3]{69,3} \approx 4,1,$$

где $s_{\text{ср}}$ — средняя степень дробления для одной стадии.

При замкнутом цикле в третьей стадии степени дробления в первой и во второй стадиях должны быть несколько меньше s_{cp} , а степень дробления в третьей стадии — больше s_{cp} . Поэтому для первой и второй стадий дробления ориентировочно принимаем

$$s_1 = s_2 = 3,8.$$

Тогда

$$s_3 = \frac{S_{общ}}{s_1 s_2} = \frac{69,3}{3,8 \cdot 3,8} = 4,8.$$

6. Определяют условную максимальную крупность продуктов после отдельных стадий дробления:

$$D_5 = \frac{D_1}{s_1} = \frac{900}{3,8} = 236 \text{ мм};$$

$$D_9 = \frac{D_1}{s_1 s_2} = \frac{900}{3,8 \cdot 3,8} = 62 \text{ мм};$$

$$D_{11} = \frac{D_1}{s_1 s_2 s_3} = \frac{900}{3,8 \cdot 3,8 \cdot 4,8} = 13 \text{ мм}.$$

7. Определяют ширину разгрузочных отверстий дробилок в первой и второй стадиях дробления:

$$i_{II} = \frac{D_5}{z_{II}} = \frac{236}{1,5} = 157 \text{ мм} \approx 150 \text{ мм}$$

при

$$i_{IV} = \frac{D_9}{z_{IV}} = \frac{62}{2,1} \approx 30 \text{ мм},$$

значения z находим по типовым характеристикам конусных дробилок крупного дробления и для дробилок КСД-2200 по табл. 6 [17].

8. Выбирают размеры отверстий сита грохотов и эффективность грохочения для первой и второй стадий дробления. Для предварительного грохочения размер отверстий сита принимают в пределах от i до zi . Если дробилка недогружена, то

размер отверстий берут равным или немного большим i , а если дробилка перегружена — то равным или немного меньшим zi . По практическим данным соотношение между размерами отверстий грохотов и шириной разгрузочных отверстий дробилок составляет примерно: при крупном дроблении — 1, при среднем дроблении — 1,5—1,8 и мелком — 2—3. Для крупного грохочения на колосниковых грохотах эффективность грохочения E^{-a} принимают в пределах 60—70 %, а для среднего и мелкого предварительного грохочения — 80—85 % (при установке вибрационных грохотов).

Для рассчитываемой схемы можно принять: $a_I = i_{II} = 150$ мм, $E_I^{-a} = 60$ %; $a_{III} = 1,8 i_{IV} = 1,8 \cdot 30 = 54$ мм, принимаем, округляя $a_{III} = 60$ мм, $E_{III}^{-a} = 85$ %.

9. *Выбирают режим работы грохотов и дробилок третьей стадии дробления.* В зависимости от значений величин i , a и E^{-a} , определяющих режим работы грохотов и дробилок, изменяются характеристика крупности дробленого продукта, необходимое число грохотов и дробилок.

Для снижения циркулирующей нагрузки в третьей стадии желательно поддерживать ширину разгрузочного отверстия дробилки минимальной для данного типоразмера.

В нашем случае ширина отверстия, по практическим данным, должна быть $13 : 2 = 6,5$ мм или даже $13 : 3 = 5$ мм. Минимальная ширина отверстия дробилки КМД-2200 равна 5 мм, принимаем $i_{VI} = 7$ мм, $a_V = 13$ мм, $E_V^{-a} = 85$ % — E_I^{-a} .

10. *Проверяют соответствие выбранной схемы дробления и степеней дробления выпускаемому оборудованию:*

а) определяют приближенные значения масс продуктов 3, 7 и 12, поступающих в операцию дробления. По табл. 8 [17] находим ориентировочные выходы продуктов (для руды средней твердости): $\gamma_3 = 75$ %; $\gamma_7 = 75$ %; $\gamma_{12} = 135$ %. По формуле $Q_{II} = Q_I \gamma_{II}$ определяем массы продуктов (не забудьте, что часовая производительность отделений крупного, среднего и мелкого дробления — разная):

$$Q_3 = 560 \cdot 0,75 = 420 \text{ т/ч}; Q_7 = 625 \cdot 0,75 = 468 \approx 470 \text{ т/ч};$$

$$Q_{12} = 626 \cdot 1,35 = 843 \approx 845 \text{ т/ч};$$

б) выбирают дробилки. Требования, которым должны они удовлетворять согласно результатам предварительного расчета схемы дробления, указаны в табл. П-2.3.

Этим требованиям удовлетворяют: для первой стадии дробления — конусная дробилка крупного дробления размером 1200 мм; для второй стадии — конусная дробилка среднего дробления размером 2200 мм; для третьей стадии — конусная дробилка мелкого дробления размером 2200 мм.

Таблица П-2.3

Требования, которым должны удовлетворять дробилки
(к примеру выбора и расчета схемы дробления)

Показатели	Стадия дробления		
	первая	вторая	третья
Крупность наибольших кусков в питании, мм	900	225	60
Ширина разгрузочного отверстия, мм	150	30	7
Требуемая производительность, т/ч, м ³ /ч	420	470	845
	240	260	485

Таблица П-2.4

Технологическая характеристика выбранных дробилок
(к примеру выбора и расчета схемы дробления)

Стадия дробления	Тип и размер дробилок	Ширина приемного отверстия, мм	Пределы регулирования разгрузочного отверстия, мм	Производительность при запроектированных отверстиях, м ³ /ч
Первая	Конусная крупного дробления, 1200 мм	1200	130, 150, 180	680
Вторая	То же, среднего дробления, 2200 мм	350	30—60	360
Третья	То же, мелкого дробления, 2200 мм	130	5—16	223

Технологическая характеристика дробилок приведена в табл. П-2.4.

Производительность дробилки крупного дробления при ширине отверстия 150 мм принята 680 т/ч; дробилки среднего дробления КСД-2200 при ширине 30 мм — 360 т/ч; производительность дробилки КМД-2200 при работе в замкнутом цикле рассчитана по формуле

$$Q_{з.ц} = k_{ц} Q = 1,3 \cdot 172,7 = 223 \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $k_{ц}$ — коэффициент на замкнутый цикл, равный 1,3; Q — производительность дробилки в открытом цикле, $\text{м}^3/\text{ч}$, определяется по табл. 28 [17].

Коэффициенты загрузки дробилок

$$k_1 = \frac{240}{680} = 0,35; \quad k_2 = \frac{260}{360} = 0,73; \quad k_3 = \frac{485}{3223} = 0,15.$$

Здесь в числителе — требуемая производительность дробилок (см. табл. 9), в знаменателе — производительность по технологической характеристике (см. табл. 10 [17]).

Расчет показал, что дробилка первой стадии ККД-1200/150 имеет очень большой запас производительности, поэтому необходимо рассмотреть вариант замены ее на щековую дробилку ШДП-12×15.

Производительность этой дробилки при ширине отверстия 150 мм равна 315 $\text{м}^3/\text{ч}$. Следовательно, достаточно одной щековой дробилки при коэффициенте ее загрузки $k_1 = \frac{240}{315} = 0,76$.

Таким образом, предварительный расчет схемы показал, что в первой стадии следует установить щековую дробилку, а не конусную. Для третьей стадии необходимы к установке три дробилки КМД-2200.

Приложение 3

МЕТОДИКА РАСЧЕТА СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ [17]

Расчет двухстадиальных схем с открытым циклом в первой стадии

На рис. П-3.1 приведены разновидности двухстадиальных схем измельчения с открытым циклом в первой стадии.

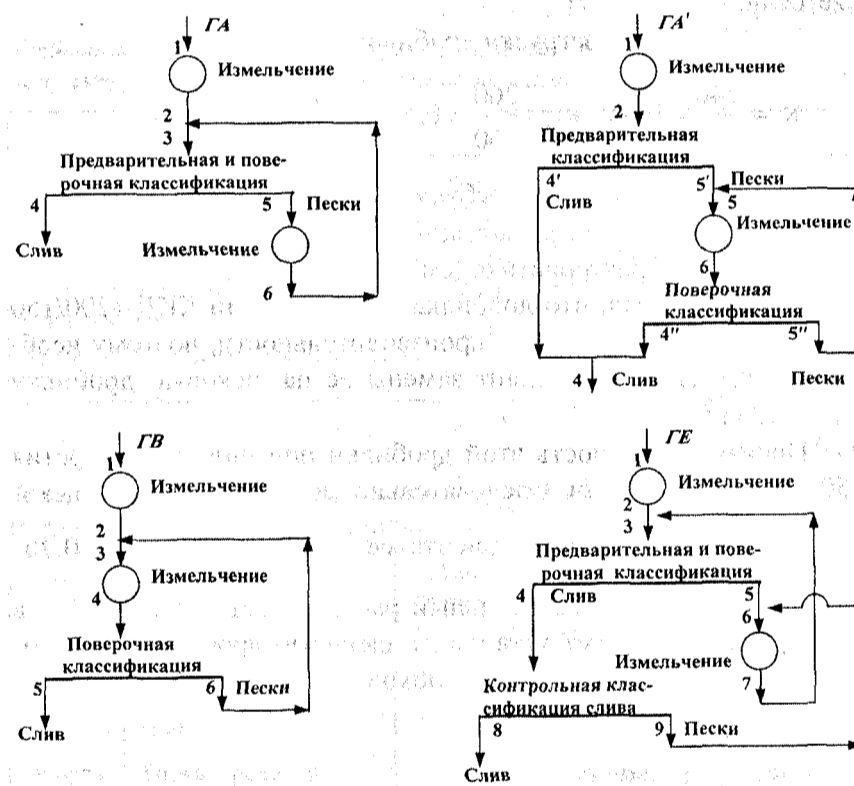


Рис. П-3.1. Разновидности двухстадиальных схем измельчения с открытым циклом в первой стадии:

1—9, 4' и 4'', 5' и 5'' — исходная руда и продукты схемы

Первая стадия в схемах этой группы одинакова. Различие состоит в схемах второй стадии. Исходными данными для расчета являются: Q_1 , β_1 и β_k — содержание расчетного класса в исходном и конечном продуктах измельчения; R_c и R_{II} — отношение Ж : Т в сливе и песках классификаторов (гидроциклонов); m — отношение объема мельниц второй стадии к приведенному объему мельниц первой стадии измельчения; k — отношение удельной производительности по вновь образованному расчетному классу мельниц второй стадии к удельной производительности по тому же классу мельниц первой стадии измельчения при одинаковых типе и диаметрах мельниц ($k \approx 0,8 \div 0,85$).

Для установившегося процесса $Q_1 = Q_2 = Q_k$, где Q_k — масса конечного продукта измельчения.

1. Определение содержания β_2 расчетного класса в сливе мельницы первой стадии измельчения.

Обозначим через ΔP_I и ΔP_{II} массы вновь образованного расчетного класса в первой и второй стадиях измельчения; a_I и a_{II} — удельные производительности мельниц первой и второй стадий по вновь образованному расчетному классу; V_I и V_{II} — приведенные объемы мельниц в первой и второй стадиях измельчения.

Тогда

$$\beta_2 = \frac{Q_1 \beta_1 + \Delta P_I}{Q_2} = \beta_1 + \frac{\Delta P_I}{Q_1}; \quad (\text{II-3.1})$$

$$\Delta P_I = a_I V_I; \quad \Delta P_{II} = a_{II} V_{II} = k a_I m V_I;$$

$$\frac{\Delta P_I}{\Delta P_I + \Delta P_{II}} = \frac{a_I V_I}{a_I V_I + k a_I m V_I} = \frac{1}{1 + km};$$

$$\Delta P_I = \frac{\Delta P_I + \Delta P_{II}}{1 + km}.$$

Очевидно, что общее приращение вновь образованного расчетного класса

$$\Delta P_I + \Delta P_{II} = Q_k \beta_k - Q_1 \beta_1 = Q_1 (\beta_k - \beta_1),$$

откуда

$$\Delta P_I = \frac{Q_1 (\beta_k - \beta_1)}{1 + km}, \quad (\text{П-3.2})$$

и в соответствии с формулой (П-3.1)

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_4 - \beta_1}{1 + km}. \quad (\text{П-3.3})$$

2. Определение массы продуктов второй стадии. Вторые стадии представлены разновидностями A, A', B, E . Определение массы продуктов второй стадии для схем $ГА$ и $ГА'$ выполняется по балансовым формулам

$$Q_{5'} = Q_1 \frac{R_4 (\beta'_4 - \beta'_2)}{\beta'_4 (R_4 - R_5)}; \quad (\text{П-3.4})$$

$$Q_4 = Q_1 - Q_{5'}.$$

Значения β'_2 и β'_4 находят по справочным данным [17] по известным значениям β_2 и β_4 . Далее

$$Q_{5''} = Q_{5'} C_{\text{опт}}; \quad (\text{П-3.5})$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_{5'} + Q_{5''}; \quad Q_3 = Q_1 + Q_6.$$

Для схемы $ГВ$ массу песков Q_6 определяем по формуле

$$Q_6 = Q_1 C_{\text{опт}}; \quad Q_3 = Q_4 = Q_1 + Q_6; \quad Q_5 = Q_1. \quad (\text{П-3.6})$$

Для схемы $ГЕ$ массу продуктов второй стадии находим, как при расчете схемы E , по формулам

$$Q_4 = Q_1 \frac{\beta'_8 (R_8 - R_9)}{\beta'_4 R_8 - \beta'_8 R_9}; \quad Q_9 = Q_4 - Q_8 = Q_4 - Q_1. \quad (\text{П-3.7})$$

Значения β'_4 и β'_8 находят по табл. 14 [17] по заданным значениям β_4 и β_8 .

Для Q_6 имеем

$$Q_6 = Q_7 = Q_5 + Q_9.$$

Пример

Рассчитать схемы ГА и ГА' (см. рис. П-3.1). Исходные данные при расчете: $Q_1 = 200$ т/ч; $\beta_1 = 7\%$; $\beta_4 = \beta_4' = \beta_4'' = 70\%$; $m = 2$; $k = 0,82$; $R_4 = 2,6$; $R_5 = 0,2$ (спиральные классификаторы).

1. Определяем значения β_2 по формуле (П-3.3)

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_k - \beta_1}{1 + km} = 0,07 + \frac{0,7 - 0,07}{1 + 0,82 \cdot 2} = 0,308 = 30,8\%.$$

2. Определяем значения $Q_{5'}$ и $Q_{4'}$ по формулам (П-3.4).

Предварительно по табл. 14 [17] находим $\beta_{2'} = 18\%$ и $\beta_{4'} = 48\%$.

$$Q_{5'} = \frac{Q_1 R_4 (\beta_{4'} - \beta_{2'})}{\beta_{4'} (R_4 - R_5)} = \frac{200 \cdot 2,6 (0,48 - 0,18)}{0,48 (2,6 - 0,2)} = 136 \text{ т/ч};$$

$$Q_{4'} = Q_1 - Q_{5'} = 200 - 136 = 64 \text{ т/ч}.$$

3. Определяем значения $Q_{5''}$, Q_5 и Q_3 по формулам (П-3.5).

Предварительно назначаем оптимальную циркулирующую нагрузку.

При самотечном сопряжении мельниц и классификатора принимаем $C_{\text{опт}} = 500\%$:

$$Q_{5''} = Q_{5'} C_{\text{опт}} = 136 \cdot 5 = 680 \text{ т/ч};$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_{5'} + Q_{5''} = 136 + 680 = 816 \text{ т/ч};$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_5 = 200 + 816 = 1016 \text{ т/ч}.$$

Приложение 4

МЕТОДИКА РАСЧЕТА КОЛИЧЕСТВЕННЫХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ [17]

Расчет количественной схемы обогащения монометаллических руд

Порядок расчета

1. По формуле $N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + n_p - a_p) - 1$ определяют необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (включая и показатель β_1 , относящийся к исходной руде).

2. По формуле $N_n = c(n_p - a_p) = 2(n_p - a_p)$ устанавливают число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки.

3. По формуле $N_{\text{извл. max}} = n_p - a_p$ определяют максимальное число показателей извлечения, которое может быть принято для расчета схемы.

4. По формуле $N_n = N_\gamma + N_\beta + N_\epsilon$ определяют число исходных показателей содержания, принимая при этом, что $N_\gamma = 0$ и $N_\beta = N_{\text{извл. max}}$.

5. По данным отчетов об испытаниях обогащения руды и практики обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье, назначают значения исходных показателей ϵ , E , β для обогащенных продуктов отдельных операций (концентратов).

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, находят значения ϵ_n для всех продуктов схемы.

7. По формуле $\gamma_n = \frac{\beta_1 \epsilon_n}{\beta_n}$ определяют выходы для продуктов с известными значениями β_n .

8. Путем составления и решения уравнений баланса выходов вычисляют значения γ_n для всех остальных продуктов схемы.

9. По формуле $\beta_n = \frac{\beta_1 \epsilon_n}{\gamma_n}$ определяют содержания для всех остальных продуктов схемы.

Расчет схемы в абсолютных показателях проводится на основании рассчитанной схемы в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях необходимо знать массу какого-нибудь продукта схемы, обычно исходного. При расчете пользуются формулами

$$Q_n = Q_1 \gamma_n \text{ и } P_n = P_1 \epsilon_n.$$

Пример расчета количественной схемы обогащения

Рассчитать в относительных показателях схему обогащения монометаллической руды (рис. П-4.1). В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три — смешения. Двенадцать продуктов состоят из исходной руды, восьми продуктов, получаемых в операциях разделения, и трех продуктов, получаемых в операциях смешения.

Расчет ведем по двум компонентам — твердому и полезному металлу. Следовательно, $n = 12$; $n_p = 8$; $a = 7$; $a_p = 4$; $c = 2$. Для расчета используем формулы пунктов 1 — 9.

1. *Определяют необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы*

$$N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + 8 - 4) - 1 = 9.$$

2. *Определяют необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки,*

$$N_{\text{п}} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

3. *Определяют максимальное число показателей извлечения*

$$N_{\text{извл. макс}} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4.$$

4. Определяют число показателей содержания при условии, что $N_\gamma = 0$ и $N_\epsilon = 4$:

$$N_\pi = N_\gamma + N_\beta + N_\epsilon; 8 = 0 + N_\beta + 4; N_\beta = 4.$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде β_1 , четыре показателя извлечения и четыре показателя содержания в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки на основании испытаний обогащения руды, произведенных по открытой схеме, выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения при основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения.

5. Принимают на основании анализа результатов испытаний обогащения руды и практики действующей обогатительной фабрики следующие значения исходных показателей:

- содержание металла в исходной руде $\beta_1 = 10 \%$;
- извлечение металла в окончательный концентрат от руды $\epsilon_8 = 90 \%$;
- частное извлечение металла в концентрат второй перечистки $E_8 = 92 \%$;
- то же, в концентрат первой перечистки $E_6 = 90 \%$;
- то же, в концентрат основной флотации $E_3 = 85 \%$;
- содержание металла в окончательном концентрате $\beta_8 = 60 \%$;
- то же, в концентрате после первой перечистки $\beta_6 = 50 \%$;
- то же, в концентрате основной флотации $\beta_3 = 40 \%$;
- то же, в концентрате контрольной флотации $\beta_{10} = 10 \%$.

6. Определяют значения ϵ :

$$\epsilon_6 = \frac{\epsilon_8}{E_8} = \frac{0,9}{0,92} = 0,978 = 97,8 \%$$

$$\epsilon_9 = \epsilon_6 - \epsilon_8 = 97,8 - 90 = 7,8 \%$$

$$\epsilon_5 = \frac{\epsilon_6}{E_6} = \frac{0,978}{0,9} = 1,087 = 108,7 \%$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 108,7 - 7,8 = 100,9 \%;$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 108,7 - 97,8 = 10,9 \%;$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} = \frac{1,009}{0,85} = 1,187 = 118,7 \%;$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 118,7 - 100 = 18,7 \%;$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 118,7 - 100,9 = 17,8 \%;$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 18,7 - 10,9 = 7,8 \%;$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 17,8 - 7,8 = 10 \%.$$

Проверка: $\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 90 = 10 \%$.

7. Определяют выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями β_n (формула $\gamma_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n}$):

$$\gamma_3 = 25,2 \%; \gamma_6 = 19,6 \%; \gamma_8 = 15 \%; \gamma_{10} = 7,8 \% .$$

8. Определяют выходы остальных продуктов схемы по уравнениям баланса:

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 19,6 - 15 = 4,6 \%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9 = 25,2 + 4,6 = 29,8 \%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 29,8 - 19,6 = 10,2 \%;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 10,2 + 7,8 = 18,0 \%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 18,0 = 118,0 \%;$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 118,0 - 25,2 = 92,8 \%;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 92,8 - 7,8 = 85 \%.$$

Проверка: $\gamma_{12} = \gamma_1 - \gamma_8 = 100 - 15 = 85 \%$.

9. Определяют содержание металла в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12 по формуле $\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$:

$$\beta_2 = 10,6 \%; \beta_4 = 1,92 \%; \beta_5 = 36,47 \%; \beta_7 = 10,69 \%;$$

$$\beta_9 = 16,96 \%; \beta_{11} = 10,38 \%; \beta_{12} = 1,18 \%.$$

10. Определяют массу продуктов по формуле $Q_n = Q_1 \gamma_n$ и массу металла в продуктах по формуле $P_n = P_1 \epsilon_n$. Производительность обогатительной фабрики по руде принимают равной 200 т/ч.

Рассчитанную количественную схему обогащения записывают по особой форме в таблицу и изображают на графике (табл. П-4.1, рис. П-4.1).

Запись результатов расчета количественной схемы обогащения на качественной схеме выполняется в следующем порядке: $\frac{Q_n; \gamma_n}{\beta_n; \epsilon_n}$.

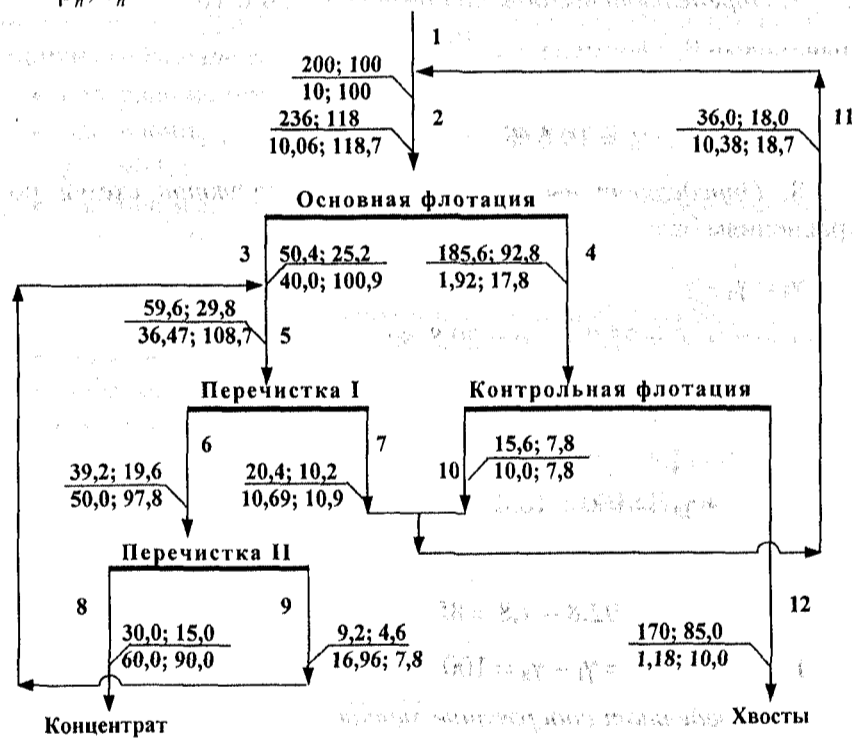


Рис. П-4.1. Запись результатов расчета количественной схемы обогащения на качественной схеме (к примеру расчета)

Таблица П-4.1

Форма записи количественной схемы обогащения (к примеру расчета)

№ операции и продукта	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %	P, т/ч
I	<i>Основная флотация</i>					
	Поступают:					
1	слив классификатора (руда)	200,0	100,0	10,0	100,0	20,0
11	объединенный пром-продукт	36,0	18,0	10,38	18,7	3,74
2	Итого	236,0	118,0	10,06	118,7	23,74
	Выходят:					
3	концентрат основной флотации	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
4	хвосты основной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
	Итого	236,0	118,0	10,06	118,7	23,74
II	<i>Первая перемелка концентрата</i>					
	Поступают:					
3	концентрат основной флотации	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
9	хвосты второй перемелки концентрата	9,2	4,6	16,96	7,8	1,56
5	Итого	59,6	29,8	36,47	108,7	21,74
	Выходят:					
6	концентрат первой перемелки	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
7	хвосты первой перемелки	20,4	10,2	10,69	10,9	2,18
	Итого	59,6	29,9	36,47	108,7	21,74
III	<i>Вторая перемелка концентрата</i>					
	Поступает:					
6	концентрат первой перемелки	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56

Окончание табл. П-4.1

№ операции и продукта	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %	P, т/ч
8	Выходят: окончательный концентрат	30,0	15,0	60,0	90,0	18,0
9	хвосты второй перемешки	9,2	4,6	16,96	7,8	1,56
	Итого	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
IV	<i>Контрольная флотация</i>					
4	Поступает: хвосты основной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
10	Выходят: концентрат контрольной флотации	15,6	7,8	10,0	7,8	1,56
12	хвосты окончательные	170,0	85,0	1,18	10,0	2,0
	Итого	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56

Приложение 5

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ВОДНО-ШЛАМОВЫХ СХЕМ [17]

Порядок расчета шламовой схемы

1. Устанавливают значения исходных показателей.
2. Составляют вспомогательную таблицу, куда записывают массу продуктов по данным расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.
3. По формуле $W_n = R_n Q_n$ подсчитывают и записывают во вспомогательную таблицу количество воды для тех продуктов и операций, для которых известны по исходным показателям значения R .
4. По уравнениям баланса определяют количество воды, добавляемое в отдельные операции или в отдельные продукты, и одновременно подсчитывают количество воды во всех продуктах схемы.
5. По формуле (18.23) подсчитывают значения R_n .
6. По формуле (18.27) подсчитывают объемы пульпы для всех продуктов и операций.
7. Результаты расчета шламовой схемы оформляют в виде таблицы и графика.
8. Составляют баланс воды по обогатительной фабрике, определяют общий расход воды и удельный ее расход на 1 т обогащаемого полезного ископаемого.

Пример расчета шламовой схемы

Рассчитать шламовую схему для операций тонкого измельчения, флотации и обезвоживания (рис. П-5.1). Масса отдельных продуктов известна из расчета количественной схемы.

1. Устанавливают значения исходных показателей по отчетам об исследовательских работах и по данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье (табл. П-5.1).

Таблица П-5.1

Исходные показатели для расчета шламовой схемы

I группа. Оптимальные значения R , которые необходимо обеспечить		II группа. Нерегулируемые значения R		III группа. Нормы расхода свежей воды в отдельных операциях
$R_I = 0,3$	$R_{VI} = 4,0$	$R_1 = 0,03$	$R_{14} = 2,0$	Для транспорта кон- центрата в сгуститель $l_{17} = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}$, $R_{IX} =$ $= R_{17} + l_{17} = 1,5 + 1,5 =$ $= 3,0 \text{ м}^3/\text{т}$
$R_4 = 1,5$	$R_{VII} = 2,8$	$R_5 = 0,25$	$R_{17} = 1,5$	
$R_7 = 2,5$	$R_{VIII} = 4,0$	$R_8 = 0,3$	$R_{18} = 3,0$	
$R_{IV} = 0,4$	$R_X = 1,0$	$R_{11} = 2,5$		
$R_V = 2,8$	$R_{24} = 2,5$			

2, 3. Составляют вспомогательную таблицу, в которую записывают массы твердого в отдельных продуктах и операциях, найденные при расчете количественной схемы, исходные показатели для расчета шламовой схемы и значения W_n , подсчитанные для продуктов и операций с известными значениями R_n по формуле $W_n = R_n Q_n$ (см. табл. П-5.1).

4. Определяют количество воды, добавляемой в отдельные операции, и количество воды в отдельных продуктах.

Определяют L_I (по уравнению баланса воды для операции I):

$$W_1 + W_5 + L_I = W_I;$$

$$L_I = W_I - W_1 - W_5 = 120 - 6 - 50 = 64 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Последующие расчеты L и W выполняют аналогичным образом:

$$L_{II} = W_4 + W_5 - W_3 = 300 + 50 - 120 = 230 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{III} = W_7 + W_8 - W_9 - W_4 = 500 + 120 - 160 - 300 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_8 = 160 - 120 = 40 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Дальнейшие расчеты ведут с конца схемы обогащения:

$$L_{VIII} = W_{VIII} - W_{14} = 160 - 80 = 80 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{17} = W_{VIII} - W_{16} = 160 - 45 = 115 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{VI} = W_{VI} - W_{11} - W_{16} = 240 - 125 - 115 = 0 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{15} = W_{VI} - W_{14} = 240 - 80 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{20} = W_{15} + W_{18} = 160 + 60 = 220 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_V = W_V - W_7 - W_{20} = 672 - 500 - 220 = -48 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

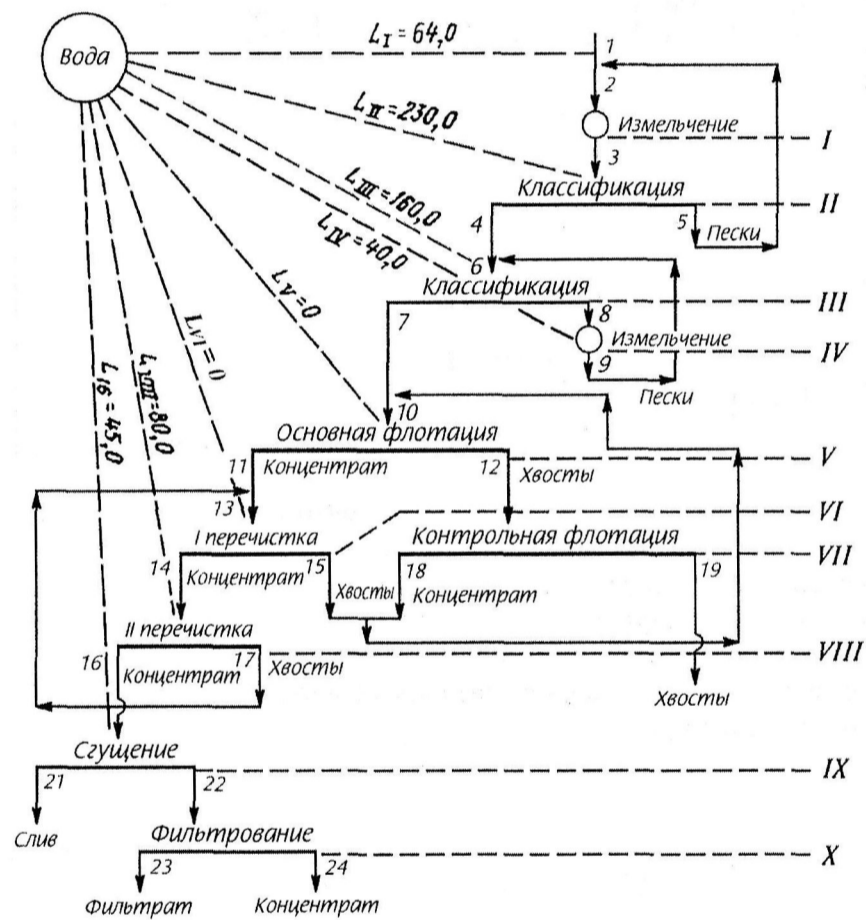


Рис. П-5.1. К расчету шламовой схемы (смесь продуктов 15 и 18 — продукт 20, количество воды, добавляемой в I перецистку, — L_{VI})

Таблица П-5.2

Вспомогательная таблица для расчета шламовой схемы

№ операции и продукта	Q_n , т/ч	R_n	W_n , м ³ /ч	№ операции и продукта	Q_n , т/ч	R_n	W_n , м ³ /ч
1	200	0,03	6	13	60	—	—
2	400	—	—	VI	60	4,0	240
I	400	0,3	120	14	40	2,0	80
3	400	0,3	120	15	20	—	—
II	400	—	—	VIII	40	4	160
4	200	1,5	300	16	30	1,5	45
5	200	0,25	50	17	10	—	—
6	600	—	—	VII	190	2,8	532
III	600	—	—	18	20	3,0	60
7	200	2,5	500	19	170	—	—
8	400	0,3	120	20	40	—	—
IV	400	0,4	160	IX	30	3,0	90
9	400	0,4	160	21	0	—	—
10	240	—	—	22	30	1,0	30
V	240	2,8	672	X	30	1,0	30
11	50	2,5	125	23	0	—	—
12	190	—	—	24	30	0,11	3,3

Значение L_V получилось отрицательным. Это показывает, что воду нужно не добавлять, а, наоборот, удалять, т.е. чтобы обеспечить заданное оптимальное значение R_V , необходимо ввести операцию сгущения. Учитывая, что избыток воды составляет лишь незначительную часть от оптимального ее количества в операции V, от сгущения питания основной флотации можно отказаться, тогда:

$$L_V = 0; W_V = W_7 + W_{20} = 500 + 220 = 720 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_V = \frac{W_V}{Q_V} = \frac{720}{240} = 3,0 \text{ (вместо 2,8);}$$

$$W_{12} = W_V - W_{11} = 720 - 125 = 595 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{VII} = W_{VII} - W_{12} = 532 - 595 = -63 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

В контрольной флотации опять имеется небольшой избыток воды, и для достижения оптимального значения R_{VII} необходимо хвосты основной флотации подвергнуть сгущению. Но вследствие небольшого избытка воды операцию сгущения хвостов можно не производить.

Тогда

$$L_{VII} = 0; W_{VII} = W_{12} = 595 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_{VII} = \frac{W_{VII}}{Q_{VII}} = \frac{595}{191,3} = 3,13 \text{ (вместо 2,8);}$$

$$W_{19} = W_{VII} - W_{18} = 595 - 60 = 535 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{16} = l_{16}Q_{16} = 1,5 \cdot 30 = 45 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{21} = W_{IX} - W_{22} = 90 - 30 = 60 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$W_{23} = W_{22} - W_{24} = 30 - 3,3 = 26,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

5, 6. Подсчитывают значения R_n по формуле (18.22) и объем пульпы по формуле (18.27).

Для определения объема пульпы необходимо кроме Q_n и R_n знать еще плотности продуктов δ_n , которые при операциях обогащения изменяются. Но так как объем твердого обычно невелик по сравнению с объемом пульпы, то при определении V_n с достаточной степенью точности можно принимать плотность твердого постоянной. Принимаем плотность продуктов 3 г/см^3 .

Относительная ошибка в определении объема пульпы из-за неправильной плотности твердого

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{\Delta \delta}{(\delta + \Delta \delta)(R\delta - 1)},$$

где δ — истинная плотность твердого; $\Delta \delta$ — разница между принятой и истинной плотностью твердого; R — отношение Ж : Т в продукте.

Если $R = 3 \text{ г/см}^3$, $\Delta \delta = 1 \text{ г/см}^3$ и $R = 3$, то

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3+1)(3 \cdot 3+1)} = \frac{1}{40}, \text{ или } 2,5 \%.$$

т.е. при ошибке в плотности твердого на 33 % ошибка в определении объема пульпы равна всего лишь 2,5 %.

Если $R = 1$, то ошибка будет больше:

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3+1)(1 \cdot 3+1)} = \frac{1}{16}, \text{ или } 6,2 \%$$

7. Оформляют результаты расчета шламовой схемы в виде таблицы по форме, аналогичной применяемой для количественной схемы. Для примера в табл. П-5.3 приводим запись шламовой схемы для операции основной флотации.

Также записываются и все другие операции.

Шламвая схема изображается как количественная аналогично рис. П-5.1, на схему наносят значения R_n , W_n , L_n и V_n .

Таблица П-5.3

Пример записи шламовой схемы

№ продукта и операции	Наименование операций и продуктов	Q_n , т/ч	R_n	W_n , м ³ /ч	V_n , м ³ /ч
V	Основная флотация				
	Поступают:				
7	слив классификатора	200	2,5	500	566,7
20	объединенный промпродукт	40	5,5	220	233,3
	свежая вода	—	—	0	0
10	Итого	240	3,0	720	800,0
	Выходят:				
11	концентрат	50	2,5	125	141,7
12	хвосты	190	3,13	595	658,3
10	Итого	240	3,0	720	800,0

Баланс воды

Шламовая схема дает возможность составить баланс общей и свежей воды по обогатительной фабрике. Суммарное количество воды, поступающей в процесс, должно равняться суммарному количеству воды, уходящей из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс общей воды выразится равенством

$$W_1 + \sum L = \sum W_k,$$

где W_1 — количество воды, поступающее с исходным сырьем;
 $\sum L$ — суммарное количество воды, добавляемой в процесс;
 $\sum W_k$ — суммарное количество воды, уходящей из процесса с конечными продуктами.

Для рассчитанной шламовой схемы баланс общей воды приведен в табл. П-5.4.

Из вышеприведенного уравнения следует, что расход общей воды на обогатительной фабрике будет

$$\sum L = \sum W_k - W_1.$$

Таблица П-5.4

Баланс общей воды на фабрике (к примеру расчета)

Поступает воды в процесс	м ³ /ч	Уходит воды из процесса	м ³ /ч
С исходной рудой W_1	6	С хвостами W_{19}	535
В измельчении I приема L_I	64	В сливе сгустителя W_{21}	60
В классификации I приема L_{II}	230	В фильтрате W_{23}	26,7
В классификации II приема L_{III}	40	С концентратом W_{24}	3,3
В измельчение II приема L_{IV}	80		
Во 2-ю перемешку концентрата L_{VII}	45		
В окончательный концентрат L_{16}			
Всего поступает $W_1 + \sum L$	625	Всего уходит $\sum W_k$	625,0

Для нашего случая

$$\sum L = 625 - 6 = 619 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Если на обогатительной фабрике используется оборотная вода, то расход свежей воды будет равен разности между расходом общей воды и количеством оборотной воды:

$$L_{\text{св}} = \sum L - \sum W_{\text{об}}; L_{\text{св}} = \sum W_{\text{к}} - W_1 - \sum W_{\text{об}},$$

где $L_{\text{св}}$ — расход свежей воды; $\sum W_{\text{об}}$ — суммарное количество оборотной воды.

Для рассматриваемого примера при условии использования слива сгустителя (продукт 21) и фильтрата (продукт 23) расход свежей воды будет

$$\begin{aligned} L_{\text{св}} &= \sum W_{\text{к}} - W_1 - (W_{21} + W_{23}) = \\ &= 625 - 6 - (60 + 26,7) = 532,3 \text{ м}^3/\text{ч.} \end{aligned}$$

Все приведенные выше подсчеты относятся к воде, потребляемой для технологических целей. Чтобы определить общую потребность воды для обогатительной фабрики, необходимо учесть еще расход ее на смыв полов, промывку аппаратов (в случае их остановки) и на другие нужды. Обычно при проектировании принимают, что общее потребление воды фабрикой на 10—15 % превышает потребление воды для технологических целей.

№	Наименование	Единица измерения	Значение
1	Общая потребность в воде	м ³ /ч	625
2	Расход воды на смыв полов	м ³ /ч	6
3	Расход воды на промывку аппаратов	м ³ /ч	60
4	Расход воды на другие нужды	м ³ /ч	26,7
5	Итого расход воды	м ³ /ч	697,7
6	Оборотная вода	м ³ /ч	165,7
7	Расход свежей воды	м ³ /ч	532,3

Оглавление

Раздел V

ПРОЦЕССЫ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ

5

Глава 16

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ

7

16.1. Назначение и классификация процессов контроля

7

16.2. Опробование процессов и схем обогащения

8

16.3. Контроль основных технологических параметров

10

16.3.1. Контроль масс и уровней

10

16.3.2. Контроль вещественного состава твердых продуктов

17

16.3.3. Контроль состава жидких сред

19

16.4. Схемы опробования и контроля

22

Глава 17

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

23

17.1. Общие сведения

23

17.2. Автоматизация процесса дробления

24

17.3. Автоматизация процесса измельчения

26

17.4. Автоматизация процессов гравитационного обогащения

26

17.4.1. Автоматизация процесса отсадки

28

17.4.2. Автоматизация процесса обогащения в тяжелых средах

29

17.5. Автоматизация процесса магнитной сепарации

32

17.6. Автоматизация процесса флотации

33

17.7. Автоматизация процессов обезвоживания

36

17.7.1. Автоматизация процесса сгущения

36

17.7.2. Автоматизация процесса фильтрации

36

17.7.3. Автоматизация процесса сушки

38

17.8. АСУТП обогатительных фабрик

40

Раздел VI

ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....43

Глава 18

ОСНОВЫ ВЫБОРА И РАЗРАБОТКИ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ45

18.1. Технологическая оценка полезных ископаемых45

18.2. Оценка эффективности разделительных
процессов обогащения.....56

18.2.1. Аналитические методы56

18.2.2. Графоаналитические методы.....58

18.3. Выбор схемы обогащения63

18.4. Балансовый расчет технологических схем.....72

18.5. Балансовый расчет водно-шламовых схем.....77

Глава 19

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ.....83

19.1. Показатели качества углей83

19.2. Классификация углей87

19.2.1. Классификация углей по крупности87

19.2.2. Классификация углей по маркам и группам88

19.2.3. Классификация углей по обогатимости89

19.3. Схемы обогащения углей.....91

19.4. Комплексное использование углей97

Глава 20

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ.....100

20.1. Обогащение железных руд.....100

20.2. Обогащение марганцевых руд.....108

20.3. Обогащение хромовых руд111

Глава 21

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ113

21.1. Обогащение медных и медно-пиритных руд	115
21.2. Обогащение медно-цинковых руд.....	117
21.3. Обогащение медно-свинцово-цинковых руд.....	123
21.4. Обогащение молибденовых и медно-молибденовых руд.....	125
21.5. Обогащение медно-никелевых руд	128
21.6. Обогащение свинцовых и свинцово-цинковых руд.....	131

Глава 22

ОБОГАЩЕНИЕ РУД РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

22.1. Обогащение литиевых руд	133
22.2. Обогащение бериллиевых руд.....	135
22.3. Обогащение титаноциркониевых руд.....	138
22.4. Обогащение оловянных руд	140
22.5. Обогащение танталониобиевых руд	143
22.6. Обогащение вольфрамовых руд	146
22.7. Обогащение руд редкоземельных металлов.....	150

Глава 23

ОБОГАЩЕНИЕ РУД БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И АЛМАЗОВ

23.1. Обогащение золотосодержащих руд и россыпей	154
23.2. Обогащение алмазосодержащих руд и россыпей.....	162

Глава 24

ОБОГАЩЕНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

24.1. Обогащение фосфоритовых руд	167
24.2. Обогащение апатитовых руд	170
24.3. Обогащение калийных руд.....	172
24.4. Обогащение серных руд	175
24.5. Обогащение графитовых руд.....	179
24.6. Переработка нерудных полезных ископаемых	182

Раздел VII

ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ.....185

Глава 25

ХАРАКТЕРИСТИКА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК.....187

25.1. Классификация обогатительных фабрик.....187

25.2. Организация производства и управления на обогатительных фабриках.....191

25.3. Техничко-экономические показатели обогатительных фабрик.....196

Глава 26

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....200

26.1. Источники загрязнения окружающей среды.....200

26.2. Очистка сточных и оборотных вод.....201

26.3. Пылеподавление и пылеулавливание.....209

26.4. Складирование отходов.....216

26.5. Техника безопасности и производственная санитария.....218

26.5.1. Общие положения.....218

26.5.2. Производственная санитария.....219

26.5.3. Меры безопасности при обслуживании машин и механизмов.....221

26.5.4. Производственный травматизм.....223

26.5.5. План ликвидации аварий.....223

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....225

ПРИЛОЖЕНИЯ.....227

Приложение 1. База данных для выбора технологии обогащения руд различных генетических типов.....229

Приложение 2. Методика расчета схем дробления [17].....273

Приложение 3. Методика расчета схем измельчения [17].....288

Приложение 4. Методика расчета количественных схем обогащения [17].....292

Приложение 5. Методика расчета водно-шламовых схем [17].....299

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Виктор Михайлович Авдохин

ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ТОМ 2
ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *М.М. Титова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *Н.В. Гончарова*
Дизайн переплета *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

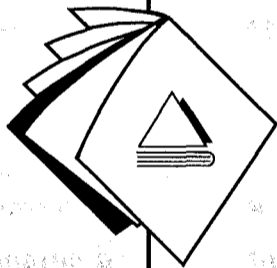
Подписано в печать 20.03.2006. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать офсетная. Усл. печ. л. 19,5.
Тираж 3000 экз. Заказ 123

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
*Лицензия на издательскую деятельность
ЛР № 062809. Код издательства 5Х7(03)*

*Оригинал-макет подготовлен в издательстве
«Горная книга»*

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниеые штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
Издательство МГГУ;
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65