

**Ш. БАЙЫСБЕКОВ
В.И. АДЮКОВ**

**СПЕЦИАЛЬНЫЕ И
КОМБИНИРОВАННЫЕ
МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ имени К.И. САТПАЕВА**

Ш. БАЙЫСБЕКОВ, В.И. АДЮКОВ

**СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ
МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

(Учебник для студентов металлургических специальностей вузов)

Алматы 2007

УДК 622.7(072)

ББК 22 я 73

Б 17

Б 17 Байысбеков Ш., Авдюков В.И.

Специальные и комбинированные методы обогащения: Учебник. – Алматы: КазНТУ, 2007. – 195 с.

ISBN 9965-736-97-9

Учебник по дисциплине “Специальные и комбинированные методы обогащения” составлен на основании действующей учебной программы и соответствует ей как по объёму, так и по содержанию. Учебник не дублирует другие дисциплины, отличается ограниченным объемом разделов, связанных с физико-химическими закономерностями процессов, которые довольно подробно рассматриваются в дисциплинах “Флотация”, “Гравитационные процессы обогащения”, “Металлургическая переработка концентратов”, а также в ряде других дисциплин учебного плана специальности “Обогащение полезных ископаемых”.

Учебник составлен с учетом минерального сырья, имеющегося в недрах Республики Казахстан.

Предложен новый подход к трактованию дисциплины “Специальные и комбинированные методы обогащения”.

ББК 22 я 73

Рецензенты: *Е.И. Пономарева*, д-р техн. наук,
акад. НАН РК

В.Е. Храпунов, д-р техн. наук, проф.

Института металлургии и обогащения

С.М. Тлеугабылов, д-р техн. наук,
проф. КазНТУ им. К.И. Сатпаева

Печатается по плану издания Министерства образования
и науки Республики Казахстан на 2006 г.

Б $\frac{1708000000}{00(05)-06}$

ISBN 9965-736-97-9

© КазНТУ, 2007

ПРЕДИСЛОВИЕ

В основу учебника «Специальные и комбинированные методы обогащения» положен курс лекций, читаемый в Казахском национальном техническом университете в течение многих лет. Ранее в КазНТУ изданы учебные пособия по дисциплине «Специальные и комбинированные методы обогащения» для студентов специальности «Обогащение полезных ископаемых».

В учебнике обобщены технологические процессы переработки специфического сырья и сложного по вещественному составу, трудно- и неподдающегося обогащению.

Рассматривается ряд новых перспективных процессов, разработанных авторами.

Учебник составлен в соответствии с учебной программой дисциплины «Специальные и комбинированные методы обогащения».

Авторы выражают благодарность директору департамента банка «Петрокоммерц» (г. Москва) Авдюкову В.В. за переданные им материалы для учебника.

Авторы будут признательны за все замечания и пожелания по улучшению содержания учебника.

ЧАСТЬ 1

СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

При переработке минерального сырья помимо флотационного, магнитного и гравитационного обогащения применяют различные процессы, в которых используют индивидуальные особенности некоторых минералов: радиоактивность, оптические свойства, способность излучать видимый свет под действием рентгеновского и ультрафиолетового излучений, трение, форму, упругость и др. Эти процессы рассматриваются в данной части учебника.

Глава 1

1.1 Рудоразборка

Рудоразборка применяется с целью отбора пустой породы и отбора штучной породы, богатой полезными ископаемыми. Отбор пустой и штучной пород производится с использованием ручной и автоматической рудоразборки. При включении в технологический процесс рудоразборки необходимо принимать в основу следующие условия:

- материал должен быть однородным по крупности, для чего необходима предварительная классификация его;
- материал должен быть достаточно крупным (300 ± 25 мм);
- оптимальный нижний предел крупности кусков для ручной отборки считается 40 – 50 мм, а для автоматической 25 мм.

В зависимости от вещественного характера руд применяют следующие типы рудоразборки:

- рудоразборка без дробления руды в случаях, когда пустая порода находится в виде свободных кусков;
- рудоразборка после крупного дробления в случае, когда пустая порода находится в сростках с рудой;
- двухстадийная рудоразборка до и после дробления, если пустая порода в руде находится в виде свободных кусков и в виде сростков.

1.1.1 Ручная рудоразборка

Ручная рудоразборка применяется при сравнительно небольших объёмах производства:

- при переработке пород, содержащих драгоценные и полудрагоценные камни (алмазы, изумруды, горный хрусталь, сапфиры и др.);

- для отбора из общей массы специальных сортов флюорита, исландского шпата, обогащенных штучных пород (хромита, антимонита, угля);

- при переработке золото- и бериллийсодержащих руд (для повышения содержания золота и бериллия).

Руду перед сортировкой обычно промывают и классифицируют по крупности на классы.

Крупность руды для рудоразборки может изменяться от 25(40) до 300 мм. Десятки лет на многих золотоизвлекательных фабриках руду сортировали крупностью не менее 50 мм, реже 40 мм.

Крупность сортируемого материала определяет технологию рудоразборки. При обогащении сырья крупностью более 100 мм применяется поштучная сортировка с движущейся лентой.

Максимальная скорость конвейера при этом не должна превышать 0,7 м/с. Для мелкокускового сырья (– 60–20 мм) скорость движения конвейера составляет 0,1–0,3 м/с. Если массовая доля примесей в сортировочном материале составляет более 20–30 %, то иногда применяют шаговый режим работы конвейера (сортировка на неподвижной ленте).

Для рудоразборки обычно используют ленточные и пластинчатые конвейеры или специальные столы.

Длина рудоразборного участка, приходящегося на одного сортировщика, 1–2 м.

Максимальная ширина ленты при расположении сортировщиков:

- 1) с одной стороны конвейера 750 мм;
- 2) с двух сторон конвейера 1200–1400 мм.

Скорость движения ленты конвейера 8–12 м/мин.

Высота от пола до ленты конвейера 0,7–0,8 м.

Допустимая производительность одного сортировщика за смену при крупности руды от 20–40 мм – до 1,5 т, а при крупности 200–300 мм – до 8 т.

Угол наклона конвейера должен быть не более 20 градусов.

Рядом с рудоразборным столом или конвейером располагают емкости или тачки для отсортированного продукта. На ленточных конвейерах в зоне рудоразборки устанавливают однороликовые опоры. Для освещения рабочих мест рекомендуется применять люминесцентные лампы (рис. 1.1). На рис. 1. 2 приводится технологическая схема обогащения золотосодержащей руды с использованием ручной рудоразборки.

Применяют ручную сортировку при переработке бытового и строительного мусора (рис. 1. 3). Учитывая экологическую сложность при сжигании мусора, использование методов обогащения в процессе сортировки его, актуально.

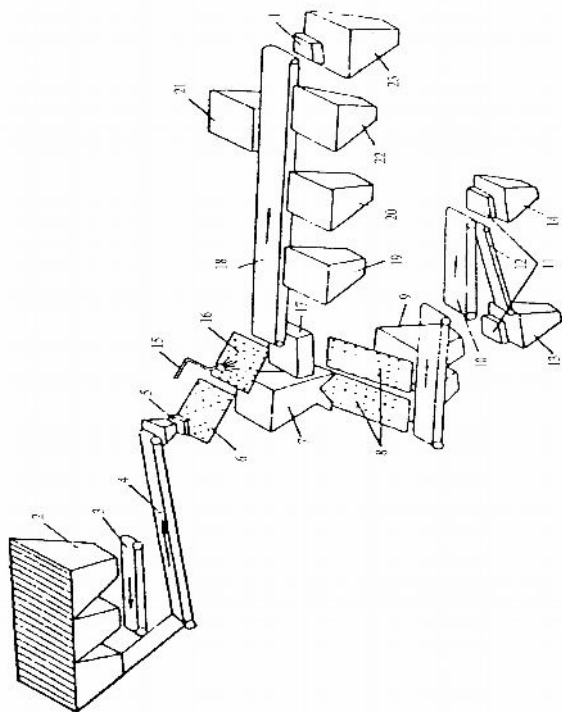


Рис. 1.1. Аппаратурное оформление ручной рудоразборки:

1 – грохоты; 2 – приемные бункеры; 3 – ленточный питатель; 4 – транспортная лента; 5, 11, 24 – автоматические пробоотборники; 6, 8, 16 – виброгрохоты; 7 – бункер; 9 – бункер для мелочи; 10, 12 – ленточные конвейеры; 13 – бункер для концентрата; 14 – бункер для хвостов сепарации; 15 – распыскиватель; 17 – отстойник; 18 – сортировочная лента; 19 – бункер для пустой породы; 20 – бункер для крупных сростков; 21 – бункер для мелких сростков; 22 – бункер для жидкой массы; 23 – бункер для пустой породы

1.1.2 Автоматическая рудоразборка

Автоматическая рудоразборка основана на использовании специфических свойств обогащаемого сырья (естественной радиоактивности, способности некоторых минералов излучать видимый свет под действием ультрафиолетового или рентгеновского излучения, наведенной радиоактивности, оптических свойств, цветов и др.).

Автоматическая рудоразборка включает следующие узлы и элементы:

- 1) вибрационный питатель;
- 2) питающий конвейер для руды (чаще всего ленточный);
- 3) главный сортировочный конвейер;
- 4) устройство для облучения (ультрафиолетовое, рентгеновское и т. д.); (данное устройство отсутствует в установках, использующих естественную радиоактивность);
- 5) приемное устройство (фотоэлемент, фотоумножитель и т. д.) для фиксации светового, рентгеновского, гамма-излучения и т. д.;

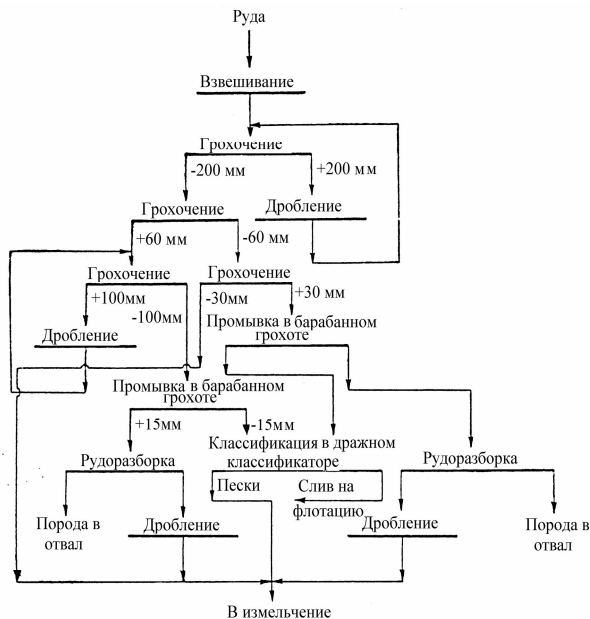


Рис. 1.2. Технологическая схема рудоподготовки золотосодержащей руды с использованием ручной рудоразборки



Рис. 1.3. Технологическая схема переработки строительных и бытовых отходов с использованием ручной сортировки

6) механизм для отбора полезных кусков, содержащий реле с регулируемым порогом чувствительности, управляемый током фотоэлемента или фотоумножителя;

7) систему воздушного (эжекторного) удаления, включающую упомянутое выше реле, снабженную паузным устройством для обеспечения некоторого разрыва во времени между моментом обнаружения, подлежащего отбору куска и его удалением.

В связи с тем, что процесс можно применять для разделения минералов при весьма небольшой разнице в их физических свойствах, его рассматривают как возможный конкурент процесса обогащения в тяжелых средах. Автоматическая сортировка практически осуществи-

ма для кусков руды крупностью от 6 до 150 мм, но существует тенденция сортировки более узкого класса крупности.

1.1.2.1 Радиометрическая сепарация

Радиометрическая сепарация основана на использовании естественной радиоактивности. Радиометрическое обогащение применяют в урановой промышленности перед гидрометаллургическим переделом для повышения содержания урана.

Конструкции сепараторов различны, но принцип их в основном одинаков. Обогащение руды на одной из установок, применяемых в промышленности, происходит следующим образом. Руда после предварительной классификации на грохотах и промывки направляется из бункера на специальный конический питатель, вращающийся с большой скоростью и всасывающий куски руды (150 кусков руды в секунду) на ленточный конвейер длиной 0,9 м, движущийся со скоростью 0,95 м/сек. На конвейере куски руды располагаются в один ряд и отстоят один от другого на одинаковом расстоянии (150 мм). При падении с конвейера каждый кусок пересекает освещенный участок, создаваемый лазерным лучом. Лазерный луч сфокусирован на соответственно настроенный фотоэлемент. При этом измеряется длина и ширина куска, после чего автоматически ЭВМ вычисляет его площадь. Сигнал, определяющий площадь куска, запоминается в специальном устройстве памяти, смонтированном на пульте управления. При дальнейшем падении кусок руды проходит мимо счетчика, соответствующий сигнал поступает в отдельный канал. Сигналы, определяющие площадь кусков и его излучение, суммируются и сравниваются с заданными. Если кусок соответствует заданной сортности руды (или если радиоактивность куска выше установленного минимума), то траектория падения куска не изменяется и он падает на конвейер или в бункер концентрата. Если содержание урана в куске меньше заданного, то автоматически на определенное время включается воздушное сопло и струей воздуха кусок отбрасывается в бункер пустой породы. Куски дерева и металлические предметы также поступают в бункер пустой породы.

Расстояние, которое пролетает кусок от лазерного источника света до воздушного сопла, составляет 760 мм.

Производительность автоматических сепараторов составляет 60 т/час при обогащении класса – 60+30 мм и 200 т/час при обогащении класса – 200+70 мм.

Принципиальная технологическая схема радиометрического обогащения изображена на рис. 1. 4. Добываемая горная масса подвергается предварительной сортировке на радиометрической и контрольной

станции (РКС) с целью выделения руды, пригодной для радиометрической сепарации. Руда подвергается дроблению до минус 150 мм и последующему грохочению на классы -30 и 30–150 мм. Материал 30–150 мм промывается, а затем подвергается грохочению на классы 80–150 мм, 50–80 и 30–50 мм. Каждый из этих классов в отдельности поступает на радиометрические сепараторы, где разделяется на концентрат и отвальные хвосты. Концентрат радиометрической сепарации, материал минус 30 мм и обезвоженный шлам, полученный после промывки материала 25–250 мм, объединяются, образуя обогащенный продукт. Процесс радиометрического обогащения можно разделить на этапы: сортировка добытой горной массы на радиометрической контрольной станции (РКС), подготовка руды перед обработкой на радиометрических сепараторах и радиометрическая сепарация.

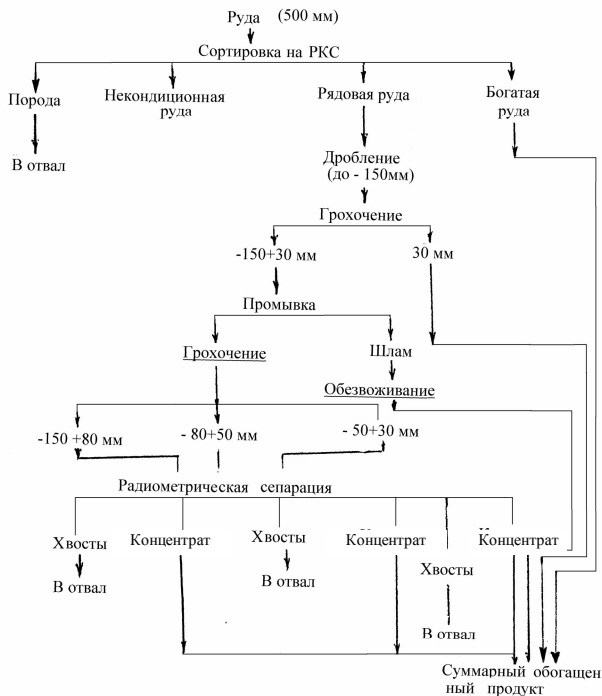


Рис. 1.4. Технологическая схема радиометрического обогащения

Применяют радиометрическую сепарацию не только для обогащения урановых руд, но и для переработки золотосодержащих руд.

Благодаря тесной корреляционной связи между золотой и урановой минерализациями разделение ведут по урану. На рудниках ЮАР, перерабатывающих золото-урановую руду с помощью радиометрической сепарации из материала крупностью – 65+25 мм удаляют в отвал 62–67 % материала, содержащего 0,004 кг/т U_3O_8 (золота 0,5 г/т). Извлечение в концентрат составляет 91–94 % урана и 92–96 % золота. В этих установках в отличие от обогащения чисто урановых руд эжекторная система работает на выделение обогащенных по урану (золоту) кусков руды. Куски с низким содержанием урана (золота) не изменяют своей траектории при разгрузке сортировочного контейнера.

На рис. 1.5 приводится схема радиометрической установки, применяемой для обогащения золото-урановой руды.

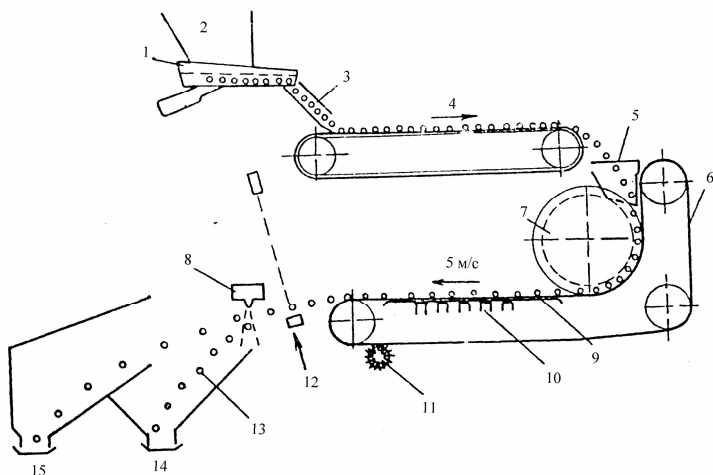


Рис. 1.5. Схема радиометрической установки:

- 1– вибраторный питатель; 2– питающий бункер; 3– питающие лотки;
- 4– конвейер; 5– лотки главного конвейера; 6– главный конвейер;
- 7– барабан главного конвейера; 8– отклоняющие эжекторы;
- 9– скользящая плита; 10– сцинтилляционные счетчики; 11– щетка;
- 12– источник света; 13– отброшенные куски; 14– приемный конвейер;
- 15– конвейер для пустой породы

1.1.2.2 Фотометрическая сепарация

Фотометрическая сепарация основана на использовании различий в оптических свойствах минералов и горных пород при видимом свете.

При фотометрической сепарации материал должен быть отклассифицирован. Например, при содержании руды крупностью от 200 до 10 мм ее необходимо разделять на 4 – 6 классов. Однако следует учитывать, что число классов, на которые необходимо разделить данную руду перед сепарацией зависит от ее контрастности. Важным вопросом является определение минимальной крупности кусков, которые поступают на сепарацию. При обработке мелких классов резко увеличиваются затраты на обогащение из-за сильного понижения производительности.

В настоящее время в большинстве случаев при грохочении отделяют необогащаемый с помощью фотометрической сепарации класс мельче 6 мм.

Принцип работы установки с использованием фотометрической сепарации следующий. Из бункера на обогащение подается классифицированная руда – 100+50 мм или – 50+15 мм. Для регулирования скорости подачи и предотвращения наслоения кусков предусматривается использование сдвоенных вибрационных питателей. Наклонная плоскость ускоряет подачу руды на ленточный транспортер и увеличивает расстояние между отдельными частицами руды. Распылители воды на втором питателе, увлажняя руду, позволяют увеличить различия свойств частиц отражать свет и удалять шлам.

В сепараторе сортировочная лента белого цвета. Фотометрическая установка включает:

- вибрационный питатель;
- ячейку сканирования (наблюдения);
- форсунку (эжектор) для подачи воздуха (каскадные клапаны, давление 5,5 – 8,5 кг/см², 5 срабатываний в секунду).

Система сканирования включает гелий-неоновый источник лазерного излучения, восьмигранный зеркальный барабан и фотоумножитель, который содержит систему линз и трубку, чувствительную к красному цвету. Лазер испускает интенсивный луч поляризованного света, который направляется на поверхность транспортерной ленты одним из восьми зеркал барабана, вращающегося с большой скоростью. Часть луча лазера, отражающегося от поверхности ленточного транспортера или частиц руды, поступает после преломления от другого зеркала барабана на фотоумножитель. Лазер и фотоумножитель установлены по отношению к зеркальному барабану таким образом, что луч лазера с диаметром 3 мм располагается по центру кольца видимости ленточного транспортера фотоумножителем. Систему сканирования

непрерывно продувают воздухом. Видеосигнал с фотоумножителя поступает на электронное устройство, которое анализирует его (определяет отражательную способность, размеры кусков руды) и дает команду на приведение в действие соответствующего пневматического исполнительного устройства для отбрасывания из потока подлежащих удалению кусков. На рис. 1.6, 1.7 приводятся основные элементы фотометрической установки, на рис. 1.8, 1.9 – общий вид промышленных установок.

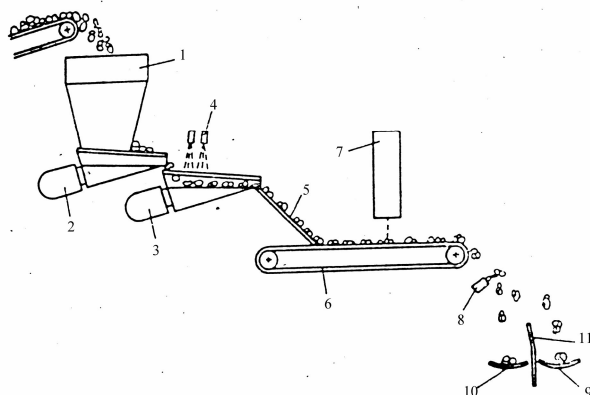


Рис. 1.6. Схема фотометрической установки:

1 – качающийся бункер; 2 – вибративный питатель; 3 – вторичный вибративный питатель; 4 – распыскиватели воды; 5 – наклонная плоскость; 6 – сортировочная лента; 7 – ячейка сканирования; 8 – воздушные распылители; 9 – транспортер для обогащенной (или обедненной) фракции; 10 – транспортер для обедненной (или обогащенной) фракции; 11 – разделительная пластина

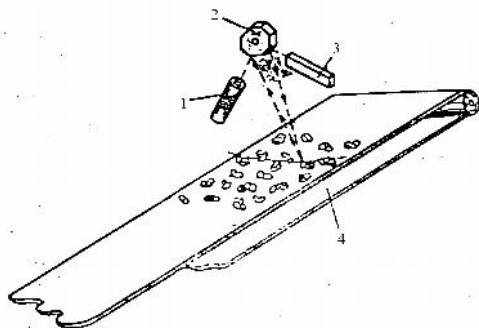


Рис. 1.7. Схема сканирования фотометрического сепаратора:

1 – фотоумножитель; 2 – зеркальный барабан; 3 – лазерный блок; 4 – сортировочная лента

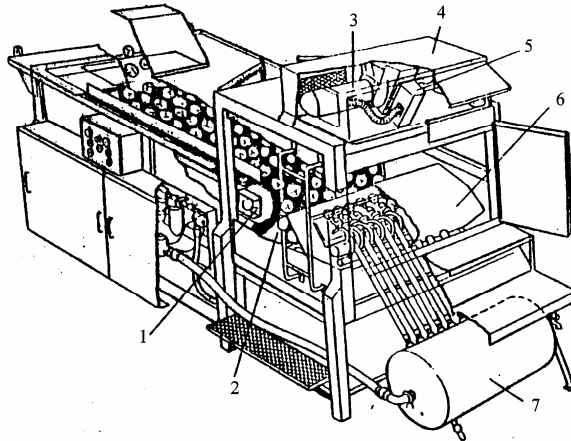


Рис. 1.8. Фотометрический сепаратор:

- 1 – транспортирующее устройство; 2 – желоб, проходящий через зону сканирования и разделения; 3 – камера ламп; 4 – лазерное световое устройство; 5 – блок детектирования; 6 – пневматическое сортирующее устройство; 7 – ресивер сжатого воздуха

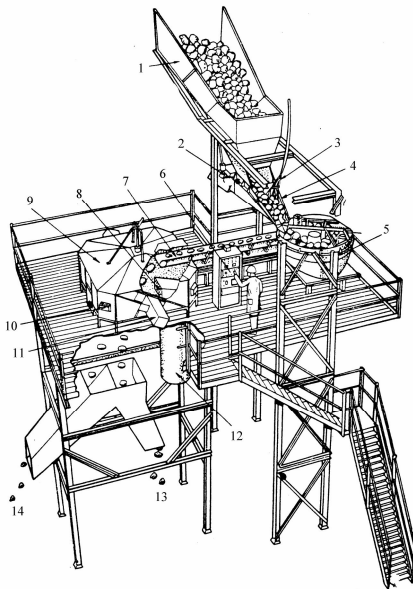


Рис.1.9. Общий вид фотометрической установки:

- 1 – желоб; 2 – вибрационный питатель; 3 – струя воды для промывки; 4 – питающий лоток; 5 – вращающаяся выравнивающая установка; 6 – пульт управления; 7 – конвейер; 8 – струйный клапан; 9 – оптическая коробка; 10 – одна из четырёх ламп; 11 – сканирующая камера; 12 – воздушный ресивер; 13 – концентратор; 14 – хвосты

Капитальные затраты на установку фотометрического сепаратора производительностью 150 т/час составляют более 1 млн. долларов.

Эксплуатационные затраты зависят от числа действующих сепараторов, диапазона крупности сортируемого материала и его природных свойств.

Применение фотометрической сепарации для обогащения коренных золотосодержащих руд с целью выделения отвальных хвостов перспективно для убогих руд с содержанием золота 0,9 – 1,5 г/т.

Применяют фотометрическую сепарацию при обогащении золотосодержащих руд коренных месторождений жильного типа. Установка сортирует руду на две группы: светлые окварцованные куски с повышенным содержанием золота и светло-зеленые, темноцветные куски с низким содержанием золота (рис. 1.10, 1.11).

Используют такой вид сепарации для обогащения мраморов, разделяя их по цвету, а также для отделения хромита от серпантинита.

Применение фотометрической сепарации целесообразно при подготовке золотосодержащих руд к кучному выщелачиванию, в частности, для выделения кварцевых кусков, из которых в этом процессе благородные металлы не извлекаются. Наиболее современные фотометрический сепараторы производит фирма ENCE GmbH.

1.1.2.3 Рентгенолюминесцентная сепарация

Рентгенолюминесцентная сепарация – это метод разделения, основанный на способности алмазов излучать видимый свет (люминесцировать). Явление люминесценции складывается из двух процессов: поглощение возбуждаемой энергии и ее излучения. Причина люминесценции до сих пор точно не установлена.

Цвет и интенсивность люминесценции алмазов не одинаковы. Цвет изменяется от голубого до желтого и розового. Интенсивность излучения зависит от:

- силы рентгеновского излучения;
- напряжения на рентгеновской трубке;
- расстояния алмазов до рентгеновской трубки;
- крупности алмазов.

Температурное состояние алмазов существенно влияет на яркость и интенсивность излучения. При температуре свыше 120 ° свечение исчезает полностью.

На рис. 1.12–1.15 приведены схемы рентгенолюминесцентных сепараторов.

Принцип работы одной из конструкций рентгенолюминесцентного сепаратора следующий. Исходный материал, содержащий алмаз, из

бункера поступает на виброблок, откуда свободно падает вниз полосою. При падении зерна проходят участок, облучаемый рентгеновскими лучами. В зоне облучения алмаз испускает кратковременный световой импульс, который воздействует на катод фотоэлектронного умножителя. Усиленный сигнал поступает в блок управления, из которого подается сигнал пневматическому устройству, выдувающему (сбрасывающему) порцию руды, содержащую алмаз, в определенный бункер. Лабиринтное уплотнение крышек сепаратора обеспечивает полную затененность в приборе и защиту обслуживающего персонала от рентгеновского излучения. Производительность сепаратора в зависимости от крупности питания составляет 0,3–2,4 т/час. Сепараторы первичного обогащения работают на классифицированном материале:

– 50 + 20 мм: – 20 + 8 мм; – 8 + 4 мм; – 4 + 2 мм.

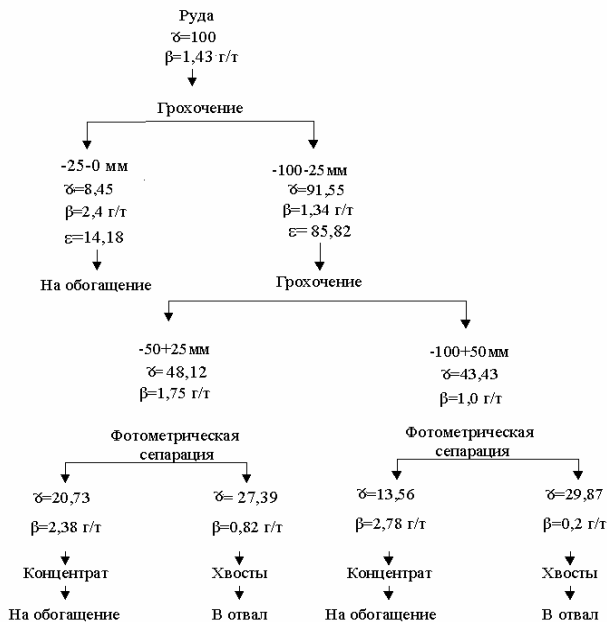


Рис. 1.10. Качественно-количественная схема рудоподготовки золотосодержащей руды с использованием фотометрической сепарации

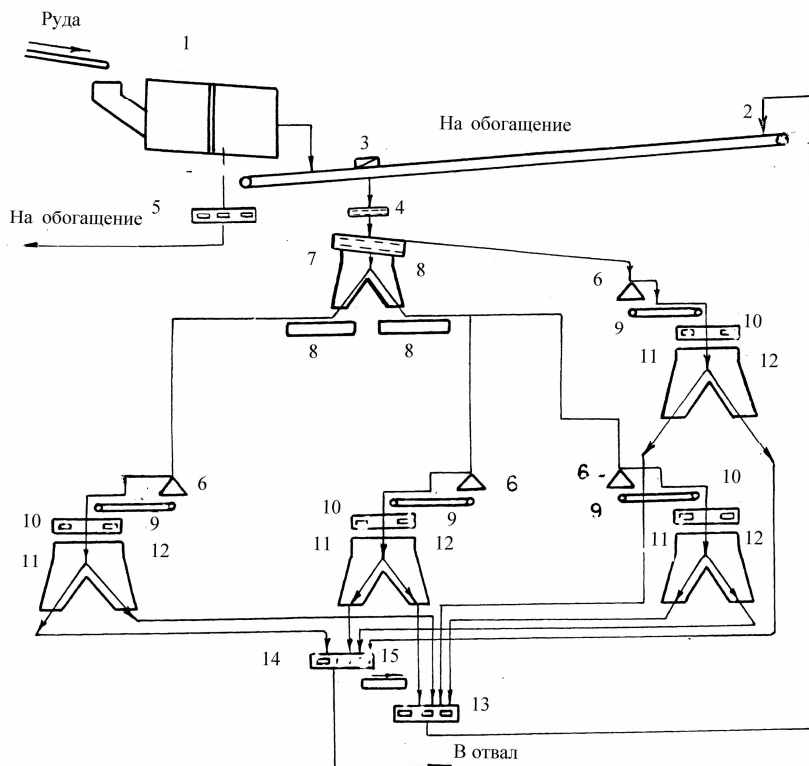


Рис. 1.11. Схема цепи аппаратов установки по предварительному обогащению золотосодержащей руды с использованием фотометрической установки:

1 – барабанный грохот; 2 – рудоразборный конвейер; 3 – сбрасыватель; 4 – перегрузочный конвейер; 5 – классификатор; 6 – конусные питатели; 7 – делитель; 8 – вибропитатели; 9 – промежуточные конвейеры; 10 – фотометрические датчики; 11 – исполнительный механизм; 12 – бункера для продуктов сепарации; 13 – конвейер для концентрата; 14 – конвейер для отвальных хвостов; 15 – перегрузочный конвейер

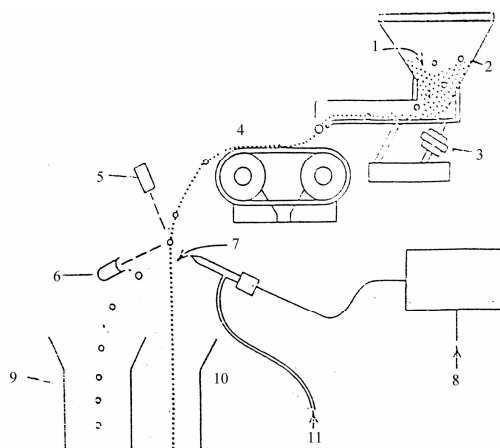


Рис. 1.12. Схема рентгенолюминесцентного сепаратора:
 1– алмазный концентрат; 2– бункер; 3– вибропитатель; 4– ленточный транспортер; 5– источник рентгеновских лучей; 6– электронный фотоумножитель;
 7– воздушная струя; 8– сигнал от электронного фотоумножителя;
 9– бункер для алмазов; 10– бункер для отходов; 11– сжатый воздух

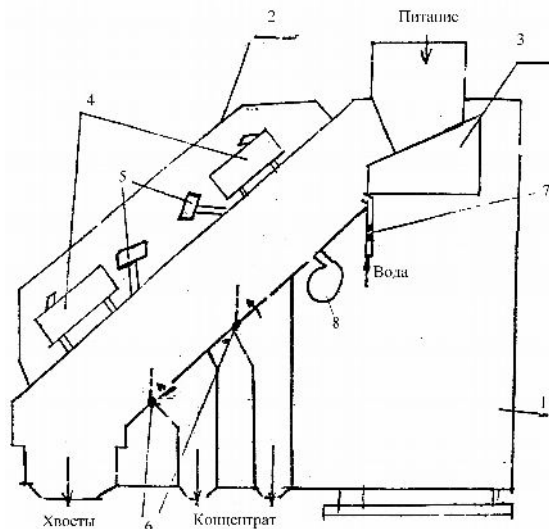


Рис.1.13. Схема рентгенолюминесцентного сепаратора:
 1– корпус; 2– кожух; 3– вибрационный питатель; 4– рентгеновская трубка;
 5– детектор; 6– отсекающий; 7– гидроблокировка; 8– вентилятор высокого давления

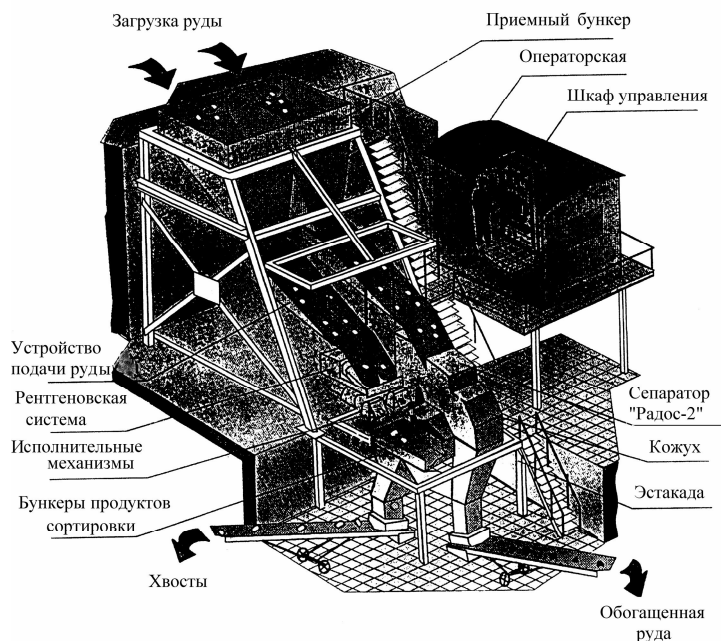


Рис. 1.14. Сепарационный комплекс для обогащения алмазов

Рентгенолюминесцентные сепараторы подразделяют на сепараторы обогащения первичного; для доводочных операций; окончательной доводки (табл. 1.1).

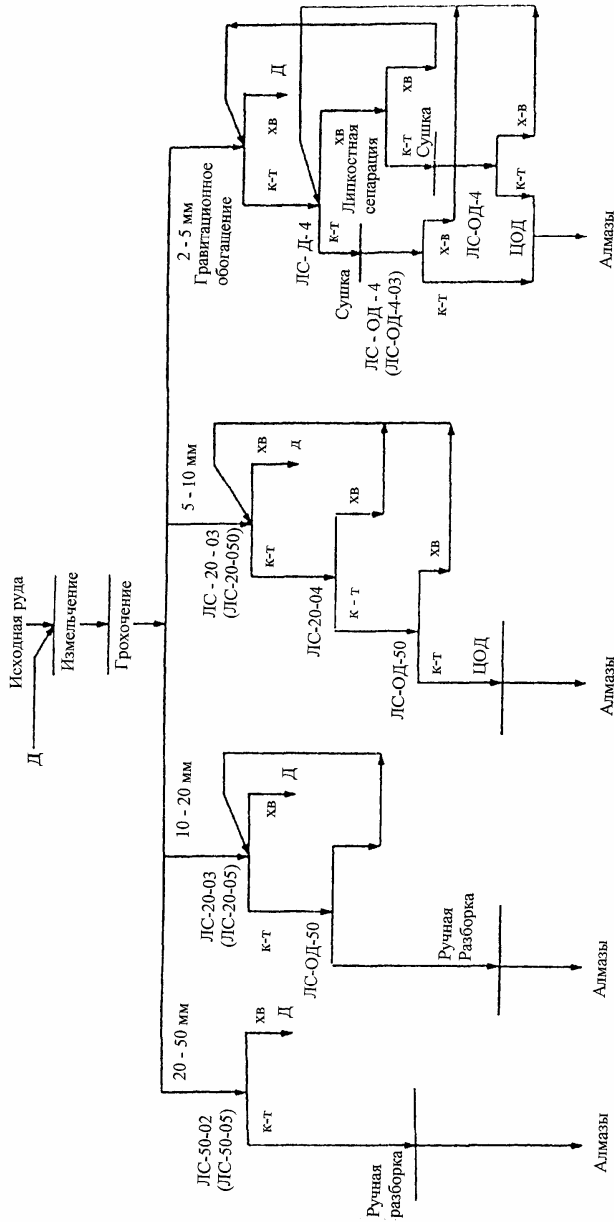


Рис. 1.15. Технологическая схема обогащения алмазосодержащего сырья и с использованием рентгенолюминесцентных сепараторов (АК Алмазы России-Саха)

1.1.2.4 Термоадгезионная (липковая) сепарация

При термоадгезионном методе обогащения используется различная способность в поглощении тепла минеральными частицами. При действии теплового излучения (инфракрасного или индукционного нагрева) у относительно прозрачных частиц не наблюдается заметного повышения температуры, в то же время непрозрачные частицы сильно нагреваются. Если смесь после облучения приводится в соприкосновение с теплочувствительным веществом, например, с некоторыми смолами, то зерна минералов, температура которых достигает точки пластикации смолы, прилипнут к этому веществу, в отличие от более холодных частиц. Термоадгезионный метод разделения может быть применен к сильнонагревающимся непрозрачным минералам (графит, хромит, биотит, вольфрамит, гематит), которые встречаются совместно с ненагреваемыми крупнокристаллическими минералами (галит, сильвин, флюорит, кварц, кальцит и др.).

На соляном руднике “Детройт” (США) в подземных условиях эксплуатируется установка для обогащения каменной соли термоадгезионной сепарацией. Установка расположена в одной из горных выработок рядом с дробильно-сортировочными агрегатами. Температура окружающей среды постоянная в течение года (+14 °С), что усиливает преимущество подземной операции. Максимальная производительность подземной установки 500 т/час. Сепарируется материал крупностью от 7 до 13 мм. Нагревательное устройство состоит из ламповой панели, помещенной внутри барабанного грохота, диаметром 2,4 м и длиной 7,3 м, вращающегося со скоростью 2,7 об/мин. Ламповая панель имеет 240 стандартных ламп инфракрасного излучения мощностью по 50 Вт. Панель подвешена внутри барабана на роликах. Из вращающегося барабанного грохота при помощи качающегося питателя и укороченного желоба, изготовленного из нержавеющей стали, нагретый материал тонким слоем подается на покрытую специальной смолой конвейерную ленту шириной 1,5 м и длиной 6,7 м. Скорость движения ленты порядка 5,3 м/с. В результате загрязнения пылью клейкость покрытия снижается. Смола наносится на ленту непрерывно горячей струей из пульверизатора. Расход смолы 1,35 кг/час или 0,45 г/т обрабатываемой каменной соли. Чтобы слой смолы не нарастал выше определенной толщины, после 15 ч работы смола подогревается до температуры плавления и избыток ее снимается скребком. Сепарируемые частицы остаются на ленте в течение 1,2 сут. Ненагретые частицы (чистая каменная соль) слетают с ленты по нормальной траектории, часть нагретых частиц под действием центробежной силы раз-

гружается после того, как лента обогнула головной барабан, а прилипшие нагретые частицы снимаются натяжным проволочным устройством. Полученные продукты направляют в соответствующий бункер. Специально вращающаяся нейлоновая щетка, расположенная в нижней части конвейера, удаляет пыль с поверхности ленты. На установке производительностью 32,2 т/час после сепарации получают концентрат, содержащий 98,17 % хлористого натрия при извлечении 96,9 %. При получении более чистого концентрата, содержащего 99,09 % хлористого натрия, извлечение снижается до 62,5 %. Производительность установки при этом составляет 15,3 т/час. Почти все операции на установке регулируются автоматически (рис. 1.16).

Таблица 1.1
Типы российских рентгенолюминесцентных сепараторов,
их основные технические и технологические показатели

Характеристика сепараторов	ЛС-50-02	ЛС-20-03	ЛС-20-04	ЛС-20-05	ЛС-ОД-50	ЛС-ОД-4 ЛС-ОД-4-03	ЛС-Д-4-02	ЛС-Д-4-03
Год промышленного производства	1984	1984	1985	1994	1985	1992-1995	1992	1995
Применимость по стадиям обогащения	I	I	I, II	I	II, III	III	II	II
Влажность руды, %	15-50	15-50	15-50	15-50	15-20 20-50	Сухая	15-40	15-40
Крупность руды, мм	20-50	10-20 5-10	10-20 5-10	20-50 10-20 5-10	10-20 5-10	0,2-5 1-2	2-5	2-5
Производительность для различной крупности, т/час	До 100	50 20	35 10	150 70 30	5 1 0,2	0,3 0,05	8	7
Извлечение, %	99	96-98	98	96-98	98-99	96-99	85-93	93-96
Степень сокращения	2000	250-1000	200-500	250-2000	-	-	35-50	70-120

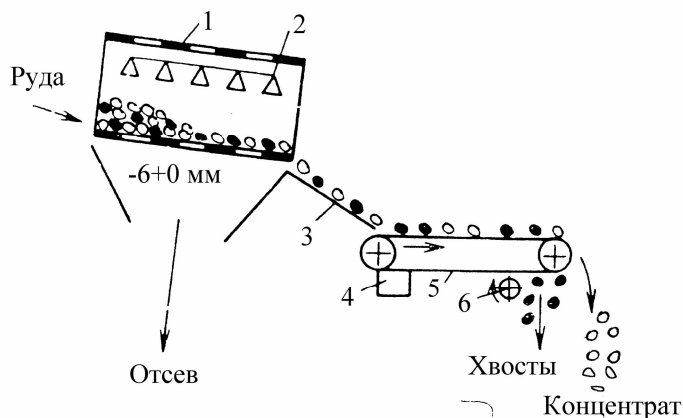


Рис. 1.16. Схема термоадгезионного сепаратора:
 1 – барабанный грохот; 2 – лампы инфракрасного излучения; 3 – питатель, обеспечивающий монослойную подачу материала; 4 – устройство регенерации термопластичного покрытия; 5 – барабан (конвейер) с термопластичным покрытием; 6 – щетка съема прилипшего продукта

1.1.2.5 Гамма – гамма сепарация

В процессе “гамма – гамма сепарация” используется анализ рассеянного гамма-излучения для оценки содержания ценного компонента. В этом процессе кусок руды облучают двумя гамма-излучателями и измеряют отражаемое от него рассеянное гамма-излучение. Один излучатель выбирают таким образом, чтобы интенсивность рассеянного излучения зависела от массы, но не от состава анализируемого куска. Другой излучатель выбирают таким образом, чтобы интенсивность рассеянного излучения зависела от атомного числа и массы куска. Отношение этих двух интенсивностей не зависит от величины и формы куска, а зависит только от атомного числа (рис. 1.17). В промышленной установке используют цезиевые гамма-излучатели. Детекторы измеряют рассеянное гамма-излучение от каждого куска руды. В зависимости от уровня рассеянного излучения куски руды под действием сжатого воздуха либо отклоняются в сторону, либо падают на конвейер, подающий руду в измельчение (рис. 1.18). Сепаратор обогащает руду крупностью от 38 до 150 мм и предназначен для предварительного обогащения медных, цинковых, никелевых, хромовых и других руд.

Общий вид промышленного гамма-гамма сепаратора, разработанного фирмой Оутокумпу (Финляндия) приведен на рис. 1.19.

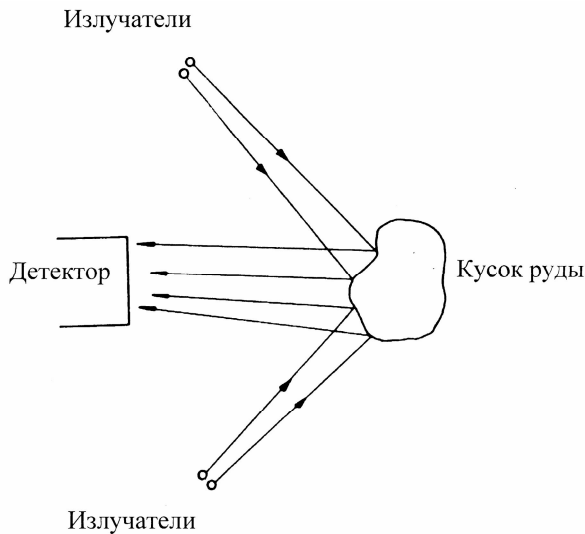


Рис. 1.17. Схема сканирования

1.1.2.6 Декрипитация (термическое обогащение)

Декрипитация – процесс разрушения под действием термических напряжений. В процессе декрипитации происходит избирательное разрушение продуктов обжига.

Декрипитация может быть обусловлена:

- переходом кристаллов из одной модификации в другую;
- наличием в минералах кристаллизационной воды, которая при нагревании вызывает сильные напряжения, приводящие к растрескиванию минералов.

Подготовленные декрипитацией руды содержат минералы, имеющие различную хрупкость и форму. Последующее их разделение осуществляют грохочением или гравитацией. Декрипитация применяется для обогащения сподуменовых руд и вермикулита.

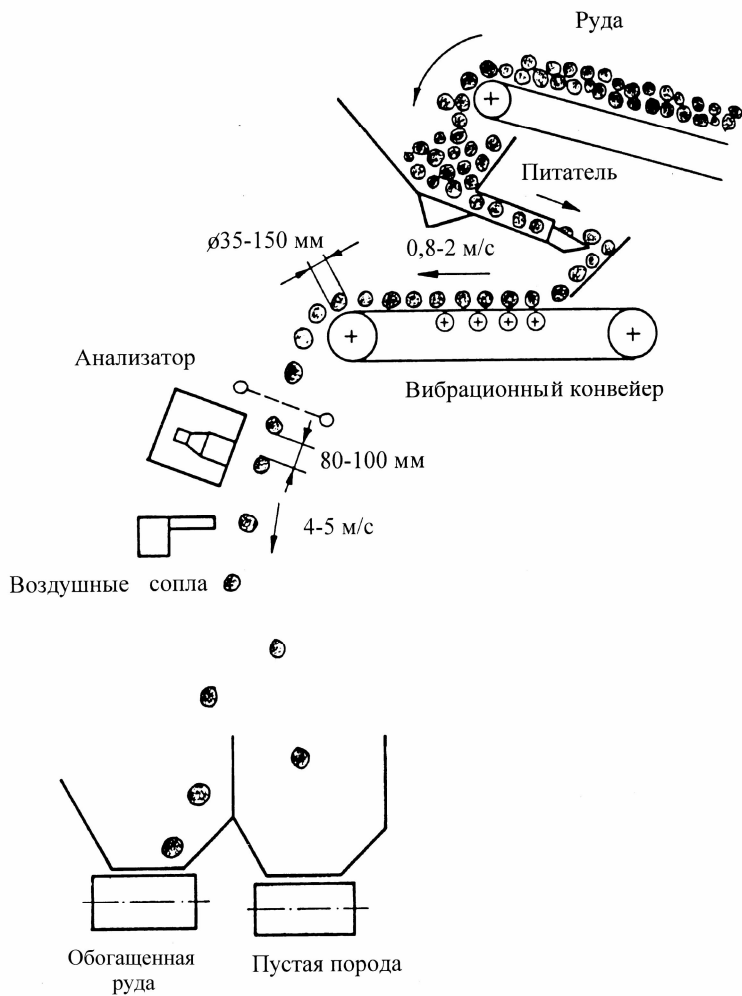


Рис. 1.18. Схема гамма-гамма сепарации

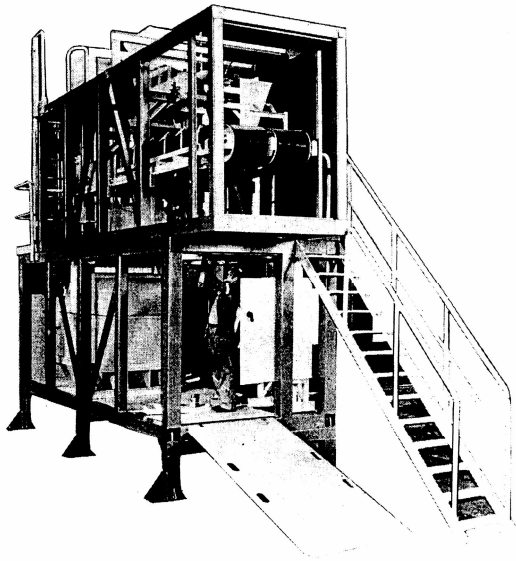


Рис. 1.19. Общий вид промышленного гамма-гамма сепаратора

В процессе обжига литиевых руд при температуре 1000–1200 °С сподумен, находящийся в альфа-модификации с плотностью 3150–3200 кг/м³ переходит в бета-модификацию с плотностью 2400 кг/м³. При нагревании сподумен становится мутным, белым и хрупким, по внешнему виду напоминающим мел. При температуре около 1000 °С он растрескивается с сильным увеличением объема, расщепляясь при этом на отдельные пластинки. Эти пластинки отделяются от агрегата.

При обжиге резко изменяются свойства кристаллов сподумена, исчезает двойное лучепреломление, показатель лучепреломления понижается с 1,65 до 1,52.

При обогащении сподуменовой руды ее дробят до крупности 20–50 мм и удаляют в отвал класс – 0,2 мм. На обжиг, который осуществляется во вращающейся печи в течение 2 ч, направляют класс крупностью – 50 + 0,2 мм. Охлажденную руду измельчают в мельнице с резиновой футеровкой и подвергают грохочению для отделения мелкозернистого сподуменового концентрата от крупных частиц пустой породы. Так, из руды с содержанием лития 1,85 % получают концентраты с содержанием 4,39 % при извлечении 85 %. Наличие в рудах больших количеств флюорита, альбита, кальцита и мусковита затрудняет полу-

чение кондиционных продуктов (рис. 1.20). При высоком содержании в руде сподумена иногда происходит оплавление.

Этому методу уделяют большое внимание в связи с применением сернокислотного метода переработки сподуменных концентратов. Декрипитация обеспечивает не только получение богатых литиевых концентратов, но и переход сподумена в бета-модификацию. Из этой модификации литий выщелачивается раствором серной кислоты.

Декрипитация вермикулита основана на нагреве кусков руды, состоящих из тонких пластин, между которыми имеется влага. Испарение и образование пара приводит к разрушению куска руды на чешуйки толщиной до 0,5 мм. Процесс нагрева длится 5 – 8 сек, начиная с 250 °С, доходя до 1500 °С. Нагретую руду медленно охлаждают до 400 °С. Для расщепления вермикулита применяют шахтные и вращающиеся печи.

Особенность вермикулита заключается в том, что он при нагреве увеличивается в объеме, а пустая порода не изменяет своего объема. После операции грохочения в плюсовой фракции остается вермикулит, а в минусовой – пустая порода.

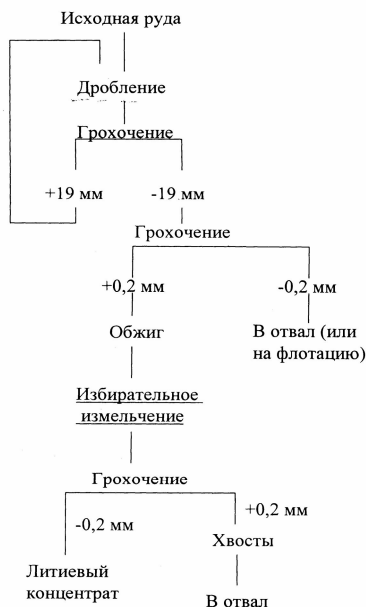


Рис. 1.20. Схема обогащения сподуменной руды с использованием декрипитации

Глава 2 Обогащение по трению, форме и упругости

2.1 Обогащение по трению и форме

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по наклонной плоскости, зависит от состояния поверхности самих частиц, их формы, влажности, крупности и свойства поверхности, по которой они перемещаются, а также от характера движения (качения или скольжения). Основным параметром, характеризующим минеральные частицы с точки зрения движения их по наклонной плоскости, является коэффициент трения. Эта величина определяется в основном формой минеральных частиц.

Простейшим приемом обогащения с использованием различий сил трения отдельных зерен является применение наклонных плоскостей (неподвижных или движущихся). В зависимости от скорости движения по наклонной плоскости зерна падают в определенный бункер. Такие сепараторы называют плоскостными и ленточными (рис. 2.1). Применяют их для обогащения слюды. Плоскостной сепаратор имеет две плоскости длиной 1350 мм и шириной 1000 мм. Угол наклона нижней плоскости больше угла наклона верхней плоскости. В плоскостях имеются щели, размер которых на нижней больше, чем на верхней. На плоскость подается сухой классифицированный материал крупностью 70 ± 25 мм. Перед щелью устанавливается порог треугольной формы для создания условий отрыва движущихся кусков пустой породы от наклонной плоскости. Куски пустой породы, пролетая через щель, разгружаются в конце плоскости. Куски слюды, имея пластинчатую форму, движутся по наклонной плоскости медленнее кусков пустой породы и, проваливаясь через щель, попадают на следующую плоскость, где подвергаются пересортировке. Производительность сепаратора составляет $3,5 - 3,7$ м³/час, извлечение слюды в концентрат 90 – 92 %, содержание пустой породы в концентрате 26–32 %.

2.2 Обогащение по упругости

Обогащение по упругости основано на разнице траекторий, по которым отбрасываются минералы, имеющие различную упругость при падении на плоскость или вращающийся барабан. Разделение частиц по упругости нашло применение для обогащения строительных материалов (щебня и гравия).

В качестве “основного” аппарата для обогащения предложены наклонная стальная плита и вращающийся стальной барабан, на которые падает обогащаемый продукт.

Твердые и упругие зерна (гравий и др.) отскакивают от плиты и падают дальше, чем камни, обладающие меньшей твердостью и упругостью. Под плитой устанавливается перегородка для разделения материала, положение которой изменяется в зависимости от условий классификации. Угол наклона плиты обычно $20 - 22^\circ$.

Высота падения гравия, щебня на плиту зависит от характера материала и желаемой степени обогащения и составляет 1,5 – 15 м.

Предложено использовать этот процесс для отделения гравия от глины. По сравнению с промывкой данный процесс требует меньше воды, в установке нет движущихся частей. Стоимость установки в 10 – 12 раз дешевле промывочного скруббера. Чтобы глина не налипала на отражательную плиту, последняя должна периодически орошаться струей воды (рис. 2.2).

При падении кусков щебня и гравия на вращающийся стальной барабан крепкие, упругие куски отскакивают в сторону, противоположную вращению (рис. 2.3).

Кроме нерудного сырья, обогащение по упругости можно использовать при подготовке руды к кучному выщелачиванию, в частности, для выделения золотосодержащего кварцевого продукта.

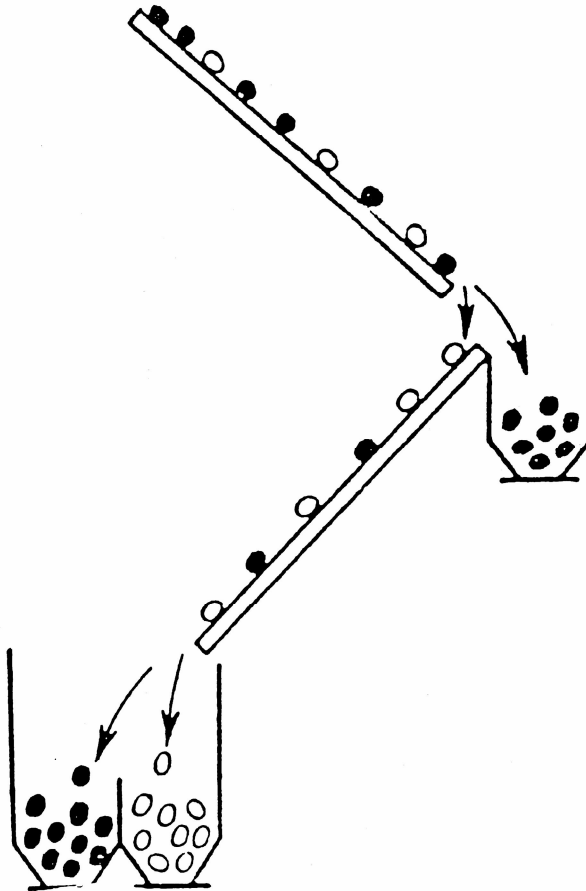


Рис. 2.1. Сепарация материала по скорости движения (трению)

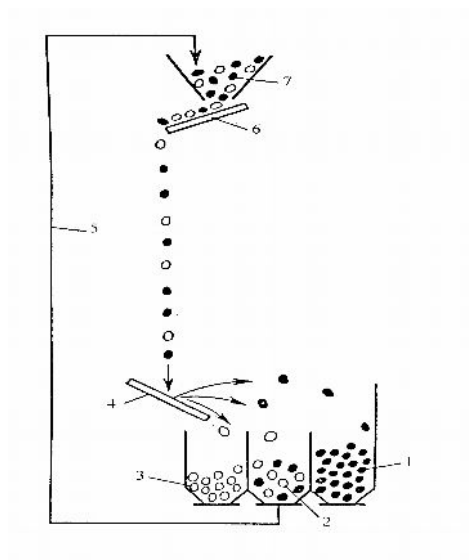


Рис. 2.2. Сепарация гравия по (упругим свойствам):

1 – обогащенный гравий высокого качества; 2 – промежуточный продукт;
3 – гравий низкого качества; 4 – упругая плита; 5 – возврат на повторную сепарацию;
6 – питатель; 7 – исходный гравий

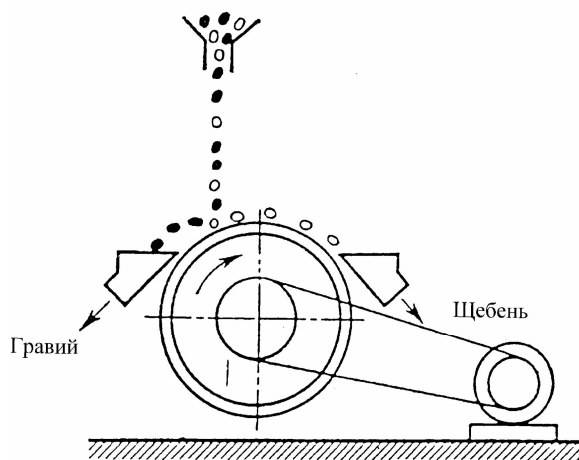


Рис. 2.3. Барабанный сепаратор для обогащения по упругости

Контрольные вопросы

1. Для каких руд применяют ручную разборку?
2. На каком оборудовании проводят ручную разборку?
3. На чем основана фотометрическая сепарация?
4. На чем основана липковая сепарация?
5. Для какого минерального сырья применяют автоматическую рудоразборную?
6. В чем сущность процесса декрипитации?
7. Для какого минерального сырья применяют обогащения по трению, форме и упругости?

ЧАСТЬ 2

КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Глава 1

ПЕРЕРАБОТКА СЛОЖНОГО ПО ВЕЩЕСТВЕННОМУ СОСТАВУ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, НЕПОДДАЮЩЕГОСЯ ОБОГАЩЕНИЮ

1.1 Получение диоксида титана из ильменита

В природе 95 % титана находится в виде ильменита (оксид титана и железа) и 5 % в виде рутила. В связи с тем, что мировые запасы рутила близки к полной выработке, в последние годы разработан ряд способов получения искусственного (синтетического) диоксида титана. Все эти процессы ориентированы на переработку титано-железистых концентратов, полученных из ильменитовых коренных и россыпных месторождений. В процессе обогащения титановых руд обычно получают ильменитовые концентраты, в которых сумма оксидов титана и железа достигает 90–94 % (остальные примеси). Химический состав концентратов, получаемых методами обогащения из эксплуатируемых в СНГ россыпей Самотканского и Лемненского месторождений, приведен в табл. 1.1. Наиболее сложно перерабатывать титановые руды с повышенным содержанием радиоактивного монацита.

Таблица 1.1

Химический состав ильменитовых концентратов

Концентраты	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	V ₂ O ₃	Cz ₂ O ₃
Самотканский	63,10	26,5	2,70	3,40	1,60	1,02	0,12
Лемненский	57,60	19,74	2,19	1,36	0,60	0,52	0,19

Эти концентраты служат в качестве исходного сырья для производства искусственного диоксида титана, используемого для получения четыреххлористого титана, пигментного диоксида, сварочного флюса и других целей.

Все способы получения искусственного диоксида титана можно подразделить на пирометаллургические, гидрометаллургические и пиро-гидрометаллургические.

В Казахстане основные запасы ильменита сосредоточены в Обуховском, Шаркашском, Карооткельском и других титаноциркониевых месторождениях.

1.1.1 Пирометаллургический способ получения искусственного диоксида титана

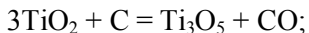
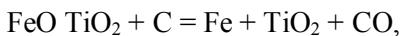
Восстановительную плавку ведут в трехфазных электродуговых печах, подобно применяемых в производстве ферросплавов, мощностью 5–20 МВт. Ванна печи футерована магнезитовыми огнеупорами. Для защиты футеровки от быстрого разъедания шлаком в них предварительно наращивают гарнисаж – слой застывшего тугоплавкого шлака. Для защиты подины от разъедания на ней постоянно поддерживают слой чугуна (порядка 0,5 м). Внутренние размеры одной из печей, используемой для плавки ильменита; составляют: диаметр 4,55 м, глубина ванны 2,175 м.

Охлаждаемый свод – съемный. Герметизация печи осуществляется с помощью песочного затвора между основанием свода и кожухом печи. Через отверстие в своде в ванну вводят закрепленные в электродержателях три графитизированные электрода (диаметром 0,5 м), связанные с системой их выпуска. Перепуск электродов приводится в действие по мере выгорания при отключении печи на высоту примерно 100–150 мм.

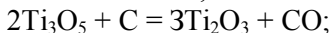
Плавку ведут с закрытым колошником, т. е. с дугами, закрытыми шихтой (электроды глубоко погружены в шихту). Шихту (концентрат вместе с коксом) из бункера загружают возле электродов и между ними. Плавку ведут на порошковой или брикетированной шихте. Применяют также комбинированную шихту из смеси брикетов и порошковой шихты. Плавят и металлизированные ильменитовые окатыши.

При восстановлении ильменита в различных температурных интервалах протекают следующие реакции:

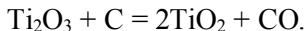
до 1240 °C



при 1270 – 1400 °C,



при 1400–1600 °C,



В процессе плавки образуются сложные соединения, кристаллизующиеся при затвердении шлака. Основной оксид шлака аносовит (Ti_3O_5).

Продукты плавки (чугун, шлак) обычно выпускают вместе через одну летку в общую изложницу. Температура шлака на выпуске 1570–1650 °С. После расслаивания и затвердевания чугун и шлак разделяют. Особенность титанового шлака состоит в том, что он рассыпается в процессе охлаждения на воздухе, т. е. происходит окисление аносовита с образованием синтетического рутила. За счет рассыпания шлака его легко отделяют от чугуна. При плавке количество углерода в шихте рассчитывают так, чтобы получить шлак с содержанием 3–5 % FeO. Выплавить титановый шлак с содержанием FeO ниже трудно из-за тугоплавкости. Технологическая схема получения искусственного диоксида титана пирометаллургическим способом приведена на рис. 1.1.

Схема титанового производства

Из ильменитового концентрата, содержащего 35 % диоксида титана, 53 % оксида железа и 6–8 % прочих, получают титановый шлак с содержанием 70–72 % диоксида титана, 10–12 % оксида железа и 14–20 % прочие (завод Сорель, Канада); из ильменито-рутилового концентрата, содержащего 52–54 % диоксида титана, 41–43 % оксида железа и 3–3,5 % прочие, получают титановый шлак с содержанием 90–94 % диоксида титана, 1,5–2,5 % оксида железа и 3,5–4,5 % прочих (завод Осака, Япония). Расход кокса составляет 0,28–0,34 т на 1 т титанового шлака. Получение титанового шлака из ильменитовых концентратов является энергоемким процессом (более 2 тыс. кВт ч/т шлака), а доля затрат на электроэнергию в себестоимости получения шлака составляет 37–38 %.

Этот процесс применяют на Украине, в Канаде, России, Казахстане, Японии, ЮАР и других странах. Усть-Каменогорский титано-магнийевый комбинат работает на рутиловом концентрате и титановом шлаке. В России процесс получения титанового шлака разработан в ИМ РАН.

При электроплавке ильменита получают титанистый чугун, содержащий %:

1,8–2,0 углерода; 0,3–0,3 кремния; 0,6–0,80 хрома;
0,10–0,15 марганца, 0,05–0,15 титана; 0,05–0,10 ванадия;
0,20–0,30 фосфора; 0,05–0,10 серы.

Выход его составляет 0,3–0,5 т/т титанового шлака. По количеству содержащегося углерода этот чугун можно отнести к классу углеродистых сталей, содержащих в отличие от других подобных продуктов и титан. Концентрация углерода в чугуне относительно небольшая, что определяет его повышенную температуру плавления (1230–1300 °С) по сравнению с обычным доменным чугуном (1150–1200 °С).

Характерной особенностью титанистого чугуна является наличие в нем серы и фосфора, что не позволяет непосредственно использовать его в качестве товарного продукта, хотя чугун легирован многими ценными компонентами (титаном, ванадием, марганцем, хромом). Из всех технических возможностей и экономически обоснованных способов переработки титанистого чугуна в товарный продукт наибольший интерес представляют следующие:

- производство стали;
- изготовление размольных шаров;
- производство технической дробы;
- производство ферроалюминия.

При использовании ильменитовых концентратов для производства титанового шлака необходимо проводить операцию обезсеривания (окислительный обжиг). Особенно это касается ильменитовых концентратов, полученных из коренных месторождений, в которых присутствует пирит.

Ограничивается содержание хрома в ильменитовом концентрате (содержание Cr_2O_3 не должно превышать 0,4 %). Хромовые оксиды приводят к повышению тугоплавкости титаново-

го шлака и осложняют его дальнейшую переработку. Экономичность процесса зависит от стоимости электроэнергии.

1.1.2 Гидрометаллургический (серноокислотный) способ получения искусственного диоксида титана

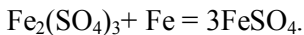
Гидрометаллургический способ получения искусственного диоксида титана включает следующие операции:

- растворение ильменита в серной кислоте с получением сульфата титана;
- гидролиз сульфата титана;
- прокаливание гидрооксида титана;
- поверхностная обработка диоксида титана.

На первой стадии тонкоизмельченный ильменитовый концентрат (90–100 % класса минус 0,074 мм) растворяют в 85–89 %-ной серной кислоте согласно реакции



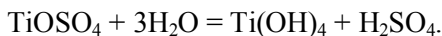
Процесс растворения концентрата (обычно на 95–97 %) протекает бурно с выделением тепла. После охлаждения плавка до 80–90 °С в том же реакторе проводят выщелачивание в воде образовавшихся серноокислых солей металлов. Растворы направляют на непрерывное восстановление. Эта операция предназначена для перевода в двухвалентное состояние той части железа, которая была в исходном ильмените в виде Fe_2O_3 и при растворении в серной кислоте образовала $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Процесс восстановления идет согласно реакции



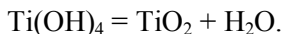
Растворы после растворения ильменита и восстановления отделяют от шлама в сгустителе. Сгущенный шлам перекачивают на станцию нейтрализации.

Осветленный раствор, содержащий 110–120 г/дм³ диоксида титана, сульфаты двухвалентного железа и 200–240 г/дм³ свободной серной кислоты, из сгустителя поступает на вакуум-кристаллизационную установку, где при охлаждении реактора до 5

°С кристаллизуют сульфат двухвалентного железа (железный купорос). В результате кристаллизации содержание железа в растворе понижается до 20 г/дм³. Пульпа из вакуум-кристаллизатора подается через сгуститель на центрифугу, где железный купорос выделяют из раствора и направляют в цех для получения железо-оксидных пигментов. Раствор сульфата титана упаривают в вакуум-выпарных аппаратах до концентрации сульфата титана 200 кг/м³. Следующая стадия – гидролиз сульфата титана, в процессе которого образуется гидрат титана и выделяется серная кислота (20–25 %-ный раствор серной кислоты). Гидролиз идет согласно реакции



Кислота является не утилизируемым отходом производства. Суспензия гидрата оксида титана сгущается, осадок отделяется от гидролизной серной кислоты фильтрованием и тщательно отмывается на барабанном вакуум-фильтре от остатка серной кислоты. Гидрат оксида титана подвергается прокалке во вращающейся трубчатой печи при температуре 800–900 °С. В результате образуется диоксид титана



После прокаливающей печи материал охлаждается в холодильном барабане, затем измельчается в мельнице с целью поверхностной обработки частичек TiO_2 для придания им высоких молярных свойств, после чего поступает на расфасовочную машину. Технологическая схема гидрометаллургического процесса получения искусственного диоксида титана приведена на рис. 1.2.

1.1.3 Пирогидрометаллургический способ получения искусственного диоксида титана

В этом процессе в начале проводится восстановление концентрата, которое осуществляется в различных аппаратах (трубчатых печах, печах кипящего слоя, шахтных печах и др.) с ис-

пользованием углеродистых твердых восстановителей (кипящего слоя, шахтных печах и др.) с использованием углеродистых твердых восстановителей (антрацит, каменные угли, древесный уголь и др.) или газообразных (природный газ, водород, оксид углерода и др.) восстановителей.

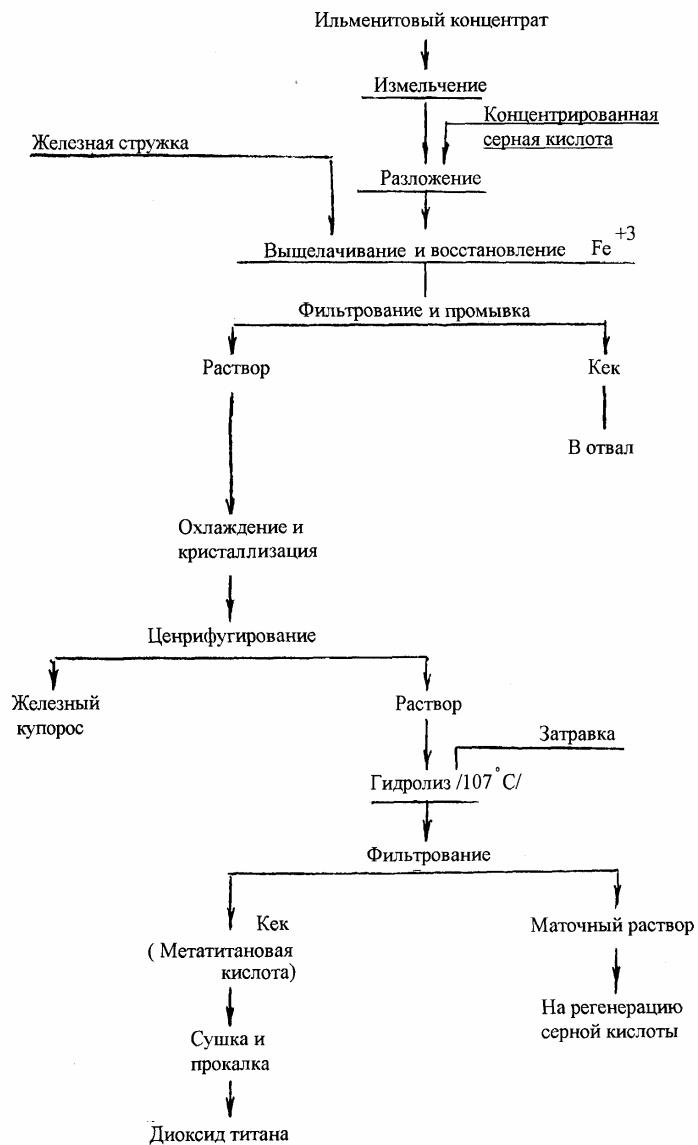


Рис. 1.2. Технологическая схема гидрометаллургического (сернокислотного) способа получения диоксида титана

Главная цель процесса – восстановить оксид железа из ильменита до металла, хорошо растворяющегося в различных химических растворителях, оставив в неизменном виде диоксид титана. Температура процесса восстановления определяется активностью используемого восстановителя и составляет 950–1250 °С.

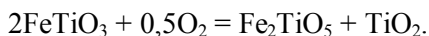
В целом температура процесса восстановления подбирается таким образом, чтобы степень восстановления оксидов железа составляла не менее 90 %. Особые меры принимаются на стадии охлаждения восстановленного концентрата, т. к. при доступе воздуха могут протекать вторичные процессы окисления восстановленного железа.

Восстановленный концентрат растворяют в различных кислотах, при этом наибольшее применение получили серная и соляная кислоты.

Этот гидрометаллургический процесс осуществляется в реакторах с перемешиванием пульпы воздухом. По завершении реакций растворения, пульпа подается на сгущение и фильтрование с целью разделения твердой и жидкой фаз. В твердом нерастворимом осадке концентрируется диоксид титана, почти все примесные минералы концентрата и остаточная часть оксидов железа. Химический состав этого продукта, так называемого искусственного рутила, характеризуется следующими данными, %: 90–94 TiO₂; 3–4 FeO; 2–3 SiO₂; 1–2 Al₂O₃ и небольшое количество других оксидов.

В качестве отходов производства на стадии растворения восстановленного железо-титанового концентрата образуется раствор солей железа. Например, при серноокислом растворении образуется около 2-3,2 т железного купороса на 1 т получаемого рутила.

Кроме указанного процесса используют также предварительный окислительный обжиг перед восстановительным. Эта операция проводится с целью растрескивания и расширения кристаллической решетки ильменита согласно реакции

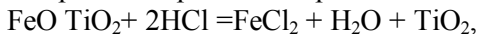


Это способствует увеличению скорости протекания стадии восстановления. Окислительный обжиг проводится при температуре

900–1000 °С, в процессе которого происходит окисление двухвалентного железа до трехвалентного. Последующий восстановительный обжиг проводится при температуре 1200 °С. В качестве восстановителя используют кокс. Ильменит смешивают с коксом в соотношении 20:1. При восстановлении окисленного ильменита протекает обратная реакция



Из полученного огарка после охлаждения магнитной сепарацией отделяют остаточный кокс (немагнитная фракция). Магнитную фракцию подвергают выщелачиванию 18–20 %-ным раствором соляной кислоты при атмосферном давлении в течение 3,5 ч. При этом происходит реакция



перевод в раствор железа.

Для интенсификации обезжелезивания используют и автоклавное выщелачивание. Остаток от растворения железа промывают водой и обжигают при температуре 870–900 °С с получением искусственного рутила, содержащего 92–95 % диоксида титана. Образующиеся растворы хлористого железа утилизируются с получением оксида железа и оборотной соляной кислоты (рис. 1.3). При использовании серной кислоты получают попутно железный купорос.

Технология получения искусственного рутила является перспективной для Казахстана в связи со значительными запасами ильменита в республике и необходимостью обеспечения сырьем Усть-Каменогорского титано-магниевого комбината. Кроме того, в Казахстане нет производства высококачественных белил на основе диоксида титана. На УКТМК строящаяся установка по получению титановых шлагов из отечественного сырья в настоящее время законсервирована по экономическим соображениям (высокая стоимость электроэнергии, сырья и др.).

Кроме природного ильменита для получения искусственного диоксида титана используют четыреххлористый титан и отходы от производства титановых сплавов.

1.2 Получение диоксида марганца из ферромарганца, ферромарганцевого угара и марганцевых конкреций

Марганцевые руды (окисленные и карбонатные) в СНГ подвергают обогащению. Однако запасы легкообогатимых окисленных руд с низким содержанием фосфора практически исчерпаются в ближайшие годы. Карбонатные же руды отличаются повышенным содержанием фосфора (0,008–0,01 % Мп). Фосфор в этих рудах в основном связан с марганцевыми минералами, поэтому при отделении марганцевых минералов от пустой породы при обогащении удельное содержание фосфора не изменяется.

Проблема получения малофосфористых марганцевых ферросплавов с каждым годом будет становиться все более острой. Пирометаллургическое обесфосфоривание ферросплавов приводит к потерям марганца со шлаком. Metallургическое обогащение и обесфосфоривание марганцевых концентратов, понижая содержание железа, вместе с тем приводит к обеднению их. При плавке, например, ферромарганца ФМн 78 А в сплав извлекается лишь ~50 % марганца, а кратность шлака доходит до 3,5 т/т. КазНТУ им. К.И. Сатпаева совместно с Институтом металлургии Уральского отделения Академии наук Российской Федерации предложен процесс переработки углеродистого ферромарганца с получением диоксида марганца, пригодного для производства марганцевых пигментов и непосредственного легирования и раскисления стали (в форме экзотермических брикетов – $\text{MnO}_2\text{--Al--CaO}$), а также марганцевого кокса.

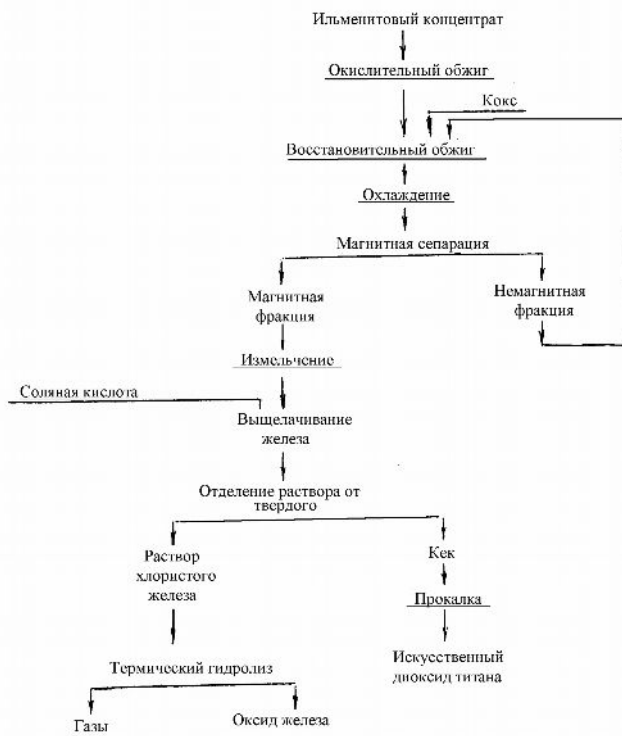


Рис. 1.3. Технологическая схема пирогидрометаллургического способа получения искусственного диоксида титана

Диоксид марганца – самое распространенное соединение марганца в природе. Широкое использование диоксида марганца в различных отраслях в промышленности базируется на его хороших адсорбционных свойствах. Как природный диоксид марганца (пиролузит), так и искусственный применяется в качестве деполяризаторов в гальванических элементах в процессе изготовления промышленных противогазов – в качестве поглотителя оксида углерода, в качестве низкотемпературных катализаторов для некоторых химических процессов (в частности антидетонаторов, заменяющих токсичный тетраэтилсвинец, для удаления из бензина низкооктановых фракций). Из оксидов марганца с добавлением оксидов редкоземельных элементов получают монокристаллы, обладающие пьезоэлектрическими и ферроэлектрическими свойствами.

Диоксид марганца применяется в производстве стекла, в керамической промышленности для изготовления глазури для придания изделию пурпурного или коричневого оттенка, а также для приготовления фиолетово-черной эмалевой краски и эмалирования изделий из железа. Диоксид марганца применяют также для получения его соединений, сиккативов в качестве реагента для обнаружения хлор-иона, окислителя в гидрометаллургии цинка, меди и урана. Он является компонентом катализатора в гапкомитовых патронах и др.

Диоксид марганца получают по сернокислотной схеме из окисленной руды (Грузия, ЮАР), карбонатной руды (Бразилия) и попутно при получении электролитического цинка (Канада). Бразилия и ЮАР являются основными поставщиками диоксида марганца на мировом рынке. Диоксид марганца получают электролизом из сернокислых растворов, полученных при непосредственном растворении карбонатных руд с низким содержанием оксидов кальция, а также из оксидного сырья (концентратов, руд), подвергнутых предварительному восстановительному обжигу для перевода не растворимого в растворе серной кислоты

диоксида марганца в оксид марганца, растворимого в серной кислоте. После серноокислотного растворения и очистки раствора от железа и цветных металлов получают искусственный диоксид марганца электролитическим путем.

90 % искусственного диоксида марганца в мире получают электролитическим путем.

Сущность технологии КазНТУ– ИМ УрО АН РФ заключается в следующем. Выплавленный высокоуглеродистый ферромарганец с любым содержанием фосфора при высоком извлечении марганца в сплав подвергают гидрометаллургической переработке с получением из серноокислого раствора электролизом диоксида марганца с низким содержанием серы при попутном получении марганцевых пигментов различных оттенков (в зависимости от спроса), а также марганцевых солей. Для получения марганцевой продукции предложено также использование угара (пылей от производства ферромарганца) (рис. 1.4). Рекомендуемая технология предусматривает использование стандартного оборудования, опробованного в промышленности, и может не быть связанного с металлургическим производством, приобретая только ферромарганец и марганцевую пыль (угар).

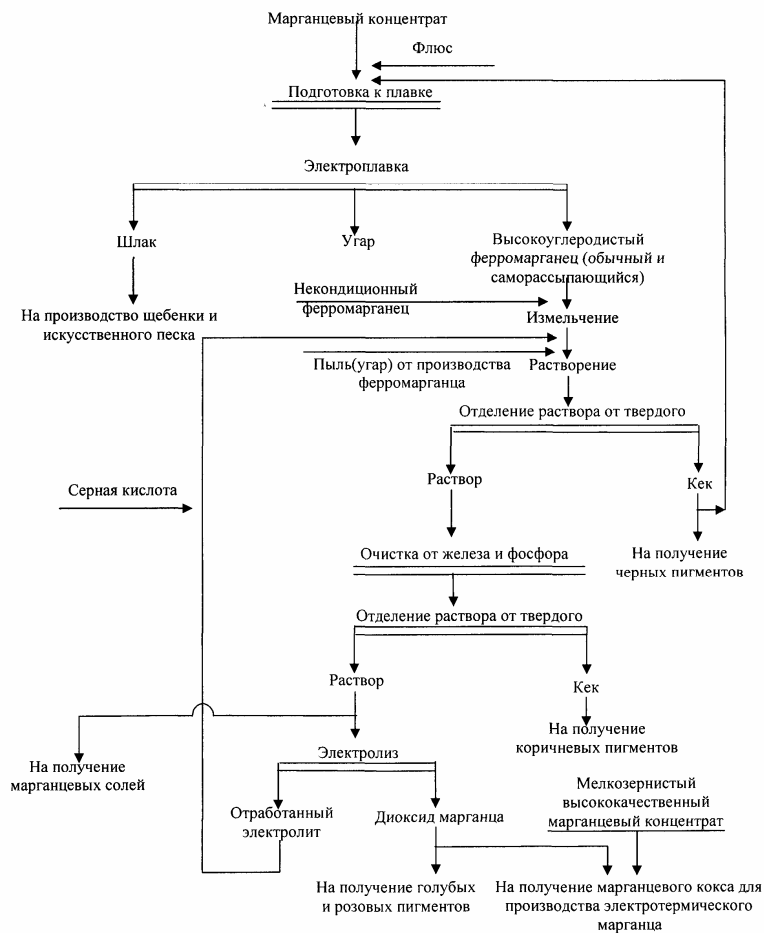


Рис. 1.4. Технологическая схема переработки ферромарганца и угара (пыли от производства ферромарганца) по безотходной технологии

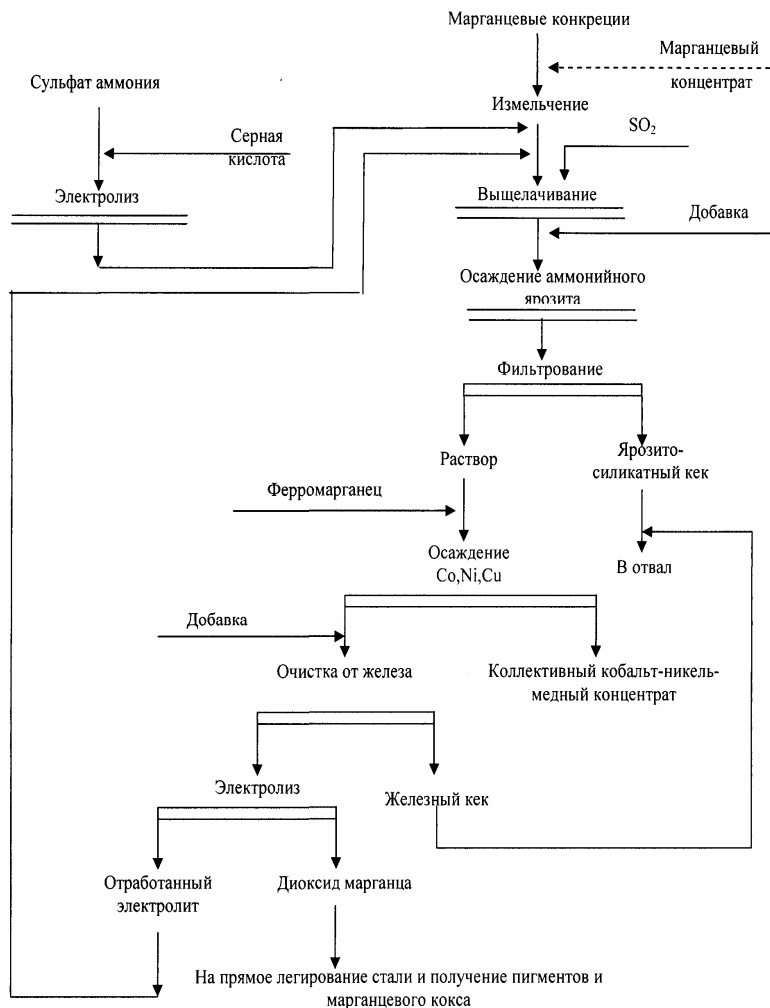


Рис. 1.5. Технологическая схема переработки марганцевых конкреций с получением диоксида марганца

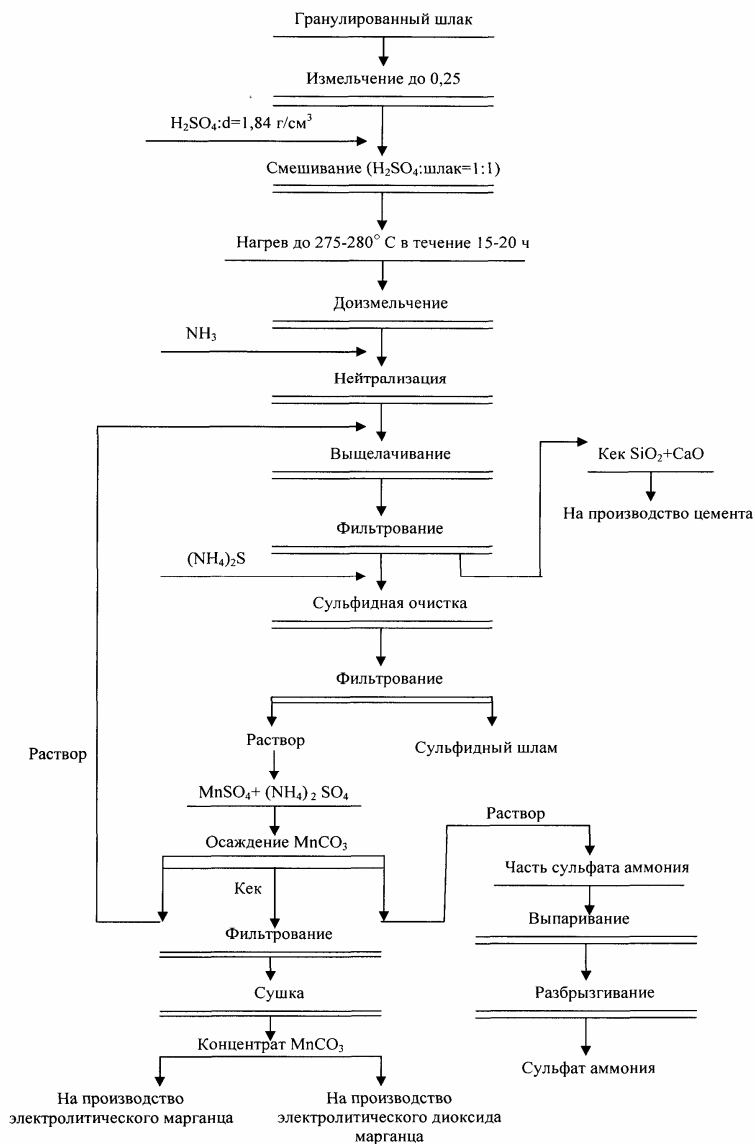


Рис. 1.6. Технологическая схема переработки среднеуглеродистого ферромарганца

В 70-х годах прошлого столетия в КазНТУ разработана технология переработки марганцевых конкреций. Океанские конкреции представляют собой мелкопористый материал (0,01 мкм), состоящий из оксидов марганца железа, кремния, а также различных оксидных соединений, в состав входят кобальт, никель и медь. На рис. 1.5 приводится технологическая схема переработки марганцевых конкреций с получением диоксида марганца. В качестве растворителя используется персульфит аммония совместно с серной кислотой и сернистым газом.

Для получения диоксида марганца предложено в качестве сырья использовать шлак от производства высокоуглеродистого и среднеуглеродистого ферромарганца. В основу этой технологии положена сернокислотная схема. На рис. 1.6 приведена технологическая схема этого процесса.

Разработан процесс получения диоксида марганца из легированного ферромарганца, получаемого при совместной переработке клинкера цинковых заводов и марганцевого концентрата (рис. 1.7). Технология позволяет получать попутно и перманганат калия.



Рис. 1.7. Технологическая схема переработки клинкера с получением легированного ферромарганца

1.3 Получение хромитовых концентратов с низким содержанием оксида магния

Получение низкоуглеродистого феррохрома предусматривает использование ферросиликохрома на низкоуглеродистый феррохром в шихту в хромитовый концентрат. Образующийся при плавке шлак частично рассыпается (система $\text{CaO}-\text{SiO}_2$) (рис. 1.8).

Компоненты нерассыпающегося шлака содержат повышенное количество оксидов магния и хрома.

Для снижения содержания этих компонентов в плюсовой фракции классифицированного шлака КазНТУ предложена технология хромитового концентрата с низким содержанием оксида магния (рис. 1.9).

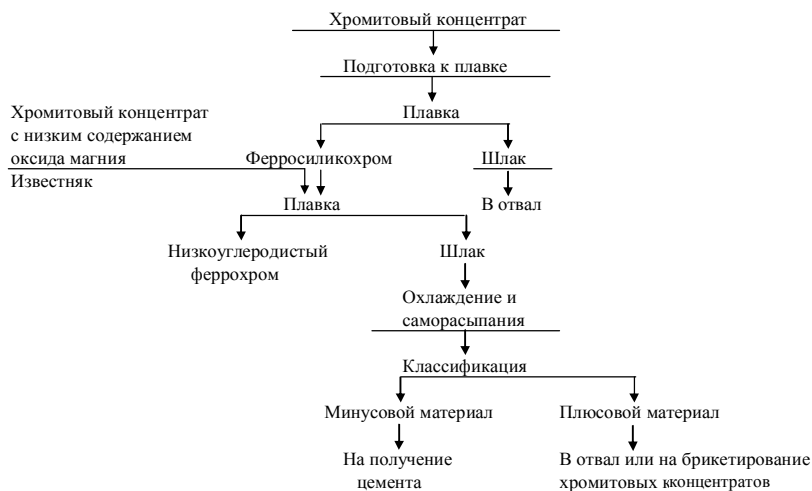


Рис. 1.8. Технологическая схема получения низкоуглеродистого феррохрома

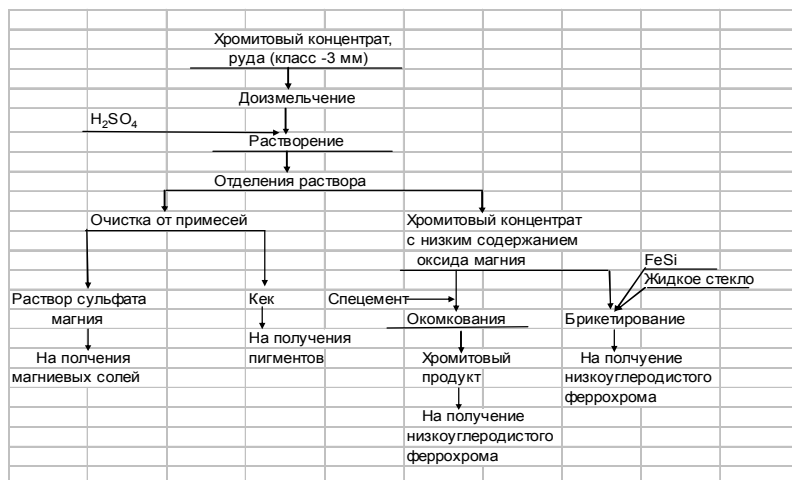
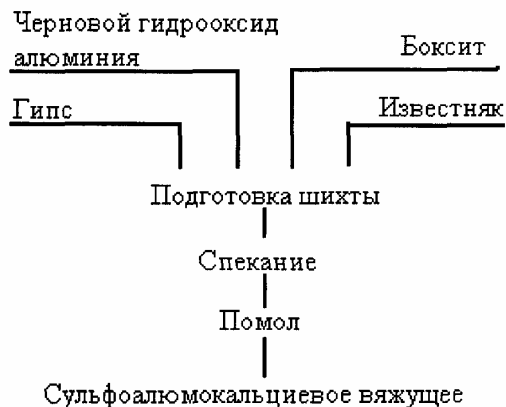


Рис. 1.9. Технологическая схема получения хромитовых продуктов с низким содержанием оксида магния для производств низкоуглеродистого феррохрома

1.4 Получение искусственных алюмосодержащих продуктов из чернового глинозема

Для производства специальных глиноземсодержащих и белых цементов используют маложелезистые бокситы и глины, но такое сырьё дефицитно и его практически нет в Казахстане. Такие продукты (концентраты) можно получать попутно при переработке бокситов и нефелинов, а также при комплексной переработке бурых углей и Экибастузских вскрышных пород. Имеется в виду получение чернового гидроксида алюминия из необескременного алюминатного раствора (рис.1.10). На рис. 1.11 приводится технологическая схема производства белого портландцемента с использованием гидроксида алюминия, с попутным получением специальных строительных материалов.

При мокром способе производства сульфоалюмокальцевого вяжущего в шихте используется отработанная серная кислота павлодарского нефтеперерабатывающего завода.



Состав шихты (%):

SiO_2 – 6,39; Al_2O_3 – 20,01;

SO_3 – 11,1; Fe_2O_3 – 2,81;

CaO – 33,0; MgO – 1,49.

Состав клинкера (%):

SiO_2 – 8,77; Al_2O_3 – 27,0;

SO_3 – 12,7; Fe_2O_3 – 3,8;

CaO – 44,98; MgO – 2,42.

Прочность вяжущего, МПа

при изгибе через			при сжатии через		
1 сут.	7 сут.	28 сут.	1 сут.	7 сут.	28 сут.
4,62	5,3	6,18	30,1	57,2	74,8

1 лит. – 1250 г. ВЦ – 0,40 РК, мм – 109

Рис. 1.10. Технологическая схема использования черного гидроксида алюминия для производства спеццементов

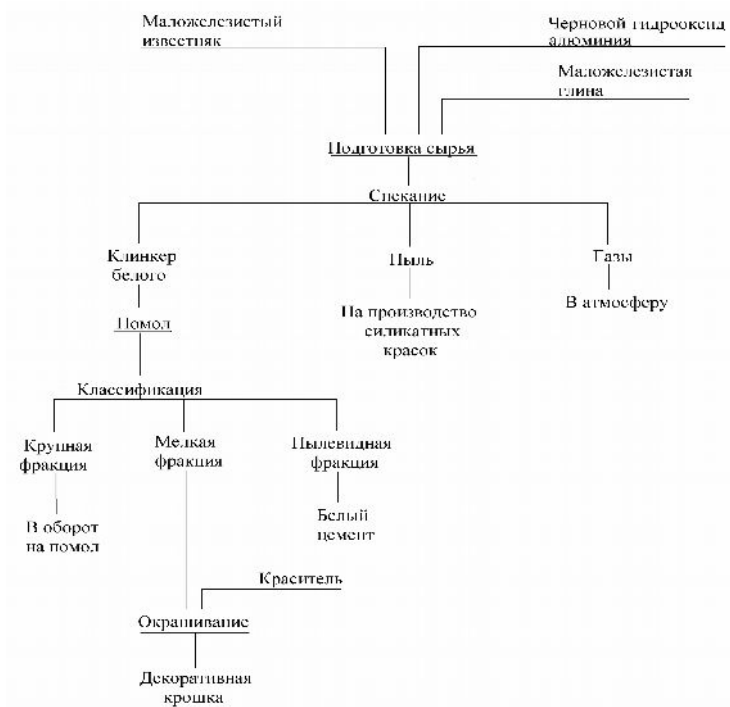


Рис. 1.11. Технологическая схема получения белого портландцемента с попутным получением специальных строительных материалов

1.5 Переработка окисленных медных руд с получением искусственных концентратов

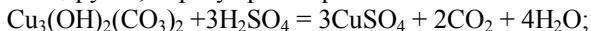
1.5.1 Кучное выщелачивание медных руд

Казахстан занимает третье место в мире по запасам меди, но по содержанию в руде 63-е. Проводить разработку бедных месторождений экономически невыгодно. Отрабатывать некоторые из них можно только методом кучного выщелачивания без строительства обогатительной фабрики.

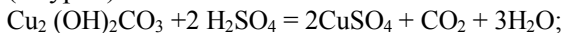
Типичная технологическая схема кучного выщелачивания меди представляется в следующем виде. Кучи дробленой руды укладывают на специально подготовленное основание аналогично тому, как и при куч-

ном выщелачивании благородных металлов. Объем куч составляет 100–500 тыс. т. Крупность руды не превышает 300 мм. Высота кучи колеблется от 4,5 до 7 м. В качестве растворителя при выщелачивании меди используют раствор серной кислоты с концентрацией 5–25 г/дм³ (рН=1–1,3 с расходом 0,04 – 0,07 дм³/мин на 1 м²). Кучному выщелачиванию подвергают и хвосты обогащения (окомкованные).

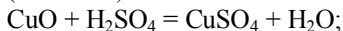
При кучном выщелачивании разбавленная серная кислота взаимодействует с такими минералами, как азурит, малахит, тенорит, хризоколла и другие, образуя растворимые соли:



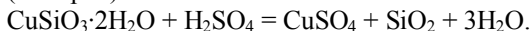
(Азурит)



(Малахит)



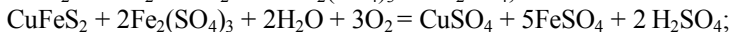
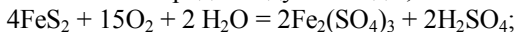
(Тенорит)



(Хризоколла)

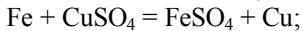
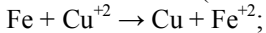
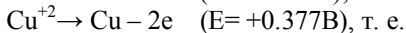
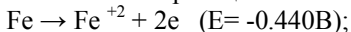
При кучном выщелачивании такие сульфиды, как халькопирит, ковеллин и халькозин обычно считаются практически нерастворимыми минералами в растворах серной кислоты при обычных условиях. Однако при кучном выщелачивании, продолжительность которого измеряется месяцами, под действием сульфата оксида железа, кислорода и воды происходит их медленное растворение.

Серная кислота и сульфат оксида железа, необходимые для выщелачивания медных руд, образуются за счет окисления пирита под воздействием кислорода воздуха и воды;

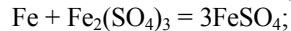
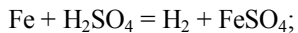


Содержание серной кислоты после выщелачивания 1–4 г/дм³ (рН=1,7–2,0). Выделение меди из раствора проводят методом цементации на железе или экстракцией.

Метод цементации – простейший способ извлечения меди из раствора. В основу процессов заложены две окислительно-восстановительные реакции



(основная реакция)



(побочная реакция)

В соответствии с реакцией на 1 кг Cu требуется 0,88 кг Fe.

Эффективно идет цементация в растворе, содержащем 0,3–1,0 % свободной серной кислоты.

После выщелачивания отношение меди к железу в растворе составляет 1,9/1,0, в то время как отношение содержания меди к железу в циркулирующем растворе после цементации – 0,2/1,0.

Для цементации меди можно также использовать алюминиевый скрап и ферромарганец.

Извлечение меди из раствора цементацией 90–98 %.

Методу цементации на железе свойственны некоторые недостатки, а именно:

- 1) происходит накопление железа в циркулирующем растворе;
- 2) получаемый медный концентрат (цементная медь) недостаточно чист (40–80 %);
- 3) большой расход осадителя (железной стружки, консервных банок и др.) – 1–2 кг железа на 1 кг меди.

Оптимальными условиями процесса цементации из растворов во вращающемся барабане являются плотность загрузки скрапа 2,5–2,8 кг/дм³ раствора при его поверхности 1,4 м²/кг, продолжительность контакта раствора со скрапом 5–6 мин, скорость вращения барабана 40–65 об/мин. Кислотность раствора 1,0 г/дм³. Удельный расход скрапа – 1,054 кг/кг меди.

Цементную медь перерабатывают в конверторе совместно с медным штейном. Ее предварительно брикетируют на валковом прессе. Плотность брикетов 2500 кг/м³. На брикетирование подают 3–5 вес % оксида кальция.

Технологические схемы кучного выщелачивания с использованием цементации приведены на рис. 1.12–1.14.

Для цементации используют различные типы цементаторов (рис. 1.15–1.16).

Типичные технологические показатели кучного выщелачивания меди из куч и отвалов приведены в табл. 1.2.

Растворы с кучного выщелачивания с низким содержанием меди нельзя отправлять непосредственно на электролиз из-за низкого выхода по току и поляризации.

Содержание меди в растворе должно быть не менее 10 г/дм³ и желательно не более. В этом случае можно использовать стандартную технологию электролиза. Для того чтобы повысить содержание меди в растворе, используют экстракцию. На рис. 1.17 приводятся различные типы экстракторов. На рис. 1.18 приводится схема экстракции.

По сравнению с цементацией технология экстракции – электроосаждение позволяет:

- 1) получить катодную медь высокой чистоты вместо цементной меди;
- 2) устранить необходимость закупки железного скрапа;
- 3) снизить расход серной кислоты (расход серной кислоты на тонну извлеченной меди снижается примерно в 2,5 раза);
- 4) устранить образование гидратированного сульфата железа, осаждающего некоторое количество меди и покрывающего руду, что приводит к ухудшению проницаемости растворов через руду.

Таблица 1.2

Показатели кучного выщелачивания меди

Показатели	Единицы измерения	Тип выщелачивания	
		В кучах	В отвалах
Максимальная масса кучи (отвала)	тыс. т	110	1800
Максимальная толщина слоя (общая высота кучи (отвала))	м	6/60	8/72
Среднее содержание меди в руде	%	0,4 – 0,5	0,15
Продолжительность выщелачивания	сут	120	180
Продолжительность сушки (окисления)	сут	30	100
Подача раствора	м³/мин	0,76	14
Содержание серной кислоты в подаваемом растворе	г/дм³	20 (pH=1,35)	8 (pH=2,6)
Содержание серной кислоты после выщелачивания	г/дм³	4 (pH=1,7)	1 (pH=2,0)
Содержание меди в растворе после выщелачивания	г/дм³	1,9	1,3
Содержание меди в циркулируемом растворе (после экстракции или цементации)	г/дм³	0,2	0,1
Производительность меди	т /сут	20,25	20,6

Для примера ниже приводится технология кучного выщелачивания меди с использованием процесса экстракции – электроосаждения, применяемая на одной из фирм США.

На предприятии в эксплуатации находится 13 куч (11–в стадии выщелачивания, 2–в стадии подготовки). Количество растворов, находящихся в обороте, составляет 14 тыс. м³/сут (9,7 м³/мин). Продолжительность цикла выщелачивания 120 дней, из них 75 дней – орошение и 45 дней – дренаж продукционных растворов.

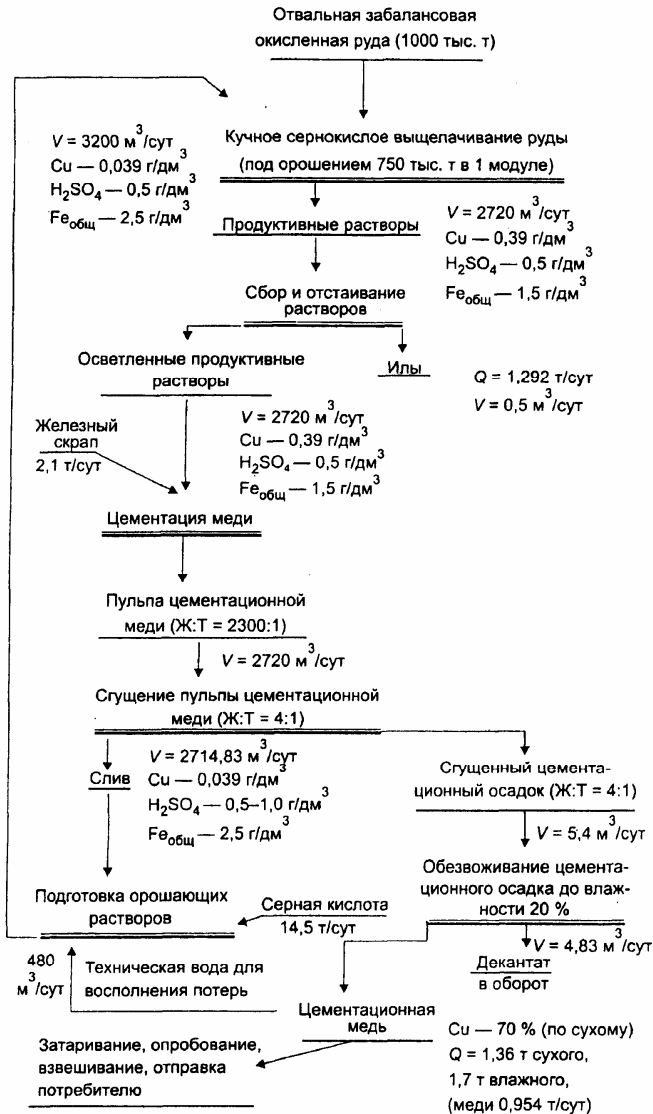


Рис. 1.12. Схема кучного выщелачивания забалансовых медных руд (Уралэлектромедь)

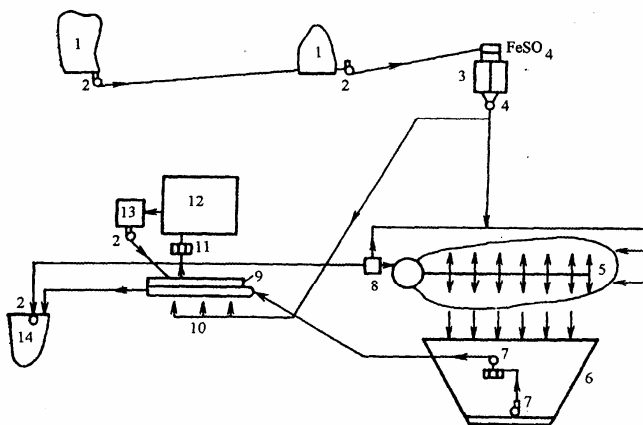


Рис. 1.13. Схема кучного выщелачивания меди на предприятии «Сан-Доминго» (Португалия):

1 – прудки свежей воды; 2 – насосы; 3 – прудок отстойный; 4 – сборник осветленной воды; 5 – орошаемый участок; 6 – рудное тело; 7 – шахтные насосы; 8 – распределительная камера подачи раствора на выщелачивание; 9 – цементационные желоба; 10 – смывные брандспойты; 11 – ванна для промывки осадка; 12 – площадка для сушки цементной меди; 13 – сборник промывных вод; 14 – сборник раствора после цементации

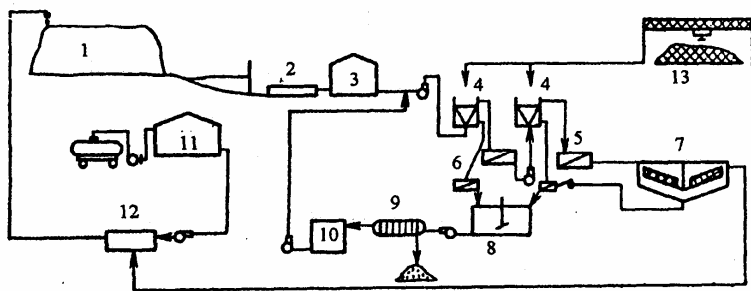


Рис. 1.14. Схема кучного выщелачивания меди в штате Юта (США):

1 – рудный отвал; 2 – желоб; 3 – расходная емкость для раствора; 4 – конусные цементаторы; 5 и 6 – сита для цементной меди; 7 – сгуститель; 8 – сборник для цементной меди; 9 – фильтр-пресс; 10 – сборник фильтрата; 11 – емкость для серной кислоты; 12 – насосная станция; 13 – склад железного скрапа

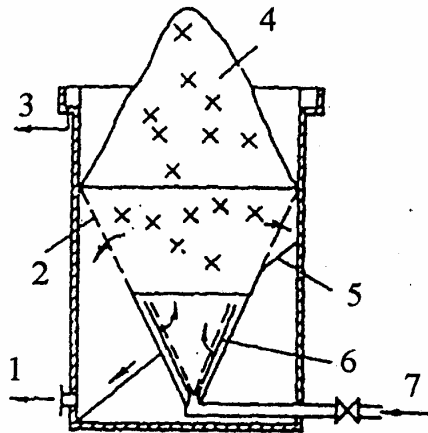


Рис. 1.15. Конусный цементатор:

1— отверстие для выпуска цементной меди; 2— сито;
3— отверстие для выпуска обезмешенного раствора; 4— железный скрап;
5— дно, направленное под углом 45°; 6— решетчатые трубы

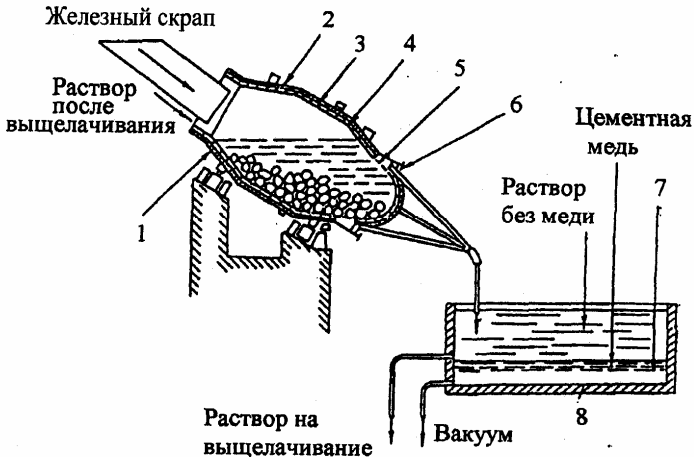


Рис. 1.16. Барабанный цементатор:

1— вращающийся барабан; 2— стальной корпус; 3— битумное покрытие;
4— кирпичная кладка; 5— сито; 6— задвижка; 7— ложное дно;
8— фильтрационная установка

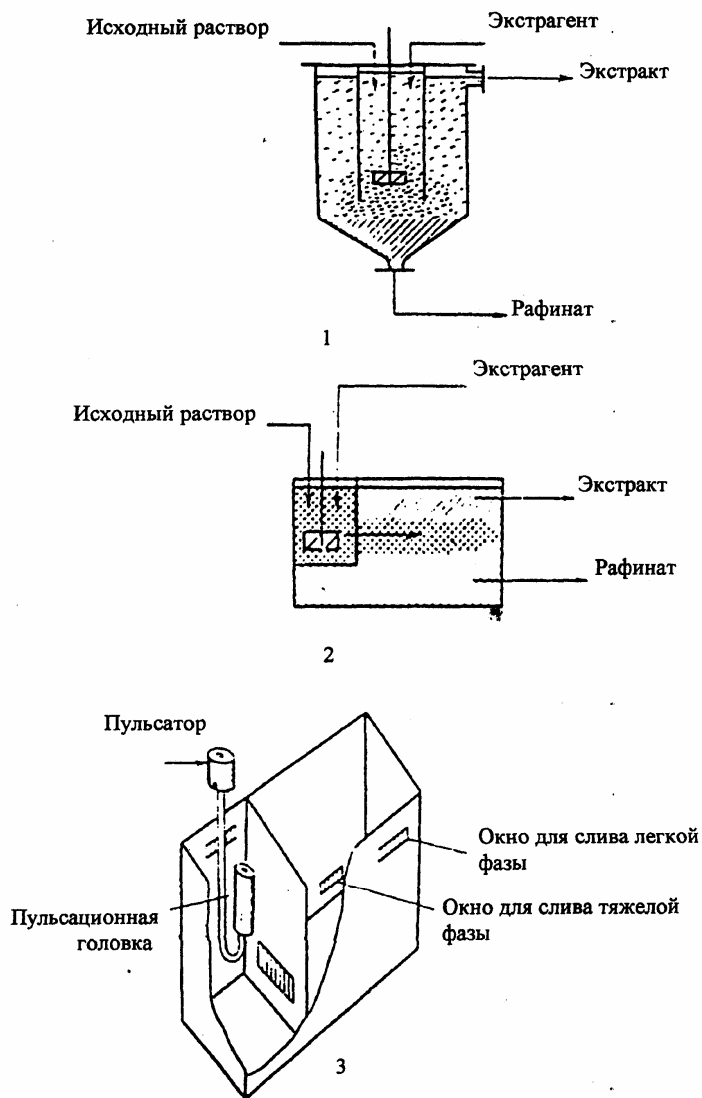


Рис. 1.17. Экстракторы:
1— внутренние (встроенные); 2— ящичного типа; 3— пульсационные

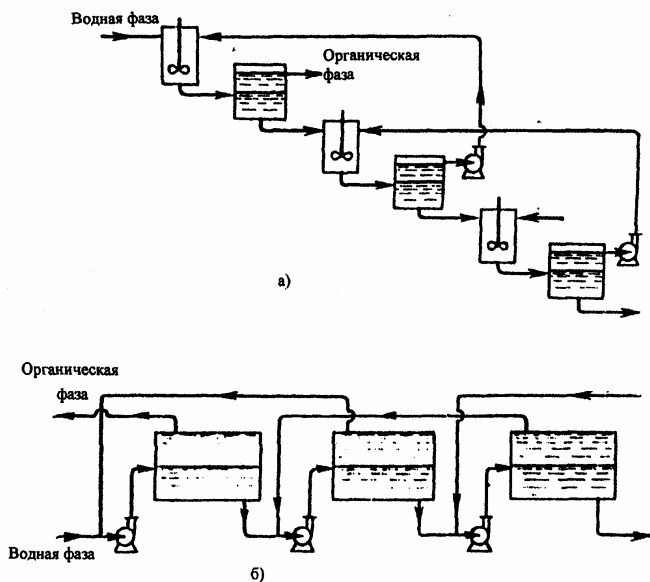


Рис. 1.18. Схема экстракции:
 а) со смешением фаз в агитаторах;
 б) со смешением фаз насосами

Средняя концентрация меди в растворе от выщелачивания – $2,6 \text{ г/дм}^3$, извлечение меди из руды – 50 %. Медь выделяют экстракцией с последующим электролизом.

Раствор из бассейна после фильтрования через диатомитовую глину для удаления взвешенных твердых частиц, которые могли бы вызвать эмульгирование, нагревают в теплообменнике до 27°C и перекачивают в буферную емкость, питающей узел экстракции.

Экстракцию проводят в открытых аппаратах при расходе водной фазы $8,18 \text{ м}^3/\text{мин}$ и органического раствора $4,09 \text{ м}^3/\text{мин}$. Органический раствор обычно содержит 9,5 % Lix64N. Растворитель – керосин. Отношение органической и водной фаз составляет 2,5:1. Смесители, применяемые на стадии экстракции, имеют форму цилиндра $3,05 \times 3,05 \text{ м}$. Емкость каждого отстойника равна $81,8 \text{ м}^3$. Скорость отстаивания составляет $48,9 \text{ л/м}^2 \text{ мин}$. Для получения рафината с содержанием $0,4 \text{ г/дм}^3$ меди требуется три смесителя – отстойника. При экстракции получают органический раствор с концентрацией $1,37 \text{ г/дм}^3$ меди. Общий расход раствора на стадии экстракции составляет $27,3 \text{ м}^3/\text{мин}$. Рафинат после

экстракции, содержащий около 0,025 % экстрагента, пропускается через флотомашину для доизвлечения экстрагента. Обработанный таким образом рафинат возвращается на выщелачивание.

Для реэкстракции используют две ступени смесителя-отстойника. Медь извлекают из насыщенного органического раствора, реэкстрагируя его отработанным электролитом, содержащим 140 г/дм³ серной кислоты и около 30 г/дм³ меди. Получаемый при этом раствор сульфата меди имеет концентрацию меди около 34 г/дм³. Он направляется в электролитические ванны для извлечения меди. Органический раствор после реэкстракции, возвращаемый в экстракционный узел, содержит 0,15 г/дм³ меди. Водный раствор после реэкстракции пропускают через флотационную камеру для выделения захваченного экстрагента. Извлеченный экстрагент возвращается в поток органической фазы. В табл. 1.3 представлены показатели экстракции и реэкстракции.

Таблица 1.3

Показатели экстракции и реэкстракции

Продукты	Расход м ³ /мин	Содержание, г/дм ³			
		медь	серная кислота	же- лезо (II)	железо (III)
Раствор после выщелачивания	6,53	0,65	7,9	2,4	2,1
Оборотный раствор	1,27	1,85	3,5	2,4	2,1
Исходный раствор для экстракции	4,67	3,02	4,5	2,4	2,1
Рафинат	-	0,40	8,8	-	-
Насыщенный органический раствор	10,05	1,37	-	-	-
Органический раствор после реэкстракции	-	0,15	-	-	-
Насыщенный электролит	2,40	34,2	142,5	2,6	2,0
Отработанный электролит	-	29,1	150,1	-	-

При электроосаждении выход по току – 88,96 %. Расход серной кислоты: на выщелачивание меди 5 т на 1 т; на электроосаждение – 2,5 кг.

При электроосаждении катоды из ванн вынимают через 7 дней. Чистота меди 99,99 %. Катодная медь имеет форму листа размером 1 м х 1 м, толщиной 10 мм, весом 100 кг.

При электролизе происходят следующие процессы:

1) на катоде $\text{Cu}^{+2} + 2\text{e} \rightarrow 2\text{Cu}$;

2) на аноде происходит образование серной кислоты и выделение кислорода $\text{SO}_4^{-2} + \text{H}_2\text{O} - 2\text{e} \rightarrow \text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}_2$.

Производительность завода 20 т меди в сутки.

Технологическая и аппаратурная схемы кучного выщелачивания меди с использованием экстракции приведены на рис. 1.19–1.20.

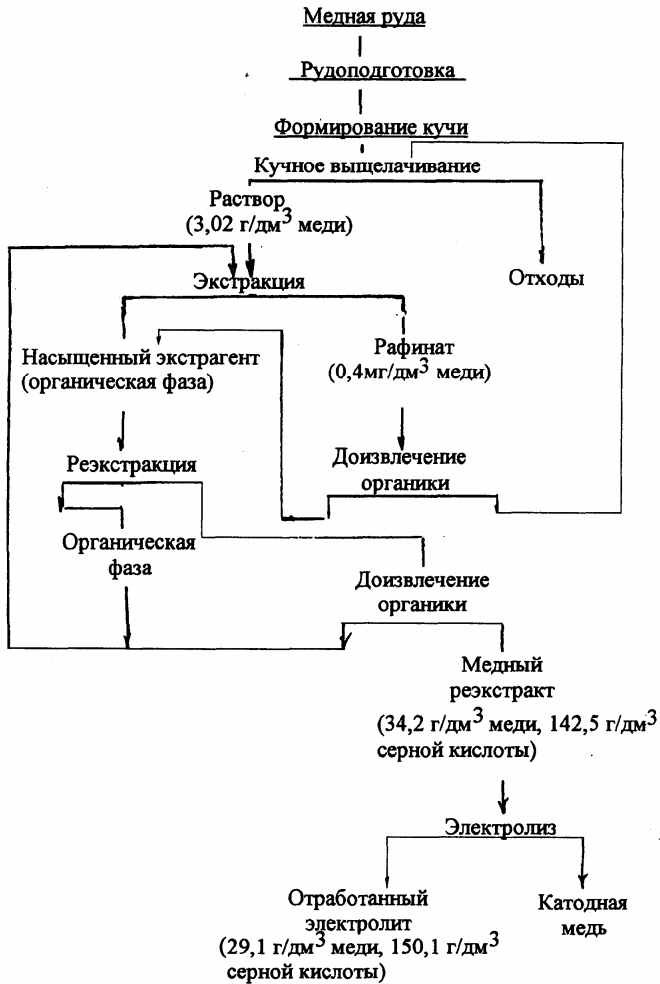


Рис. 1.19. Технологическая схема кучного выщелачивания медных руд с использованием экстракции и электролиза

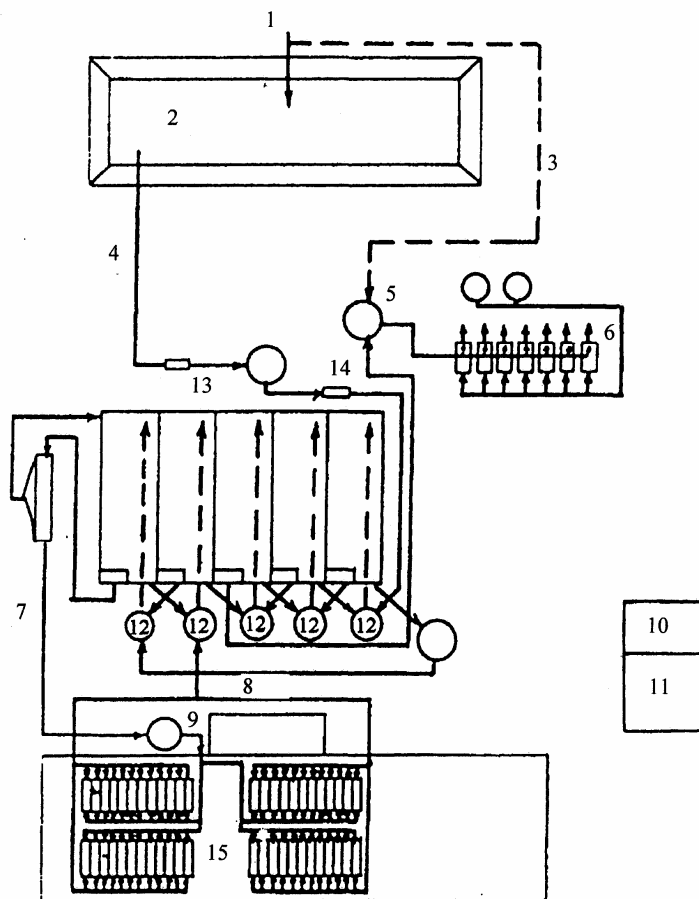


Рис. 1.20. Аппаратурная схема жидкостной экстракции и электролиза:

1—раствор из кучи; 2—резервуар для хранения выщелоченного раствора; 3—свободный трубопровод; 4—насыщенный раствор; 5—рафинат; 6—поток подкисленного рафината к кучам; 7—электролит; 8—органическая фаза; 9—выпрямитель; 10—административное здание; 11—лаборатория; 12—смесители; 13—отстойники; 14—теплообменник; 15—электролизеры

Площадка для кучного выщелачивания и дно у всех прудов, участвующих в технологических процессах, покрыто полиэтиленом высокой плотности.

Полиэтилен – это плотный, крепкий по качеству материал, устойчивый к химическим и погодным воздействиям, прекрасно предотвращающий потери ценного компонента, содержащегося в растворе и охраняющий окружающую среду от химических загрязнений.

Для сравнения ниже приводятся укрупненные технико-экономические расчеты двух способов переработки руд кучным выщелачиванием с использованием цементации на железном скрапе и экстракции с электроосаждением.

Для обоих способов первые две стадии себестоимости передела (горная добыча и выщелачивание) одинаковы и колеблются в зависимости от условий (в центах за 1 кг меди).

1) добыча 13–23,6; 2) выщелачивание 10–35,4.

При использовании цементации		При использовании экстракции с электроосаждением	
Цементация железным скрапом	8,4	Экстракция	15,5
Заработная плата	2,9	Заработная плата и электроэнергия	6,7
Перевозка и плавка	15,5		
Итого	49,8 – 90,8	Итого	45,2 – 86,2

Извлечение меди при кучном выщелачивании обычно не превышает 60 %, в то время как показатель извлечения меди при флотационном обогащении примерно 85 %. Но при кучном выщелачивании низки капитальные и эксплуатационные затраты.

1.5.2 Агитационное выщелачивание медных руд

Типичная схема извлечения Cu из окисленных руд включает: 1) серноокислительное выщелачивание (СКВ) измельченной руды; 2) разделение твердого и жидкого путем непрерывной противоточной декантации (НПД) в сгустителях; 3) экстракции (Э) и 4) электролиз. При проектировании гидрометаллургические схемы учитывают следующие требования: минимальные потери Cu с твердым в нерастворимой форме; минимальные потери растворимой Cu, теряемой с жидкой частью сбросной пульпы (растворимые потери); минимальные загрязнения электролита примесями. Рассмотрены вопросы снижения потерь растворимой Cu. Рис. 1.21 включает 2 стадии СКВ, 4 сгустителя, 3 из которых используют для промывки твердого путем НПД, осветление, которое дает раствор с низким

содержанием твердого, Э и электролиз для получения катодной Cu. Считают, что на 1-й стадии СКВ в раствор переходит 70 % растворимой Cu, и кислота также реагирует с кислотоёмкой породой. Все расходуемое количество H_2SO_4 подают на 2-ю стадию СКВ, на которой переходят в раствор остальные 30 % растворимой Cu, а избыточная кислотность обеспечивает выщелачивание Cu на 1-й стадии СКВ. Такая дозировка кислоты обеспечивает максимальное растворение Cu и снижает нерастворимые потери Cu с твердым остатком. При СКВ необходимо получать товарный раствор с максимально возможным значением pH (~2), при котором не выпадают гидроокиси Me, а Э Cu максимальна. СКВ проводят в каскаде чанов с механическим или пневматическим перемешиванием. Пульпу с 1-й стадии СКВ сгущают в 1-м сгустителе и нижний слив откачивают на 2-ю стадию СКВ. Верхний слив 1-го сгустителя, обычно содержащий 300 мг/л твердого, осветляют перед экстракцией до 10 мг/л путем фильтрации через песчаные фильтры или фильтры с намывным слоем фильтр-порошка. Осветление является дорогой операцией и требует уменьшения скорости потоков раствора т. к. стоимость осветления зависит от скорости раствора. Для Э Cu используют 10–40 %-ные растворы экстрагента в керосине. Э позволяет очистить товарный раствор от примесей перед электролизом и сконцентрировать Cu в десятки раз. Э проводят в смесителях-отстойниках (рис. 1.22).

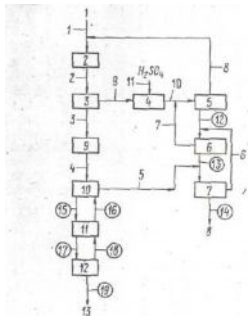


Рис. 1.21. Принципиальная схема извлечения Си из окисленной руды с применением экстракции и электролиза

(в кружках указаны номера потоков, см. табл.): 1—руда; 2—1-е выщелачивание; 3—1-й сгуститель; 4—2-е выщелачивание; 5—2-й сгуститель; 6—3-й сгуститель; 7—4-й сгуститель; 8—хвостовая пульпа; 9—осветление; 10—экстракция растворителем; 11—реэкстракция; 12—электролиз; 13—катодная Си

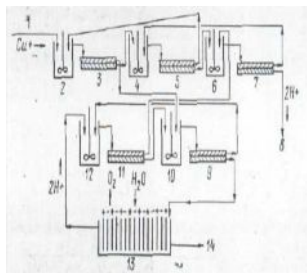


Рис. 1.22. Схема экстракции и рекстракции: 1 – товарный раствор; 2 – 1-й смеситель на стадии экстракции; 3 – 1-й отстойник на стадии экстракции; 4 – 2-й смеситель; 5 – 2-й отстойник; 6 – 3-й смеситель на экстракции; 7 – 3-й отстойник на экстракции; 8 – рафинат; 9 – 2-й отстойник на рекстракции; 10 – 2-й смеситель на рекстракции; 11 – 1-й отстойник на рекстракции; 12 – 1-й смеситель на рекстракции; 13 – электролизная ванна; 14 – катодная Cu

Товарный раствор подают в 1-й смеситель, где он смешивается с органической фазой из отстойника соседней ступени Э. В смесителе происходит диспергирование фаз до капелек такого размера, при котором происходит быстрая Э Cu в смесителе из-за развитой поверхности раздела фаз и быстрое расслаивание фаз в отстойнике. В результате Э 1 г/л Cu в водный рафинат переходят ионы H^+ , образующие 1,5 г/л H_2SO_4 . Регенерация H_2SO_4 является основным преимуществом Э по сравнению с цементацией Cu . Аналогичным образом протекает Э на других ступенях Э. Насыщенная медью органическая фаза из отстойника 1-й стадии Э подается на рекстракцию отработанным электролитом. В рекстракте растворяется до 20 мг/л и захватывается 30 мг/л органики. Для снижения ее уноса потоки раствора должны быть минимальными. В результате рекстракции получают раствор с концентрацией Cu до 50 г/л (из исходного раствора с ~ 2 г/л Cu). Концентрирование Cu является другим преимуществом Э. Электролиз Cu из рекстракта ведут при напряжении 2,0–2,5 В с использованием анодов из Рб-сплавов. Рафинаты со стадии Э с низким содержанием Cu используют для отмывки растворенной Cu в трех сгустителях с добавкой флокулянта. Площадь отстаивания существенно изменяется для различных руд и составляет 0,1—1 м²/т твердого в 1 сут. Эффективность НПОД зависит от числа сгустителей, отношения Ж: Т, содержания Cu в рафинате и твердого в нижнем сливе сгустителя. Рассмотрена возможность применения непрерывного ионного обмена (НИО) для извлечения Cu из неосветленных растворов выпелачивания. НИО со взвешенным слоем сорбента используют для извлечения U на одном заводе в ЮАР. Применение НИО аналогичного типа позволит перерабатывать верхний слив сгустителя без осветления, повысить отношение потока раствора к иониту, что обеспечит более высокое отношение Ж: Т и меньшие потери, растворенной Cu сокращение числа сгустителей. Несколько фирм разрабатывают специфичные для Cu попиты. Схема НИО показана на рис. 1.23.

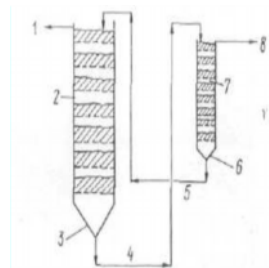


Рис. 1.23. Упрощенная схема непрерывного ионного обмена:

- 1—рафинат; 2—сорбционная колонна;
- 3—товарный раствор; 4—насыщенный ионит;
- 5—отрегенерированный ионит;
- 6—отработанный электролит;
- 7—регенерационная колонна;
- 8—товарный электролит

Схема НИО включает сорбционную и десорбционную колонны. Каждая колонна разделена перфорированными тарелками на несколько ступеней. Восходящий поток раствора создает взвешенный слой сорбента на каждой ступени. Прекращение подачи раствора вызывает перемещение сорбента с вышерасположенной на нижнюю ступень и, наконец, в конусную часть колонны, из которой насыщенный ионит периодически откачивают в колонну для десорбции отработанным электролитом, а отрегенированный ионит возвращают на сорбцию Cu . Элюат является товарным электролитом. Схема извлечения Cu из окисленной Cu -руды с применением НИО аналогичная схеме с использованием Э (см. рис. 1.21), в которой Э и реэкстракция заменены соответственно НИО и элюированием и исключена операция осветления товарного раствора. Для оптимизации схемы извлечения Cu из окисленной руды выполнены расчеты материального баланса для различных потоков, обозначенных на рис. 1.21 цифрами в кружках, и в различных условиях. Расчеты (см. табл. 1.4) выполнены для условной производительности 1000 т/сут руды с содержанием 1,0 % Cu при расходе кислоты 10 кг/т. Небольшое изменение веса твердого при СКВ не учитывали и плотность хвостовой пульпы считали равной плотности исходной пульпы. Десятая колонка таблицы относится к схеме с НИО, остальные к схеме с Э. Сравнение колонок 1 и 2 показывает, что увеличение растворимых потерь Cu с 1 до 2 % облегчает процесс Э, т. к. извлечение Cu из раствора с 1,65 г/л, равное 94 %, слишком высоко в промышленных условиях. Из колонок 3 и 4 видно, что при Ж:Т = 5: 1 приемлемая степень Э Cu на 92 % может быть принята при растворимых потерях 2 %. Колонки 5 и 6 показывают преимущества от повышения плотности нижнего слива сгустителя до 60 % твердого и в 7- и 8-й колонках – до 70 % твердого. В указанных условиях Ж:Т может быть снижено соответственно до 3:1 и 2:1. Содержание Cu в товарном растворе повышается до 3–34 и 5,03 г/л. Сравнение данных колонок 6 и 9 показывает влияние уменьшения потерь с твердым за счет более тонкого измельчения. Снижение потерь с твердым с 5 до 3 % потребует увеличения Ж : Т с 3 : 1 до 6 : 1 для уменьшения растворимых потерь < 1 %. Согласно данным 10-й колонки, при использовании НИО потребуется только 3 сгустителя и Ж: Т, равное 5:1, чтобы получить извлечение на стадии сорбции 97 % при растворимых потерях 1 %. Большое количество переменных требует расчета на ЭВМ, чтобы установить оптимальное соотношение между капитальными затратами и извлечением Cu . Потоки растворов получаемые по технологии приведенные на рис. 1.21 показано в табл. 1.4.

Таблица 1.4

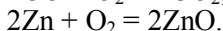
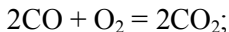
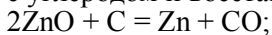
Потоки растворов в различных условиях

Номер ко- лонок	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Потери в остатке	5	5	5	5	5	5	5	5	3	5
Раствори- мые потери, %	1	2	1	2	1	2	1	2	1	1
Твердого в сливе %	50	50	50	50	60	60	70	70	50	60
Извлечение экстракцией, %	94	89	96	92	97	93	97	92	95	97
Отношение Ж:Т	6:1	6:1	5:1	5:1	3:1	3:1	2:1	2:1	6:1	5:1
Жидкого, т/сут, и содержание Cu, г/л										
Поток 1 т/сут	1000	1000	1000	1000	667	667	428	428	1000	667
Поток 2 т/сут	7000	7000	6000	6000	3667	3667	2428	2428	7000	5667
Cu, г/л	1,65	1,73	1,95	2,03	3,22	3,34	4,85	5,03	1,68	1,94
Поток 3 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	6000	-
Cu, г/л	1,65	1,73	1,95	2,03	3,22	3,34	4,85	5,03	1,68	1,94
Поток 4 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	6000	-
Cu, г/л	1,65	1,73	1,95	2,03	3,22	3,34	4,85	5,03	1,68	1,94
Поток 5 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	6000	5000
Cu, г/л	0,08	0,18	0,07	0,17	0,09	0,04	0,15	0,38	0,08	0,06
Поток 6 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	6000	
Cu, г/л	0,10	0,20	0,10	0,20	0,15	0,30	0,23	0,47	0,10	-
Поток 7 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	6000	5000
Cu, г/л	0,20	0,30	0,25	0,35	0,44	0,58	0,64	0,88	0,21	0,15
Поток 8 т/сут	6000	6000	5000	5000	3000	3000	2000	2000	5000	5000
Cu, г/л	0,82	0,91	1,01	1,11	1,72	1,86	2,56	2,78	0,83	0,86
Поток 9 т/сут	1000	1000	1000	1000	667	667	428	428	1000	667
Cu, г/л	1,65	1,73	1,95	2,03	3,22	3,34	4,85	5,03	1,68	1,94
Поток 10 т/сут	1000	1000	1000	1000	667	667	428	428	1000	667
Cu, г/л	4,50	4,58	4,80	4,88	7,49	7,61	14,24	11,69	4,59	6,21
Поток 11 т/сут	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Cu, г/л	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Поток 12 т/сут	1000	1000	1000	1000	667	667	428	428	1000	667
Cu, г/л	0,82	0,91	1,01	1,11	1,72	1,86	2,56	2,78	0,83	0,86

1.6 Переработка окисленных цинковых руд с получением искусственных концентратов

Окисленные цинковые руды не поддаются обогащению. Их подвергают пирометаллургической переработке с получением оксида цинка, с использованием процесса вельцевания. Этот процесс осуществляется во вращающейся трубчатой печи, футерованной внутри огнеупорным кирпичем. Длина печи колеблется от 15 до 95 м, внешний диаметр от 1,8 до 4,5 м. Печь делает 0,75 – 1,5 об/мин. Для перемещения материала печь устанавливается с небольшим уклоном к горизонту (2,5 – 3 °). Шихта (окисленная цинковая руда и кокс, а иногда и другие добавки, в зависимости от состава руды) находятся в печи в течение 2–3 ч. За это время цинковые соединения достаточно полно восстанавливаются. Температура в зоне восстановления 1000–1150 °С. Расход кокса 35–40 вес. %.

В печи оксид цинка, содержащийся в шихте вступает в контакт с углеродом и восстанавливается согласно реакций:



Первая из этих реакций протекает в слое шихты, в то время как вторая и третья над шихтой (цинк окисляется и улавливается в виде оксида). Свинец, содержащийся в окисленной цинковой и цинково-свинцовой руде, как в сульфидной, так и в оксидной форме заметно испаряется при температуре вельцевания. Оксиды железа восстанавливаются до металла на 70 – 90 %.

Пылегазовый поток от вельц-печи направляется в трехступенчатую систему пылеулавливания, состоящую из осадительной камеры, поверхностных газовых холодильников и рукавных фильтров. Пыль состоит, в основном, из компонентов исходной шихты, возгонов цинка и свинца. На рис. 1.24 приведена конструкция вельц-печи.

Этот процесс применялся в Республике Казахстан на Ачисайском цинковом заводе. На этом предприятии помимо окисленной цинковой руды в шихту вводят цинкосодержащие шлаки шахтной свинцовой плавки. Технологическая схема процесса приведена на рис. 1.25. В табл. 1.5 приводится химический состав материалов, используемых в шихте вельцевания.

Таблица 1.5

Химический состав продуктов при вельцевании

Наименование продукта	Содержание, %						
	Цинк	Свинец	Железо	Оксид кальция	Диоксид кремния	Оксид магния	Сера
Окисленная цин- ковая руда	13,23	0,31	17,98	14,7	6,6	4,42	0,12
Цинксодержащий шлак	12,42	3,55	19,49	15,35	21,62	3,71	1,57

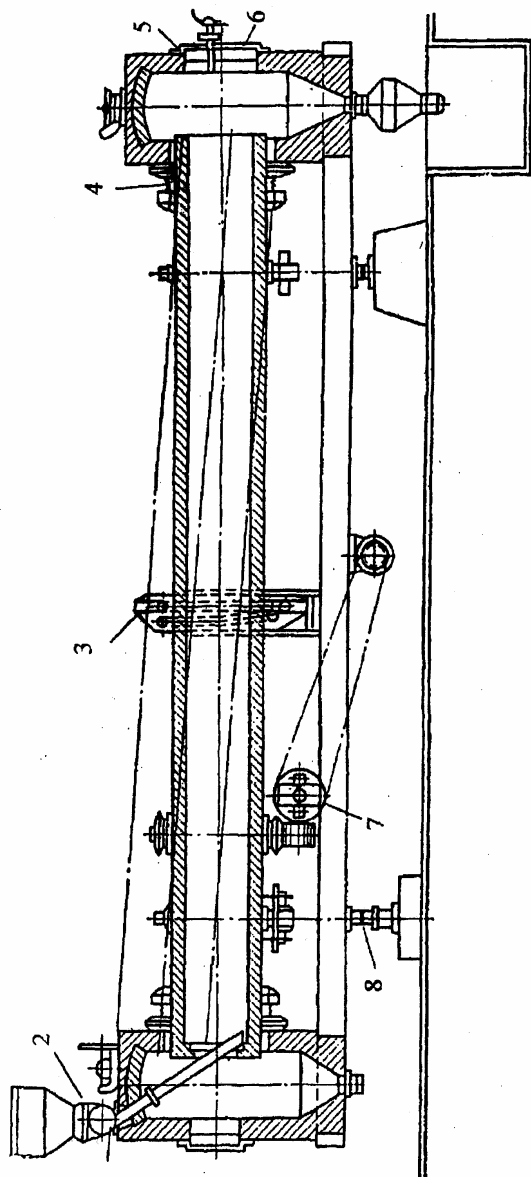


Рис. 1.24. Схема печи для вельцевания.

1— загрузочный конус; 2— загрузка; 3— устройство для спиральной подачи;
4— уплотнение; 5— выгрузка; 6— горелка (нефть, газ, уголь); 7— привод;
8— гидравлическое устройство для изменения наклона печи

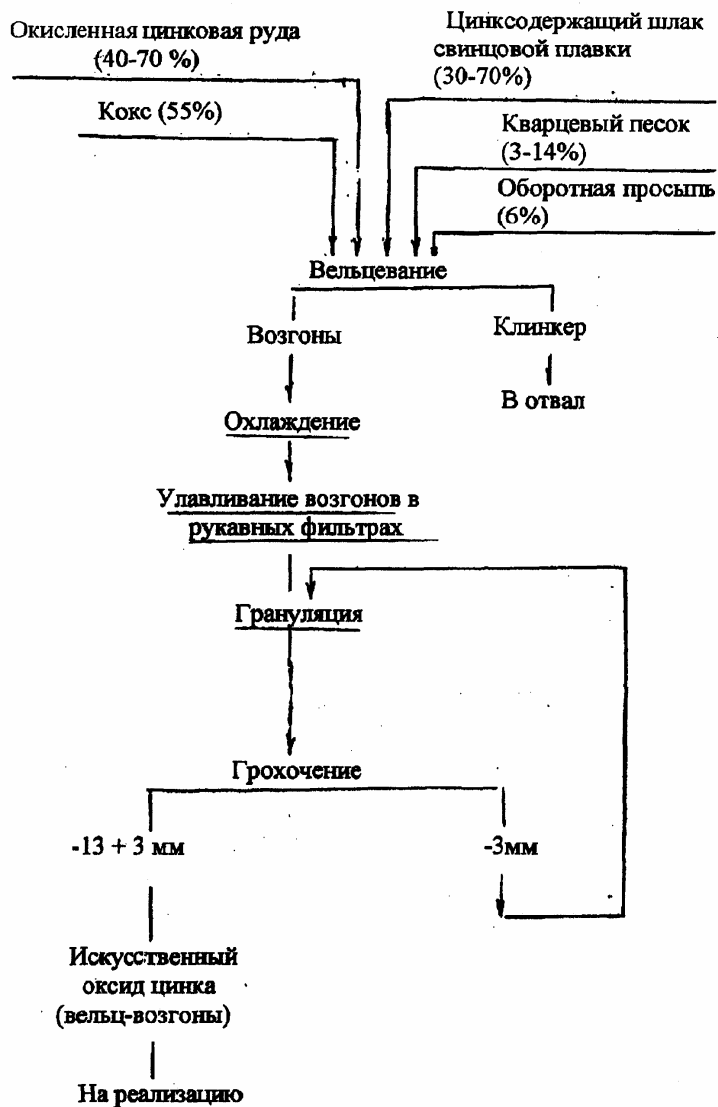


Рис. 1.25. Технологическая схема получения искусственного оксида цинка (вельц-возгонов) на бывшем Ачисайском цинковом заводе

Минералогический состав руды, %

Смитсонит	- 13,95
Каламин	- 3,46
Гидроцинкит	- 1,36
Церуссит	- 1,33
Доломит	- 31,97
Кальцит	- 13,95

Присутствует в руде и оксид железа, связанный с охристыми глинами.

Вальцевание осуществляется в печи длиной 50 м и диаметром 3,6 м. В шихту вальцевания цинковой руды с целью снижения настылеобразования вводится шлак свинцовой плавки и кремнезем из расчета, чтобы отношение $\text{CaO} + \text{MgO}/\text{SiO}_2$ составляло 0,8–1. Содержание цинка в отвальном клинкере при вальцевании (при загрузке шихты 10,2 т/ч, расходе кокса 55 % от массы шихты, температуре выходящих газов 800 °С и содержании в шихте 11,1 % цинка) составляет 0,8 %. Извлечение цинка в возгоны при вальцевании 75 – 80 %. Содержание цинка в возгонах (искусственном оксиде цинка) составляет не менее 50 %.

В искусственном оксиде цинка содержится также и оксид свинца (не более 6,5 %) и оксид кадмия (не более 0,20 %), перешедшие из цинко-содержащих шлаков, подаваемых с цинковой рудой на вальцевание.

Искусственный оксид цинка (вельц-оксиды) является товарным концентратом и используется для получения цинковых белил (при низком содержании свинца), для получения металлического цинка и цинкового купороса.

Аналогичный процесс применяют на турецком заводе Зинкур, перерабатывающем окисленные цинковые руды, содержащие (%):

Цинка	- 21,82	Диоксида кремния	- 13,0
Свинца	- 2,1	Кадмия	- 0,07
Железа	- 20,0	Фтора	- 0,022
Оксида алюминия	- 6,0	Хлора	- 0,003

Руда поступает на завод с влажностью 13 %. Ее дробят до крупности – 12 мм и шихтуют с коксовой мелочью и известняком для вальцевания в печи диаметром 4,38 м и длиной 70,1 м и

производительностью 371 т/сутки. Клинкер, образующийся при 1100–1200 °С по выходе из печи охлаждают в барабане с водой до 100 °С. Потери цинка в шлаке менее 2,5 %. Система улавливания возгонов включает две осадительные камеры, трубчатые охладители и установку рукавных фильтров, диаметром 152 мм. Вельц-оксид (искусственный оксид цинка) из первой осадительной камеры, содержащий порядка 37 % оксида цинка возвращают в печь для вельцевания. Вельц-оксид из рукавных фильтров, содержащий 55–60 % цинка (извлечение цинка в вельц-оксид – искусственный оксид цинка 85–87 %) очищают, пропускают через отапливаемую мазутом вращающуюся печь для частичной отгонки свинца, фтора и хлора. Получаемый клинкер является товарным продуктом и направляется на переработку для получения металлического цинка гидрометаллургическим способом. Вельцеванию подвергают и флотационные концентраты, выделенные из окисленных цинк-свинцовых руд (Марокко, Италия и др.).

Перерабатывают окисленные цинковые руды по гидрометаллургической технологии SX-EW (сернокислотное выщелачивание, очистка раствора от железа и алюминия – экстракция с использованием 2-этилгексил- фосфорной кислоты, реэкстракция – электролиз).

Технология применяется на заводе Skorpion (Намибия). Выщелачивание проводится 0,3 М раствором серной кислоты. Экстракция проводится 2ДЭГФК, растворенной в керосине, при pH = 2 с очисткой от Cu, Ni и др.

Из органической фазы реэкстрагируют 1,53 м раствором серной кислоты. Электролиз проводят при температуре 40 °С плотности тока 500 А/м². В качестве катода используют алюминий. Выход по току 90 %. Расход электроэнергии менее 3000 кВт*час/т.

1.7 Переработка окисленных никелевых руд с получением искусственных концентратов

Окисленные никелевые руды перерабатывают гидрометаллургическим способом. Никель в окисленной руде представлен, в основном, гарниеритом или связан с гидрогетитом.

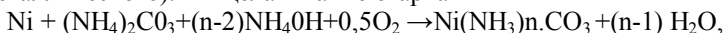
1.7.1 Гидрометаллургический процесс

Основные операции процесса: подготовка руды.

Исходные материалы: бедная силикатная руда с 1,5–2 % никеля (Fe_2O_3 , MgO , SiO_2).

Перевод никеля в растворимую форму и выщелачивание. В промышленности используют два процесса: аммиачный (процесс Карона) и сернокислотный.

Аммиачный процесс. Селективное восстановление руды (никеля до металлического). Выщелачивание огарка



$n = 2\div 6$. Кобальт ведет себя аналогично никелю, но извлечение его из руды ниже.

Показатели аммиачно -карбонатного выщелачивания

Параметр	Значение параметров
Производительность по восстановительной руде, т/ч	89–116
Качество восстановленной руды (Ni_{ext}). %	69,5–74,8
Содержание в готовом растворе, г/л:	
Ni	8,62–10,1
NH_3	50,1–56,8
CO_3	25,4–28,2

Потери никеля и кобальта при аммиачно-карбонатном выщелачивании обусловлены поглощением их железистыми осадками, образующимися при окислении металлического железа из восстановленного огарка и его последующем гидролизе.

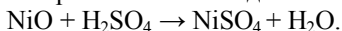
На рис. 1.26 и 1.27 приводятся аппаратные схемы переработки окисленных никелевых руд по аммиачной технологии на заводах работающих на Кубе и в Австралии.

В табл. 1.6 приводятся новые проекты используемые автоклавно сернокислого выщелачивания для переработки окисленных никелевых руд.

В табл. 1.7 приведены характеристика руд поступающих на новые заводы Австралии.

В табл. 1.8 приведены параметры и показатели автоклавного выщелачивания окисленных никелевых руд.

Сернокислотный процесс. Сернокислотное выщелачивание проводится при повышенном давлении (в автоклавах).



Содержащиеся в руде кобальт, цинк, медь ведут себя аналогично никелю.

Очистка раствора от аммиачного выщелачивания:

- окисление воздухом с осаждением $\text{Fe}(\text{OH})_3$;
- отгонка CO_2 и NH_3 водяным паром.

Выделение никеля из аммиачного раствора в виде основного карбоната. $[\text{Ni}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3]$ термическим разложением.

Очистка сернокислотного никельсодержащего раствора. Очистка от железа:

осаждение никеля и кобальта в виде сульфида сероводородом с получением коллективного концентрата, содержащего 50–55 % никеля и 4–5 % кобальта и др. Концентрат реализуют как товарный.

При аммиачной технологии оксид никеля агломерируют и реализуют в качестве товарного концентрата.

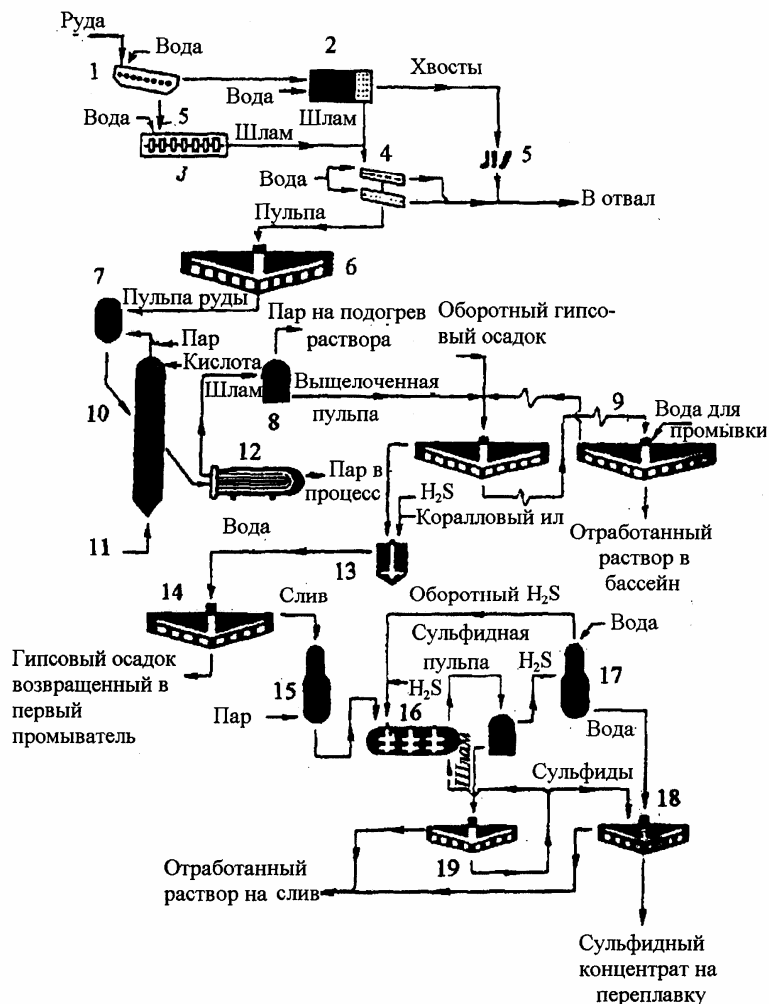


Рис. 1.27. Аппаратурная схема завода “Коменданте Педро Сото Альба”:
 1–вибрационный грохот; 2–цилиндрический скруббер; 3–логушер; 4–грохот;
 5–цекловая дробилка; 6–приемный сгуститель; 7–водонагреватель; 8–самоиспаритель;
 9–промыватели; 10–автоклавы для выщелачивания; 11–подача пара;
 12–теплообменник; 13–каналы для нейтрализации; 14–сгустители для осаждения гипса;
 15–подогреватель; 16–автоклавы для осаждения гипса; 17–холодильник;
 18–промыватели.

Таблица 1.6
Новые проекты используемого автоклавного серноокислотного
выщелачивания для переработки окисленных никелевых руд

Страна, название проект	Характеристика руды			Характеристика серной кислоты			Извлечение, %			Мощность, тыс. т/год			Объем инвестиций		Год заверше- ния проекта	Эксплуата- ционные затраты на 1 т Н ₂ , долл. США*
	млн т	%		млн т	%		Ni	Co		Ni	Co		млн долл. США	на 1 т Н ₂ , тыс. долл. США		
Австралия																
Central Mining & Exploration, Cavea	213	0,7 Ni, 0,04 Co		87	1,26 Ni, 0,078 Co		90,3	92,4		1-й этап — 8,7	2,0		266	29,5	1998	1670
	159	1,07 Ni, 0,09 Co, 1,3 MgO		21	1,26 Ni, 0,08 Co					2-й этап — 40			700	22,53	До 2004	
Precision Resources, Bullong	140	1,0 Ni, 0,08 Co, 6,4 MgO		96	1,03 Ni, 0,06 Co		93	91		1-й этап — 9,6	1,0		266	25,48	1998	3650
										2-й этап — 40			700	22,53	2003	
Androsida Nickel, Murrumbidgee	324	1,9 Ni, 0,064 Co, 5,8 MgO		291	1,01 Ni, 0,061 Co		89	84,9		1-й этап — 40-45	3		840	18,63	1996	1850
										2-й этап — 100	8		700	12,69	2004	
Precision Resources, Marborough	210	1,02 Ni, 0,06 Co		200	1,5 Ni, 0,13 Co		—	—		30	2,4		483	16,06	2003	1260
Alascorda, Mt. Margaret	130	0,6 Ni, 0,046 Co		54	1,03 Ni, 0,065 Co		—	—		100	5,0		945	9,44	2002	1230
Soviet Resources/ONI, Pavlovskaya	150 досл. 52	0,8 Ni, 0,04 Co		44	1,72 Ni, 0,069 Co		—	—		35	1,3		659	17,36	2003	1360
		0,9 Ni, 0,04 Co														
Мексика																
Windsor Mining / ONM, Hematita	60 10 мелан- 28,3	1,5 Ni, 0,09 Co 0,81 Ni, 0,18 Co 2,9 MgO, 1,28 Ni, 0,11 Co					—	—		30	3		395	13,0	2004	890
Панама-Новая Гвинея																
Herford Pacific / Orogen Minerals Ltd, Pavla	143	1,01 Ni, 0,04 Co, 4,8 MgO		112	1,07 Ni, 0,105 Co		95	89		32,6	3,2		638	23,23	2001	880
Новая Каледония																
INCO / BRGM, Ouro	Руды 150 затрач. 47	1,6 Ni, 0,16 Co, MgO 0,7 Ni, 0,1 Co		Н. д.	Н. д.		—	—		54 (извлеч. 27)	5,4 (27)		1400	25,9	2003- 2005	1537
Andros Mining, Nabati	63	1,5 Ni, 0,13 Co		Н. д.	Н. д.		—	—		20,0	2,0		208	14,9	2002- 2003	890
Филиппины																
Indaco Resources Pitcair Mining	01	12,4 Ni, 0,12 Co		Н. д.	12,4 Ni, 0,12 Co		—	—		41,0	4,0		400-600 Финансир- + 100 ЮАР	10-12	2002- 2003	Н. д.

* По данным «Металлургии» 1 т Co, 2500 долл. США.
Н. д. — данные отсутствуют.

Таблица 1.7
Характеристика руд, поступающих на новые заводы Австралии

Показатели	Завод		
	Bulong	Cawse	Murrin Murrin
Тип руды	Лимонит, нонтор-лит, сапролит	Лимонитовые глины	Железный глинистый сапролит
Производительность млн. т/год	0,537	0,5	4,0
Ni	1,11	1,0	1,27
Co	0,08	0,07	0,09
Fe	20,8	18	22
Mg	4,62	1,58	4,0
Al	2,75	1,71	2,5
SiO ₂	42,9	42,5	42,1
Mn	0,36	0,17	0,4
Cr	0,6	0,92	0,88
Ca	0,03	0,03	0,53
Влажность, %	25	10	20–40
Проектное питание автоклавов выщелачивания, %:			
Ni	1.9	2.0	1.3
Co	0.13	0.04	0.09

Таблица 1.8
Параметры и показатели автоклавного выщелачивания

Показатели	Завод		
	Bulong	Cawse	Murrin Murrin
Температура, °C	250	250	255
Давление, МПа	4,1	4,5	4,3
Время, ч	1,3	1,75	1,5
Расход H ₂ SO ₄ (98 %) кг/т руды	518	375	400
Свободная кислотность	35	35	20–35
Содержание твердого в питании, %	31	35	40
Число для закармливания питания:	4	2	3
Тип	Geno	With	Geno
Число	2	2	6
Температура, °C	195	175	170–190
Автоклавы:			
число	1	1	4
Диаметр, м	4,6	4,6	4,9

Продолжение табл. 1.8

Показатели	Завод		
	Bulong	Cawse	Murrin Murrin
Длина, м	28,6	30	33,4
Число секций	6	6	6
Число мешалок	6	6	7
Число стадий испарения выгружаемой пульпы	4	2	3
Извлечение металлов в раствор, %			
Ni	94	95	96
Co	94	95	93
Al	2		
Mg			5-12
Содержание, Fe, г/л	6	3-5	1,2
Содержание в разгруженной пульпе (после испарения):			
твёрдого, %	26	30	35
Ni, г/л	7	9	0,5
Co, г/л	0,5	1,8	7
Число сгустителей для отстоя и противоточной промывки пульпы	7	6	7

1.7.2 Пирометаллургический процесс

Применяемые процессы.

1. Переработка окисленных никелевых руд методом восстановительно-сульфидной плавки на штейн с последующей переработкой его на металлургический никель (рис. 1.28–1.29).

Окисленные руды в начале подвергают агломерации, а затем плавке в шахтной печи, где осуществляется восстановительно - сульфидизирующая плавка, в результате чего получают штейн с содержанием 16 – 20 % никеля 57 % железа, 18 – 21 % кобальта. Прямое извлечение никеля в штейн составляет 75 %. Шлаки пропускают через установку для утилизации тепла, где за счёт тепла отходящих газов осуществляется подогрев воздуха, затем они поступают на обеднительную установку, где сульфидируются сульфидом кальция или натрия, что позволяет доизвлекать дополнительно до 5 – 7 % никеля. Кобальт в этом процессе обычно сопутствует никелю

и может быть извлечен из конвертерных шлаков. Для выделения железа штейн продувают в конвертере, в результате чего получают файнштейн с содержанием никеля 75 – 78 % и 20 – 34 % серы.

Файнштейн обжигают с получением записи никеля в печах КС, затем восстанавливают в электропечах с последующим рафинированием. Никельный файнштейн может перерабатываться карбонильным способом. Таким методом возможно получение карбонильного порошка никеля и кобальта. Конвертерные шлаки обедняют в электропечах в результате чего содержание никеля в нем понижается до 0,15 %, а кобальта до 0,005 %.

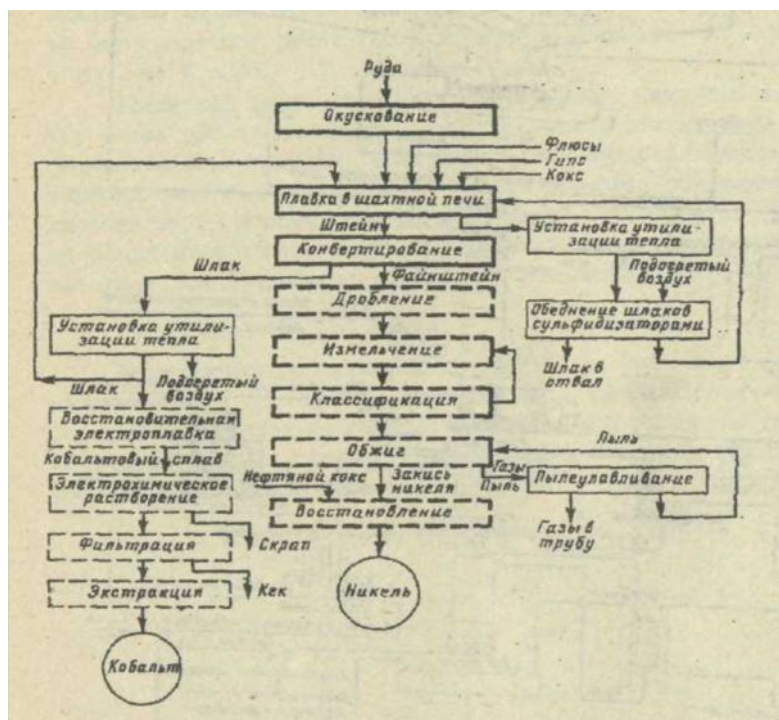


Рис. 1.28 . Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд

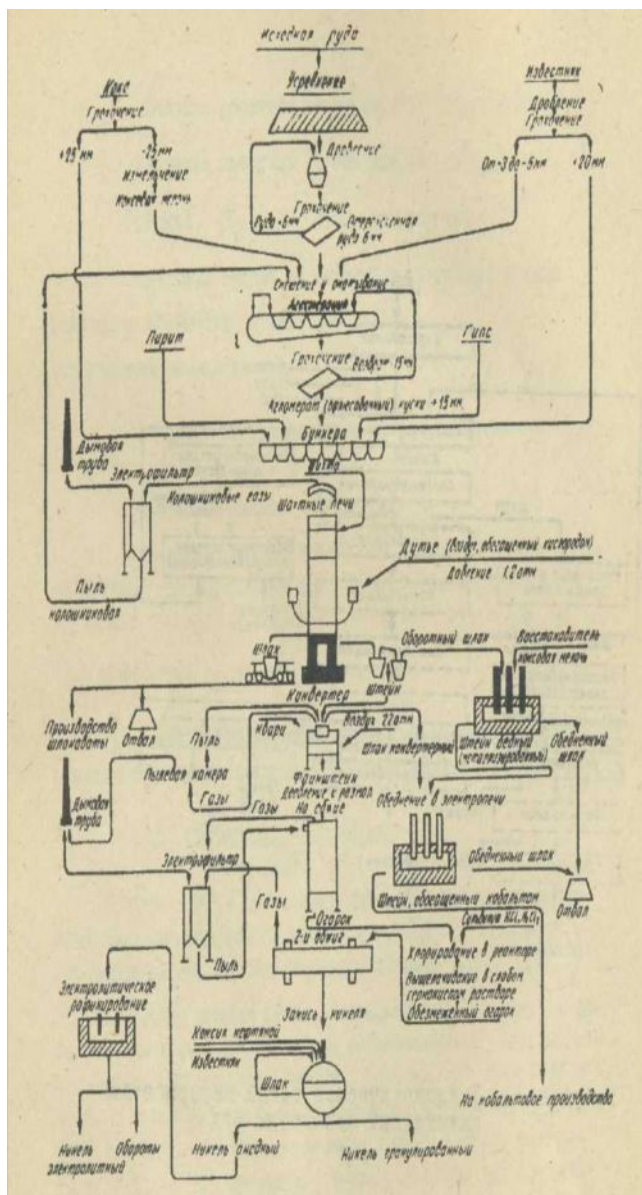
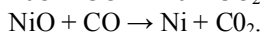
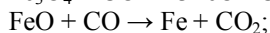
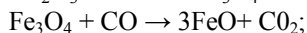
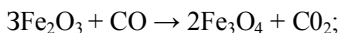


Рис.1.29. Аппаратурная схема переработки окисленных никелевых руд

2. Плавка на ферроникель

Руду дробят до крупности минус 10 мм, смешивают с каменным углем, увлажняют, окомковывают в чашевом грануляторе. Окатыши загружают во вращающуюся печь, которая включает зону сушки и обжига при 650 – 700 °С, где происходит частичное восстановление никеля (рис. 1.30).

Реакции частичного восстановления никеля:



Огарок плавят в электропечи. Черновой ферроникель рафинируют в ковшовых печах (рис. 1.31). Состав ферроникеля зависит от походного содержания никеля в руде. Так из руды с содержанием 3,28 % получают ферроникель с содержанием, %;

37,5 Ni; 0,75 Co; 0,1 Cr; 0,02 P; 0,02 S; 0,02 C; 0,1 Cu, остальное железо.

На ряда предприятий часть ферроникеля сульфидируют серой, получая богатый файнштейн, который перерабатывают на металлургический никель.

При получении ферроникеля с содержанием порядка 90 %, который подвергают анодному рафинированию в растворе соляной кислоты. Раствор очищают и подвергают электролизу.

В СНГ работает 2 завода по получению ферроникеля из окисленных руд без обогащения (Побужский, Украина и Буруктальский, Россия). Химический состав руд, перерабатываемых на этих заводах приведен в табл. 1.9.

Таблица 1.9
Химический состав окисленных никелевых руд

Наименование месторождения, тип руды	Содержания, %				
	никель	кобальт	железо	диоксид кремния	оксид магния
Буруктальское а) серпентенитовая	0,78	0,065	19,10	36,1	6,04
	0,98	0,098	21,00	39,0	10,0
	0,58	0,082	26,5	36,2	7,06
Побужское смешанная	0,66	0,050	25,1	29,9	3,6
	0,94	0,065	30,5	37,0	5,75

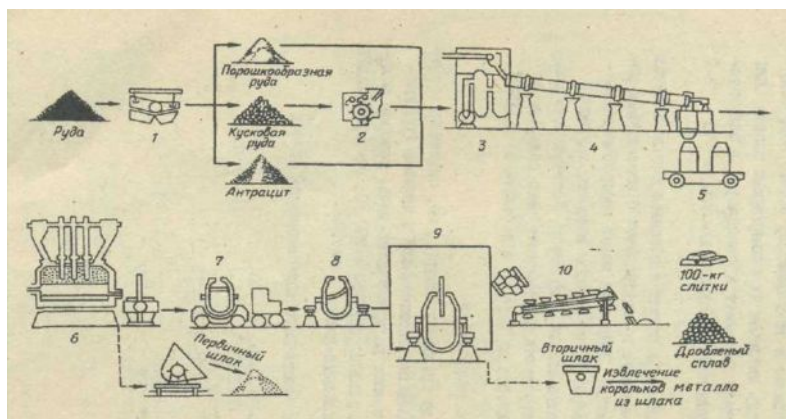


Рис. 1.30. Аппаратурная схема переработки окисленных никелевых руд на ферроникель:
1-виброгрохот; 2-дробилка; 3-пылеулавитель; 4-вращающаяся печь; 5-контейнеры на тележке; 6-руднотермическая печь; 7-устройство для транспортировки жидкого неочищенного сплава; 8-виброконвертер для десульфурации; 9-виброконвертер для окисления; 10-разливочная машина

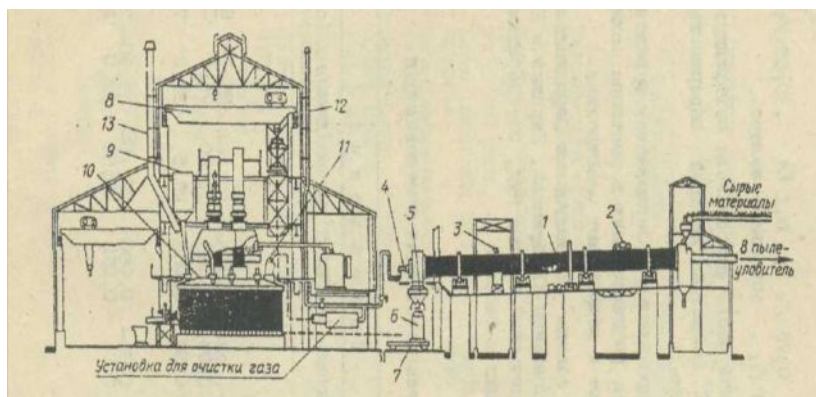


Рис. 1.31. Поперечный разрез ферросплавного цеха, действующего в комплексе с вращающейся печью для предварительного нагрева и восстановления шихтовых материалов:

- 1-вращающаяся печь; 2-трубопровод для подачи воздуха в печь; 3-питатель;
4-горелка; 5-питательная воронка; 6-контейнер; 7-самоходная тележка;
8-мостовой кран; 9-загрузочный бункер; 10-свод; 11-трубопровод для отвода печных газов; 12-трубопровод чистого газа;
13-труба аварийного отвода неочищенного газа

Основные технологические показатели работ Побужского и Буруктальского никелевых заводов приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10
Основные технологические показатели Побужского и Буруктальского никелевых заводов

Наименование показателей	Побужский никелевый завод	Буруктальский никелевый завод
1. Температура огарка поступающего на плавку, °С	850	850
2. Расход восстановителя, % от сухой руды	12	7,2
3. Место загрузки восстановителя	Трубчатая печь (70 мм)	Трубчатая печь
4. Выход ферроникеля, % от сухой породы	20,5	9,1
5. Выход шлака, % от сухой породы	60,4	77,5
6. Температура плавки, °С	1450–1550	1450–1550
7. Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	600	580
8. Состав черного ферроникеля, %		
никель	4,10	8,8
кобальт	0,22	0,72
железо	85,4	88,0
хром	3,3	0,6
кремний	5,0	1,0
углерод	1,5	1,0
сера	0,30	-
фосфор	0,20	-
9. Состав электропечного шлака, %		
никель	0,045	0,09
кобальт	0,008	0,028
железо	12,6	24,5
кремнезем	58,0	48,0
10. Извлечение в ферроникель, %		
никель	95,9	91,0
кобальт	89,3	78,0
железо	69,0	30,0

В табл. 1.11 приводится характеристика и технико-экономические показатели работы рудно-термических печей, производящих ферроникель.

В табл. 1.12 приводится средний химический состав ферро-никеля товарных марок.

В табл. 1.13 приводятся экономические показатели работы заводов зарубежных компаний

Таблица 1.11.

Характеристика и технико-экономические показатели работы рудно-термических печей, производящих ферроникель

Показатель	Новая Каледония, Doniambo	Япония, Nishinohe	Япония, Nuuga	Греция, Ларина	Индонезия, Romalaa	Колумбия, Cerro Matoso	Доминик. Республика, Вольпо	Украина, Побужеский никелевый завод
Тип печи	Demag, прямоугольная	Eikem, круглая	Eikem, круглая	Eikem, круглая	Panco-Eikem, круглая	Eikem, круглая	Hatch, прямоугольная	Овальная
Размеры печи, м: диаметр (внутренний) длина ширина высота	— 33,0 13,0 6,0	18,0; 19,0	11,0	10,6	15,0	22,3	— 22,9 7,3 5,7	—
Площадь пола, м ²	429,0	230; 250	100,0	100,0	—	—	167,0	220
Число электродов, шт.	6	3	3	3	3	3	6	6
Диаметр электродов, мм	1400,0	2000	—	1300,0	—	1800	1000,0	1200
Мощность печи, МВ · А	36—52	40; 60	15,0	25,0	20 и 25	60,0	55	50
Удельная мощность, кВт · А/м ² пола печи	109,0	174; —	150,0	250,0	—	—	329,0	227
Линейное напряжение, В	300—480	660, —	—	200—216	—	1300	До 2530	205,3—600
Расход электроэнергии, кВт · ч/т сухой руды	480	520	530	550	520—560	450—460	440	610—625

2. Состав продуктов плавки, % (масс.)

Страна, предприятие	Черновой ферроникель								Печной шлак					
	Ni + Co	Co	S	P	Si	C	Cu	Cr	Ni	SiO ₂	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	CaO
Новая Каледония, Doniambo	22—25	—	0,3	0,02—0,04	0,04—2,0	1,8—2,2	—	1,5—1,7	0,2	53,0	—	38,0	2,0	—
Япония, Nuuga	22,05	0,75	0,45	0,012	1,96	1,55	—	0,80	0,05	52,2	—	34,2	—	1,0
Япония, Nishinohe	21,0	0,38	0,25	0,02	2,5	1,81	—	1,3	0,08	53,52	6,26	34,15	1,47	0,88
Япония, Onyama	18—22	< 0,1	0,1—0,4	< 0,03	< 0,1	—	—	< 0,5	0,1	53,4	—	28,4	2,5	5,7
Греция, Larina	14—17	—	0,25	Сл.	Сл.	0,015	Сл.	0,2	—	—	—	—	—	—
Индонезия, Romalaa	19,38 19,51	0,33 0,27	0,24 0,26	0,021 0,021	2,72 2,18	2,32 2,48	0,009 0,009	1,7 1,78	0,09 0,09	57,26 57,10	—	30,94 31,14	2,3 2,3	7,02 6,38
Колумбия, Cerro Matoso	—	—	—	—	—	—	—	—	0,22	59,0	17,0	20,0	—	—
Доминик. Республика, Вольпо	34—42	0,75	0,15	0,01—0,03	0,26	0,2	0,08	—	0,13	47,3	19,0	28,0	2,4	—

Таблица 1.12
Средний химический состав ферроникеля товарных марок,
% (масс.)

Страна, завод, компания	Ni + Co	Co	C	Si	S	P	Cr
Новая Каледония Doniambo, PT Eramet SLN марки ферроникеля:							
FN-1	29—30	1/30 от Ni	< 0,04	< 0,04	< 0,02	< 0,03	—
FN-2	29—30	—	1,0	—	0,3	—	—
FN-3	20—30	1/30 от Ni	1,5	1,5	< 0,5	< 0,04	—
FN-4	20—25	1/30 от Ni	1,8—2,2	2,0—4,0	0,25—0,35	0,02—0,04	1,5—1,7
FN-C	20—30	1/30 от Ni	1,5—1,8	1,5—2,5	0,01—0,07	0,02—0,03	1,2—1,8
Греция Larymna, Larco	25—30	—	0,01	Сл.	0,06	Сл.	0,2—0,3
Индонезия Pomalaa, PT Aneka Tambang							
высокоуглеродистый FeNi	18,0	0,03	2,22	2,22	0,007—0,012	0,2—0,23	1,65
низкоуглеродистый FeNi	21,0	0,41—0,36	0,011	0,06	0,07—0,09	0,002—0,003	—
Япония Nyuga, Nyuga Smelting Co.							
высокоуглеродистый FeNi:							
№ 1	20—24	0,7	3,4—3,6	0,6—0,8	0,01—0,03	—	1,5—2,0
№ 2	18—22	0,5—0,7	1,5—2,5	0,1—1,5	0,01—0,03	—	0,3—1,0
низкоуглеродистый FeNi:							
№ 1	28,0	0,6—0,8	0,01—0,02	—	0,01—0,03	—	0,1—0,3
№ 2	20—24	0,6—0,8	0,01—0,02	—	0,01—0,03	—	0,1—0,3
Япония Nachi-nohe, Pacific Metals							
низкоуглеродистый FeNi	23,3	0,42	0,015	0,15	0,01	0,005	0,1
Япония Oheyama, Nippon Mining&Metals	18—22	—	0,1	0,1	0,1—0,4	0,03	0,5
Колумбия Cerro Matoso, Billiton/QNI	35—44	1,0	0,03	0,7	0,03	0,02	0,2
Доминиканская Республика Bonao, Falcondo	36—38	0,7—0,8	0,02—0,1	0,25—0,5	0,05	< 0,02	—

Таблица 1.13

Экономические показатели работы заводов зарубежных компаний

Завод, компания, страна	Себестоимость 1 кг никеля, долл.	Численность трудящихся на заводе, чел.	Степень извлечения никеля, %
Doniambo, Eramet (SLN), Новая Каледония	5,12	2087	93
Larimna, Larco, Греция	5,74	646	88—89
Pomala, PT Aneka Tambang, Индонезия	3,24	1630	90
Niquelândia, Codemin, Бразилия	3,64	367	85—87
Hvuga, Sumitomo Metal Mining, Япония	5,6 (с учетом покупки руды) 3,2 (без учета покупки руды)	175	96,5
Hachinohe, Pacific Metals, Япония	5,6 (с учетом покупки руды) 3,3 (без учета покупки руды)	334	96—97
Cerro Matosc, BHP Billiton/QNI, Колумбия	3,38	741	88—89
Bonao, Falcondo, Доминиканская Республика	5,6	1237	67—68
Oheyama, Nippon Mining&Metals, Япония	5,2 (с учетом покупки руды) 2,6 (без учета покупки руды)	100	94
Lomo de Hierro, Anglo American, Венесуэла	4,8	670	84—85
Soroako, PT Inco, Индонезия	3,25	1550	90

Учитывая, что в Казахстане имеются большие запасы окисленных никелевых руд (Шевченковское, Джетыгоринское, Белогорское, Сарыкуболдинское, Кайрактинское, Берсуатское и др.) возможна организация производства ферроникеля. Но все это целесообразно при условии реализации ферроникеля за рубеж.

В Казахстане потребность в этой продукции ограничена. Поскольку вещественный состав окисленных никелевых руд Казахстана неоднороден, регулировать его можно с использованием различных обогащательных и металлургических операций (рис. 1.32–1.35). Процессы предложены Авдюковым В.И., Балакиревым В.Ф., Ватолиным Н.А.

Отрегулированные по составу продукты можно перерабатывать различными технологическими процессами с получением товарных продуктов. Для повышения качества некоторых типов окисленных никелевых руд Казахстана Байысбековым Ш. разработаны технологии с использованием гравитационно-магнитного и обжиг-магнитного обогащения для извлечения никеля из окисленных руд.

В Казахстане наиболее целесообразно перерабатывать из обогащенной окисленные никелевые руды «на зернистый легированный литейный чугун» на хрупкий ферроникель с попутным получением металлической и оксидной никелевой и кобальтовой продукции (разработки Авдюкова В.И., Балакирева и Ватолина Н.А.).

В табл. 1.14 и 1.15 приводятся некоторые технико-экономические данные по переработке окисленных никелевых руд на заводе Педро Сото Альба (Куба).

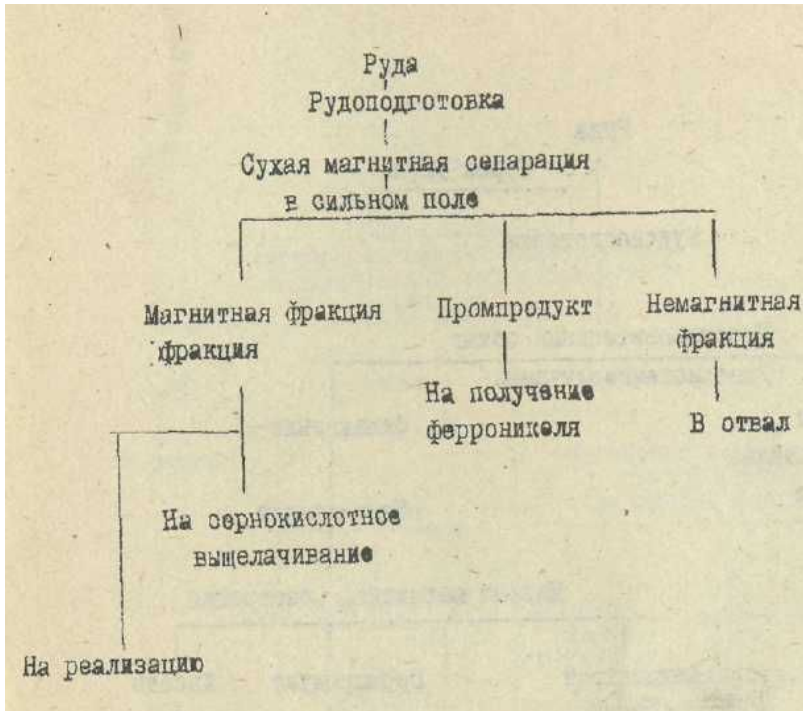


Рис. 1.32. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

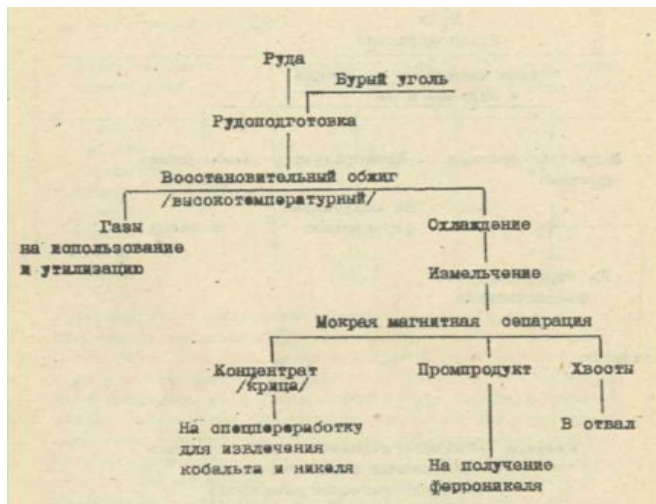


Рис. 1.33. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу



Рис. 1.34. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

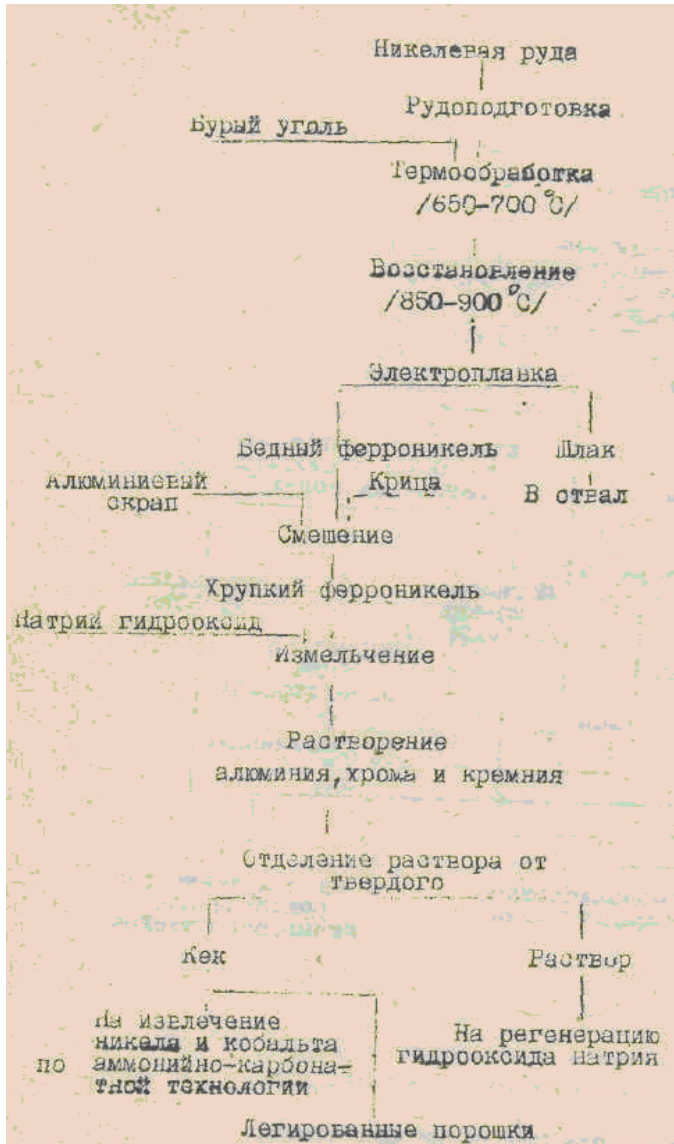


Рис. 1.35. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

Таблица 1.14

Технико-экономические данные по заводу Педро
Сото Альба (Куба)

Добыча руды, млн. т	1,77
Содержание в руде никеля, %	1,32
Извлечение из руды, %	
никеля	89,07
кобальта	95,34
Общие потери никеля	10,93
в т.ч. при выщелачивании	5,65
при промывке	0,95
при нейтрализации	0,03
при осаждении сульфидов	2,07
Неучтенные потери	1,65
Выпуск Ni + Co, песо	181,51
Товарная продукция млн. песов	90,75 по внутренним ценам
Себестоимость на 1 т. Ni + Co, песо	919
Головные расходы млн. песо	16,68
Прибыль млн. песо	
по внутренним ценам	63,71
по мировым ценам	74,074
Первичная стоимость основных фондов млн. песо	44,5
Численность трудящихся	1840
на 1 т руды	9,86
Расход основных материалов:	
нефть тыс. т на 1 т. Ni + Co	89,63
на 1 т Ni + Co	4,96
сера рафинированная тыс. т.	18,7
на 1 т Ni + Co	6,54
сера специальная тыс. т.	18,90
на 1 т Ni + Co	1,04
сероводород на 1 т. Ni + Co	0,86
серная кислота тыс. т.	325,3
на 1 т Ni + Co	18,45
пропан- бутан тыс. т.	2706
на 1 т Ni + Co	0,149
Кораллов (для нейтрализации), тыс. т.	42,9
на 1 т Ni + Co	2,36
Пар высокого давления, на 1 т. Ni + Co	52,0
Электроэнергия, тыс. кВт·ч	
на 1 т Ni + Co	4,1
Содержание твердого: в пульпе после сгущения (перед выщелачиванием)	42,47
влажность Ni + Co сульфидного концентрата, %	15,1
Выход концентрата, %	93,0

Таблица 1.15

Распределение эксплуатационных расходов по переделам на 1 т (Ni + Co) в сульфидном концентрате на заводе Педро Сото Альба

Статьи расходов	Расход, %
Добыча и транспортировка руды	5,8–7,2
Распулповка руды	2,5–4,1
Сгущение рудной пульпы	1,5–2,2
Автоклавное выщелачивание	45,3–53,1
Противоточная промывка хвостов	1,7–2,0
Нейтрализация остаточной кислотности	4,2–4,8
Осаждение сульфидного концентрата	1,5–17,6
Транспортировка сульфидов	0,1–0,2
Хранение сульфидов	0,3–0,5
Упаковка и фильтрация сульфидов	0,4–1,0
Прочие расходы (административные, обучение кадров и др.)	8,4–21,2

В табл. 1.16 приводятся сопоставительные затраты по различным технологиям переработки окисленных никелевых руд.

Таблица 1.16

Сопоставительные затраты в различных технологиях, долл.

США/т Ni

Процесс	Капитальные вложения	Производственные затраты	Общие эксплуатационные затраты
Плавка (2,3 % Ni) в руде	35000	2000–4000	3750–5750
Восстановительный обжиг-выщелачивание (1,6 Ni в руде)	44000	4800	7000
Кислотное выщелачивание (1,2 Ni в руде)	21000	2800	3850

1.8 Переработка упорных золотосодержащих руд коры выветривания

В соответствии поставленной целью расширяется сырьевая база золоторудной промышленности Казахстана за счет вовлечения в переработку других источников сырья – руд нетрадиционных месторождений нового геолого-промышленного типа территории Жартас (Казахстан), связанных с химическими корами выветривания. Как уже было отмечено, к технологическим особенностям этих руд относятся их принадлежность к рядовым (по запасам золота) смешанным коренным

рудам жильно-штокверкового типа; окисление руд верхних горизонтов коры выветривания; сульфидный характер руд средних и нижних горизонтов коры выветривания; наличие в них незначительных содержаний мышьяка, висмута и сурьмы, отсутствие углистых веществ; их «упорность», которая обусловлена наличием в них трудноизвлекаемого тонкодисперсного золота, ассоциированного с сульфидами и оксидами присутствующих металлов, а также наличием глинисто-шламистых тонкозернистых частиц.

Для руд территории Жартас, в частности, для малосульфидных, маложелезистых и глинистых руд одного из ее участков – месторождения Казкудук, Байысбековым Ш. и Авдюковым В.И. предусматривается технологическая схема, состоящая из гравитационно-флотационных способов обогащения руды в комбинации с металлургическим способом – окислительным выщелачиванием песков дещламинации серной кислотой в присутствии пирролизита, обеспечивающим вскрытие и доизвлечение тонкодисперсного золота из песков дещламинации (рис. 1.6).

В голове технологической схемы предусматривается:

- грохочение руды;
- двухстадиальное дробление руды;
- обязательная промывка глинистой фракции руды в скруббер-бутарес целью отделения глинистых компонентов руд территории Жартас.

Далее технологическая схема состоит из 3-х ветвей.

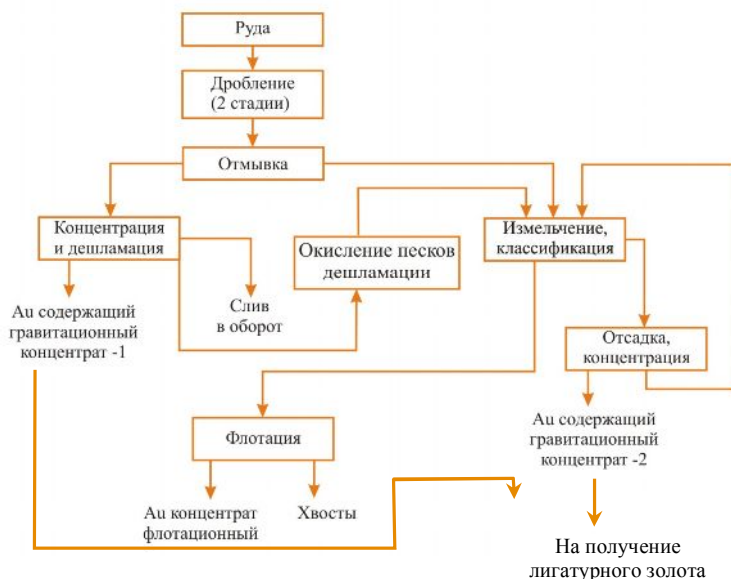


Рис. 1.6. Принципиальная технологическая схема переработки упорных золотосодержащих руд территории Жартаc

I ветвь:

- концентрирование золота из мелкой фракции (-2 мм) скруббер-бутары в каскаде казахстанских центробежных гидроконцентраторов с получением гравиоконцентрата и хвостов;
- дешламация хвостов гравитации с получением отвальных глинисто-шламистых сливов и золотосодержащих песков;
- окислительное выщелачивание золотосодержащих песков дешламации в перколяторах с целью вскрытия сростков тонкодисперсного золота с минералами руды;
- сгущение пульпы с получением отработанной серной кислоты в осветленном растворе и золотосодержащих песков в сгущенном продукте;
- фильтрация осветленного раствора и регенерация отработанной серной кислоты для ее возврата в процесс окислительного выщелачивания песков дешламации;

II ветвь:

- измельчение в шаровой мельнице крупной фракции ($+2$ мм) скруббер-бутары и обработанных золотосодержащих песков дешла-

ции и доизвлечение из них золота в гравеоцентрират через операции концентрирования в отсадочных машинах и казахстанских центробежных гидроконцентраторах;

- классификация хвостов отсадочной машины в спиральных классификаторах с получением крупной и мелкой фракции;
- возврат крупной фракции спирального классификатора в шаровые мельницы;
- основная, перечистная и контрольная флотация мелкой фракции спиральных классификаторов;
- сгущение пульпы флотации и получение флотоконцентрата;
- фильтрация флотоконцентрата;
- сушка флотоконцентрата.

III ветвь:

- доводка гравеоцентриратов I и II ветвей в казахстанских центробежных гидроконцентраторах;
- азотнокислородное выщелачивание гравеоцентрирата;
- фильтрация раствора азотнокислородного выщелачивания с получением в осадке шлихов;
- многократная промывка шлихов для получения лигатурного золота, соответствующего кондиционным требованиям.

В разрабатываемой схеме для гравитационного обогащения нами предусмотрено применение усовершенствованного нами центробежного гидроконцентратора, который, помимо крупного – мелкого золота, позволяет извлекать также тонкое и пылевидное золото в гравеоцентрират, существенно повышая эффективность гравитационного обогащения. Последнее является новизной настоящей диссертации.

Другой новизной диссертации является использование на переделе обесшламливания хвостов гравитации разработанного нами усовершенствованного прибора – аэрогидродешламатора, который эффективно (до 90 %) удаляет глинисто-шламистые тонкозернистые частицы. В результате получаются высокопроницаемые золотосодержащие пески с незначительным содержанием глинистых компонентов, что облегчает протекание последующего процесса окислительного выщелачивания этих песков.

Также новизной диссертации является использование серной кислоты в присутствии пиросульфата в процессе окислительного выщелачивания песков дешламации.

Флотационная схема предусмотрена для выделения сульфидов руды, с которыми ассоциировано вскрытое тонкодисперсное золото, в отдельный товарный продукт – флотоконцентрат.

Дальнейшая переработка флотоконцентрата, содержащего открытые сростки тонкодисперсного золота, металлургическими способами позволит повысить извлечение золота.

Полученный гравиконоцентрат является товарным продуктом. Конечной целью разрабатываемой технологической схемы является получение другого товарного продукта – шлихового (лигатурного) золота.

Таким образом, в разрабатываемой схеме предусматривается получение товарного продукта – лигатурного золота без применения цианидного способа выщелачивания.

Контрольные вопросы

1. Какие процессы применяют для получения искусственных обогащенных продуктов?
2. Из какого сырья получают искусственный диоксид марганца?
3. Почему из чернового хромитового концентрата мелкой фракции руды целесообразно удалять магнийсодержащий серпентинит?
4. Какие существуют методы химического обогащения хромитовых концентратов?
5. Что такое черновой глинозем?
6. Каким способом из чернового глинозема можно получить спеццемент и декоративную крошку?
7. В чем сущность кучного выщелачивания?
8. Какое сырье используют при кучном выщелачивании меди?
9. Какой реагент используют при растворении азурита, малахита хризоколлы?
10. Какие существуют методы для выделения меди из растворов при кучном выщелачивании?
11. В чем сущность агитационного метода выщелачивания меди из окисленных руд?
12. Назовите процессы применяемые для извлечения цинка из окисленной цинковой руды?
13. В чем сущность гидрометаллургического серноокислотного процесса извлечения никеля?
14. В чем сущность аммиачной технологии извлечения никеля и кобальта из окисленных никелевых руд?
15. Где находятся месторождения никелевых руд в Казахстане?
16. Какой продукт получают при пирометаллургическом способе переработки окисленных никелевых руд?
17. Какие продукты получают при переработке упорных золото-содержащих руд коры выветривания.
18. Цель окисления песков дешламации.

ГЛАВА 2

КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД

2.1 Комбинированные процессы переработки руд цветных и редких металлов

2.1.1 Комбинированный процессы переработки окисленных медных руд

Обогащение окисленных медных руд представляет значительные трудности. Извлечение меди после сульфидизации и флотации сульфгидрильными собирателями в большинстве случаев едва достигает 60 – 75 %. Низкие показатели обогащения этих руд в основном обусловлены:

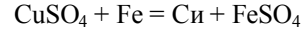
1) наличием пестрых смесей, состоящих из разнообразных минералов. Наряду с легкообогатимыми карбонатами меди в рудах встречаются силикаты и фосфаты меди, не поддающиеся флотации обычными методами;

2) неблагоприятным характером кристаллизации окисленных медных минералов, присутствующих в виде тонких примазок в пустой породе, аморфных порошков, гидроалюмосиликатов и гидрооксидов железа;

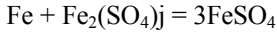
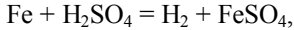
3) отсутствием эффективного сульфидизатора, т. к. применяемый сернистый натрий создает непрочные, легкоотслаиваемые сульфидные пленки;

2) разрушенностью окисленных руд. Медные минералы легко переизмельчаются и вследствие этого плохо и неселективно флотируются. Большинство окисленных минералов меди легко растворяются в слабых растворах серной кислоты, поэтому для некоторых руд применяется гидрометаллургический процесс в сочетании с флотацией (процесс ВОФ), позволяющий получать искусственные медные продукты в виде цементной меди и сульфида меди (рис. 36).

По данной технологии измельченную руду подвергают выщелачиванию слабым раствором серной кислоты. Для выделения меди из пульпы применяют цементацию на губчатом железе и сероводород. Процесс цементации осуществляется по реакции:



(основная реакция)



(побочные реакции)

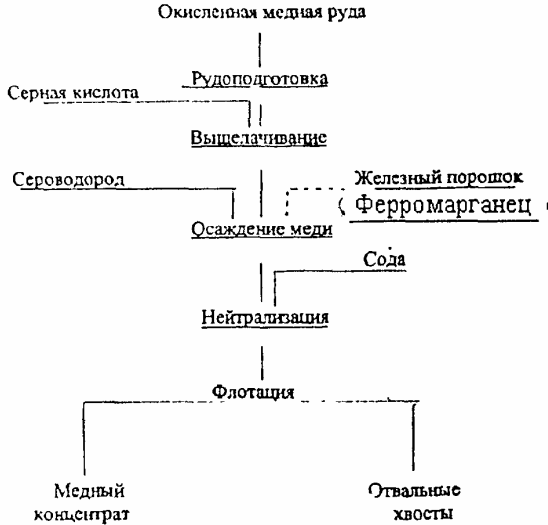


Рис. 2.36. Технологическая схема получения искусственных продуктов из окисленных руд с использованием выщелачивания-осаждения-флотации (процесс ВОФ)

Расход железа на 1 т меди - 1-2 т (теор. 0,875). Затем проводится флотация меди с применением сульфидрильных собирателей. Флотационное выделение цементной меди из пульпы не требует отделения раствора от твердых минеральных частиц, что в ряде случаев весьма затруднительно и связано с большими капитальными затратами. При этом процессе значительно уменьшаются производственные площади.

На обогатительной фабрике Буг фирмы Анансид и комбинатах Майями и Мореси (США) для осаждения меди в пульпе применяют сероводород. Осаждение идет согласно реакции:

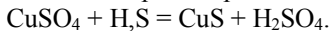




Рис. 2.37. Технологическая схема получения искусственного медного продукта из окисленных руд с использованием процесса сегрегации

В процессе осаждения образуется искусственный ковеллин.

Перед флотацией пульпу нейтрализуют. Флотация проводится в нейтральной или щелочной среде. Сероводород получают путем синтеза водорода и элементарной серы или путем сжигания мазута и элементарной серы. Контактные чаны, в которых осуществляется осаждение меди, гуммируют. Эти технологии получили распространение из-за:

- 1) высокой скорости выщелачивания;

2) возможности полного извлечения при флотации вместе с цементной медью (искусственным ковеллином), всегда имеющихся в окисленных и смешанных рудах сульфидов меди, которые при гидрометаллургическом процессе (выщелачивании) извлекаются только на 40–70 %;

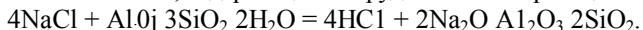
3) возможности дополнительного извлечения в медный концентрат благородных и некоторых других металлов (на 60–70 %), которые при выщелачивании серной кислотой практически не растворяются и остаются в отвальном продукте.

При наличии в окисленных медных рудах повышенного количества карбонатов приложен процесс сегрегации. Этот процесс применим и для переработки медных руд с повышенным количеством легкофлотируемых слюистых материалов. Метод заключается в нагревании до 760–825 °С смеси измельченной руды с хлористым натрием (0,5–1,5 вес. %) и восстановителем (уголь или кокс – 0,5–1,0 вес. %). При этом протекают следующие реакции:

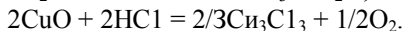
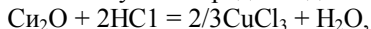
1. Образование хлористого водорода при взаимодействии хлористого натрия, водяных паров и кремнезема по реакции



Этот процесс идет и при взаимодействии хлористого натрия с гидратированными глинами, содержащихся в рудах согласно реакции:

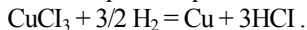


2. Хлорирование окисленных медных (никелевых и др.) минералов с образованием летучих хлоридов меди

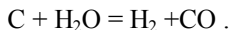


Присутствующие в руде сульфиды меди на стадии подогрева в окислительной атмосфере переходят в оксиды.

3. Восстановление полухлористой меди до металла с образованием хлористого водорода по реакции



Восстановителем является водород, образующийся при взаимодействии угольной пыли с влагой



Выделяющаяся в виде пленок металлическая медь агломерируется и извлекается обычными методами флотации. Флотация проводится в известковой среде при pH = 10–11 с использованием в качестве собирателя амилового ксантогената (рис. 2. 37–2. 38).

Вместо хлористого натрия в процессе могут быть использованы и другие галоидные соли – хлориды кальция и магния. Галоидные соли по сравнению с хлористым натрием способствуют более быстрой миграции

меди в восстановитель. Все соли обеспечивают примерно одинаковую степень сегрегации меди, хотя хлориды кальция и магния требуют несколько меньшей выдержки смеси при максимальной температуре. С другой стороны, добавка хлористого натрия облегчает последующее выделение меди флотацией в виде медно-угольного концентрата. Кроме того, при сегрегации смеси с хлористым натрием наблюдаются меньшие потери меди в виде летучих хлоридов.

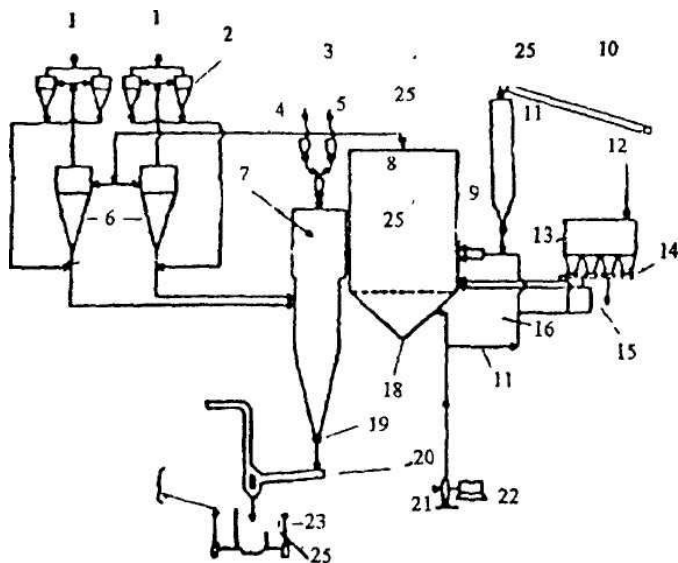


Рис. 3.38. Схема аппаратов сегрегационного процесса

1 – в дымовую трубу; 2 – вторичные циклоны; 3 – реагенты; 4 – уголь; 5 – натрий хлористый; 6 – первичные циклоны; 7 – камеры сегрегации; 8 – реактор кипящего слоя; 9 – питатели (форсунки); 10 – подача сухой шихты; 11 – бункер для шихты; 12 – пылевидный уголь; 13 – бункер для угля; 14 – насосы для угля; 15 – реагентный уголь; 16 – пылеугольные форсунки; 17 – транспортирующий уголь; 18 – воздух для создания кипящего слоя; 19 – задвижка; 20 – вода для быстрого охлаждения; 21 – воздух; 22 – главная воздуходувка; 23 – желоб для быстрого охлаждения; 24 – на флотацию; 25 – точки пробоотбора

Исследованиями установлено, что процесс сегрегации меди наблюдается уже при 500 °С, но интенсивно он проходит при более высокой температуре. В присутствии восстановителя процесс сегрегации идет как бы в замкнутом цикле. Образующийся хлорид меди восстанавливается на поверхности частиц восстановителя, не замещая атомов углерода. При восстановлении образуется хлористый водород, который переводит но-

вую порцию окисленной меди в хлорид. Дополнительным восстановителем служит водород, образующийся при взаимодействии кокса (угля) с парами воды. Золото, находящееся в руде, не подвергается сегрегации, но извлекается при флотации. Серебро, висмут, сурьма, никель ведут себя подобно меди.

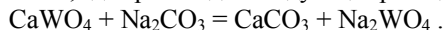
В промышленных условиях при переработке окисленных медных руд методом сегрегации для обжига использовали вращающиеся печи и печи кипящего слоя.

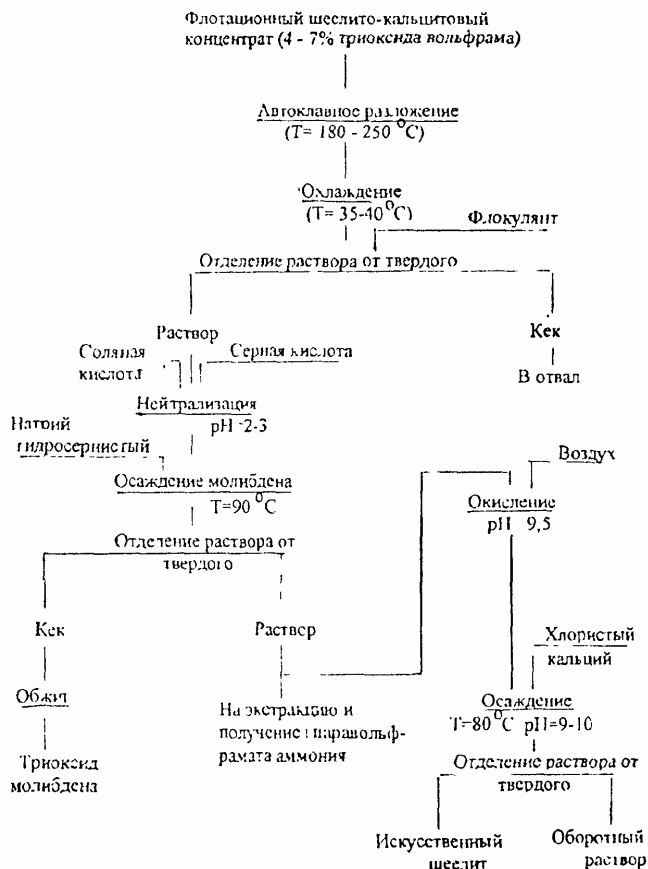
Широкое применение эта технология не получила в связи со сложностью аппаратного оформления обжига и ряда не решенных экологических проблем (утилизация хлорсодержащих газов и т. д.).

2.1.2 Комбинированный процесс переработки шеелита-кальцитовых руд

Флотация шеелита дает хорошие результаты по извлечению и содержанию в концентрате в тех случаях, когда вмещающая порода представлена кварцем и неразложившимися силикатами. Большинство же месторождений шеелита скарнового типа, т.е. в них обычно присутствуют кальциевые минералы: кальцит, флюорит, апатит, гранат, пироксен, а также сульфиды. Флотоактивность каждого из вышеупомянутых минералов лишь на немного отличается от флотируемости шеелита. Несмотря на высокое извлечение шеелита, методом флотации трудно получать из руд скарнового типа качественные концентраты, как по содержанию триоксида вольфрама, так и по примесям. Разработанный Петровым Н.С, метод разделения шеелита и кальцита (припарка с силикатом натрия) не всегда дает хорошие результаты.

Вопрос повышения извлечения вольфрама из тонковкрапленных шеелитовых руд сложного вещественного состава был решен путем применения комбинированного процесса флотации и гидрометаллургии. Введение гидрометаллургического процесса, более дорогостоящего по сравнению с чистым обогатительным процессом, оправдывается повышением извлечения триоксида вольфрама на 8–12 %. С целью максимального извлечения вольфрама и удешевления операций промежуточной обработки грубых шеелитовых концентратов, на некоторых обогатительных фабриках получают концентраты с содержанием триоксида вольфрама не более 4–7 %. В дальнейшем этот промпродукт подвергают переработке по содово-автоклавной технологии (рис. 2.39). Разложение проводят в автоклаве под давлением 1,4–1,6 МПа, где происходит следующая реакция:





2.39. Технологическая схема получения искусственного шешлита из коллективных шешито-кальцитовых концентратов

Вольфрамат натрия-растворяемое в воде соединение. Реакция более эффективна, когда перерабатываются промпродукты с низким содержанием триоксида вольфрама (10 % и ниже).

Выщелачивание, в основном, проводится в вертикальных автоклавах, реже в горизонтальных вращающихся, объемом 1500–300 дм³ при коэффициенте заполнения 0,78–0,85 (рис. 39). Нагрев автоклавов производится снаружи. При установке последовательно соединенных автоклавов пульпа постепенно нагревается до опреде-

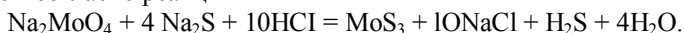
ленной температуры при прохождении её из одного автоклава в другой. На заводе Кинг Аисланд (США) используют автоклавы объёмом 1,75 м³.

Вертикальные автоклавы снабжены механическими мешалками (число оборотов – 150–170 в минуту). Перемешивание материала в горизонтальных автоклавах происходит при их вращении. Температура пульпы поддерживается, в зависимости от вещественного состава промпродукта в пределах 180–250 °С. Продолжительность выщелачивания 1,5–3 ч. отношение жидкого к твердому от 1:1 до 2:1. Содовый эквивалент 3–4. После выпуска пульпы автоклав промывается водой с целью снижения температуры самого автоклава. При эксплуатации автоклава иногда образуется накипь, отлагающаяся преимущественно в нижней части аппарата на высоте 1/3 от нижней сферы. Образование накипи, как правило, происходит при работе на плотной пульпе. При плотности пульпы Т:Ж=2,5:1 образующаяся накипь не нарушает нормального хода технологического процесса.

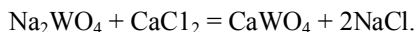
Очистка автоклава от накипи производится следующим образом. За 8 ч до вскрытия люка для профилактического осмотра, автоклав заливают на 85–90 % его объема водой и в течение 5–6 ч при температуре нагрева до 90–95 °С и работающей мешалке проводится выщелачивание водой растворимых солей вольфрама и молибдена. Затем вода из автоклава выкачивается сжатым воздухом. После этого накипь легко удаляется со стенок обычными скребками и щетками.

Продукт разгрузки автоклава пропускается через серию охлаждающих змеевиков или теплообменников и поступает в буферный чан. Наличие такого чана создает условия для независимой работы автоклавного и фильтровального отделений. Из буферного чана пульпа перекачивается в большой загрузочный котел, где она перемешивается сжатым воздухом, подаваемым под давлением 0,4 – 0,5 МПа. При таком давлении пульпа из загрузочного котла подается на фильтрование, проводимое на рамных фильтр-прессах или дисковых вакуум-фильтрах, а из отфильтрованного раствора удаляются примеси (молибден, фосфор, мышьяк и сурьма).

Молибден можно удалить почти полностью в виде трехсернистого молибдена путем осаждения сернистым или гидросернистым натрием согласно реакции



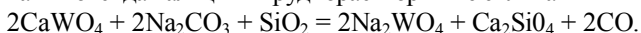
Частичное удаление молибдена достигается путем образования комплексных солей (тиомолибдатов). Перешедший в раствор вольфрам осаждают в виде вольфрамитов кальция (искусственного шеелита) согласно реакции



Осадок с фильтров подвергается окомкованию для предотвращения пыления. Искусственный шеелит используется в производстве ферровольфрама и вольфрамовой инструментальной стали.

Автоклавно-содовому выщелачиванию могут подвергаться как предварительно обожженные (после обезсеривания), так и не обожженные концентраты (промпродукты). При выщелачивании необоженных шеелитовых промпродуктов, содержащих молибденит, извлечение триоксида вольфрама выше, а молибдена ниже, чем из обожженных продуктов. Извлечение триоксида вольфрама из шеелитовых концентратов зависит от вещественного состава и колеблется от 90 до 97 %, а молибдена от 80 до 95 %.

Получают искусственный шеелит и с использованием метода спекания с содой при температуре 850 °С. Для обеспечения высокой степени извлечения вольфрама в раствор при спекании вводят кремнезем для связывания оксида кальция в труднорастворимые силикаты



Спекание шихты шеелитового концентрата с кальцинированной содой и кремнеземом проводят во вращающейся печи. Из образовавшегося спека водой в раствор переводят вольфрамат натрия при температуре 80–90 °С в стальных реакторах с механическим перемешиванием периодического действия или барабанных вращающихся выщелачивателях непрерывного действия с загрузкой шаров. Извлечение вольфрама из спека составляет 98–99 %. Отделение раствора вольфрамата натрия от твердого и промывку кека проводят на фильтр-прессе. Из раствора вольфрамата натрия осаждают искусственный шеелит хлористым кальцием как и при автоклавно-содовом процессе. Водный раствор хлористого кальция плотностью 300 кг/м³ вливают в нагретый до кипения раствор вольфрамата натрия.

Чаще всего этот процесс применяют при выделении вольфрама из коллективных вольфрамо-оловянных концентратов.

Использование технологии получения искусственного шеелита является приоритетной технологией переработки вольфрамовых руд Центрального Казахстана (при благоприятной конъюнктуре вольфрама на мировом рынке).

2.1.3 Комбинированный процесс и переработки комплексных руд

На одной из обогатительных фабрик в Республике Заир применяют комбинированную схему переработки урановых руд со значительным со-

держанием кобальта и никеля. Производительность фабрики 1000 т/сутки 2. 40. Технология переработки руды включает гравитационное обогащение в голове процесса с целью выделения богатого уранового концентрата, кислотное выщелачивание легкой фракции, фильтрование, сорбцию урана из раствора и флотационное обогащение хвостов выщелачивания с выделением сульфидного кобальт-никелевого концентрата. Гравитационный концентрат отсадки перерабатывают по специальной технологии. Приводится комбинированная технология медно-урановых руд на комбинате Олимпик - Дем (Австралия).

2.2 Выделение из руд сложного вещественного состава коллективных концентратов, промпродуктов и их металлургическая переработка

Выделение коллективных флотационных концентратов имеет большое преимущество при обогащении по сравнению с получением селективных концентратов, т. к. при этом исключается тонкое измельчение, которое часто бывает необходимо для разделения минералов, а получение одного концентрата вместо 2–3–4-х обеспечивает экономию за счет общего повышения извлечения металлов в концентрат, уменьшение количества фильтруемых продуктов, погрузки, транспортировки и т. п. Применение такой технологии обогащения минерального сырья позволяет использовать фабрики с простейшей технологией, с минимальным использованием токсичных флотореагентов и с минимальным обслуживающим персоналом.

Иногда обогатительные фабрики приходится строить в мало обжитых районах, а это требует значительных капитальных вложений. Фабрики с простейшей технологией значительно дешевле и проще управляемые. В промышленности технологические процессы с получением коллективных концентратов применяют в основном при переработке тонко-вкрапленных руд, получение селективных концентратов из которых вообще невозможно, а если и возможно, то это связано с большими потерями при селекции.

В промышленности для переработки коллективных концентратов применяют как пирометаллургические, так и гидрометаллургические процессы. Объем переработки таких коллективных концентратов сравнительно небольшой.

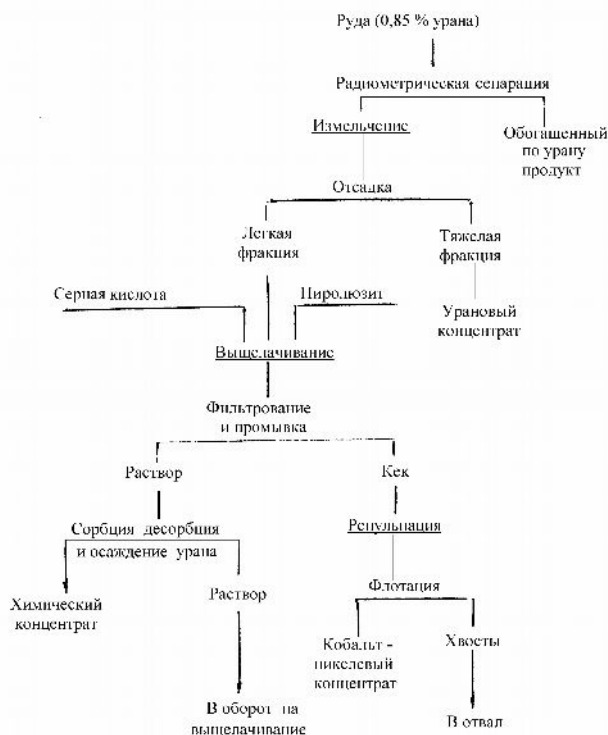


Рис. 2.40. Технологическая схема переработки урано-кобальто-никелевых руд

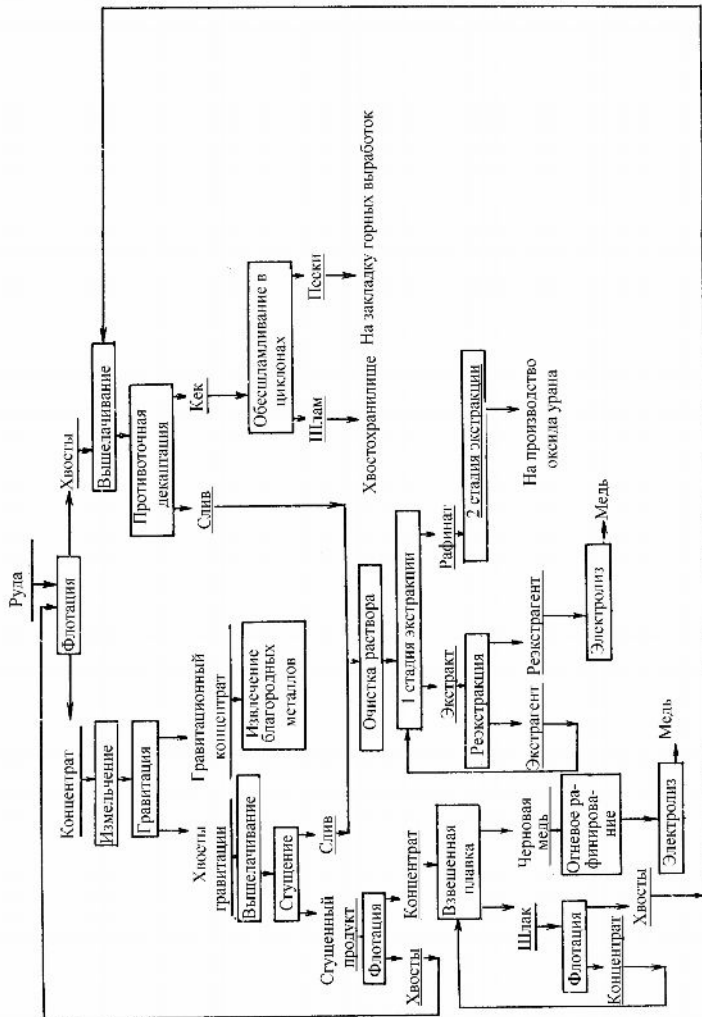


Рис. 2.41. Технологическая схема комбинированной технологии переработки медно-урановых руд на комбинате "Олимпик-Дем"

2. 2. 1 Пирометаллургические процессы переработки коллективных концентратов и промпродуктов

Наиболее крупным техническим достижением в пирометаллургии было освоение фирмой "Империял Сметлинг" шахтной плавки при 1250 °С агломерата коллективных цинково-свинцовых концентратов.

Процесс "Империял Сметлинг" включает: агломерирующий обжиг цинково-свинцового продукта, восстановительную плавку в шахтной печи с получением паров цинка, жидкого свинца и отвального шлака, конденсацию паров цинка в конденсаторе, орошаемом свинцом, охлаждение и разделение свинца от цинка, рафинирование свинца и цинка, очистку тазов от цинковой пыли с использованием их тепла для подогрева дутья и кокса. Процесс имеет мало переделов. Свинец и цинк получают в одном агрегате (рис. 2.42, 2. 44).

Исходные цинково-свинцовые концентраты подвергают тщательной шихтовке. В качестве флюса добавляют известняк и кварцевый песок. Этому процессу присуща большая гибкость, что дает возможность использовать для плавки разнообразных концентратов с большим колебанием в содержании свинца и цинка, например, отношение свинца к цинку в агломерате, поступающем на плавку, может изменяться от 0,38 до 0,83.

В табл. 2.1 приводятся составы агломератов, полученных на заводе Эйвонмут (Великобритания).

Таблица 2.1

Химический состав агломератов

Номера про- дуктов	Содержание, %						
	Цинк	Свинец	Оксид железа	Оксид кальция	Диоксид кремния	Медь	Кадмий
1	42,18	20,11	12,52	4,40	3,30	0,94	0,093
2	40,96	19,42	11,58	5,11	4,19	0,93	0,083
3	38,99	19,65	13,86	4,99	4,47	0,94	0,100

В табл. 2.2 приводится распределение примесей между продуктами плавки на заводе Копша Микэ (Румыния), использующем процесс Империял Сметлинг.

Процесс осуществляется при различных составах шлака, особенно по содержанию оксида железа, которое может изменяться от 25 до 50 %, но отношение оксида кальция к кремнезему тщательно контролируется и поддерживается на оптимальном уровне 1–1,4.

Процесс дает возможность быстро извлекать ценные металлы, т. к. шихта опускается в шахтной печи от колошника до фурм за 2–4 ч. Наличие большого количества меди в свинцово-цинковом концентрате приводит к значительным ее потерям со шлаками и затрудняет обезмеживание чернового свинца. Из опыта работы ряда заводов установлено, что удовлетворительные результаты переработки агломератов в оптимальном режиме можно получать при следующем условии:

$$\frac{\% \text{ меди в агломерате} \times 0,7}{\% \text{ свинца в агломерате} \times 0,9} \leq 7-8$$

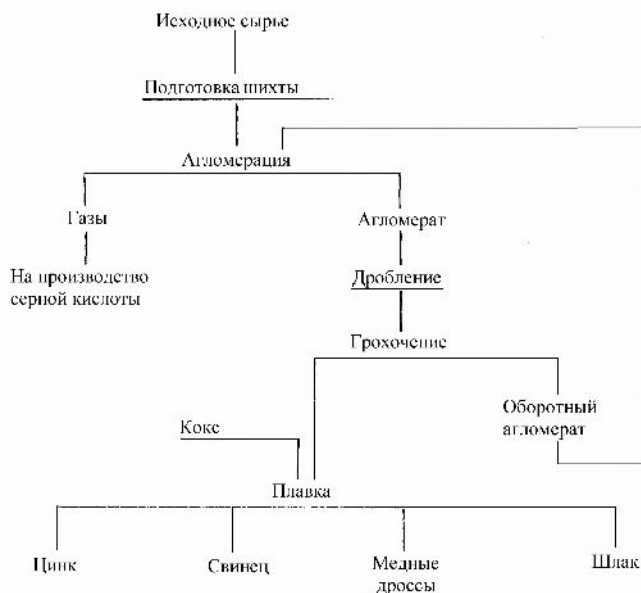


Рис. 2.42. Технологическая схема переработки свинцово-цинковых концентратов процессом Империл Сметлинг

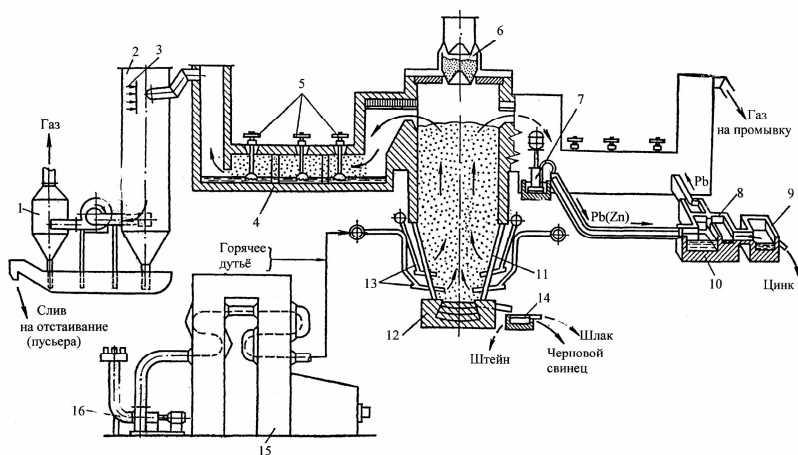


Рис. 2.43. Установка для шахтной плавки свинцово-цинкового агломерата:
 1—осушающий циклон; 2—циклонный скруббер; 3—водяные форсунки; 5—роторные мешалки; 6—загрузочное устройство; 7—насос для перекачивания свинца; 8—сифон;
 9—приемник для свинца; 10—ликвационная ванна; 11—шахтная печь; 12—горн;
 13—фурмы; 14—отстойник; 15—воздухоподогреватель; 16—вентилятор

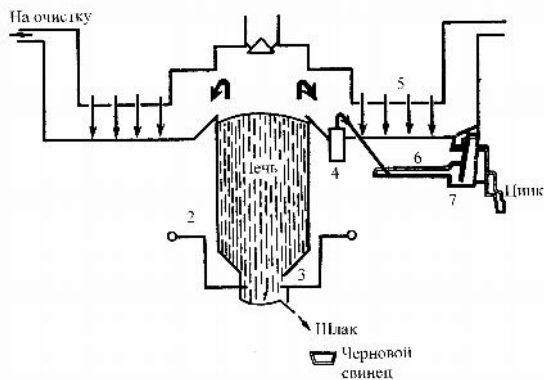


Рис.2.9. Схема шахтной плавки процесса Империл Сметлинг:
 1—горн; 2—воздухпровод; 3—фурма; 4—насос для перекачки свинца;
 5—конденсатор; 6—охлаждаемый желоб; 7—разделительная ванна

Содержание меди в агломерате на заводах принято 1,8–1,9 %. Если оно выше и содержание серы в агломерате меньше 1 %, то медь, нерастворившаяся в свинце, полностью переходит в шлак. На некоторых заводах в настоящее время медь в данном процессе доизвлекают. Извлечение цинка по способу "Империял Сметтинг" колеблется от 92 до 95 %, а свинца от 94 до 96 %.

Строительство завода, работающего по способу "Империял Сметтинг", обходится дороже электролитного, однако строительство последнего экономично только при наличии дешевой электроэнергии. Освоение процесса "Империял Сметтинг" требует большого расхода высокосортного кокса, а загрузка в герметизированную шахтную печь агломерата с температурой 350–400 °С раскаленного кокса с температурой 800–850 °С и подачи горячего дутья с температурой до 900 °С требует большого количества вспомогательного оборудования и высокой степени его герметизации и автоматизации, что связано с большими капитальными вложениями. Процесс требует жестких условий в системе газоочистки для предотвращения отравления свинцом. Способ жестко ограничивает содержание меди в перерабатываемом сырье. Цинк получают с большим содержанием свинца. На заводе Эйвонмут получают цинк чистотой 98,5 %. Этот способ получил распространение благодаря следующим преимуществам:

- 1) большой производительности агрегатов по цинку (до 200 т/сут);
- 2) получением в одном печном агрегате до 100 т/сут свинца;
- 3) высокой производительности труда;
- 4) возможности переработки коллективных концентратов и промпродуктов;
- 5) высокому извлечению цинка и свинца;
- 6) возможности переработки цинковых огарков, вельц-оксидов, дроссов и шлаков доменной газоочистки, содержащих цинк и свинец.

Процесс экономичен при невысокой стоимости кокса.

По данной технологии в мире работает более 10 заводов.

Институтом металлургии и обогащения НАН РК и институтом "ВНИИЦветмет" освоена на Иртышском полиметаллическом комбинате кивцетная плавка цинково-медных коллективных концентратов Николаевской фабрики (меди 6,47–12,07 %, цинка 9,89–11,68 %, серы 35,22–41,73 %) и промпродуктов Березовской обогатительной фабрики (меди 7,18–7,96 %, цинка 15,38–20,6 %, серы 30,29–32,2 %). В процессе плавки медь извлекается в штейн на 90–92 %, цинк в возгоны на 30–35 %. Извлечение серы в газы 83–84 % при содержании сернистого газа 33–51 % (рис. 2. 45).

Селективная флотация тонковкрапленных пиритных руд Испании требует их измельчения до крупности 80 % класса минус 18 мкм или 32–35 % класса минус 5 мкм. При этом из комплексной руды, содержащей 0,6 % меди, 1,4 % свинца и 3,9 % свинца и 3,9 % цинка получают медный

концентрат (20 % меди, 3 % свинца и 3,5 % цинка), свинцовый концентрат (50 % свинца, 0,8 % меди и 3,1 % кивка) и цинковый концентрат (50 % цинка, 0,3 % меди и 1,5 % свинца). Извлечение меди составляет 65 %, свинца – 40 % и цинка – 85 %. Экономически целесообразным оказалось получать коллективный концентрат и направлять его в металлургический передел.

Извлечение меди в коллективный концентрат на 17 %, свинца на 15 % и цинка на 5 % выше, чем по схеме селективной флотации. Металлургическую переработку концентрата ведут по способу "Кивцет". Коллективный концентрат, содержащий 2–4 % меди, 6 % свинца и 23 % цинка сушат и вместе с флюсами направляют в плавильный циклон. Целесообразно из энергетических соображений поддерживать содержание цинка в коллективном концентрате не выше 10 %, получая при обогащении остальную часть в виде высококачественного цинкового концентрата. На двух линиях, работающих по способу "Кивцэт", получают следующие продукты: медный штейн – 40 % меди, 8 % свинца, в количестве 586 т/сутки; веркблей (черновой свинец) – 96 % свинца, в количестве 133 т/сутки оксид цинка – 60 % цинка, 20 % свинца, в количестве 100 т/сутки, шлаки – 0,4 % меди, 4 % цинка, 0,5 % свинца, в количестве 1039 т/сутки, извлечение меди в штейн составляет 96 %, цинка в оксид – 50 % и 16 % в медный штейн, свинца в черновой свинец 64 %, в медный штейн 23 % и 10 % в оксид. Эти показатели показывают преимущества комбинированного метода переработки.

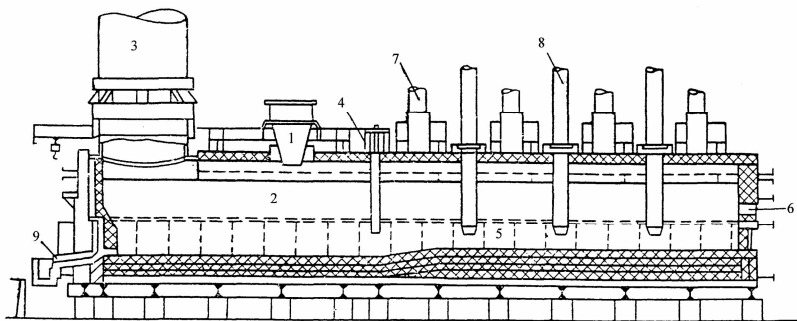


Рис. 2.45. Печь КИВЦЕТ для плавки медно-цинкового концентрата:

1-плавильный циклон; 2-разделительная секция; 3-шахта-холодильник для отходящих газов циклона; 4-разделительная перегородка; 5-секция восстановления, плавки и отстаивания; 6-отвод для газов секции отстаивания; 7-подача восстановителя; 8-электроды нагрева сопротивлением; 9-выпускное отверстие для штейна

На заводе Лумбумбуши (Республика Заир) медно-цинковые концентраты перерабатывают методом полупиритной плавки. В шихту агломерации входят: медно-цинковый концентрат (28–30 % меди, 12 % цинка, 14 % железа и 26 % серы), кварцевая руда (75 % диоксида кремния и 4 % меди), гранулированный конвертерный шлак (12–17 % меди, 20 % оксида цинка, 7 % оксида свинца) и пыль шахтных печей. Полученный при спекании агломерат содержит 30 % меди, 11 % цинка, 15 % диоксида кремния, 12 % железа, 12 % серы. В состав шихты шахтных печей входит агломерат и кусовой конвертерный шлак. Расход кокса составляет 10 % от массы шихты.

Состав получаемых при плавке штейнов: 64–65 % меди, 5 % цинка, 2,5 % свинца, 0,3 % мышьяка, 21 % железа. Состав печного шлака 1,1 % меди, 16–17 % цинка, 31 % диоксида кремния, 22 % железа. Шлак гранулируют и отвозят в отвал.

2.2.2 Гидрометаллургические процессы переработки коллективных концентратов и промпродуктов

На заводе Косака (Япония) некоторое время перерабатывали цинково-медные концентраты рудника Ханаока. В связи с тонким взаимопроращением сульфидов меди и цинка флотацией получали только коллективный цинково-медный концентрат, содержащий цинка 15–20 %, меди 8–11 % свинца; 2,3–3,0 %; железа 21–26 %; серы 32–39 %, нерастворимых 11,3 %. Крупность концентрата 80 % класса минус 0,074 мм.

Концентрат смачивали отработанным цинковым электролитом до содержания 75 % твердого и подвергали сульфатизирующему обжигу в печи кипящего слоя. Обжиг проводился при температуре 670 °С. Отходящие запыленные газы после котла-утилизатора поступали в систему циклонов, затем в электрофильтр и выпускали через дымовую трубу в атмосферу. Продукты обжига распределялись следующим образом (%):

огарок из печи – 48; пыль котла-утилизатора – 18; пыль из циклонов – 28; пыль из электрофильтров – 4,75; потери в атмосферу – 0,25.

Выщелачивание огарка и пыли проводили раствором серной кислоты в железобетонных чанах, оборудованных механическими мешалками. Концентрация кислоты в первом чане 5–7 г/дм³, а в последнем 2–3 г/дм³. Температура пульпы 70 °С, продолжительность выщелачивания 5 ч. В первый чан вводили 90,8 кг марганцевой руды в час с содержанием диоксида марганца 60 %. В процессе выщелачивания растворялось 96 % меди и 92 % цинка. Пульпу подвергали сгущению и промывке методом противоточной декантации в пяти сгустителях. При

этом свежая вода подавалась в пятый сгуститель, а во второй – нейтрализованный отработанный цинковый электролит (27 г/дм^3 цинка).

Из промытого кека, содержащего 0,6 % меди, 2% цинка, 40–45 % железа, флотацией извлекали 30 % меди, 60 % цинка, 20 % золота и 60 % серебра. Полученный флотационный концентрат плавил в отражательной печи для извлечения меди и благородных металлов. Хвосты флотации направляли в отвал. Слив первого сгустителя, содержащий 54 г/дм^3 меди, 100 г/дм^3 цинка, 2 г/дм^3 железа, после осветления поступал на электролиз меди в три стадии (табл. 8). Отработанный медный электролит содержал $1,5 \text{ г/дм}^3$ меди, 100 г/дм^3 цинка и 90 г/дм^3 серной кислоты. Из отработанного электролита тонкоизмельченным известняком осаждали железо. Осадок гидроксида железа и гипса отделяли от раствора центрифугированием. Полученный раствор подвергали комплексной очистке от меди, кадмия, кобальта и др. Очищенный раствор охлаждали до 20°C в вакуум–охладительной установке и направляли на электролиз цинка.

Данная технология позволяет извлекать из медно-цинковых концентратов 98 % меди и 70 % цинка (рис. 2.46–48).

Данная технология имеет ряд недостатков:

1) при сульфатизирующем обжиге значительная часть цинка и некоторое количество меди получается в виде сульфатных соединений, поэтому весь отработанный цинковый электролит необходимо подвергать нейтрализации известняком для вывода кислоты из процесса. Это приводит к большим потерям серы (в виде гипса) и цинка;

Таблица 2.2

Параметры и показатели 3-х стадий электрохимического осаждения меди из медно-цинковых растворов

Наименование	1-я стадия	2-я стадия	3-я стадия
Плотность тока, А/м^2	120	90	265
Напряжение, В	2,2	2,2	3,7
Содержание меди в растворе, г/дм^3			
Исходном	54	25	12
Конечном	25	12	1
Расход электроэнергии на 1 т меди, кВт·ч	2600	2300	5100
Выход по току, %	82	80	50
Продолжительность операции, сут	7	14	5
Число электролизных ванн, шт.	40	50	40
Распределение меди, %	54,7	24,5	20,8
Содержание в катодном осадке меди, %	99,7	99,97	70-80

2) чисто сульфатизирующий обжиг в кипящем слое цинково-медных концентратов не дает удовлетворительных результатов по сульфатизации цинка. Низкое извлечение цинка (70 %) объясняется не только потерей его с гипсом, но и наличием сульфида цинка в пылях обжиговой печи (выход пыли 50 % от шихты);

3) электролиз меди проводится при низкой плотности тока, что приводит к большим капитальным затратам;

4) высокий расход марганцевой руды (до 250 кг/т цинка);

5) низкое извлечение благородных металлов;

6) серосодержащие газы содержат повышенное количество серного ангидрида, что приводит к снижению качества серной кислоты и коррозии аппаратуры.

С использованием сульфатизирующего обжига и выщелачивания перерабатывают также коллективные медно-кобальтовые концентраты на заводах Жодовиль-Шитуру и Луилу в Республике Заир.

Одним из перспективных является экологически чистый автоклавный процесс переработки коллективных концентратов. В промышленном масштабе этот процесс нашел применение для переработки медно-никелевых концентратов (процесс Шеррит-Гордон, Канада). На заводе Квинана (Австралия) автоклавным способом перерабатывают никель-медные концентраты, содержащие 12 % никеля, 1 % меди и 0,2 % кобальта. Используется аммиачное выщелачивание. В автоклавах поддерживается давление 900 кПа и температура 72–82 °С. В начале осаждают медь путем нагревания раствора до 110 °С и доведения концентрации аммиака до 70 г/дм³. Досаждение меди осуществляется в виде сульфидов. Обезмеженные растворы подвергают окислительному гидролизу (давление 4100 кПа, температура 245 °С) для перевода серы в высшую валентность. Затем из раствора, содержащего 45 г/дм³ никеля, 0,5 г/дм³ кобальта и 350 г/дм³ сульфата аммония, восстанавливают никель водородом. Содержание никеля в товарном продукте 99,6 %. Досаждение никеля и кобальта осуществляется сероводородом с получением сульфидного полупродукта. После этой операции раствор направляется в цех кристаллизации для регенерации аммиака и использования его при выщелачивании. Применяют автоклавное выщелачивание и на заводе фирмы Оутокумпу (рис. 2.49).

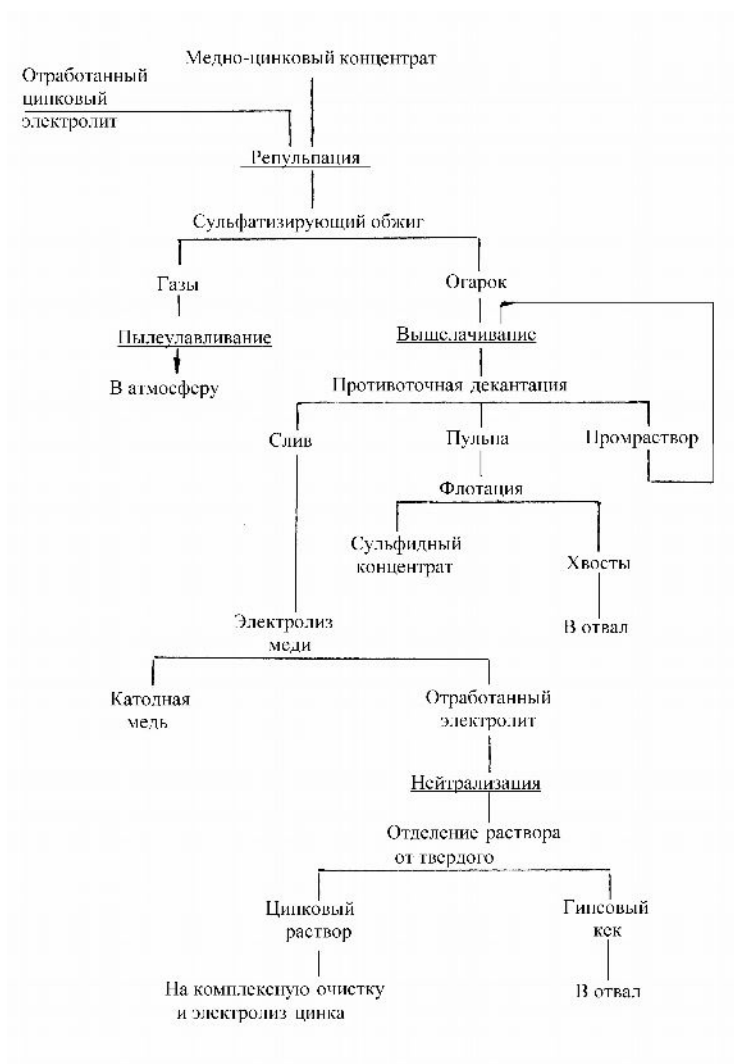


Рис. 2.46. Технологическая схема переработки медно-цинковых концентратов

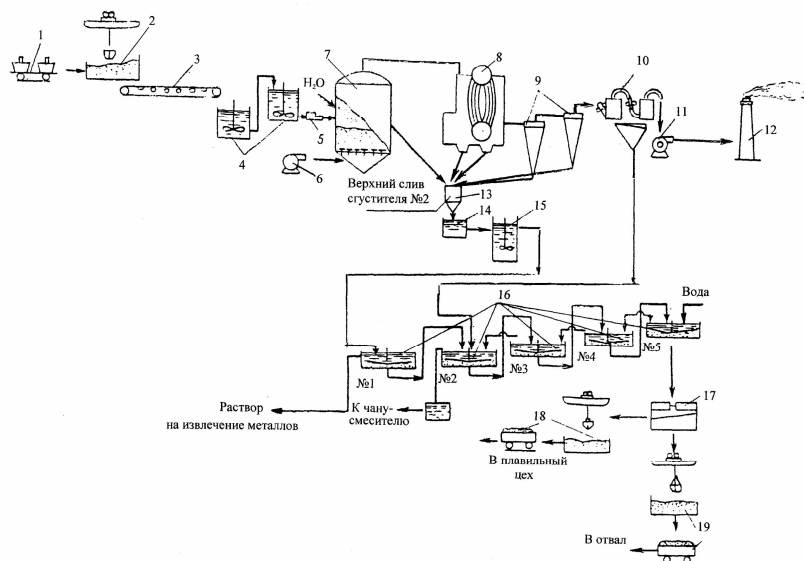


Рис.2.48. Схема цепи аппаратов отделения обжига и выщелачивания

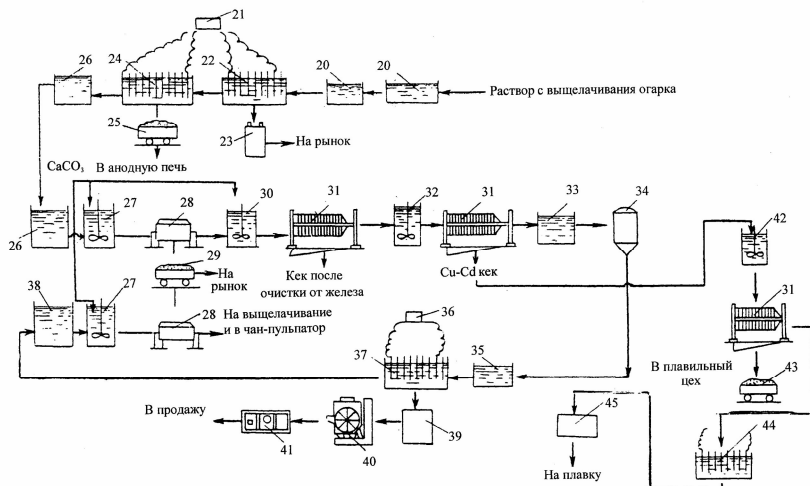


Рис. 2.49. Схема цепи аппаратов отделения переработки растворов.
Спецификация к рис. 2.48–2.49

1 – транспорт медно-цинкового концентрата; 2 – бункер концентрата; 3 – ленточный транспортер; 4 – чан-пульпатор; 5 – насос; 6 – воздуходувка; 7 – печь КС; 8 – котел-утилизатор; 9 – циклоны; 10 – скоростной пылеуловитель; 11 – вентилятор; 12 – дымовая труба; 13 – чан-смеситель; 14 – сборный чан; 15 – чаны-агитаторы; 16 – сгустители; 17 – флотационные машины; 18 – концентрат; 19 – хвосты; 20 – сборные и циркуляционные чаны медного электролиза; 21 – умформер; 22 – электролитные ванны первых 3-х ступеней медного электролиза; 23 – катодная медь; 24 – электролитные ванны четвертой ступени медного электролиза; 25 – губчатая медь; 26 – отработанный медный электролит; 27 – чаны для нейтрализации; 28 – центрифуги; 29 – гипс; 30 – чан-агитатор для осаждения железа; 31 – фильтр-пресс; 32 – чаны-агитаторы для очистки растворов; 33 – сборный чан очищенного раствора; 34 – вакуум-охлаждающая установка; 35 – циркуляционный чан цинкового электролиза; 36 – ртутный выпрямитель; 37 – ванны для электролиза цинка; 38 – сборный чан отработанного цинкового электролита; 39 – катодный цинк; 40 – низкочастотная индукционная печь; 41 – чушки электролитного цинка; 42 – приготовление кадмиевого электролита; 43 – цементная медь; 44 – ванны для электролиза кадмия; 45 – катодный кадмий

На одном из цинковых заводов Японии осуществлена автоклавная переработка коллективных полиметаллических продуктов, содержащих (%): цинка – 19; железа – 26; свинца – 7; меди – 2; кадмия – 0,1; золота – 3,7 г/т и серебра – 7,9 г/т.

Технологическая схема включает 4-е основных стадии: автоклавное выщелачивание продуктов отработанным цинковым электролитом, насыщенным SO_2 ; осаждение меди с помощью сероводорода; нейтрализация свободной серной кислоты известняком; окисление двухва-

лентного железа и раздельное осаждение гидроксида железа, гипса и рассеянных элементов в атмосфере кислорода в автоклаве. Условия обработки в автоклаве: продолжительность 34 ч; температура 100 °С; давление 200 кПа. Извлечение железа, цинка, кадмия и меди в раствор составило не менее 95 %. В полученном медном осадке после осаждения сероводородом содержалось также золото, серебро, сульфат свинца и др. При флотации осадка получен медный концентрат, содержащий 25 % меди, золота и серебра и свинцовый концентрат, содержащий 30 % свинца.

Различными организациями и фирмами ближнего и дальнего зарубежья разработаны технологии для переработки медно-цинковых, свинцово-цинковых, медно-свинцовых коллективных концентратов с использованием автоклавных (аммиачных и серноокислотных) процессов, но в промышленности они до настоящего времени еще не внедрены.

Вывод промпродукта из процесса обогащения нужно рассматривать как альтернативу доизмельчению с получением при переработке концентратов для подшихтовки к флотационным концентратам ипутным получением некоторых флотореагентов (медного и цинкового купороса и др.) рис. 2.49.

В табл. 2.3 в качестве примера приводятся параметры и показатели автоклавного серноокислотного выщелачивания медно-цинковых продуктов.

Таблица 2.3

Параметры и показатели автоклавного серноокислотного выщелачивания медно-цинковых концентратов и промпродуктов

Показатели	Концентраты					
	1	2	3	4	5	6
	Гипроникель			Унипромедь, УПИ		
Содержание в концентрате, %						
Zn	10,5	32,74	6,0	16,19	16,2	16-18
Cu	1,0	6,74	20,0	7,41	9,2	6-9
Fe	38,2	15,0	33,2	23,4	25,2	22-25
S _{общ}	46,3	34,3	37,9	35,6	38,9	34-38
Pb	0,2	2,35	0,005	-	1,28	Нет данных
Параметры выщелачивания:						
Температура, К	418	>423	418	418	413	380±3
PO ₂ , Мпа	0,4	0,6	0,8	0,6	0,4	0,4
H ₂ SO ₄ /Zn	0,9	-	-	1,0	0,9	0,9-1,0
τ, ч	2,0	2,0	1,5	2,0	1,2	4-5

Продолжение табл. 2.3

Показатели	Концентраты					
	1	2	3	4	5	6
	Гипроникель			Унипромедь, УПИ		
Параметры грануляции						
τ , ч	Не применяется		1,0	1,0	1,0	1,0
Температура, К	Не применяется		423	423	423	420-430
Содержание в кеке, %						
Zn	0,18	0,6	0,014*	0,6	0,5-2,2	0,7-2,5
Cu	0,73	4,0	0,28*	10,4	8,3-9,0	10-13
Fe	40,1	17,3	18,22*	31,1	33-34	30-34
S	54,4	26,4	16,84*	43,2	40-55	44-46
Извлечение в раствор, %						
Zn	98	99	96	97	98-99	94-99
Cu	47	73	3,0	3,6	3-3,5	2-4
Fe	24**	42**	8,0	6,8	4,0-5,5	3-6

* кек подвергали серосульфидной флотации с выделением медного концентрата, содержащего, %: 25,9 Cu, 0,32 Zn, 32,79 Fe, 39,86 S_{общ.}

** опыты проводили с повышенным переводом железа в раствор с целью извлечения его в форме товарного красного железистооксидного пигмента.

На рис. 2.50 приводится одна из схем переработки медно-цинковых промпродуктов, разработанная институтом Гинцветмет.



Рис. 2.49. Комбинированная технология переработки труднообогатимых медно-цинковых руд

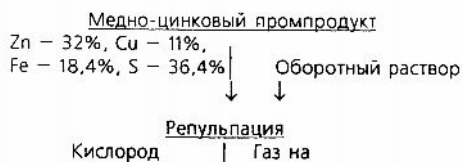


Рис. 2.50. Технологическая схема переработки
медно-цинковых промпродуктов
Контрольные вопросы

1. Для какого минерального сырья применяют комбинированные процессы (сочетание; обогащение и металлургические операции)?
2. В чем сущность автоклавной технологии переработки коллективных медно-цинковых концентратов?
3. Каким образом перерабатывают коллективный свинцово-цинковый концентрат пирометаллургическим способом?
4. В каких случаях медно-свинцовые концентраты перерабатывают совместно со свинцовыми концентратами по технологии агломерационного обжига восстановительной плавки?
5. Что представляет собой процесс ВОФ?
6. Для переработки каких руд применяют процесс сегрегации?

ГЛАВА 3

Доводка концентратов

В процессе обогащения не всегда удается получить требуемые по стандарту концентраты из-за сложности вещественного состава минерального сырья. В связи с этим применяют ряд доводочных операций для удаления примесей. Для этого используют химическую, термическую или термохимическую доводку. Выбор того или иного метода зависит от вещественного состава примесей, содержащихся в концентрате.

3.1 Химическая (гидрометаллургическая) доводка концентратов

При химической доводке для выделения примесей из концентратов, получаемых в процессе обогащения, применяют:

- соляную кислоту для удаления: карбонатов и фосфатов из шеелитовых концентратов; карбонатов из флюоритовых и бастнезитовых концентратов; фосфатов из пирохлоровых концентратов (комбинаты Аракса, Бразилия и Ниобек, Канада) (рис. 3.1);

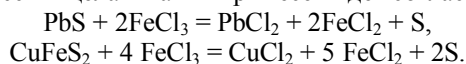
- азотную кислоту для очистки пирохлоровых и магнетитовых концентратов от фосфора (рис. 3.2);

- фтористоводородную кислоту для обезжелезивания оптического кварца;

- серную кислоту для удаления магния из цинковых концентратов (заводы Сожете фирмы Амако и Корпус Кристи фирмы Асарка, США) (рис. 3.3).

При использовании кислот обычно применяют аппаратуру в коррозионностойком исполнении. Для выщелачивания примесей используют мешалки механического и пневматического типов (рис. 3.4 – 3.5). Для отделения раствора от твердого, после выщелачивания примесей, чаще всего применяется фильтр-пресса (рис. 3.6 – 3.10).

Помимо кислот применяют различные соли, в частности, хлорное железо для удаления свинца и меди из молибденовых концентратов (рис. 3.11). Процесс выщелачивания примесей идет согласно реакций



Для повышения эффективности выщелачивания примесей к хлорному железу добавляют 5–10 % хлористого кальция. Присутствие хлористого кальция позволяет поднять температуру при выщелачива-

нии до 110 °С без применения автоклавов. После выделения из раствора свинца и меди регенерируется хлорное железо согласно реакции

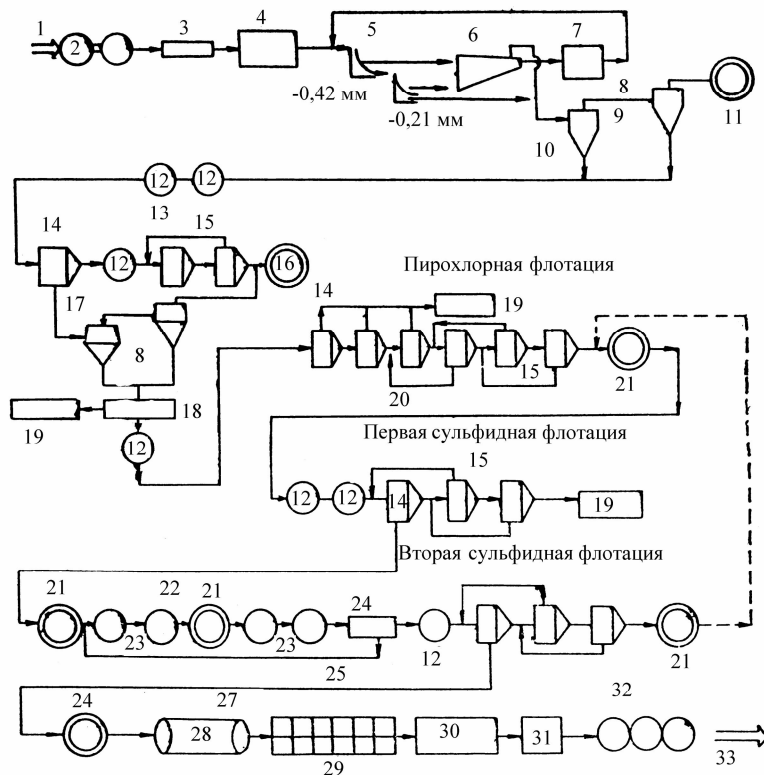
$$2\text{FeCl}_2 + \text{Cl}_2 = 2\text{FeCl}_3.$$


Рис. 3.1. Аппаратурная схема обогащения карбонатной ниобиевой руды (концентрат Ниобек, Канада):

- 1— руда; 2— бункера; 3— конвейер; 4— шаровая мельница; 5— грохота; 6— классификатор; 7— стержневая мельница; 8— гидроциклоны; 9— слив; 10— пески; 11— сгуститель; 12— контактный чан; 13— карбонатная флотация; 14— основная флотация; 15— переключатель; 16— сгуститель; 17— оборотный продукт; 18— магнитная сепарация; 19— хвосты; 20— переключатель; 21— сгуститель; 22, 23— чаны для выщелачивания; 24— вакуум-фильтр; 25— фильтр; 26— сульфидная флотация; 27— пирохлоровый концентрат; 28— вращающаяся трубчатая печь; 29— бункера для концентрата; 30— установка для усреднения концентрата; 31— развеска и упаковка; 32— емкости с концентратом; 33— концентрат на реализацию

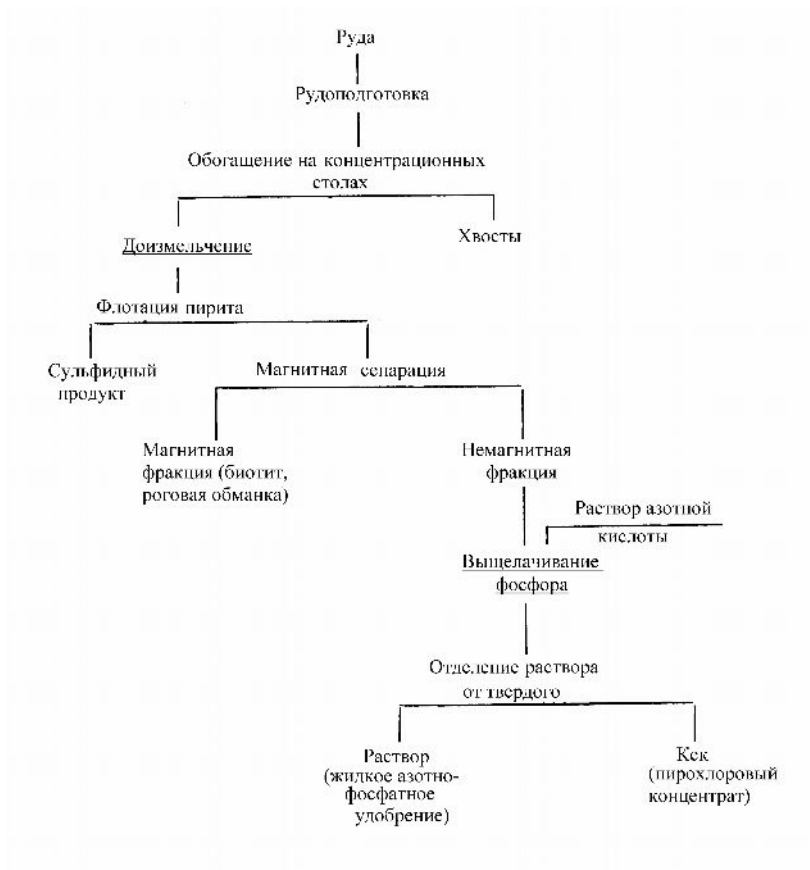


Рис. 3.2. Технологическая схема обогащения пирохлоровых руд с азотнокислой доводкой концентратов (фабрика Норск Бергверг, Норвегия)

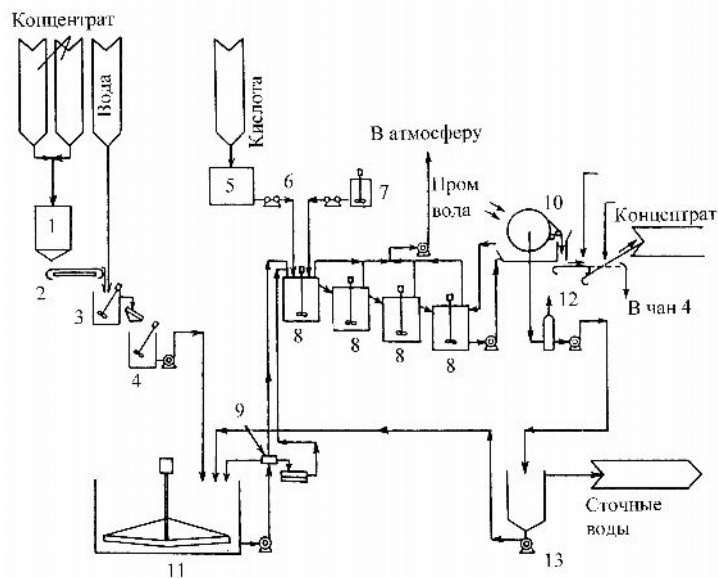


Рис. 3.3. Схема цепи аппаратов для предварительного выщелачивания примесей из цинкового концентрата:

- 1 – загрузочный бункер; 2 – весовой питатель; 3, 4 – чаны для репульпирования;
 5 – чан для хранения кислоты; 6 – дозирующие насосы; 7 – чан для добавки пеногасителя;
 8 – чаны для выщелачивания; 9 – напорные баки; 10 – барабанный фильтр; 11 – чан для хранения пульпы; 12 – приемник фильтрата; 13 – осветлитель

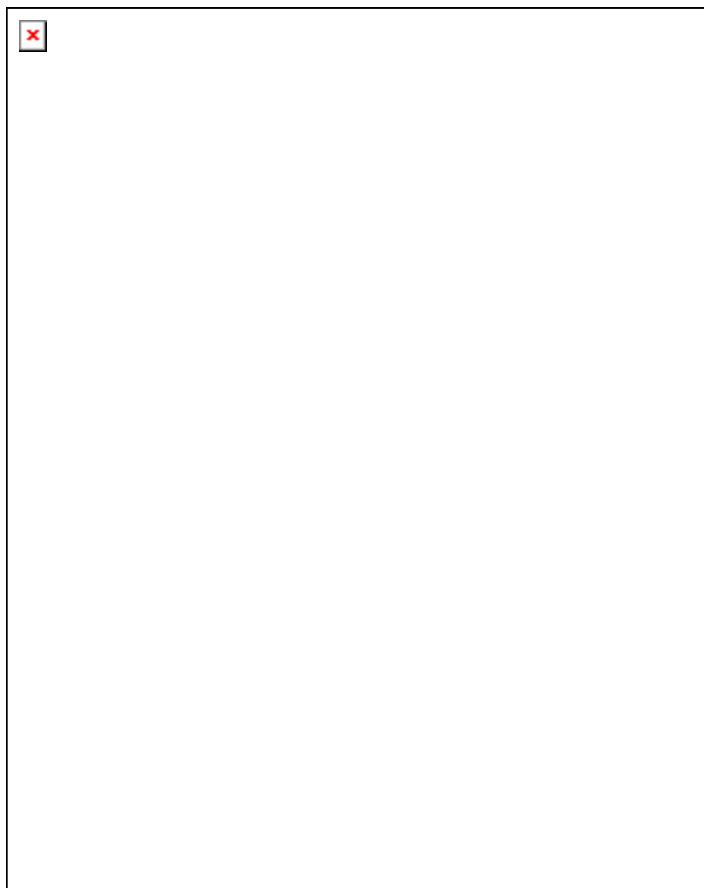


Рис. 3.4. Мешалка (агитатор) механического типа:
*1 – корпус; 2 – приемная (импеллерная) труба; 3 – пропеллерная мешалка;
4 – патрубок для вывода пульпы; 5 – патрубок для ввода пульпы;
6 – привод мешалки; 7 – электродвигатель*



Рис. 3.5. Мешалка пневматического типа:

1 – люк для ремонта аппарата; 2 – аэролифт; 3 – труба для подачи сжатого воздуха;
4 – воздушная рубашка; 5 – прорези; 6 – диспергатор; 7 – штуцер для опоражнивания
аппарата; 8 – патрубков для вытяжной вентиляции



Рис. 3.6. Общий вид рамного фильтр-пресса



Рис. 3.7. Рамный фильтр-пресс с электромеханическим прижимом:
1 – стойка; 2 – опорная балка; 3 – плита; 4 – рама; 5 – передняя плита;
6 – прижимная плита; 7 – электродвигатель; 8 – редуктор; 9 – лоток

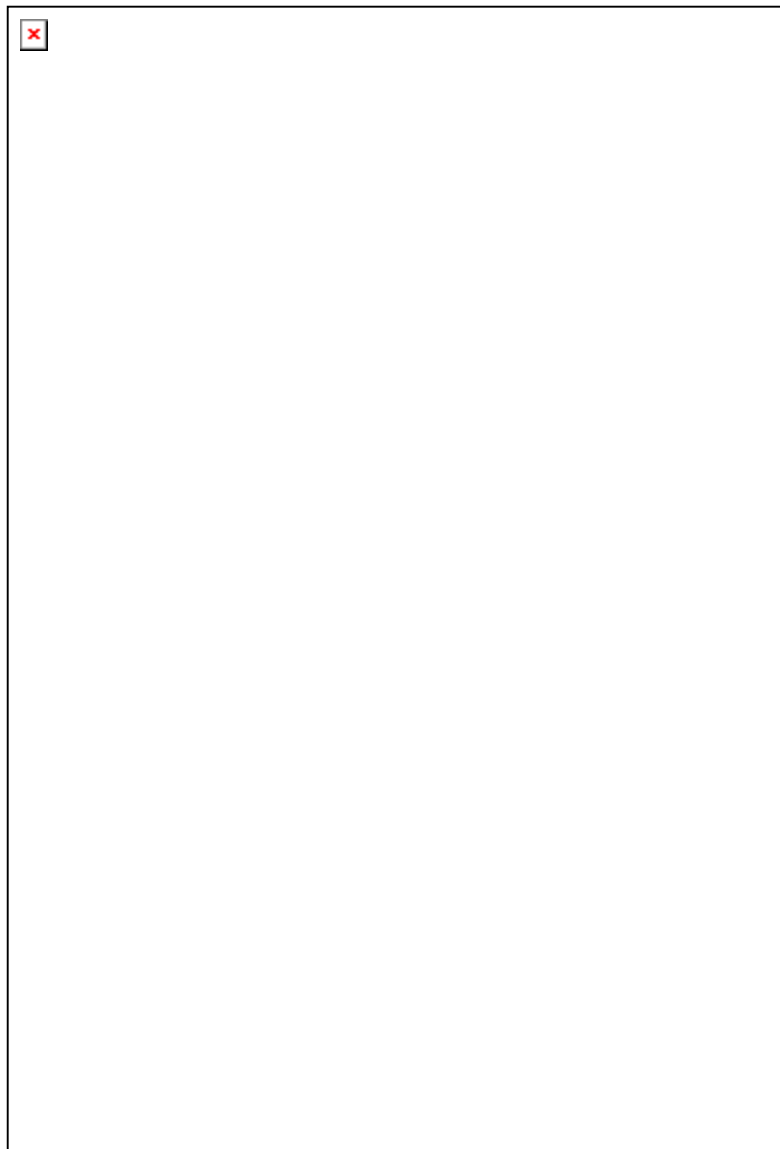


Рис. 3.8. Схема работы рамного фильтр-пресса:
а) при фильтровании; б) при промывке кека;
1 – плита; 2 – рама; 3 – промывная плита



Рис. 3.9. Схема автоматического фильтр-пресса ФПАКМ (а)
и фильтрующих плит (б):

1 – камера промывной воды; 2 – механизм передвижения ткани; 3 – фильтрующая ткань; 4 – верхняя упорная плита; 5 – фильтрующие плиты; 6 – нажимная плита; 7 – механизм зажима; 8 – стяжки; 9 – нижняя опорная плита; 10 – коллектор подачи суспензии; 11 – верхняя часть фильтрующей плиты с дренажным устройством для отвода фильтрата; 12 – резиновая диафрагма; 13 – нижняя часть фильтрующей плиты; 14 – коллектор отвода фильтрата

Процесс можно применять для обезмеживания флотационных и гравитационных золотосодержащих концентратов перед цианированием, поскольку пирит в реакции выщелачивания не участвует.

Кроме того, в промышленном масштабе применяют щелочные реагенты для удаления примесей из концентратов. В частности, щелочной раствор цианистого натрия используют для удаления меди и выделения золота из молибденовых концентратов, а гидроксид натрия в смеси с сернистым натрием для удаления сурьмы и мышьяка из медных концентратов (комбинат Экити Сильвер, Канада) (рис. 3.12).

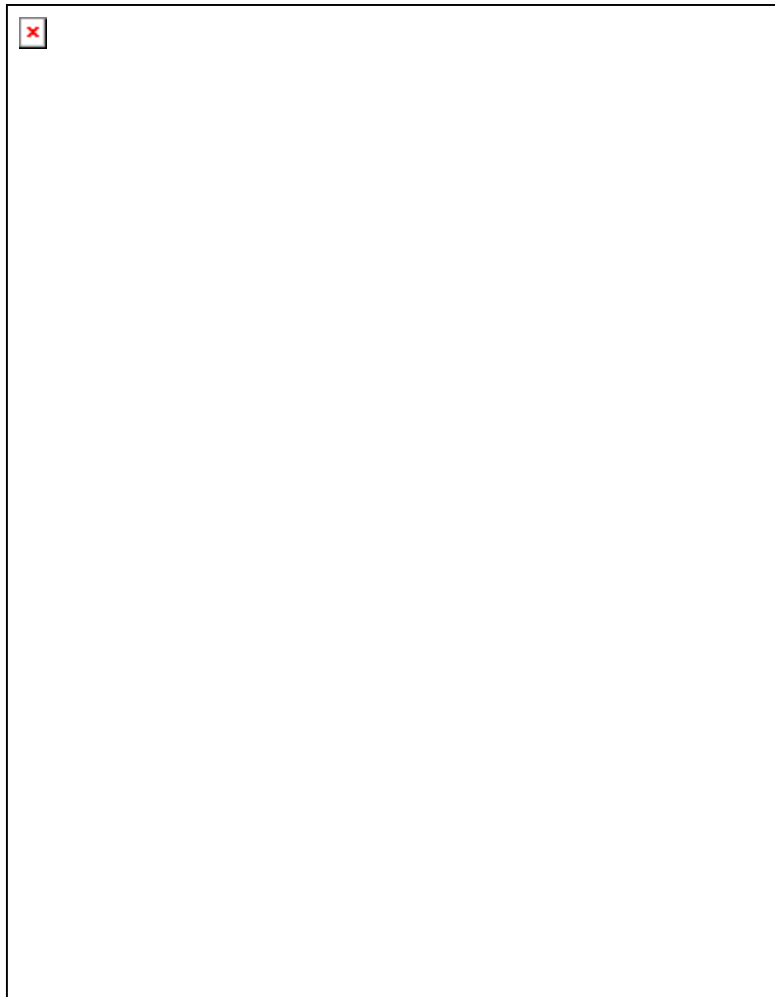


Рис. 3.10. Общий вид автоматического фильтр-пресса

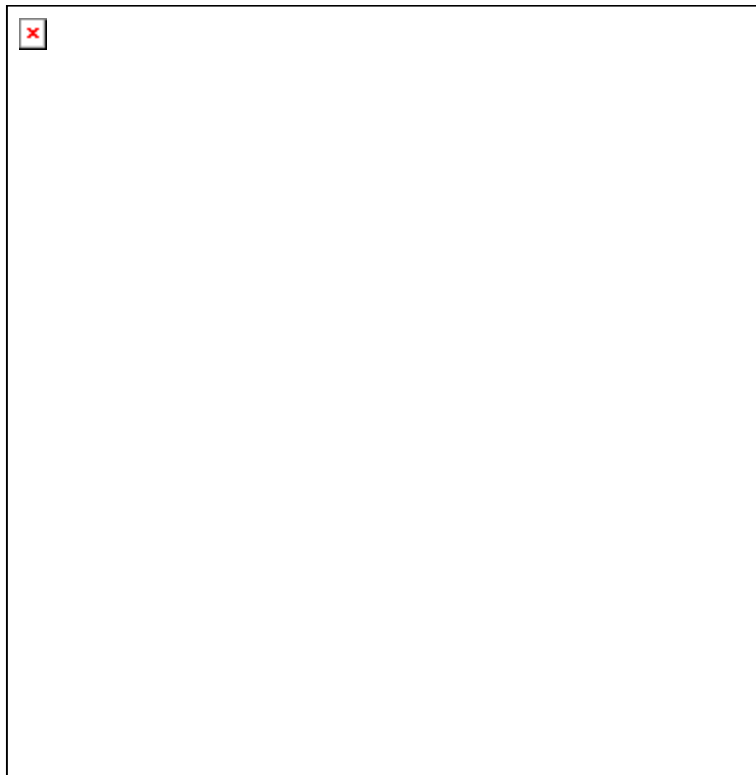


Рис. 3.11. Технологическая схема выделения свинца из молибденового концентрата (фабрика Юрад, США)

3. 2 Термическая (пиromеталлургическая) доводка концентратов

Термическая доводка применяется для удаления серы и мышьяка из вольфрамитовых, касситеритовых и ильменитовых концентратов. Удаляют эти примеси путем термообработки (обжига). В зависимости от масштаба производства обжиг проводят в муфельных, подовых, вращающихся печах и печах кипящего слоя (рис. 3.13–3.14).

Так, в частности, для удаления серы из вольфрамовых гравитационных концентратов крупностью плюс 0,3 мм обжиг проводят в му-

фельных печах при температуре 750–800 °С в течение при высоте слоя загрузки 100–110 мм.

В табл. 3.1 приводятся результаты обжига вольфрамовых концентратов.

При переработке ильменитового концентрата в электропечи на титановый шлак и чугуна на заводе Сорел (Канада) предварительно удаляется сера во вращающихся печах размером 61х3,35 м производительностью 50 т/час. Отходящие газы электропечей используют для отопления, помещений.

Использование этой операции обуславливается необходимостью получения чугуна с низким содержанием серы.

Таблица 3.1

Поведение серы при обжиге вольфрамитовых концентратов

Исходный концентрат		Обоженный концентрат (огарок)	
Содержание, %		Содержание, %	
Триоксид вольфрама	Сера	Триоксид вольфрама	Сера
51,84	7, 17	53,10	0,84
44,19	8, 96	45,40	1,93
43,12	7, 83	45,16	1,61
33,72	11, 80	35,02	1,48

Для удаления мышьяка из гравитационных вольфрамитовых концентратов обжиг проводят в окислительно-восстановительной атмосфере. В концентрат добавляют 3–5 % элементарной серы и 1–2 % кокса и подвергают обжигу в муфельных печах при температуре 750–850 °С. При обжиге мышьяк вступает в реакцию с серой. Выделяющийся при разложении арсенопирита, мышьяк удаляется в виде сульфида. При наличии в концентрате пирита, процесс выведения мышьяка идет более эффективно.

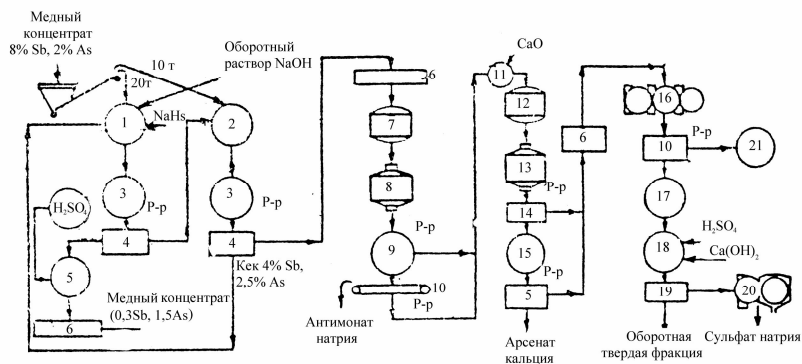


Рис. 3.12. Технологическая схема выделения мышьяка и сурьмы из медных концентратов на комбинате Эжити Сильвер (Канада)

1 – смеситель первой стадии выщелачивания; 2 – смеситель второй стадии выщелачивания; 3 – чаны для выщелачивания; 4 – фильтр-пресс; 5 – чан для репульпирования и нейтрализации; 6 – вакуум-фильтр; 7 – автоклав для извлечения сурьмы; 8 – распределительный бак; 9 – сгуститель; 10 – ленточный вакуум-фильтр; 11 – смеситель; 12 – автоклав для осаждения мышьяка; 13 – распределительный бак; 14 – центрифуга; 15 – репульпатор; 16 – испаритель; 17 – чан для растворения кристаллов; 18 – реактор; 19 – центрифуга; 20 – кристаллизатор; 21 – емкость для хранения оборотного раствора гидроксида натрия



Рис. 3.13. Подовая печь

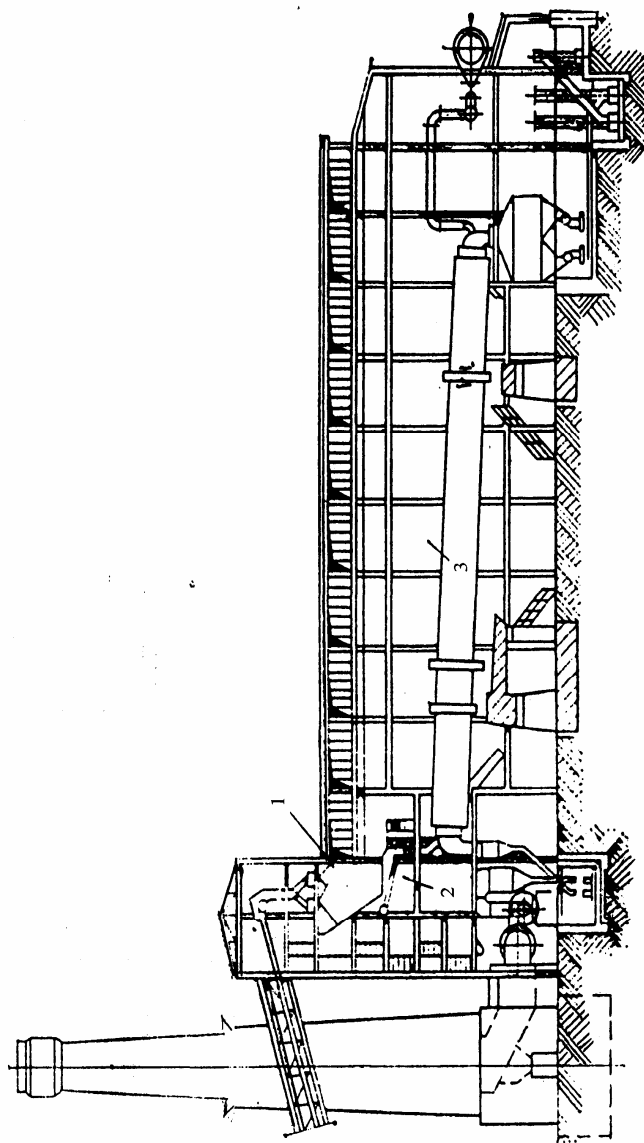


Рис. 3.14. Вращающаяся обжиговая печь:
1 – бункер; 2 – питатель; 3 – печь

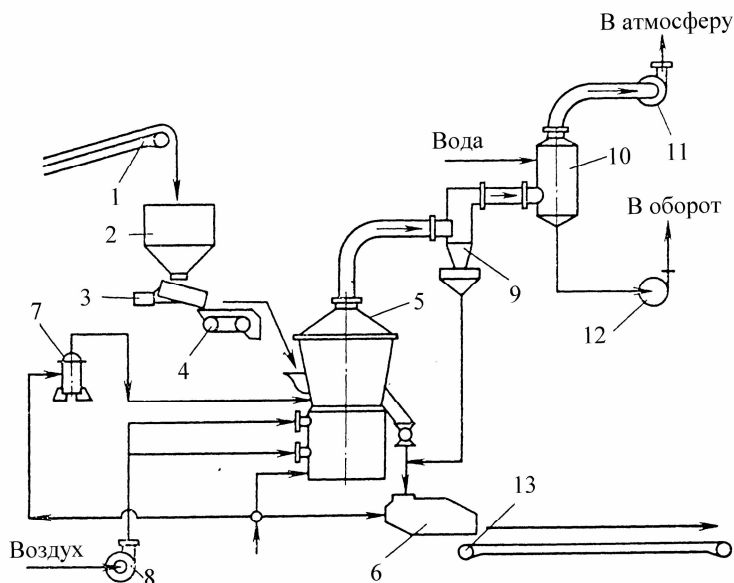


Рис. 3.15. Аппаратурная схема для окислительного и окислительно-восстановительного обжига концентратов в печи кипящего слоя:

1 – конвейер; 2 – бункер; 3 – вибропитатель; 4 – ленточный весоизмеритель; 5 – печь для обжига концентратов в кипящем слое; 6 – холодильник; 7 – конверсионная установка; 8 – воздуходувка; 9 – циклон; 10 – скруббер с водяным орошением; 11 – дымосос; 12 – центробежный насос; 13 – конвейер

На заводе Иокосама фирмы Тошиба (Япония) вольфрамовые гравитационные концентраты подвергают термической обработке для удаления серы и мышьяка. Эта операция обеспечивает не только снижение расхода гидроксида натрия при получении искусственного шеелита, но и повышает эффективность измельчения перед разложением вольфрамита.

На ряде предприятий в КНР для удаления серы и мышьяка из оловянных концентратов используют печи кипящего слоя. При обработке крупнозернистых концентратов эффективность удаления серы

достигает 90 %. Мышьяк при этом удаляется на 96 %. Производительность печей 10 т/м² сутки. При обработке мелкозернистого концентрата в печах кипящего слоя резко увеличивается пылевынос и ухудшаются условия труда. Используют обжиг для удаления серы из оловянных концентратов на Новосибирском оловозаводе (Россия), заводе Винто (Боливия) и др.

3.3 Термохимическая (пирогидрометаллургическая) доводка концентратов

Термохимическая доводка применяется в основном для удаления цветных металлов из гравитационных вольфрамитовых и касситеритовых концентратов. Для этой цели используют хлорирующий обжиг с последующим выщелачиванием и окислительный обжиг с последующим автоклавным выщелачиванием.

Вольфрамитовый концентрат, загрязненный медью, смешивают с хлористым натрием (3–5 вес %) и подвергают обжигу в муфельной печи при температуре 550–575 °С в течение 1,5–2,0 ч при толщине слоя 100 мм. Обычно через каждые 15 – 20 мин материал перемешивают. После выгрузки из печи концентрат подвергают выщелачиванию при Ж:Т=1:1 в течение 10–15 мин. В раствор переходят легкорастворимые соединения меди в виде хлоридов и сульфатов. После декантации водного раствора проводят выщелачивание 5 %-ным раствором соляной кислоты в течение 1,5–2,0 ч с целью разложения ферритов меди. Промывку кека проводят в фильтр-прессе. При содержании меди в выщелоченном концентрате более 0,2 % материал возвращают на повторный обжиг и выщелачивание.

Хлорирующий обжиг-выщелачивание используют также для удаления цветных металлов из оловянных концентратов. Обжиг проводят в подовых печах с добавкой 3–5 %-ного хлористого натрия в течение 1,5 – 3,0 ч при температуре 550–600 °С. Обожженный материал выщелачивают 3 %-ным раствором соляной кислоты. Такая операция обеспечивает удаление из оловянных концентратов меди, свинца, цинка, сурьмы, серы и частично железа (рис. 3.16). Несмотря на эффективность процесса хлорирующий обжиг-выщелачивание не является экологически чистым процессом.

На заводе Лонгхорн (США) для удаления цветных металлов из оловянных концентратов применяют окислительный обжиг – автоклавное выщелачивание (рис. 3.17). Обжиг проводят в подовых печах при температуре 650–750 °С в течение 2-х часов. После обжига огарок подвергают автоклавному выщелачиванию раствором соляной кисло-

ты при температуре 104°C в течение 4-х часов. Мешалки в автоклаве вращаются со скоростью 1 об/мин. Диаметр автоклава 3,66 м. Автоклав стальной, гуммированный резиной толщиной 6,35 мм и футерованный кислотостойким кирпичом. Из раствора выделяют цветные металлы. Такая технология позволила фирме отказаться от передела обогатительной доводки.



Рис. 3.16. Технологическая схема термохимической доводки оловянного концентрата (завод Консолидат Тин Смелтес, Великобритания)



Медно-сереб-
ряный продукт

Рис. 3.17. Технологическая схема термохимической доводки оловянного концентрата (завод Лонгхрон, США)

Контрольные вопросы

1. Когда вводится операция – доводка концентратов?
2. Для каких видов минерального сырья применяют доводочные операции?
3. В чем отличие гидрометаллургических операций доводки от пирометаллургических?
4. Назовите аппараты, используемые при гидрометаллургической доводке?

Приложение

Задачи

(составлены профессором Авдюковым В.И. по его лекционным
материалом и научным разработкам) на примере минерального сырья
различного вещественного состава

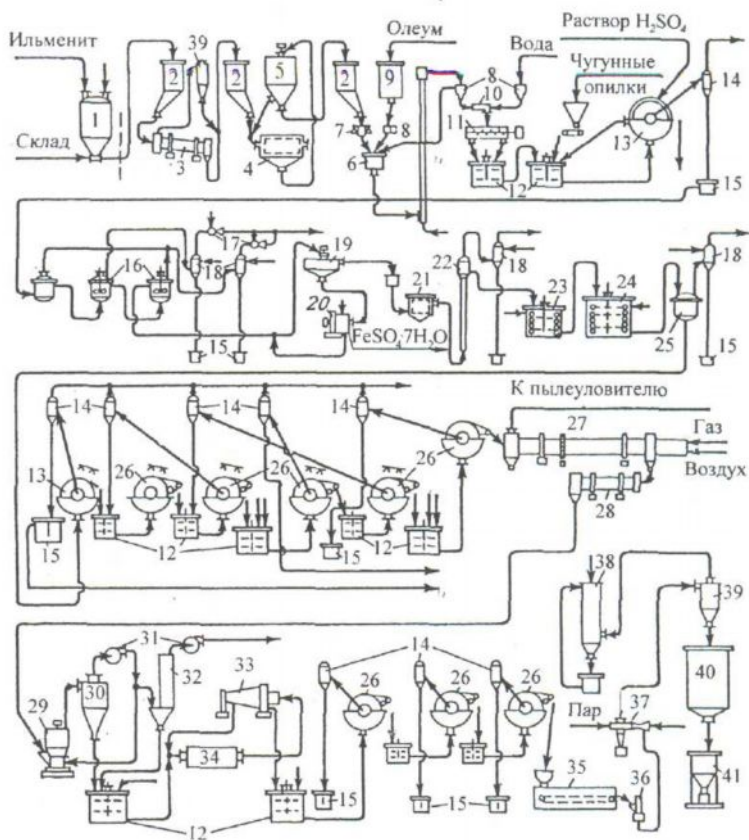


Рис.1. Аппаратурная схема получения искусственного диоксида титана химическим (гидрометаллургическим) способом

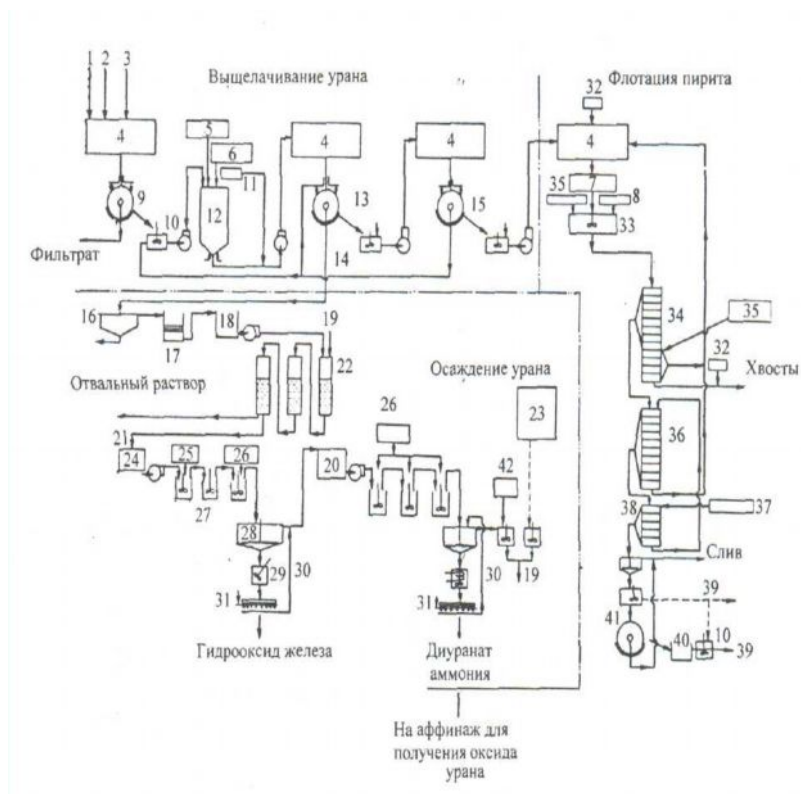


Рис. 2. Аппаратурная схема извлечения урана из хвостов цианирования

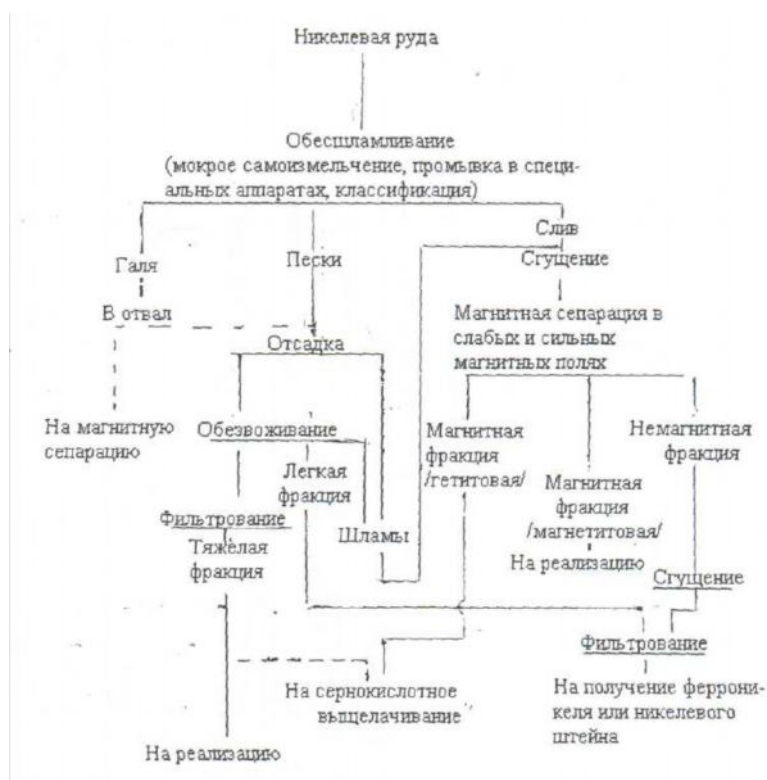


Рис. 3. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

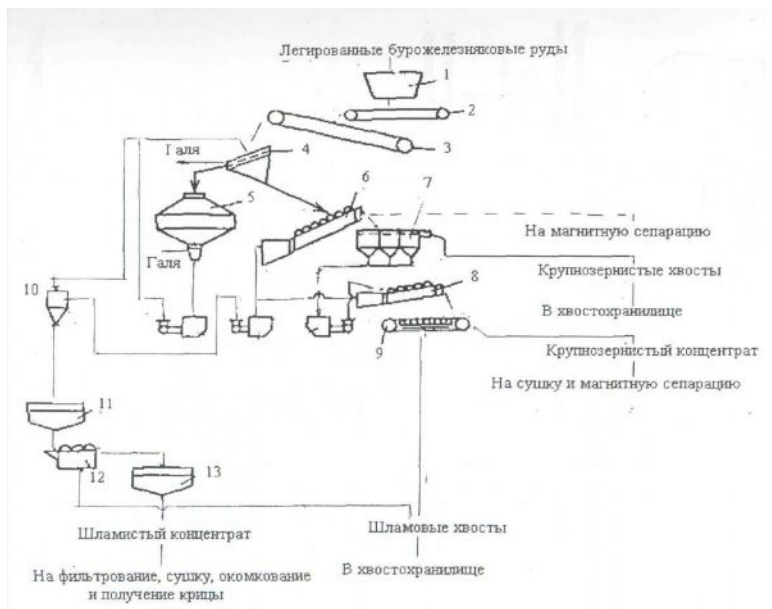


Рис. 4. Аппаратурная схема подготовки легированных руд к металлургическому переделу

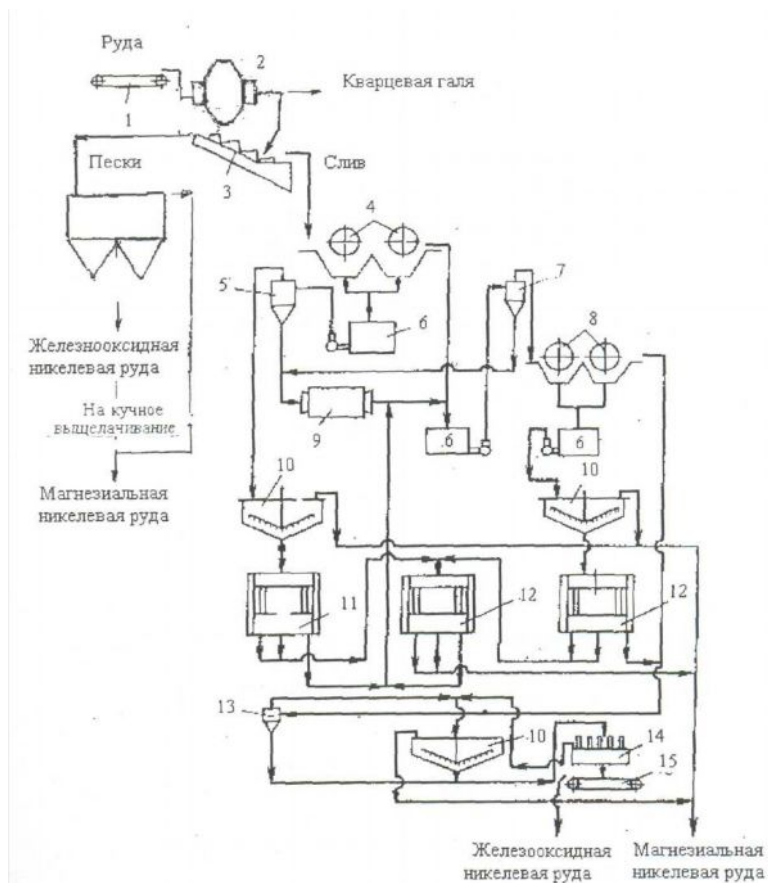


Рис. 5. Аппаратурная схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

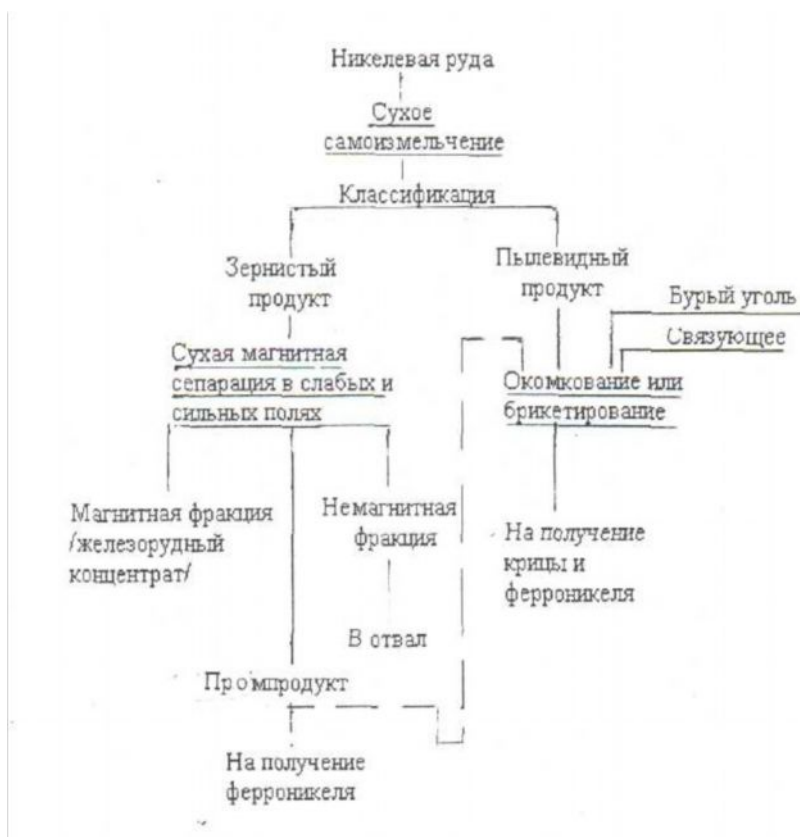


Рис. 6. Технологическая схема подготовки окисленной никелевой руды к металлургическому переделу

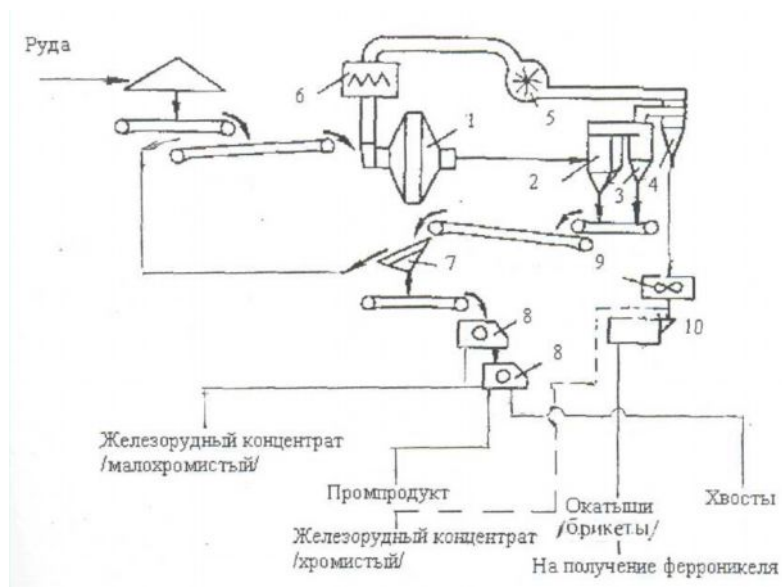


Рис. 7. Аппаратурная схема подготовки окисленных никелевых /бурожелезняковых/ руд к металлургическому переделу



Рис. 8. Аппаратурная схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

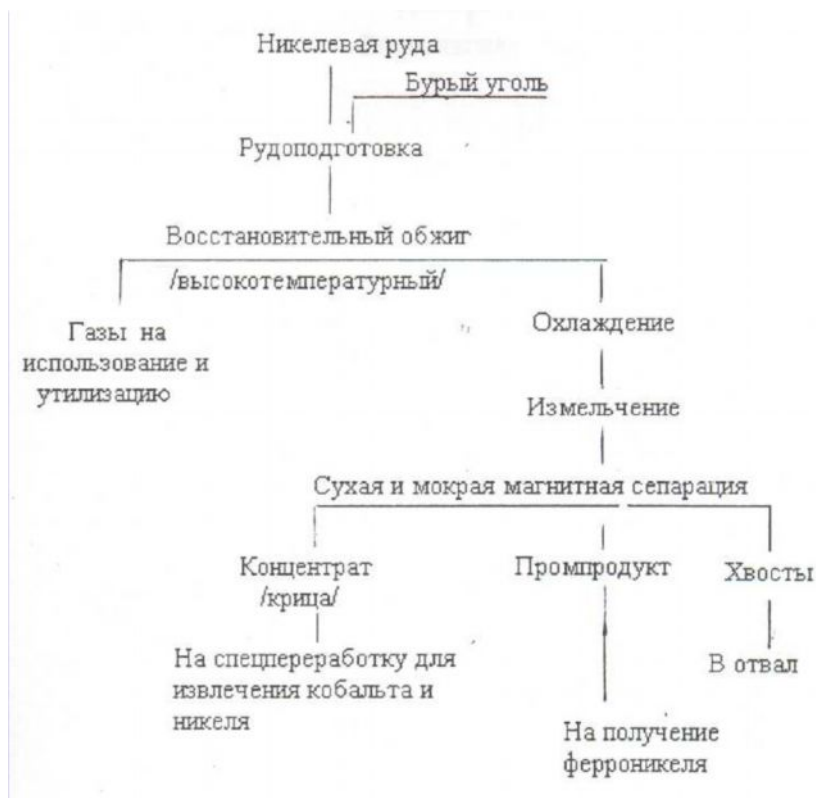


Рис. 9. Технологическая схема подготовки окисленных никелевых руд к металлургическому переделу

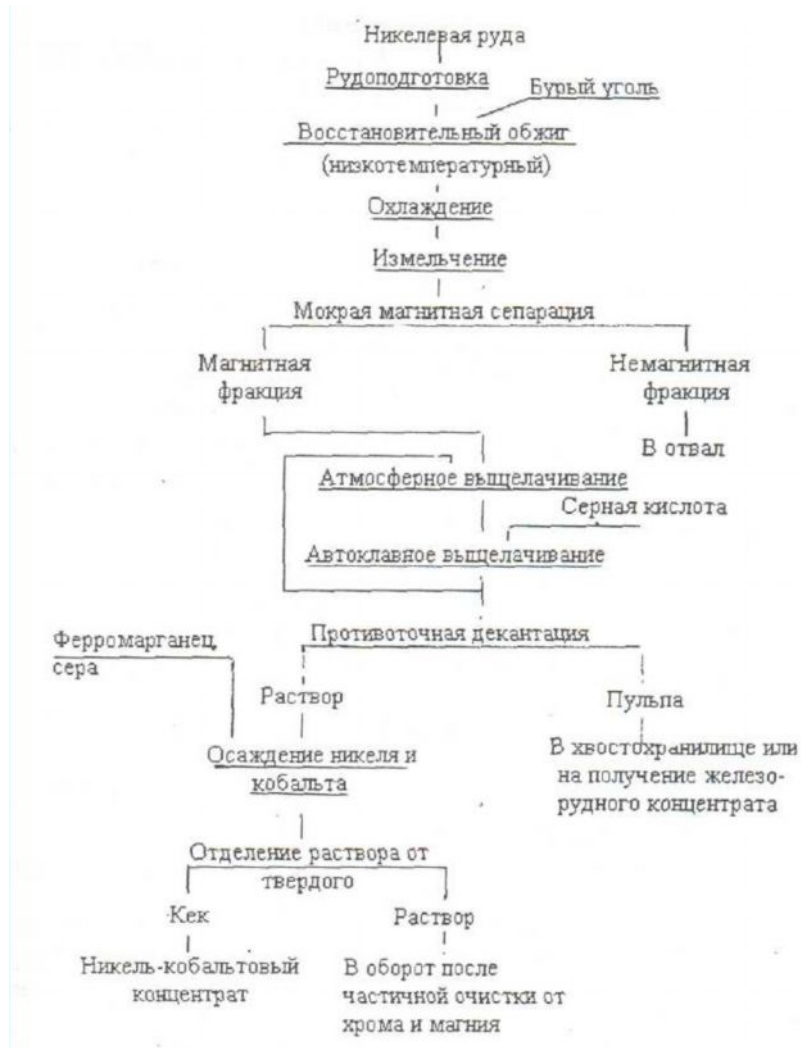


Рис. 10. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд

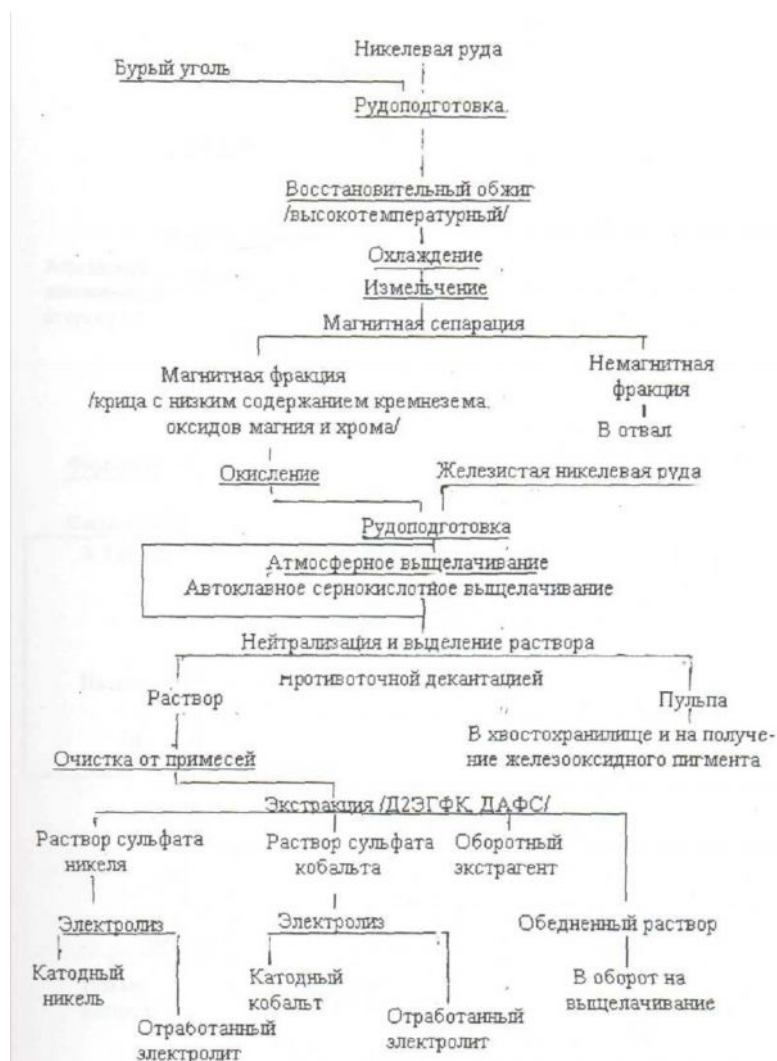


Рис. 11. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд



Рис. 12. Технологическая схема совместной переработки магниезной и железистой окисленной никелевой руды

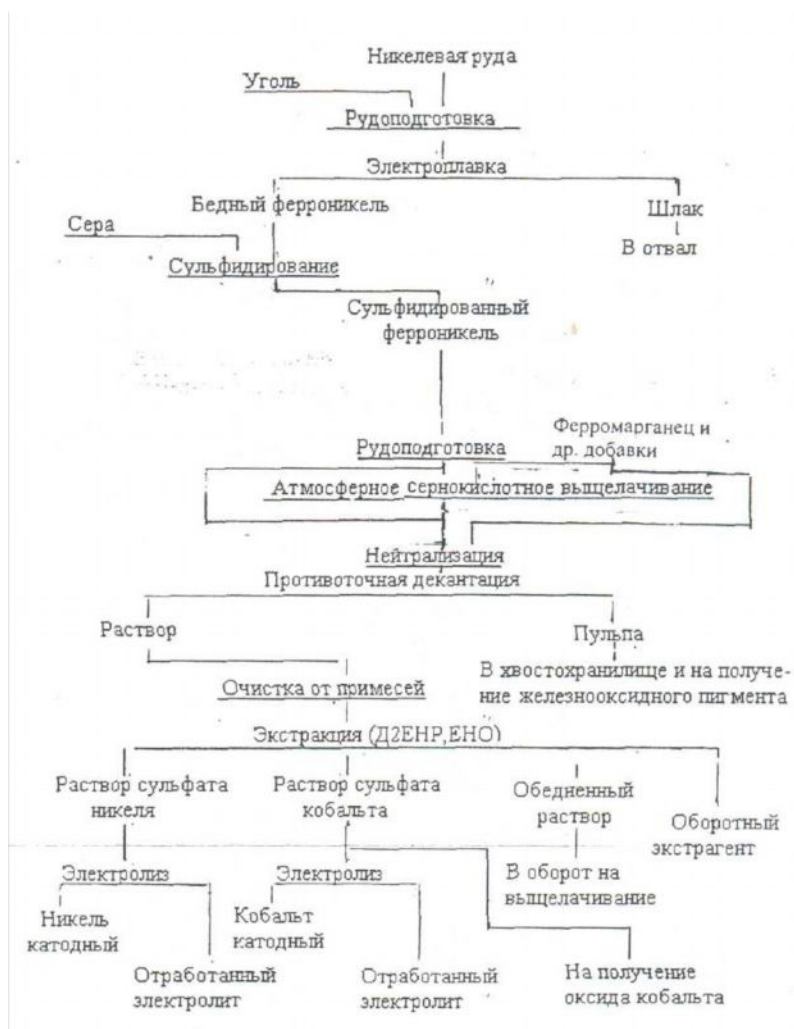


Рис. 13. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд

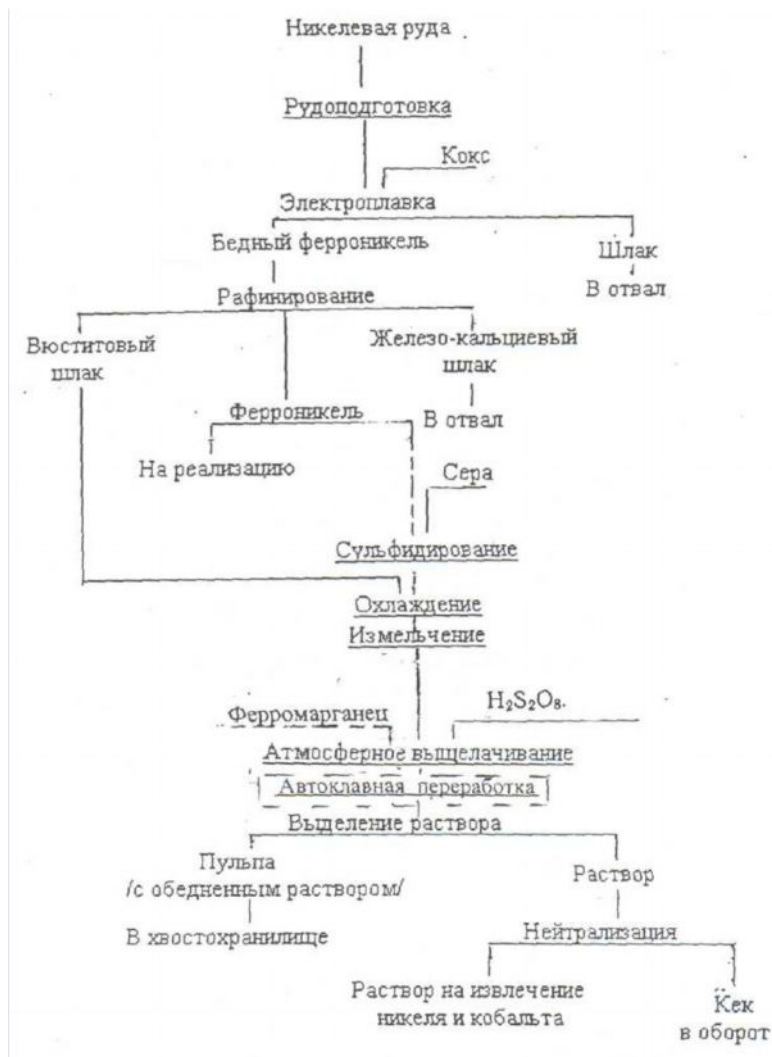


Рис. 14. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд

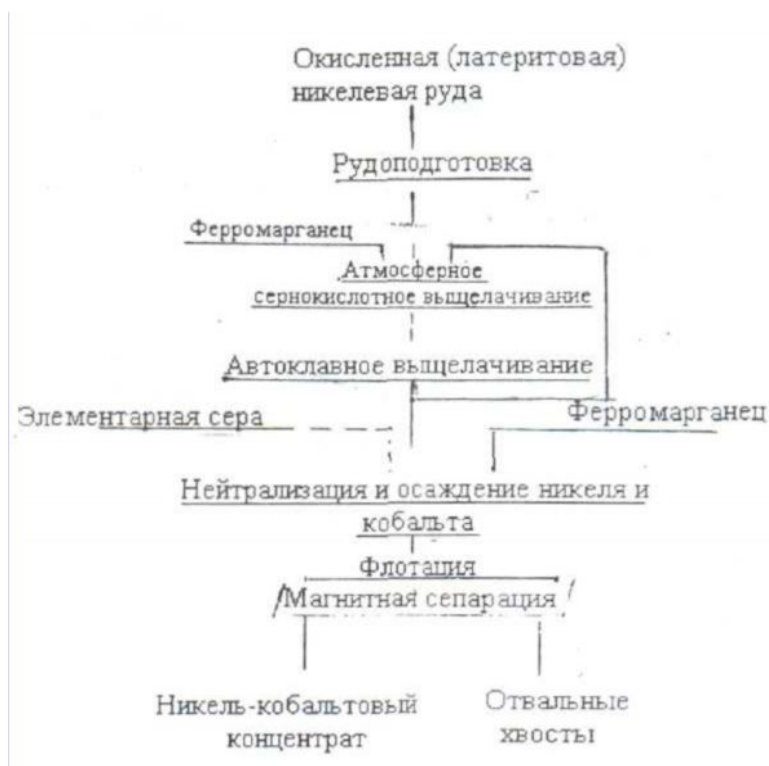


Рис. 15. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд с применением автоклавного выщелачивания и флотации

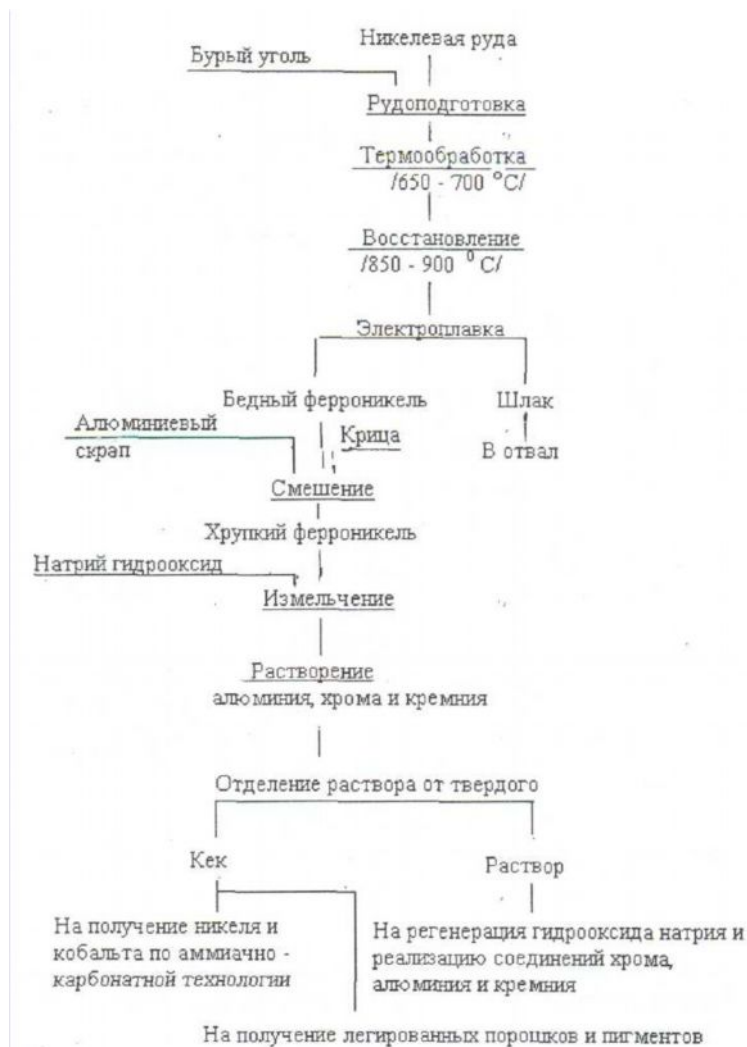


Рис. 16. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд

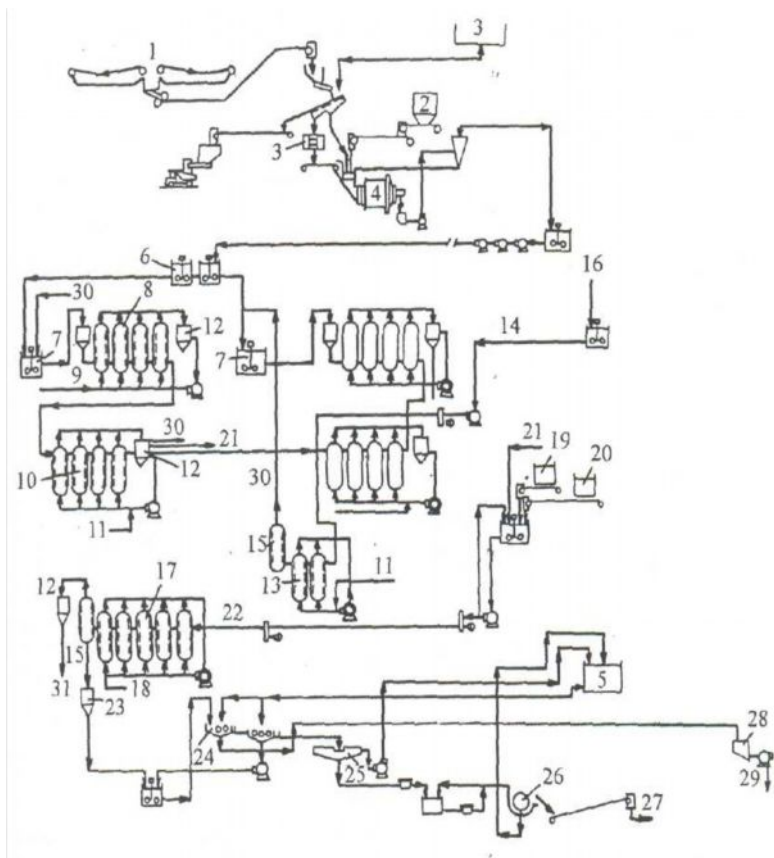


Рис. 17. Аппаратурная схема переработки окисленных никелевых руд с использованием предварительной автоклавной сульфидизации по технологии "Рипаблик Стал Корпорейшин" (США)



Рис. 18. Технологическая схема попутного получения алюминатов и сульфоалюминатов кальция при переработке нефелинового сырья



Рис. 19. Технологическая схема получения сложных оксидных алюмосодержащих продуктов для производства спеццементов из нефелинового сырья

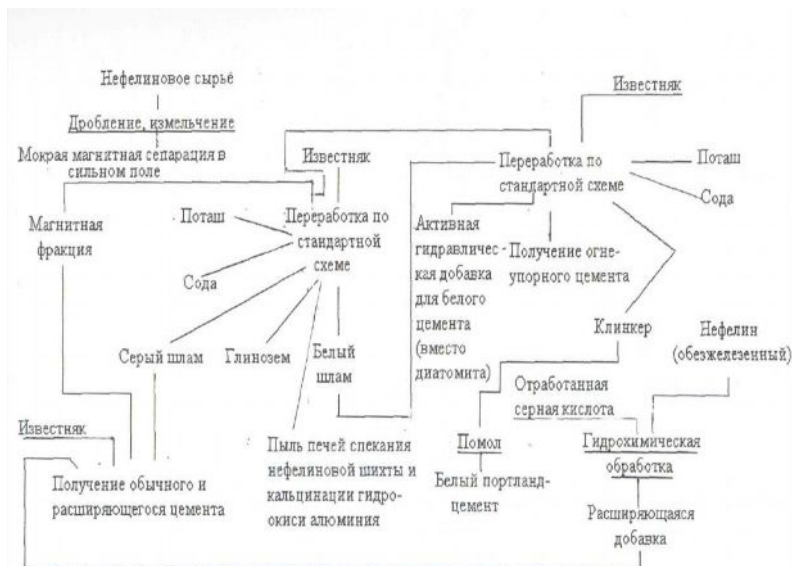


Рис. 20. Комплексная переработка нефелинового сырья с попутным получением спеццементов на кальцийглиноземной основе



Рис. 21. Технологическая схема получения сульфоалюмината кальция при совместной переработке нефелинов и маложелезистых бокситов



Рис. 22. Варианты технологических схем обезжелезивания нефелиновой руды



Рис. 23. Варианты технологических схем обезжелезивания бокситов для совместной переработки с нефелином

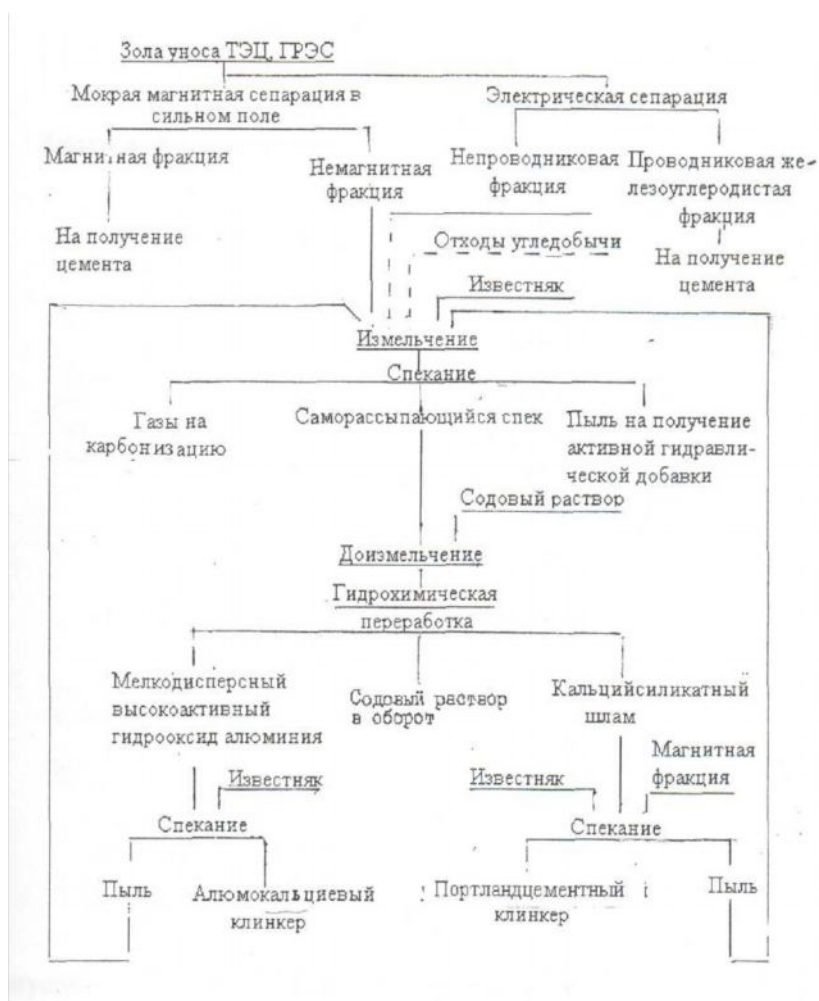


Рис. 24. Технологическая схема получения алюминатов кальция при переработке безщелочных алюмосиликатов (зола уноса и отходы угледобычи)



Рис. 25. Технологическая схема получения сырьевых продуктов для производства спеццементов при совместной переработке зол и нефелина



Рис. 26. Технологическая схема переработки алюмосиликатов (зол, отходов угледобычи и обогащения) по сухому способу с получением спеццементов

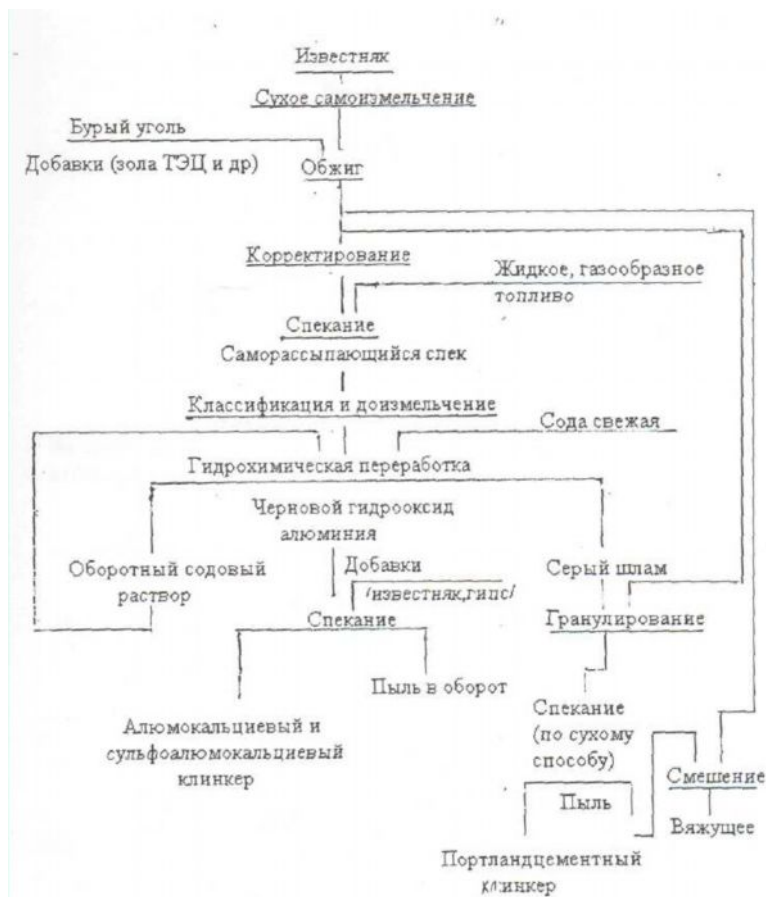


Рис. 27. Технологическая схема получения сложных оксидных алюмосодержащих продуктов для производства спеццементов с использованием золы бурых углей

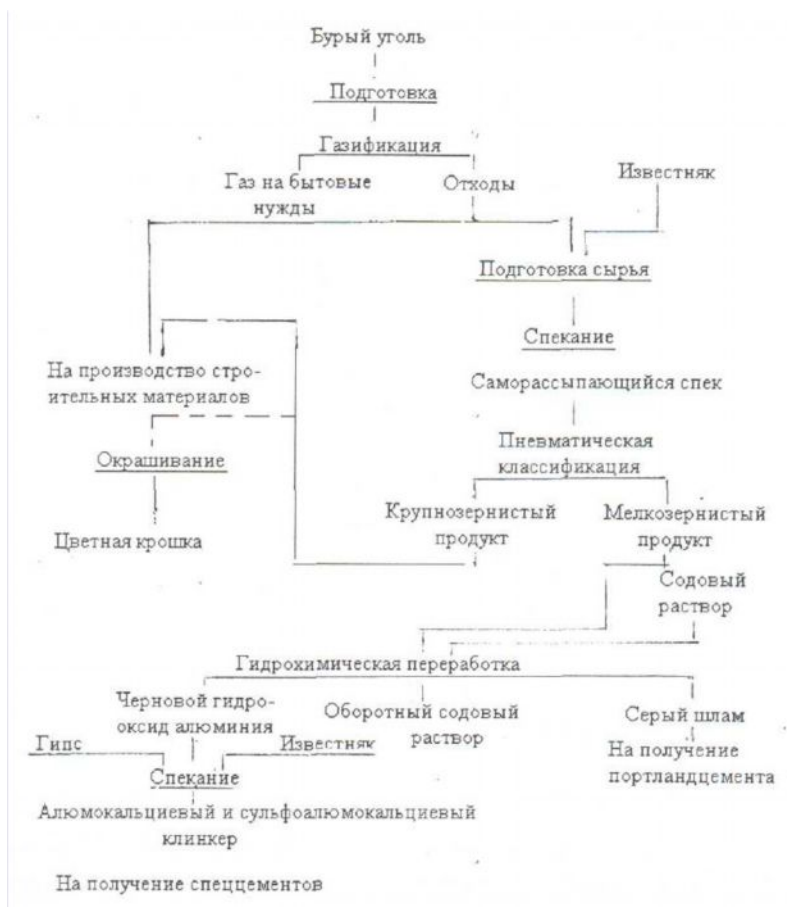


Рис. 28. Схема совмещения процессов газификации бурых углей с получением алюминатов и сульфоалюминатов кальция

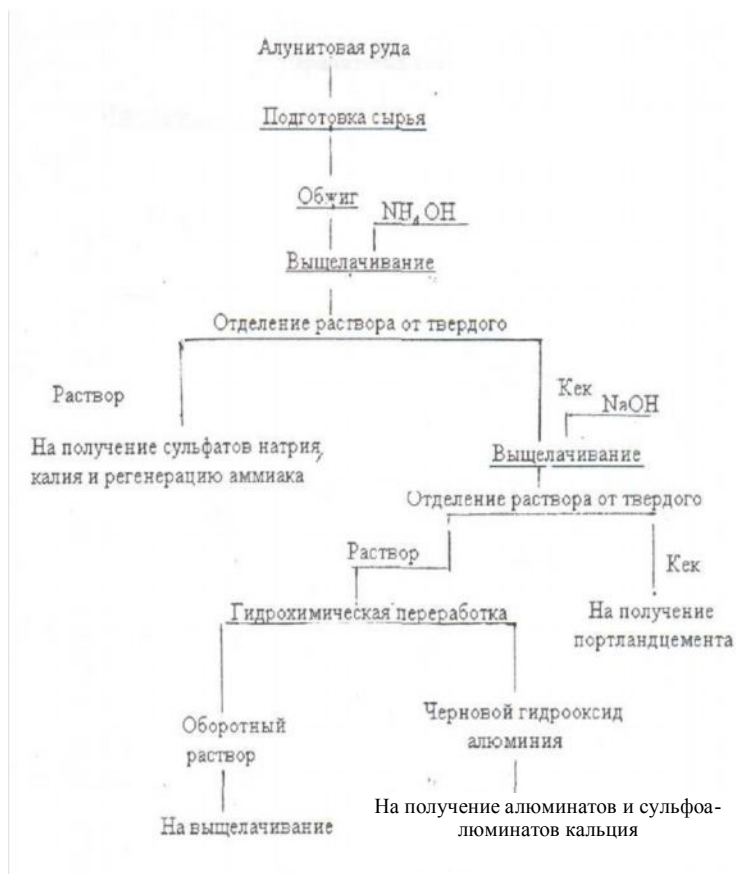


Рис. 29. Технологическая схема получения сырьевых продуктов для производства алюминатов и сульфоалюминатов кальция из алунитовой руды

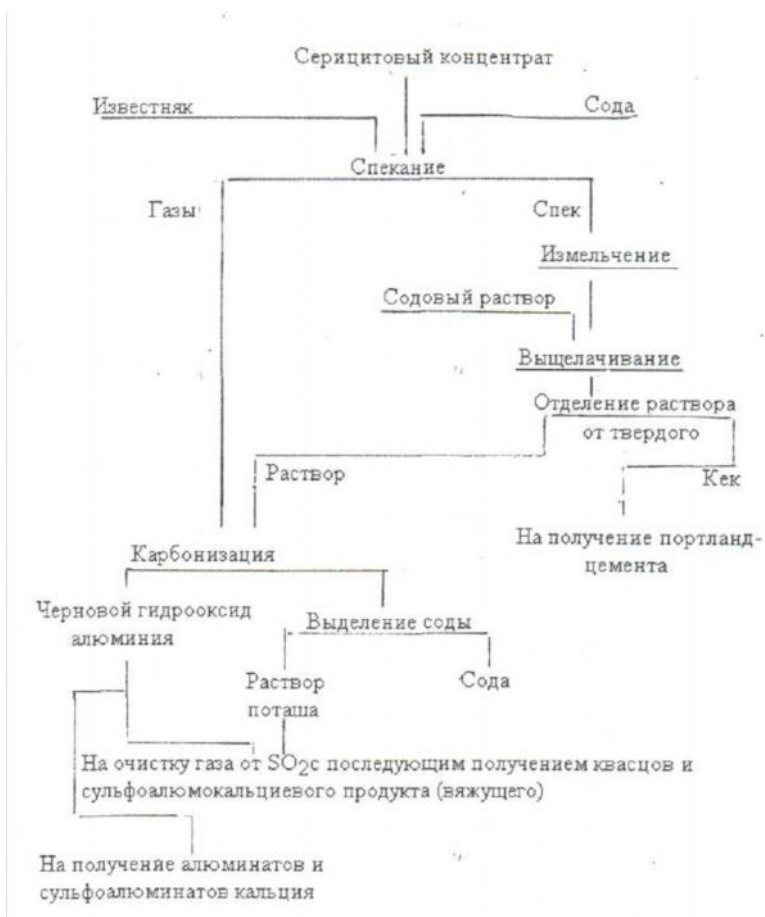


Рис. 30. Технологическая схема получения сырьевых продуктов для производства спеццементов из серицитового концентрата

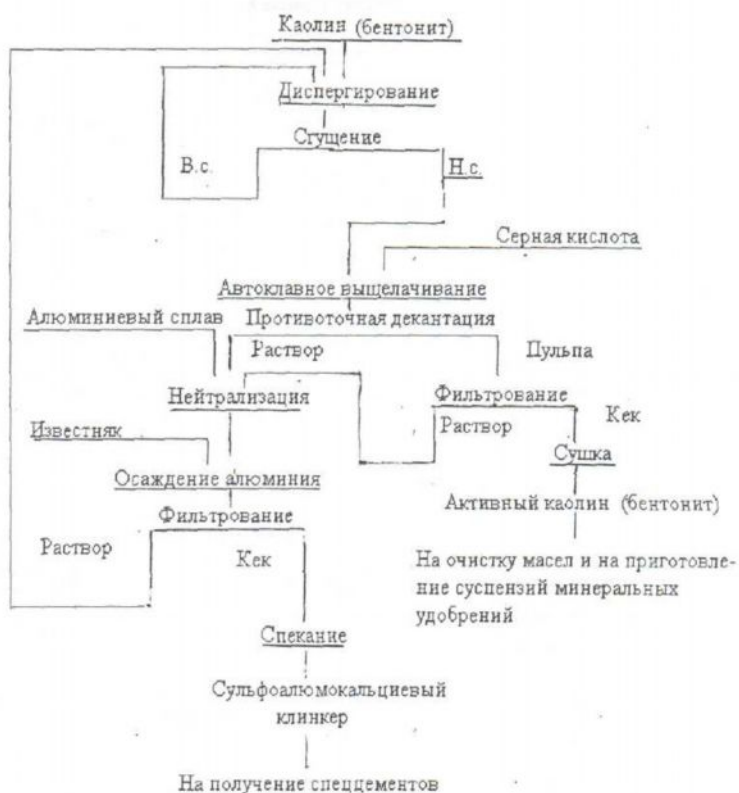


Рис. 31. Технологическая схема попутного получения сульфоалюмокальциевого продукта при производстве активированного каолина (бентонита)

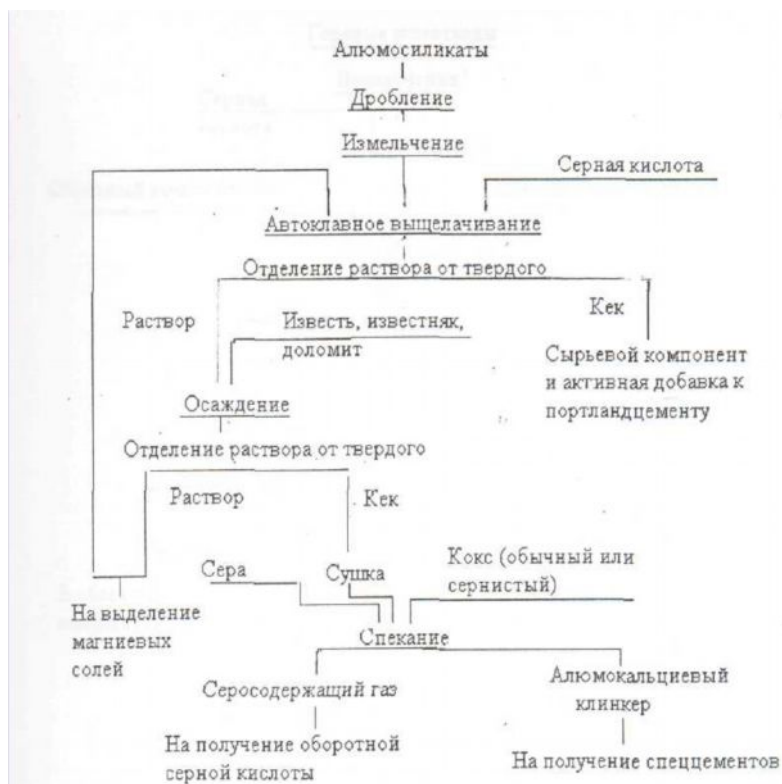


Рис. 32. Технологическая схема получения алюминатов кальция из алюмосиликатов кислотным способом с регенерацией серной кислоты

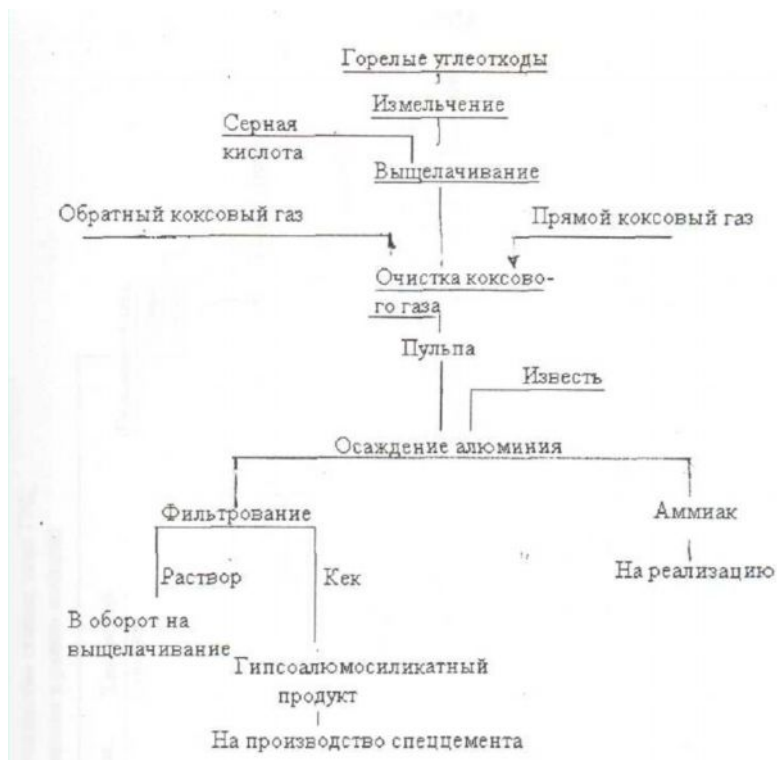


Рис. 33. Технологическая схема попутного получения активных продуктов для производства спеццемента при очистке коксового газа

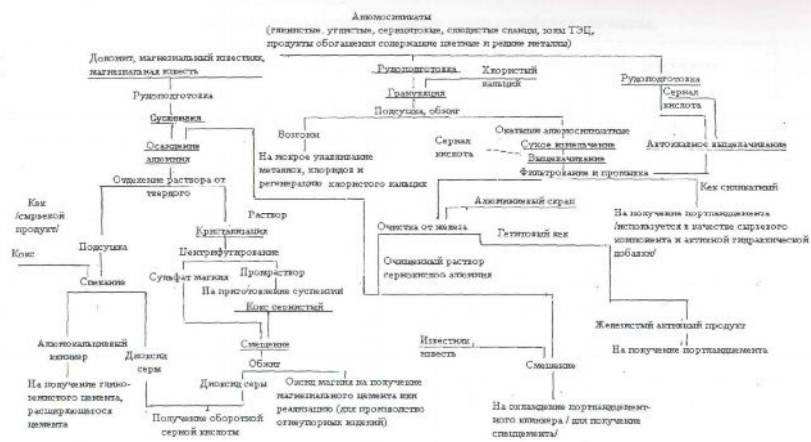


Рис. 34. Принципиальная технологическая схема получения алюмокальцевого клинкера из алюмосиликатов

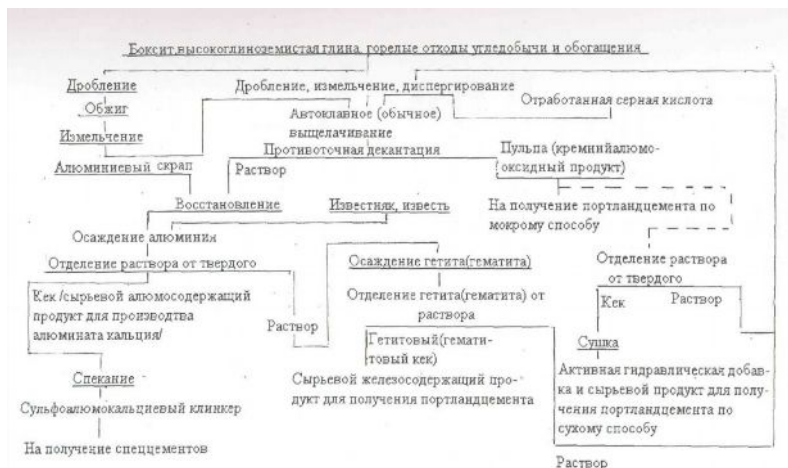


Рис. 35. Технологическая схема получения активных оксидных продуктов для производства цемента

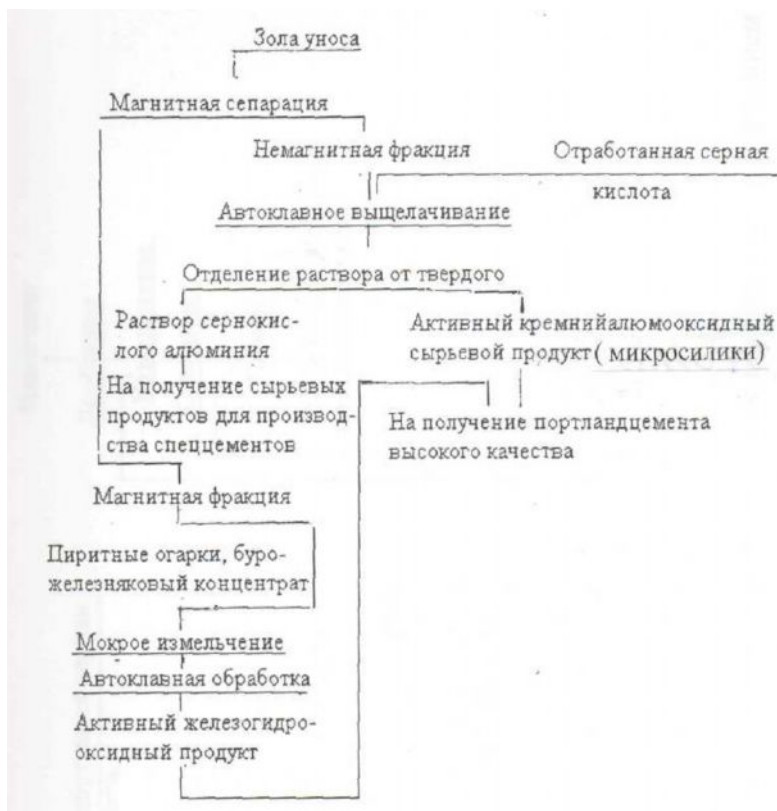


Рис. 36. Технологическая схема получения активных оксидных продуктов для производства цемента из зол уноса ТЭЦ



Рис. 37. Технологическая схема получения активных оксидных продуктов из каолина с повышенным содержанием железа для производства белого портландцемента

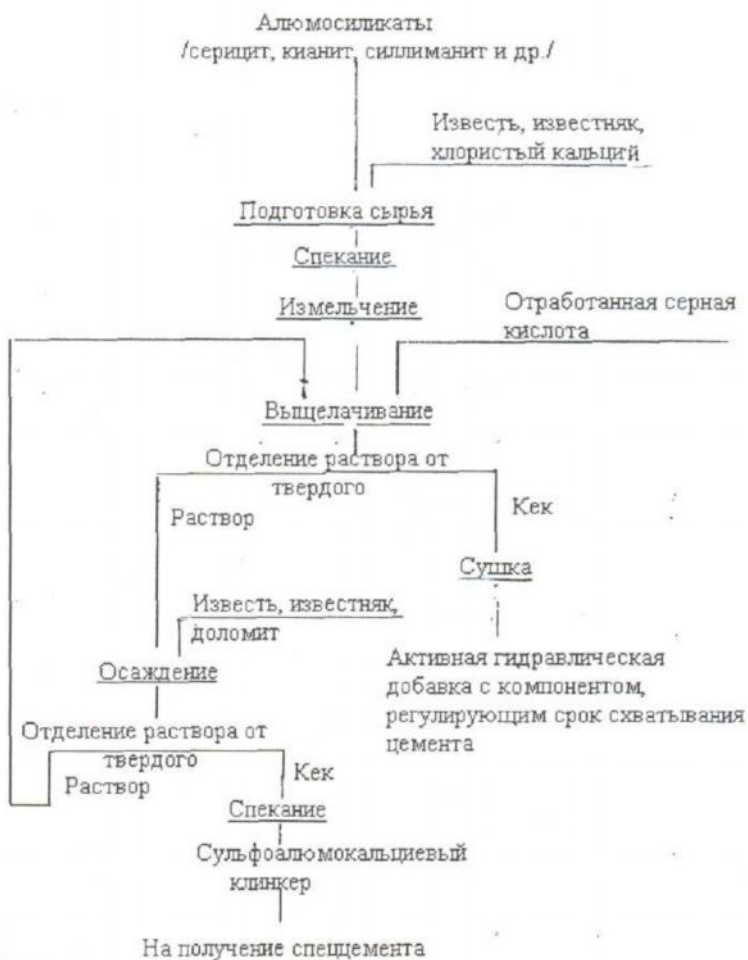


Рис. 38. Технологическая схема получения сульфоалюмокальциевого продукта с использованием трудновскрываемых отработанной серной кислотой алюмосиликатов



Рис. 39. Технологическая схема получения сульфатомокальцевого продукта (цемента) с использованием отработанной серной кислоты и боксита (глины)

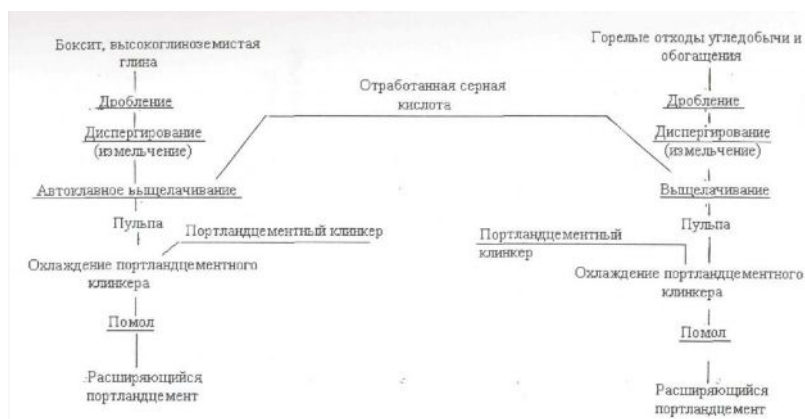


Рис. 40. Технологическая схема получения активных кремнийалюмосодержащих продуктов для производства расширяющегося портландцемента с использованием глиноземсодержащего компонента (глина, боксит и др.) и отработанной серной кислоты

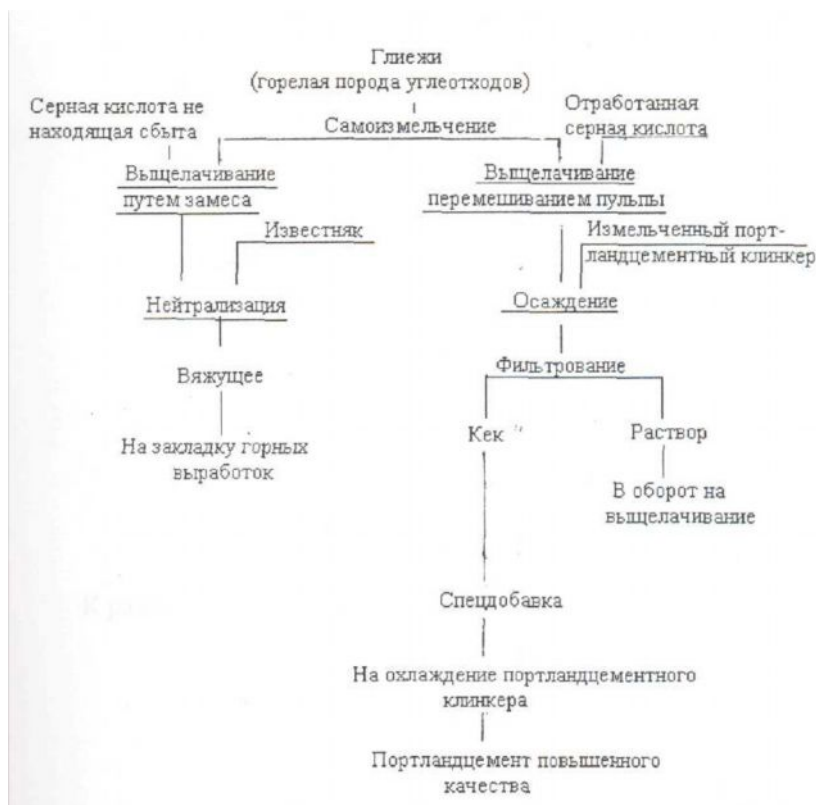


Рис. 41. Технологические схемы использования горелых отходов угледобычи для получения вязущих и активных продуктов для повышения качества портландцемента

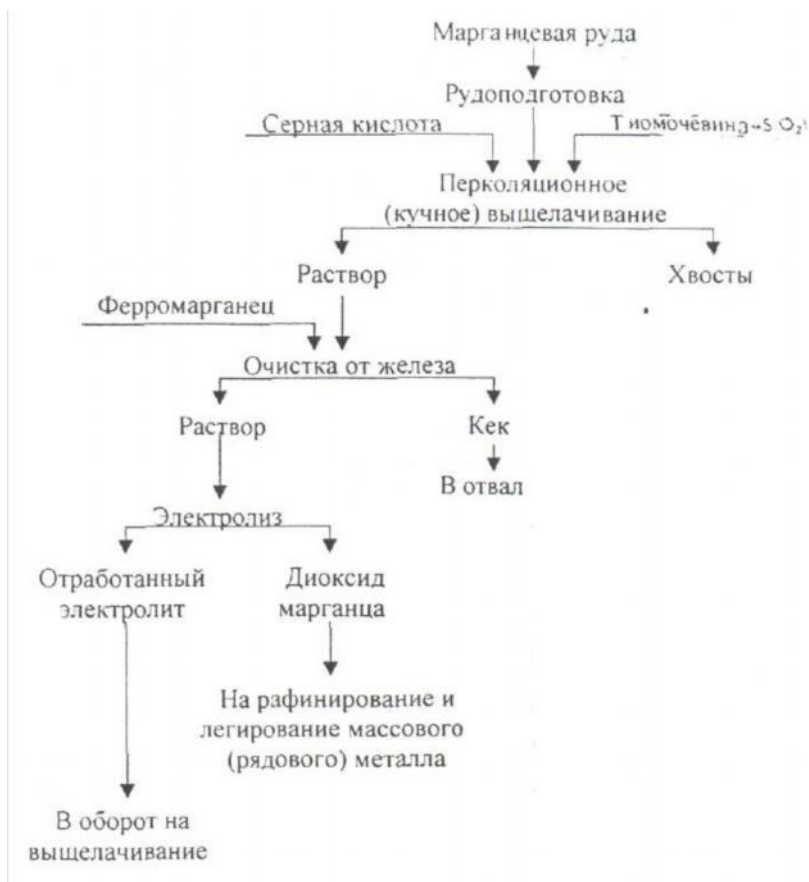


Рис. 42. Технологическая схема получения диоксида марганца для прямого рафинирования и легирования стали

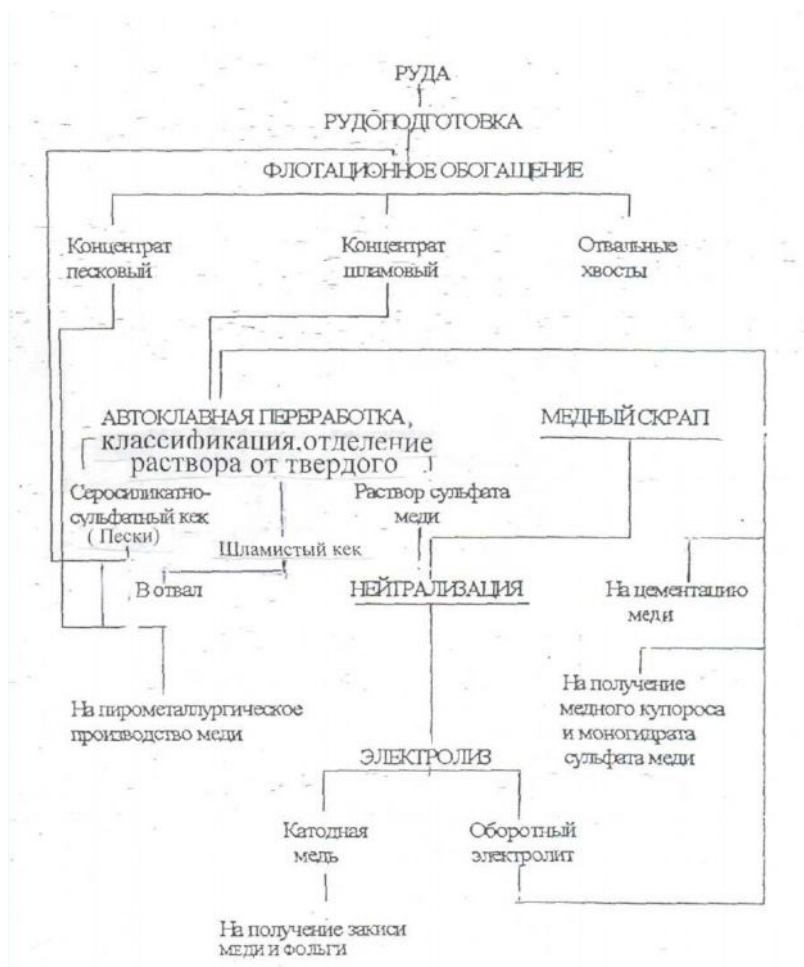


Рис. 43. Технологическая схема переработки руд Джезказганского месторождения с получением медных концентратов с низким содержанием кремнезема

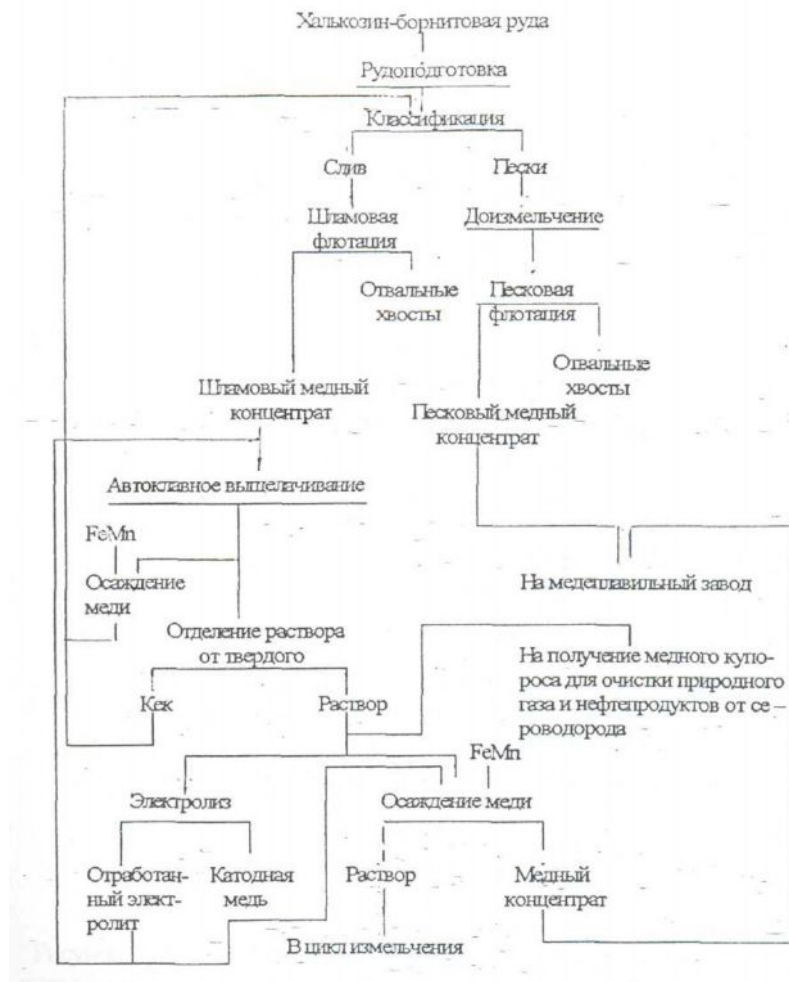


Рис. 44. Технологическая схема переработки халькозин – борнитовых руд

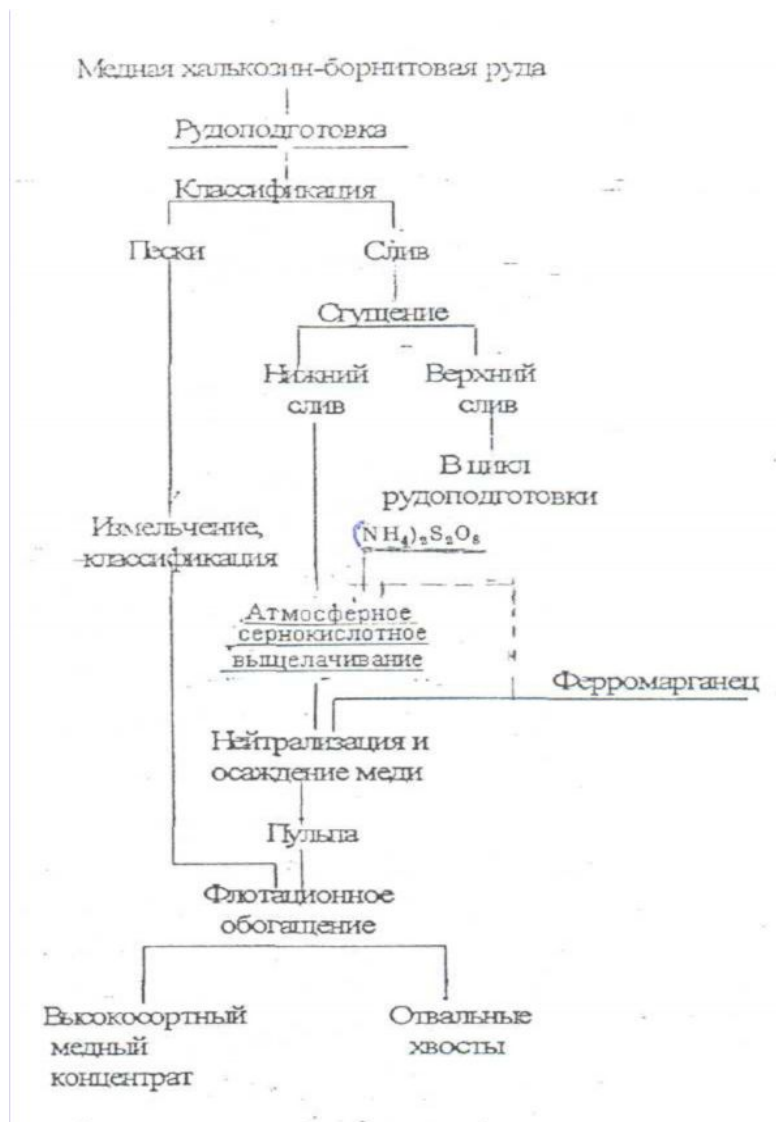


Рис. 45. Технологическая схема переработки повышенным содержанием шламов и легкофлотируемых алюмосиликатов

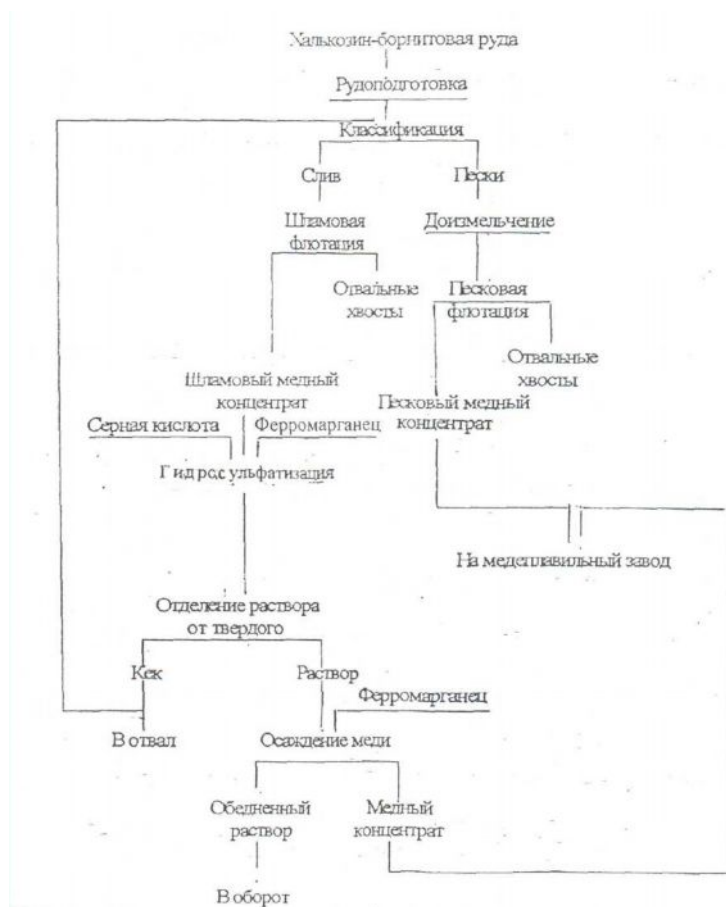


Рис. 46. Технологическая схема переработки халькозин - борнитовых руд

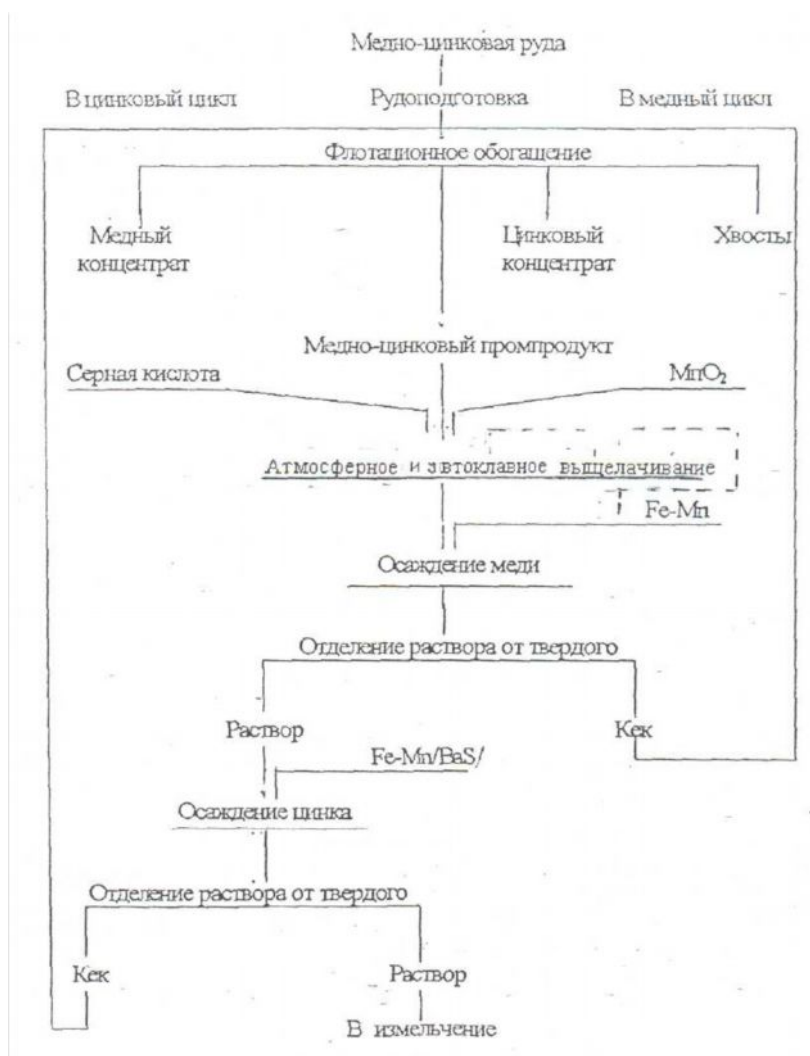


Рис. 47. Технологическая схема переработки медно-цинковых промпродуктов применительно к обогатительной фабрике

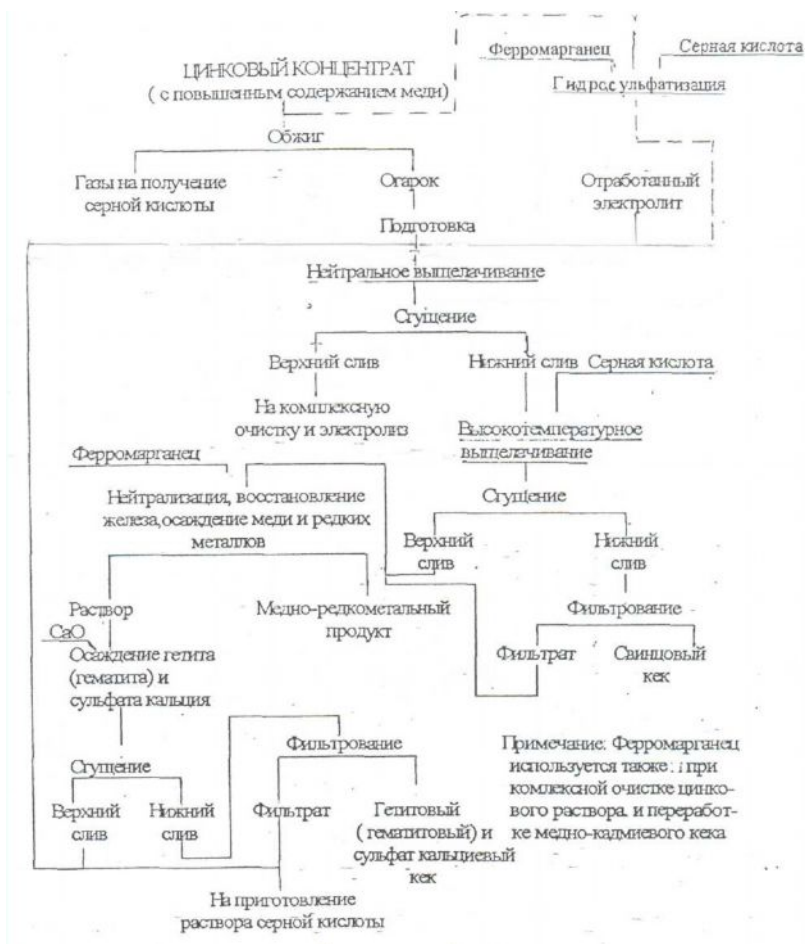


Рис. 48. Технологическая схема переработки цинковых концентратов с повышенным содержанием меди на цинковом заводе

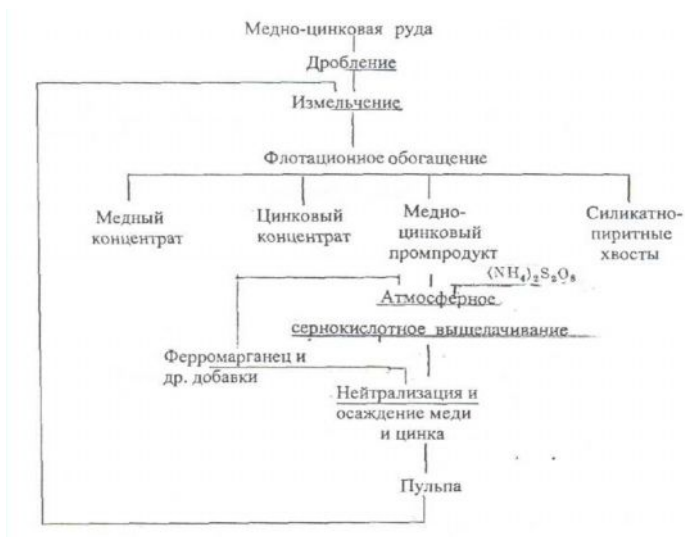


Рис. 49. Комбинированная технология переработки труднообогатимых медно-цинковых руд

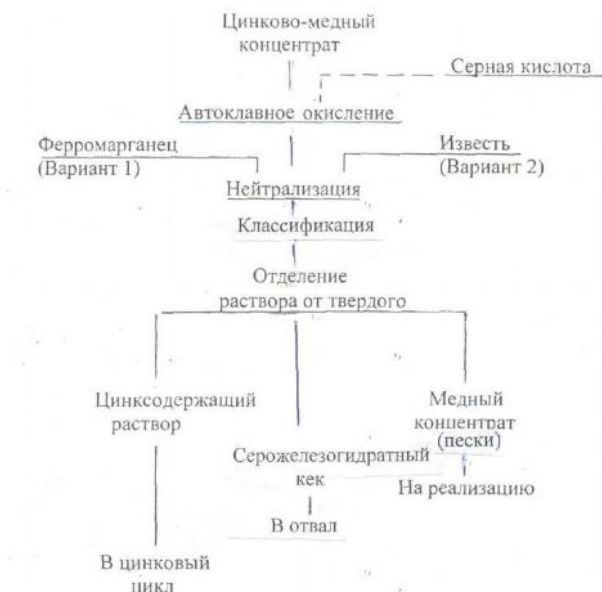


Рис. 50. Технологическая схема переработки коллективных цинково-медных концентратов на цинковом заводе

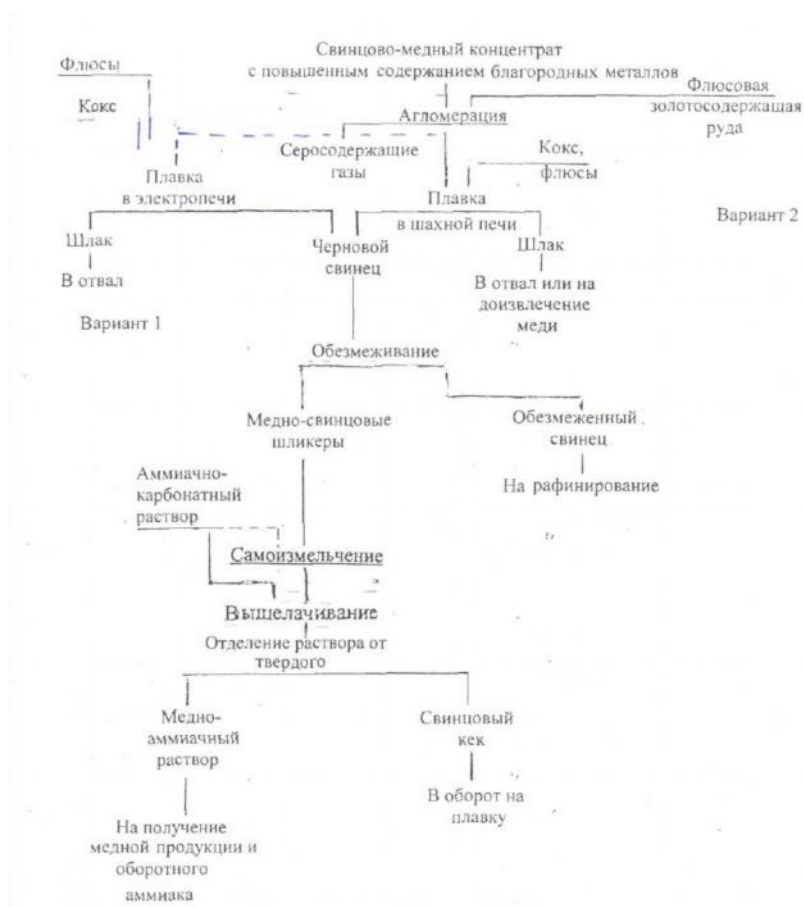


Рис. 51. Технологическая схема переработки свинцово-медных концентратов

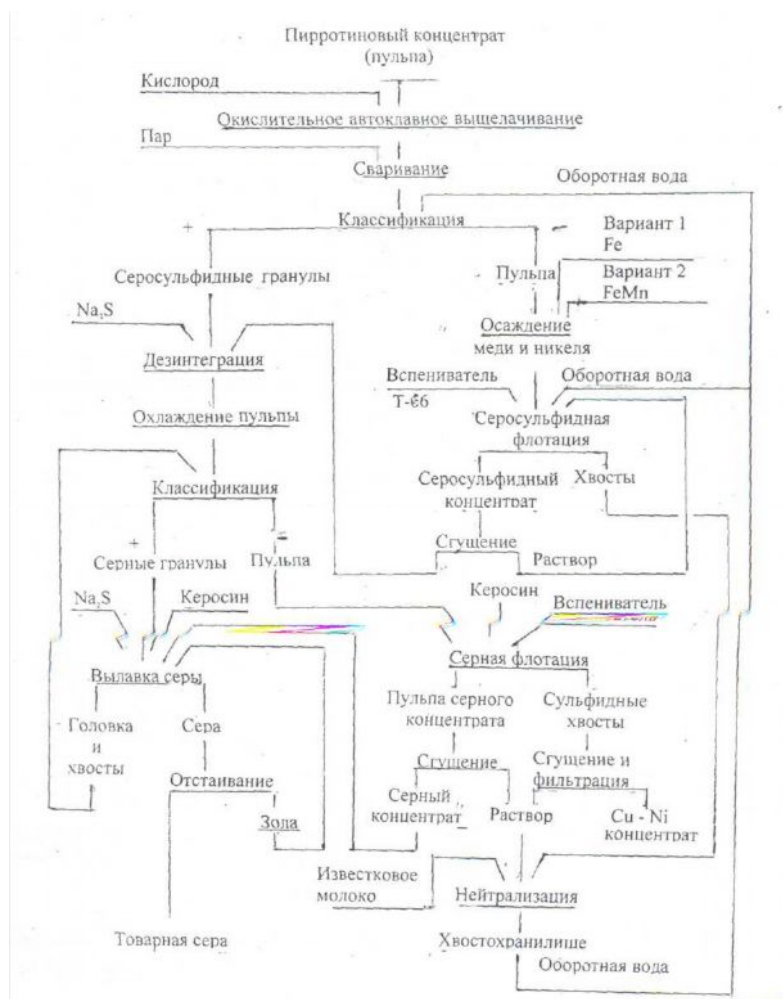


Рис. 52. Технологическая схема переработки никель-медного пирротинного концентрата



Рис. 53. Технологическая схема переработки окисленных никелевых руд по комбинированной технологии

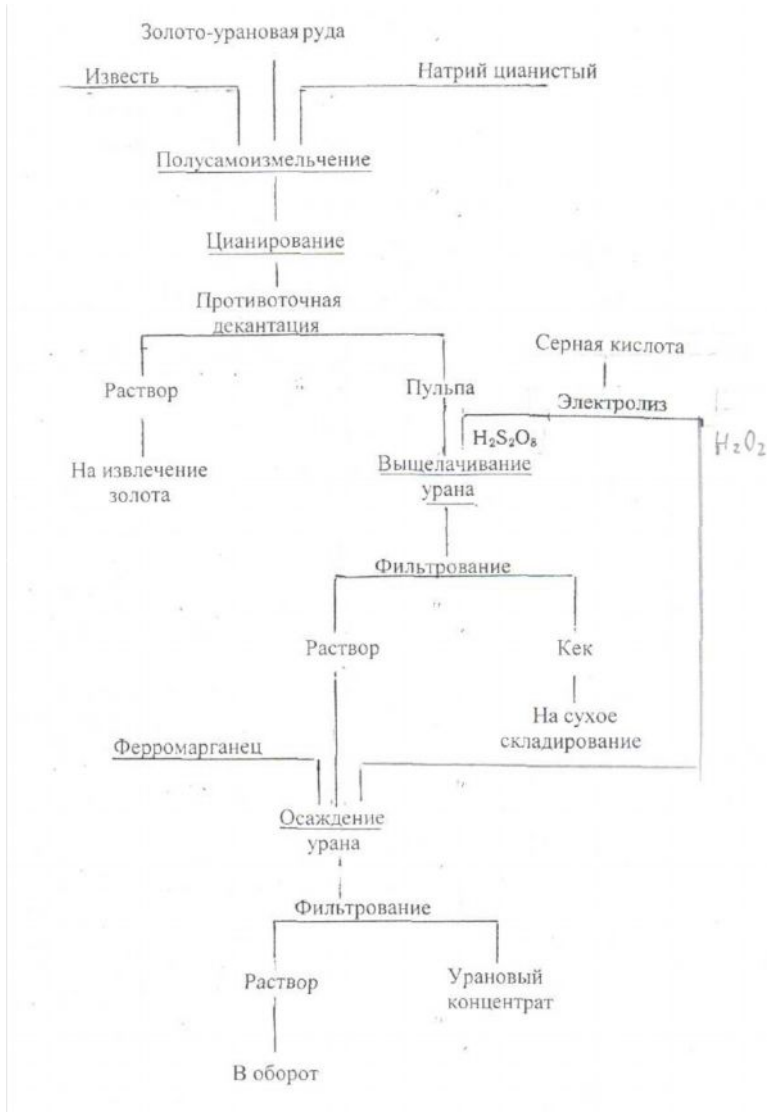


Рис. 54. Технологическая схема переработки золото - урановых руд

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Лебедев Б.Н., Авдюков В.И., Владимиров В.П.* Специальные и комбинированные методы обогащения и переработки полезных ископаемых. Алма-Ата: КазПТИ, 1974.
2. *Байысбеков Ш.Б., Абжаптаров А.* Использование углистых внутренних вскрышных пород Экибастузского угольного месторождения в производстве глинозема //Тез. док. Республик. науч.-практ. конф. молод. уч. и спец. «Проблемы комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов Павлодар – Экибастузского территориального производственного комплекса». Павлодар, 1979.
3. *Авдюков В.И., Балакирев В.Ф., Сысоев Л.Н.* Состояние и пути совершенствования переработки цинковых промпродуктов и коллективных концентратов в Казахстане. –Алма-Ата: КазНИИНТИ, 1984.
4. *Митрофанов С.И., Мицяннинова В.И. и др.* Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1984.
5. *Авдюков В.И., Балакирев В.Ф., Студенцов В.В.* Комплексная переработка карбонатных, алюмосиликатных и пиритсодержащих отходов обогащения и добычи минерального сырья Казахстана. - Алма-Ата: КазНИИНТИ, 1985.
6. *Снурников А.П.* Комплексное использование минеральных ресурсов в цветной металлургии. М.: Металлургия, 1986.
7. *Масленицкий Н.Н., Беликов В.В.* Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. М.: Недра, 1986.
8. *Кравец Б.Н.* Специальные и комбинированные методы обогащения. М.: Недра, 1986.
9. *Авдюков В.И., Балакирев В.Ф., Студенцов В.В., Туленков В.Л., Сысоев Л.Н.* Производство солей и оксидов металлов на предприятиях цветной и черной металлургии Казахстана. Алма-Ата: КазНИИНТИ, 1987.
10. *Набойченко С.С.* Автоклавная переработка медно-цинковых и цинковых концентратов. М.: Металлургия, 1989.
11. *Авдюков В.И., Балакирев В.Ф.* Доводка концентратов, переработка коллективных концентратов, хвостов обогащения и труднообогатимых руд. Алма-Ата: КазНИИНТИ, 1990.
12. *Абрамов А.А., Леонов С.Б.* Обогащение руд цветных металлов. Учебник. М.: Недра, 1991.
13. *Резник И.Д., Соболев С.И., Худяков В.И., Кобальт.* Т. I, II, М.: Машиностроение, 1995.
14. *Бочаров В.А.* Комплексная переработка руд цветных металлов с применением комбинированных технологий //Обогащение руд № 3. 1997.

15. *Байысбеков Ш.Б.* Эффективное использование силикатных никель-кобальтовых руд // Вестн. КазНТУ. № 1-2. 1997.
16. А.с. № 20394 KZ, 1997 /Способ подготовки к обогащению труднообогатимых никель-кобальтовых руд или низкосортных продуктов их обогащения/ *Байысбеков Ш.Б.* и др.
17. *Байысбеков Ш.Б.* Никель-кобальт мелановый геолого-технологический тип легкообогащаемых силикатных никель-кобальтовых руд // Вестн. КазНТУ. № 1-2. 1998.
18. Никелевые предприятия Китайской народной республики (под ред. *Б.Н. Онищина*). М.: ГУП «Издательский дом» Руда и металлы, 1998.
19. *Авдюков В.И., Авдюков В.В.* Специальные и комбинированные методы обогащения: Учеб. пособие – Алматы, КазНТУ, 1999.
20. *Резник И.Д., Ермаков Г.П., Шнеерсон Я.М.* Никель Собр. соч. в 3-х т. М.: 000 Наука и технологии, 2003.
21. *Байысбеков Ш., Авдюков В.И., Авдюков В.В., Акказина Н.Т.* Переработка золотосодержащих сульфидных концентратов// Труды Второй международной научно-практической конференции «Горное дело и металлургия в Казахстане. Состояние и перспективы». – Алматы, 2006. – Т. II.
22. *Байысбеков Ш.* Усовершенствованный центробежный концентратор золота различной крупности // Вест. Карагандинского университета. – Караганда, 2006. – № 4.

СОДЕРЖАНИЕ

Часть 1	СПЕЦИАЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ	4
---------	---------------------------------------	---

Глава 1	1.1 Рудоразборка.....	5
1.1.1	Ручная рудоразборка.....	5
1.1.2	Автоматическая рудоразборка.....	8
1.1.2.1	Радиометрическая сепарация.....	10
1.1.2.2	Фотометрическая сепарация.....	13
1.1.2.3	Рентгенолюминесцентная сепарация.....	16
1.1.2.4	Термоадгезионная (липковая) сепарация.....	22
1.1.2.5	Гамма – гамма сепарация.....	24
1.1.2.6	Декрипитация (термическое обогащение).....	25
Глава 2	Обогащение по трению и форме и упругости.....	29
2.1	Обогащение по трению и форме.....	29
2.2	Обогащение по упругости.....	29
	Контрольные вопросы.....	33
Часть 2	КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ	
Глава 1	ПЕРЕРАБОТКА СЛОЖНОГО ПО ВЕЩЕСТВЕННОМУ СОСТАВУ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НЕ ПОДДАЮЩЕГОСЯ ОБОГАЩЕНИЮ.....	34
1.1	Получение диоксида титана из ильменита.....	34
1.1.1	Пирометаллургический способ получения искусственного диоксида титана	35
1.1.2	Гидрометаллургический (сернокислотный) способ получения искусственного диоксида титана.....	38
1.1.3	Пиро – гидрометаллургический способ получения искусственного диоксида титана.....	39
1.2	Получение диоксида марганца из ферромарганца, ферромарганцового угара и марганцевых конкреций.....	42
1.3	Получение хромитовых концентратов с низким содержанием оксида магния.....	49
1.4	Получение искусственных алюмосодержащих продуктов из чернового глинозема	50
1.5	Переработка окисленных медных руд.....	52
1.5.1	Кучное выщелачивание медных руд.....	52
1.5.2	Агитационные выщелачивания медных руд.....	64
1.6	Переработка окисленных цинковых руд	69
1.7	Переработка окисленных никелевых руд.....	73
1.8	Переработка упорных золотосодержащих руд коры выветривания	92
	Контрольные вопросы.....	96

Глава 2	КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД.....	97
2.1	Комбинированный процесс переработки руд цветных и редких металлов.....	97
2.1.1	Комбинированный процесс переработки окисленных медных руд.....	97
2.1.2	Комбинированный процесс переработки шеелита-кальцевых руд.....	102
2.1.3	Комбинированный процесс переработки комплексных руд.....	106
2.2	Выделение из руд сложного вещественного состава коллективных концентратов, пром продуктов и их металлургическая переработка	106
2.2.1	Пирометаллургические процессы переработки коллективных концентратов и промпродуктов	109
2.2.2	Гидрометаллургические процессы переработки коллективных концентратов и промпродуктов	114
	Контрольные вопросы.....	123
Глава 3	ДОВОДКА КОНЦЕНТРАТОВ.....	124
3.1	Химическая (гидрометаллургическая) доводка концентратов	124
3.2	Термическая (пирометаллургическая) доводка концентратов.....	134
3.3	Термохимическая (пиро, - гидрометаллургическая) доводка концентратов.....	139
	Контрольные вопросы.....	142
	Приложение	143
	Библиографический список	192

Учебное издание

Ш. Байысбеков
В.И. Авдюков

СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Учебник

Зав. РО	<i>З.А. Губайдуллина</i>
Редакторы	<i>Г.М. Дюсенбаева Ш. Касымбекова Э.З. Миргиястинова С.Н. Яниева</i>
Техн. редактор	<i>Ж. Байменова</i>
Компьютерный верстка	<i>А.Н. Оразалиева А.А. Сегизбаева</i>

Подписано в печать 05.06.2007 г.
Тираж 500 экз. Формат 60 x 84 1/16. Бумага типогр. № 1.
Объем 12,1 уч.-изд.л. Заказ № 1424. Цена договорная.

Издание Казахского национального технического
университета им. К.И. Сатпаева
Издательский центр КазНТУ
Алматы, Ладыгина, 32