

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

**«СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ
МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ»**

Донецк-2015

УДК 622.7

ББК 65.305.228

С 17

В. Г. Самойлик

Специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / Самойлик В. Г. - Донецк:-----, 2015.- 165 с.

ISBN-----

Рекомендовано Ученым советом ДонНТУ как учебное пособие для студентов горных специальностей (протокол № 2 от 20.03.2015 г.).

Учебное пособие «Специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых» (для студентов и магистрантов специальностей 7.05030301 и 8.05030301 «Обогащение полезных ископаемых») разработано и издано в соответствии с рабочим и учебным планами подготовки специалистов и соответствует квалификационным характеристикам специалиста технолога-обогапителя.

В первом разделе работы дано подробное описание специальных методов обогащения. Приведены данные по схемам обогащения различных полезных ископаемых с использованием специальных методов, технические характеристики применяемого оборудования. Во втором разделе приводятся основные характеристики комбинированных методов обогащения. Дана оценка процессам подготовки полезных ископаемых к селективному переводу разделяемых компонентов твёрдого полезного ископаемого в другие фазовые состояния. Описаны различные способы выщелачивания, разделения фаз, выделения металлов из раствора. Приведены технологические схемы переработки различных полезных ископаемых с использованием данных методов.

Учебное пособие будет полезно для работы студентам и магистрантам технических и горных специальностей.

Рецензенты:

Качура В. В. – кандидат технических наук, заведующий кафедрой «Руднотермические процессы и малоотходные технологии» ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк).

Чернявский А. Н. – генеральный директор ГП «Укруглекачество».

УДК 622.7

ББК 65.305.228

ISBN-----

© В. Г. Самойлик

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	6
Часть 1. Специальные методы обогащения.....	8
1. Сортировка полезных ископаемых.....	8
1.1. Ручная сортировка.....	8
1.2. Механизированная сортировка.....	11
1.2.1. Физические основы процесса.....	12
1.3. Техника выполнения радиометрического обогащения.....	17
1.3.1. Радиометрическая сортировка.....	18
1.3.2. Радиометрическая сепарация	20
1.3.3. Производительность радиометрического обогащения.....	23
1.4. Радиометрическое обогащение радиоактивных руд.....	24
1.5. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд	28
1.5.1. Фотонейтронный метод.....	29
1.5.2. Рентгенолюминесцентный метод.....	29
1.5.3. Фотометрический метод.....	32
1.5.4. Гамма-абсорбционный метод.....	37
1.5.5. Рентгенорадиометрический метод.....	39
1.6. Перспективы развития радиометрического обогащения полезных ископаемых.....	46
2. Обогащение с использованием эффектов взаимодействия кусков разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора	48
2.1. Обогащение по упругости.....	48
2.2. Обогащение по трению.....	50
2.3. Совместное обогащение по трению и упругости.....	53
2.4. Обогащение по форме.....	55
2.5. Термоадгезионный метод обогащения.....	59
2.6. Обогащение на жировых поверхностях.....	60
3. Обогащение на основе селективно направленного изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого	64

3.1. Избирательное дробление.....	65
3.1.1. Дробилки ударного дробления.....	65
3.1.2. Дробилка полужесткого дробления.....	66
3.2. Избирательное измельчение.....	68
3.3. Промывка полезных ископаемых	70
3.3.1. Физические свойства глин. Промывистость.....	70
3.3.2. Промывочные машины.....	72
3.3.3. Использование промывки в схемах обогащения полезных ископаемых.....	79
3.4. Оттирка полезных ископаемых.....	80
3.5. Декрипитация.....	83
3.6. Термохимическое разрушение.....	85
3.7. Изменение размеров частиц с помощью термообработки.....	88
4. Обогащение на основе разницы в поверхностных свойствах разделяемых минералов.....	90
4.1. Селективная коагуляция	90
4.2. Селективная флокуляция	91
4.2.1. Селективная флокуляция маслами.....	91
4.2.2. Селективная флокуляция водорастворимыми полимерами.....	94
4.2.3. Селективная флокуляция гидрофобными полимерами...	96
4.3. Масляная агломерация, грануляция.....	97
4.4. Адгезионное обогащение.....	100
4.4.1. Адгезионно-масляная сепарация.....	101
4.4.2. Агломерация «уголь-золото».....	102
4.5. Амальгамация.....	103
Часть 2. Комбинированные методы обогащения.....	107
Введение.....	107
1. Основные технологические процессы комбинированных методов обогащения.....	109
1.1. Подготовка минерального сырья к выщелачиванию.....	110
1.2. Селективное растворение одного или нескольких компонентов полезного ископаемого	112

1.2.1. Выщелачивание с перемешиванием материала с растворителем.....	113
1.2.2. Перколяционное выщелачивание.....	118
1.3. Отделение растворов от нерастворимых осадков.....	123
1.4. Выделение металлов из растворов после выщелачивания.....	125
1.4.1. Осаждение.....	125
1.4.2. Сорбция.....	127
1.4.3. Жидкостная экстракция.....	132
1.5. Регенерация рабочих агентов и возврат их в процесс.....	135
2. Использование комбинированных методов обогащения при переработке полезных ископаемых.....	136
2.1. Обогащение сильвинитовых руд.....	136
2.2. Добыча поваренной соли подземным выщелачиванием.....	138
2.3. Переработка смешанных и окисленных медных руд.....	141
2.4. Технология автоклавного выщелачивания при получении глинозёма.....	143
2.5. Технология автоклавного выщелачивания вольфрама.....	144
2.6. Технология обогащения золота.....	146
2.7. Обогащение урана.....	149
2.7.1. Добыча руды.....	152
2.7.2. Подготовка руды к выщелачиванию.....	152
2.7.3. Выщелачивание.....	154
2.7.4. Разделение твердой и жидкой фаз.....	157
2.7.5. Выделение урана из растворов.....	158
Список рекомендуемой литературы.....	163

Введение

Уважаемые читатели. При изучении этого курса вы познакомитесь со специальными и комбинированными методами обогащения.

Что означают эти термины: «специальные», комбинированные»? Чем они отличаются от «традиционных» методов обогащения, таких как гравитационные, флотационные, магнитные, электрические?

В сущности это разделение весьма условно. Под понятием «традиционное» обычно подразумевается что-то устоявшееся, обычное, известное с давних времён. И как тут не вспомнить, а с чего же начиналось обогащение?

Все начиналось с камня. Первобытный человек заметил, что наиболее крепкие камни находятся там, где высокая скала торчит над поверхностью земли. Как только он начал откалывать, сортировать эти камни по прочности, форме, он стал горняком-обогабителем!

Первую школу обогащения люди прошли при обогащении руд золота. Самородки золота и меди легко добывали из россыпей. Сначала вручную, но вскоре выяснилось, что там, где обнаруживали самородки, есть и более мелкие, почти невидимые крупинки тяжелого металла. Люди научились отмывать его.

Обогащение развивалось от ручной выборке рудных минералов из массы горной породы. Еще две с половиной тысячи лет тому назад в древней Греции на свинцово-серебряных рудниках сортировали руду вручную, после чего ее истирали и промывали водой. Ручная сортировка на первом этапе преследовала цель – выбрать крупные кристаллы драгоценных камней (алмазы, изумруды, гранаты, топазы и пр.), в последующем – исландский шпат, горный хрусталь, слюда, представляющие техническую ценность.

Со временем ручная выборка сменилась механизированной сортировкой. При выветривании руды одни минералы (более прочные) остаются в ней без изменения, другие растрескиваются и крошатся. При просеивании выветренной, например, алмазной руды почти все алмазы оставались на поверхности сита. Так получали первичный алмазный концентрат.

Используя различие в крепости минералов, путем истирания получали тонкие (весьма мелкие) порошки таких мягких минералов, как графит и молибденит. Намного прочнее их сопутствующие минералы после истирания и грохочения оставались на поверхности сита грохота, графит же и молибденит проходили сквозь сито, образуя подситный продукт.

Для сортировки минералов использовалось и различие в форме минералов. Обогащение по форме производилось на грохотах со специально подобранной формой отверстия в ситах. Плоские частицы, например, слюды преимущественно оставались на сите, в то время как округлые частицы других минералов проходили под сито. Для игольчатых кристаллов (волокна асбеста) подбирали соответствующую форму отверстий сита, при которой волокна легко отсортировывались от плоских частиц сопутствующего асбесту минерала – змеевика.

От формы кристаллов зависит и коэффициент трения минералов при движении по наклонной плоскости. Одни минералы, имеющие более округлую

форму и гладкую поверхность, легко скатываются под уклон и отскакивают на значительное расстояние от плоскости. Другие – плоские минералы с шероховатой поверхностью – медленно скользят и разгружаются вблизи окончания уклона. Различия в коэффициенте трения также издавна использовались для разделения минералов.

На траекторию движения частиц существенно влияет и упругость отскока минералов от поверхности. Разделение частиц по упругости нашло применение при обогащении строительных материалов – щебня и гравия.

Сортировка минералов осуществлялась также по их цвету и блеску. Например, куски слюды (мусковит), свинцового блеска, золотиносного кварца хорошо видны среди массы пустой породы.

По мере развития техники методы механизированной сортировки совершенствовались, начали использоваться новые свойства минералов для их разделения.

Для выделения минералов, обладающих радиоактивностью, применяется авторадиметрическая сортировка.

Некоторые минералы приобретают различные цветовые оттенки под воздействием ультрафиолетового, рентгеновского облучения. Разработаны и соответствующие методы обогащения данных минералов.

Используются различия в характере изменения кусков материала при термическом воздействии, в адгезионных свойствах разделяемых минералов.

Широкое распространение получили методы разделения, основанные на различном характере перевода разделяемых компонентов твёрдого полезного ископаемого в другие фазовые состояния, так называемые комбинированные методы обогащения. Эти методы позволяют извлекать полезные ископаемые не только в процессе обогащения добываемых руд, но и при вторичной переработке существующих породных отвалов или в процессе подземной разработки бедных забалансовых месторождений.

Все эти методы изветны с древних времён и применяются, совершенствуются в настоящее время. По этому признаку они также могут быть отнесены к «традиционным». Но мы всё-таки остановимся на общепринятой классификации и уделим внимание изучению в первой части курса - специальным, а во второй части – комбинированным методам обогащения. Их особенностям, области использования, месту в схемах переработки полезных ископаемых.

Часть 1. Специальные методы обогащения

Специальные методы классифицируются на следующие виды:

1. Сортировка;
2. Обогащение с использованием эффектов взаимодействия кусков разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора;
3. Обогащение на основе селективно направленного изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого;
4. Обогащение на основе разницы в поверхностных свойствах разделяемых минералов.

1. Сортировка полезных ископаемых

К основным способам сортировки относятся:

1. **Ручная сортировка** (породовыборка, рудоразборка, углесортировка).
2. Механизованная сортировка, включающая процессы с общим названием **радиометрические методы обогащения**.

1.1. Ручная сортировка

Ручная сортировка применяется:

- когда не могут быть применены механическое или химическое обогащение;
- когда механические процессы не обеспечивают необходимого качества разделения, например, при отборке драгоценных камней, листовой слюды, длиноволокнистого асбеста и других минералов;
- перед дроблением для выделения крупнокусковой породы при добыче и обогащении полезных ископаемых.

При ручной сортировке используют различия в цвете, блеске, форме, структуре разделяемых минералов, т. е. внешние проявления результата взаимодействия видимого излучения с поверхностью кусков (рис. 1.1). Различия во внешних свойствах проявляются не только при освещении, но и в некоторых случаях при облучении рентгеновским или ультрафиолетовым излучением (как это имеет место при сортировке гравитационных алмазных концентратов).

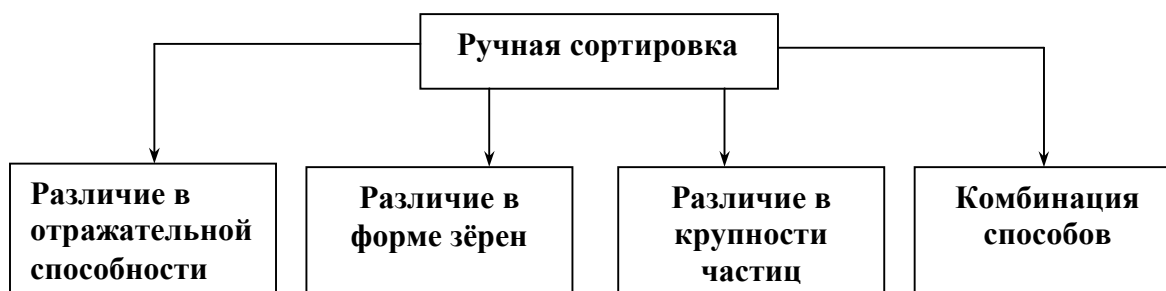


Рис. 1.1. Принципы ручной сортировки

Условия применения ручной сортировки:

- хорошо различимые человеком внешние признаки полезного ископаемого или породы;
- простота технической реализации, возможность получения высококачественных мономинеральных продуктов в широком диапазоне крупности.

В процессе ручной сортировки оценка сорта и выделение частиц осуществляется человеком. Выведение частиц является трудоёмкой операцией, ограничивающей максимальную крупность (300 мм) и производительность сортировки. Крупность руды для разборки может изменяться от 25 до 300 мм; обычный размер кусков 75-100 мм.

По месту включения ручной сортировки в технологический процесс выделяют сортировку в шахтных и фабричных условиях.

Сортировку полезных ископаемых непосредственно у мест отбойки руды применяют в случаях, когда содержание пустой породы достигает 50-60 % и более. В подземных условиях сортировку ведут на настилах, полках, почве, в специальных выработках после отбойки руды. Порода используется для закладочных работ. Производительность сортировки в подземных условиях достигает 10 -14 т отсортированной породы за смену на одного сортировщика. Сортировке в подземных условиях подвергают неклассифицированную руду.

Сортировка полезных ископаемых на обогатительных фабриках частично механизирована. Сортировка, как правило, производится на конвейерах с размещением сортировщиков с двух или с одной стороны конвейера (рис 1.2). При этом материал подаётся в один слой.

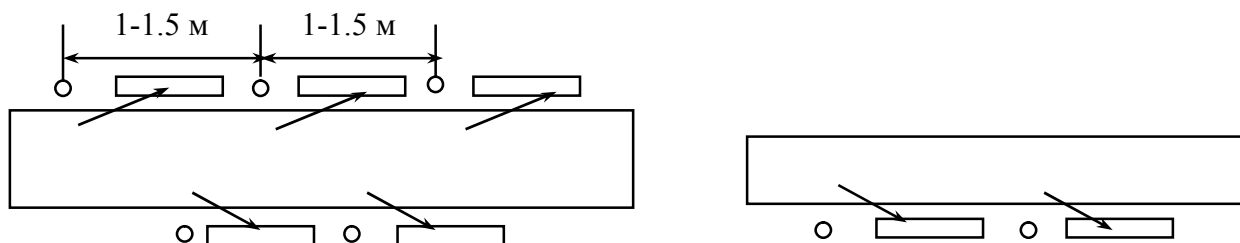


Рис. 1.2. Схема размещения сортировщиков

Максимальная ширина ленты при односторонней выборке – 0,75 м, при двухсторонней находится в пределах 1,2 – 1,4 м. При двухсторонней выборке сортировщики располагаются в шахматном порядке. Длина рудоразборного участка, приходящегося на одного сортировщика, составляет 1 - 2 м. Скорость движения рудоразборного конвейера – 9 - 12 м/мин.

Руда на конвейере должна располагаться в один слой, ширина ленты конвейера при этом определяется по формуле:

$$B = 0,28 \cdot 10^{-3} Q / (d_{\max} v \delta k),$$

где, Q – производительность, т/ч; d_{\max} – максимальный размер куска перерабатываемой руды, м; δ – насыпная плотность руды на ленте, т/м³; v – скорость движения ленты, м/с; k – коэффициент заполнения ленты рудой, $k = 0,3 \div 0,4$.

Длину ленты определяют по следующим формулам:

- при расположении сортировщиков по одну сторону ленты

$$L = L_0 + (N + 1)l;$$

- при расположении сортировщиков по обе стороны конвейера

$$L = L_0 + 0,5(N + 1)l,$$

где, L_0 – свободная длина ленты (по правилам техники безопасности равна 3-4 м); l – расстояние между сортировщиками, м; N – число сортировщиков.

Эффективность процесса рудоразборки характеризуется следующими основными показателями: коэффициентом сортировки пустой породы ε , остаточной засоренностью $P_{\text{ост}}$, числом работающих сортировщиков N и производительностью их труда.

Коэффициент сортировки пустой породы:

$$\varepsilon = 100 Q/Q_p, \%,$$

где, Q и Q_p - масса пустой породы, соответственно отсортированной и в исходной руде, т.

Остаточная засоренность определяется по формуле:

$$P_{\text{ост}} = 100 Q_{\text{ост}} / D, \%,$$

где, $Q_{\text{ост}}$ – масса пустой породы, оставшейся в руде после сортировки, т; D – масса руды после сортировки, т.

Оптимальное число сортировщиков определяется только экономическими расчетами.

Производительность ручной сортировки зависит от крупности руды, квалификации сортировщиков. При крупности руды 20-40 мм производительность сортировщика составляет до 1,5 т/смену и до 8 т/смену при крупности 200-300 мм.

На рис. 1.3 представлена типовая схема выборки пустой породы на углеобогатительных фабриках.

Процесс ручной сортировки характеризуется повышенной трудоёмкостью, которая возрастает с уменьшением крупности разделяемого материала. Важное значение имеет освещение рабочей зоны. При этом необходимо обеспечивать не только достаточную освещенность, но также выбрать оптимальный характер освещения: ровный рассеянный или направленный свет, спектральную характеристику источника излучения (газоразрядные ртутные, люминесцентные, кварцевые лампы).

Для повышения эффективности сортировки увеличивают контрастность обрабатываемого материала: промывка руды перед сортировкой, отделение мелких классов, предварительная химическая обработка, облучение УФ-лучами. Ряд минералов изменяет цвет при облучении ультрафиолетовыми лучами: алмаз – голубой; сфалерит – желтый; церуссит ($PbCO_3$) – желтый и т.д.

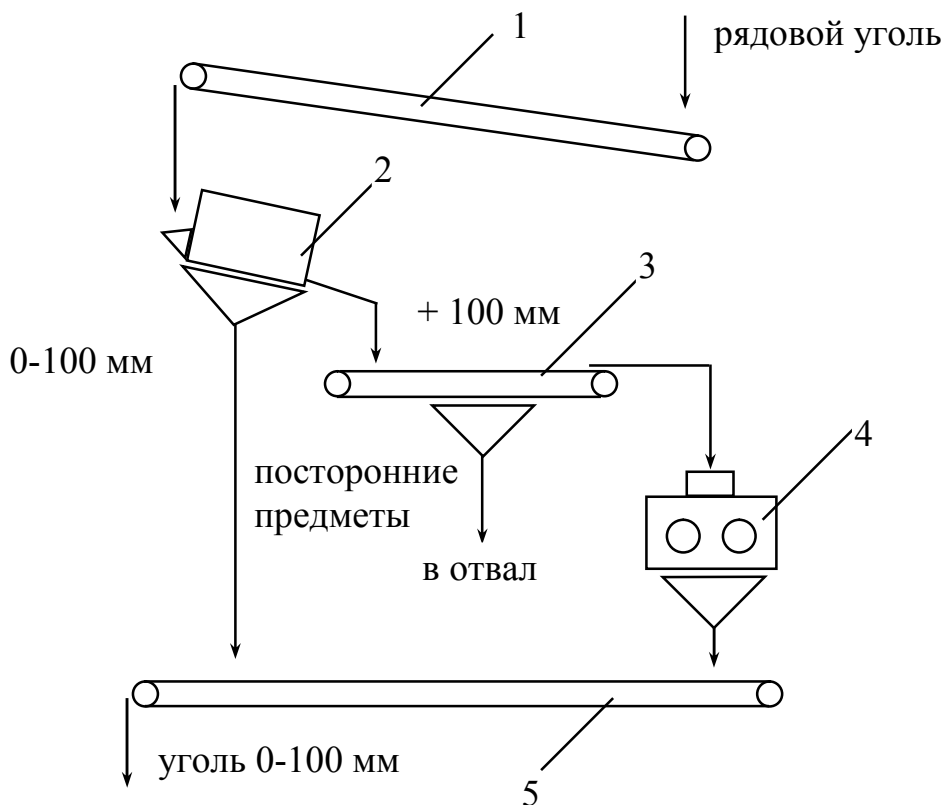


Рис. 1.3. Схема выборки пустой породы на углеобогатительных фабриках:
 1 – конвейер рядового угля; 2 – грохот; 3 – породовыборный конвейер;
 4 – дробилка; 5 – конвейер угля крупностью 0-100 мм

1.2. Механизированная сортировка

Механизированная сортировка (радиометрическое обогащение) применяется для предварительного обогащения, а также в качестве основных и доводочных обогатительных операций при переработке руд черных, цветных, редких и благородных металлов, алмазосодержащих и других неметаллических полезных ископаемых [1-9].

С помощью радиометрического обогащения решают несколько основных технологических задач.

1. Предварительное обогащение руд (крупнокусковое). Как показала практика, предварительное обогащение позволяет на 20-50 % сократить объем руды, поступающей на среднее дробление и дальнейшую переработку. Кроме того, оно повышает содержание ценного компонента в перерабатываемом сырье и, как следствие, общее извлечение этого компонента в концентрат. Радиометрическое обогащение широко применяется для предварительного обогащения урансодержащих, бериллиевых, золотых руд и руд неметаллических полезных ископаемых.

2. Предварительное разделение полезных ископаемых на отдельные технологические сорта, которые более эффективно перерабатываются по различным схемам. Например, радиометрическое обогащение позволяет при

переработке медной руды сначала выделить крупнокусковую богатую фракцию, которую можно сразу же направить на плавку, и бедную фракцию, которая сначала обогащается флотацией, а затем плавится.

3. Получение крупнокусковых концентратов. Для некоторых металлургических процессов необходимо крупнокусковое исходное сырье. Радиометрическое обогащение позволяет получать крупнокусковые железные, хромовые, марганцевые концентраты, которые без всякой дополнительной подготовки можно направлять на плавку.

4. Доводка концентратов, полученных другими методами обогащения, например, получение сверхчистых кварцевых концентратов.

1.2.1. Физические основы процесса

Радиометрические методы обогащения основаны на различиях в способности минералов испускать, отражать или поглощать излучения.

Различают два вида радиометрического обогащения: обогащение радиоактивных руд, минералы которых сами испускают излучение, и обогащение нерадиоактивных руд, минералы которых не обладают естественной радиоактивностью.

В первом случае разделительным признаком является интенсивность естественного излучения разделяемых минералов. Во втором необходим источник первичного принудительного излучения, и разделительным признаком является интенсивность вторичного сигнала взаимодействия этого излучения с разделяемыми минералами.

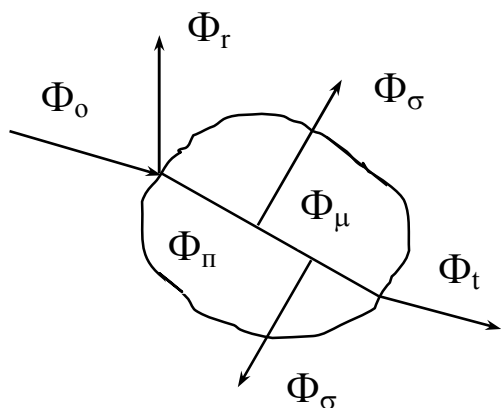


Рис. 1.4. Схема прохождения излучения через горную породу

Φ_0 – исходное излучение ;

Φ_r - часть излучения, отразившегося от поверхности куска;

Φ_n - часть излучения, проникающая в горную породу;

Φ_m - часть излучения, поглощенная горной породой;

Φ_s - часть излучения, рассеянная горной породой;

Φ_t - часть излучения, прошедшая через горную породу.

Интенсивность и характер вторичного сигнала зависит от свойств полезного ископаемого. Принципиальная схема, отображающая прохождение излучения через частицу горной породы, представлена на рисунке 1.4.

Для границы раздела воздух-горная порода справедливо следующее равенство:

$$\Phi_0 = \Phi_n + \Phi_r .$$

В свою очередь: $\Phi_{\Pi} = \Phi_{\sigma} + \Phi_{\mu} + \Phi_{t}$.

Тогда $\Phi_0 = \Phi_r + \Phi_{\sigma} + \Phi_{\mu} + \Phi_t$.

Если разделить обе части уравнения на Φ_0 получим:

$$1 = r + \sigma + \mu + t,$$

где r , σ , μ , t – коэффициенты отражения, рассеяния, поглощения, пропускания.

В зависимости от характера прохождения излучений через вещество различают следующие способы сортировки (рис. 1.5):

А – радиометрическая сортировка с использованием отражённого излучения;

Б – радиометрическая сортировка с использованием рассеянного излучения;

В – радиометрическая сортировка с использованием прошедшего излучения (абсорбционный способ);

Г – радиометрическая сортировка с использованием генерируемого частицей излучения (авторадиометрический способ).

Авторадиометрический способ не требует применения источника излучения, т. к. использует различие в естественной радиоактивности руд (Φ_p).

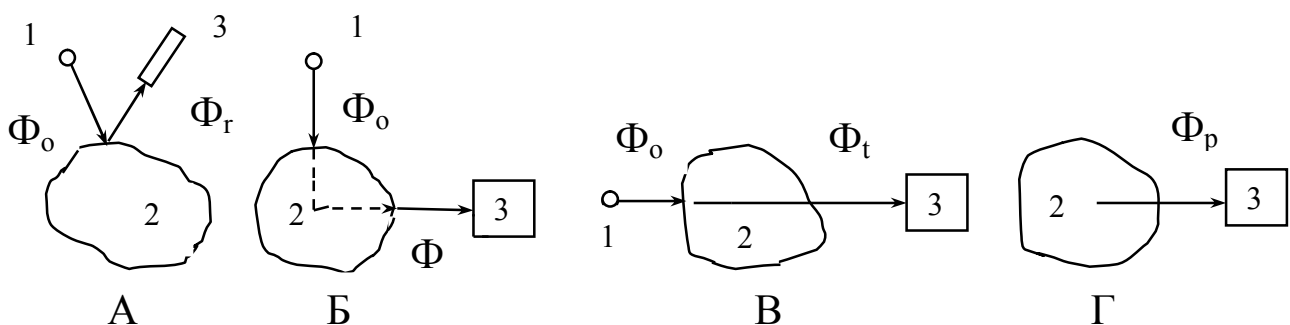


Рис. 1.5. Способы сортировки:

1 – источник излучения; 2 – частица минерала; 3 – приёмник излучения

Кроме того, под воздействием внешнего источника излучения в некоторых минералах вызывается искусственная (наведенная) радиоактивность или возбуждается люминесцентное свечение. В этом случае применяются способы радиометрической сортировки, основанные на определении интенсивности генерируемого минералами излучения.

При разделении минеральных частиц могут быть использованы любые из этих способов.

При радиометрической сортировке во внешних источниках используют излучения в широком диапазоне длин волн (λ):

- γ - излучение ($\lambda < 10^{-3}$ нм);
- β - излучение ($\lambda = 10^{-3} - 10^{-2}$ нм);
- нейтронное ($\lambda = 10^{-2} - 10^{-1}$ нм);
- рентгеновское ($\lambda = 5 \cdot 10^{-2} - 10$ нм);
- ультрафиолетовое ($\lambda = 10^2 - 3,8 \cdot 10^2$ нм);

- видимый свет ($\lambda = 3,8 \cdot 10^2 - 7,6 \cdot 10^2$ нм);
- инфракрасное ($\lambda = 7,6 \cdot 10^2 - 10^4$ нм);
- радиоволновое ($\lambda = 10^5 - 10^{14}$ нм).

Характеристика различных методов радиометрического обогащения полезных ископаемых в зависимости от способа сортировки и используемого излучения приведена в табл. 1.1.

Таблица 1.1. Классификация радиометрических методов обогащения полезных ископаемых

Метод	Явления, лежащие в основе метода	Область применения
Авторадио-метрический	Естественная радиоактивность, обуславливающая возникновение проникающих излучений	Урановые, ториевые руды и руды, содержащие другие радиоактивные минералы
Фотонейтронный	Ядерная реакция, происходящая при воздействии на минералы гамма-излучения, в результате чего появляется поток нейтронов	Бериллиевые руды
Люминесцентный	Возбуждение люминесценции минералов ультрафиолетовым, рентгеновским или гамма-излучением	Алмазосодержащие, шелитовые, флюоритовые и другие руды
Фотометрический	Различия в свойствах минералов отражать, пропускать или преломлять видимый свет	Неметаллические, золотосодержащие, сульфидные и другие руды
Нейтронно-активационный	Ядерные реакции, происходящие при воздействии на минералы потоков нейтронов, в результате чего образуются радиоактивные минералы, которые, распадаясь, испускают бета- и гамма-излучения	Алюминиевые, медные, железные, марганцевые, флюоритовые и другие руды
Гамма-абсорбционный	Фотоэлектрическое поглощение рентгеновского или гамма-излучения	Руды, содержащие тяжелые химические элементы
Нейтронно-абсорбционный	Захват, рассеяние и замедление нейтронов ядрами химических элементов	Борные, редкоземельные, литиевые и другие руды
Рентгенорадио-метрический (рентгенофлуоресцентный)	Возбуждение рентгеновскими трубками либо источниками гамма-излучения характеристического рентгеновского излучения атомов определяемых элементов	Руды чёрных, цветных и благородных металлов, бокситы, кварциты и другие руды

Принципиальная схема радиометрического обогащения представлена на рис. 1.6. На руду, перемещаемую в пространстве (3), действует какое либо излучение от источника (1); сигнал, возникающий от взаимодействия минералов с этим излучением, улавливается приемником (4); информация передается в специальный прибор-радиометр (5), где обрабатывается и подается команда на исполнительный механизм (6), направляющий кусок или в сборник концентрата или в сборник отходов. Для отсеечения посторонних сигналов в схеме предусматривается установка фильтров (2).

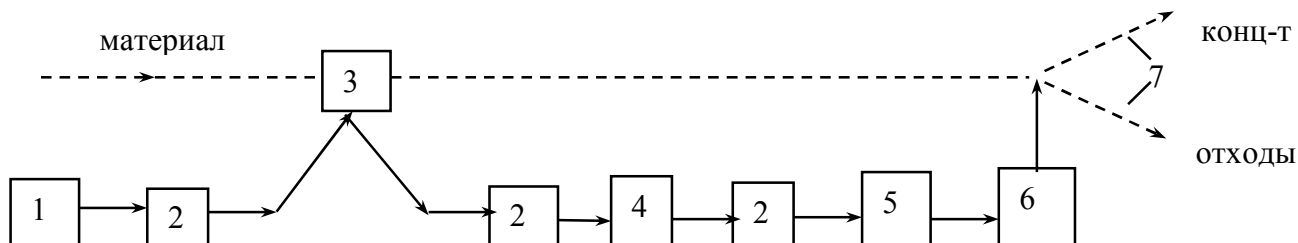


Рис 1.6. Схема сортировки полезных ископаемых:

1 - источник воздействия; 2 - фильтрующий элемент; 3 - объект (порция, частица, кусок); 4 - приёмник воздействия; 5 - узел обработки информации; 6 - узел вывода порции (объекта) из потока; 7 - траектория движения объектов

В случае авторадиметрического обогащения схема значительно упрощается, так как отпадает необходимость в источнике первичного излучения (радиоактивные минералы сами испускают излучение).

Основными факторами, влияющими на показатели радиометрического обогащения, являются: характеристика руды, качество применяемых аппаратов, характеристика используемой схемы обогащения. Характеристика руды при этом включает содержание ценного компонента, гранулометрический состав, распределение ценного компонента в кусках руды и между кусками.

Содержание основного и сопутствующих ценных компонентов влияет на эффективность обогащения. Особенно эффективно радиометрическое обогащение руд с невысоким содержанием ценного компонента; при этом можно ожидать значительного выхода крупнокусковых хвостов. Радиометрические процессы, как более дешевые, позволяют снижать существующие кондиции на содержание ценных компонентов, вовлекать в промышленное использование некондиционные, разубоженные и забалансовые руды.

Минимальное (граничное) содержание ценного компонента определяется развитием техники и технологии обогащения, а также экономическими факторами.

Гранулометрический состав влияет на выбор схемы сортировки. Для большинства сепараторов модуль обогащаемого материала составляет $D_{\max}/d_{\min} = 2$. Поэтому исходный материал приходится разделять на 5-7 классов, которые обогащаются отдельно. Максимальная и минимальная границы крупности классов, подвергаемой радиометрической сепарации, зависят от применяемого радиометрического метода и особенностей обогащения руды:

- от 300 до 50 мм – при разделении по естественной и наведенной радиоактивности;

- от 200 до 25 мм – при разделении абсорбционными методами;
- от 150 до 5 мм – при разделении фотометрическими методами;
- от 25 до 2 мм – при обогащении люминесцентными методами.

Материал мельче нижнего предела крупности направляется на обогащение другими методами.

Распределение полезного компонента в кусках дробленной руды может быть различно: 1) кусок состоит только из пустой породы; 2) только из полезного минерала; 3) кусок состоит из сростков полезного минерала и пустой породы. Наилучшие результаты достигаются при отсутствии сростков.

Можно выделить 3 типа распределения материала в куске-сростке:

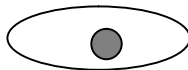
1. Равномерное по всему объёму с выходом отдельных вкраплений на поверхность.



2. Концентрированное, с выходом полезного минерала на поверхность.



3. Концентрированное, при котором ценный компонент не выходит на поверхность.



Сростки 1-го и 2-го типов можно выделять из материала с использованием излучений в видимом диапазоне. Сростки 3-го типа выделяют в концентрат только при использовании проникающих излучений.

Контрастность руды (распределение полезного минерала между кусками дробленной руды) относится к важнейшим технологическим характеристикам, определяющим показатели обогащения. Контрастность характеризует степень различия кусков руды по содержанию в них ценного компонента и зависит, в основном, от природных свойств руды, условий добычи и предварительной подготовки ее к обогащению. В идеально контрастных рудах полезный компонент сосредоточен в кусках, состоящих только из полезного компонента. В предельно неконтрастных рудах содержание полезного компонента во всех кусках одинаково и равно содержанию в руде. Количественная оценка контрастности осуществляется величиной показателя контрастности, определяемому как среднее относительное отклонение содержания полезного компонента в кусках руды от среднего его содержания в руде:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n |(y_i - \alpha)q_i|}{\alpha},$$

где α - среднее содержание полезного компонента в руде, %; y_i - то же, в отдельных кусках пробы, %; q_i - доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Показатель контрастности можно определить также по кривым обогатимости (рис. 1.7). Для этого через точку пересечения кривой λ с линией среднего содержания полезного компонента в руде проводится горизонтальная прямая, которая, пересекаясь с кривыми β , ϑ и осью ординат, позволяет получить исходные данные для расчета показателя контрастности по формуле:

$$M = 2(1 - \gamma_k)(1 - \vartheta/\alpha);$$

$$M = 2\gamma_k(\beta/\alpha - 1),$$

где ϑ , β и α - содержание полезного компонента соответственно в отходах, концентрате и исходном продукте, %; γ_k - выход концентрата, доли ед.

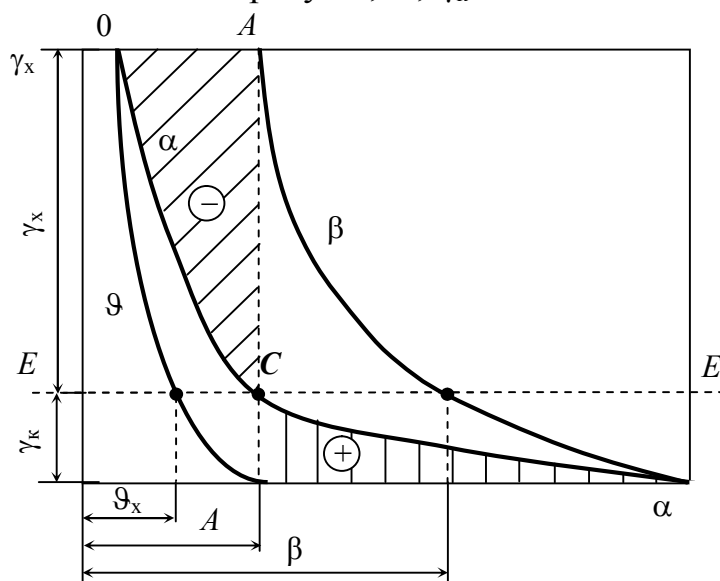


Рис. 1.7. Кривые контрастности

Пределы изменения коэффициента контрастности составляют от 0 до 2, что легко определяется из формулы. Предположим, что содержание полезного компонента во всех кусках одинаково (руда неконтрастная), то есть содержание в хвостах будет равно содержанию в концентрате и в руде ($\alpha = \beta = \vartheta$). Тогда величина в скобках будет равно 0, и $M \rightarrow 0$. В другом крайнем случае руду можно представить как совокупность кусков, состоящих только из полезного компонента, и множества кусков пустой породы (например, алмазы). В этом случае $\vartheta \rightarrow 0$, $\gamma \rightarrow 1$, а $M \rightarrow 2$.

По величине коэффициента контрастности руды делят на:

- весьма слабо контрастные, $M = 0 - 0,5$;
- слабо контрастные, $M = 0,5 - 0,7$;
- средне контрастные, $M = 0,7 - 1,1$;
- сильно контрастные, $M = 1,1 - 1,5$;
- весьма сильно контрастные, $M = 1,5 - 2$.

Первый тип руд практически не обогащаются, второй обогащается плохо, при обогащении третьего можно ожидать хороших результатов, два последних относят к легкообогатимым рудам.

1.3. Техника выполнения радиометрического обогащения

По технике выполнения радиометрического обогащения различают процессы:

- радиометрическая сортировка, при которой руда, находящаяся в транспортитующих устройствах (вагонетках, автомашинах, скипах и т. д.), разделяется на сорта на радиометрической контрольной станции (РКС);
- радиометрическая сепарация, осуществляемая на сепараторах различной конструкции.

1.3.1. Радиометрическая сортировка

Радиометрическая сортировка — процесс разделения руды на сорта на основе измерения интенсивности излучения крупных ее объемов, загруженных в транспортные емкости — вагонетки, автомашины и др. Радиометрическая крупнопорционная сортировка самый производительный и дешевый обогатительный процесс, применимый только к рудам, отличающимся достаточной неравномерностью по содержанию ценного компонента. Она проводится в основном авторадиометрическим, нейтронно-активационным, фотонейтронным и рентгенорадиометрическим методами.

Измерение радиоактивности отдельных порций руды производят радиометрическими контрольными станциями (РКС). Датчики, регистрирующие излучение, ставятся непосредственно у вагонеток или над автосамосвалами. Содержание полезного компонента определяют по интенсивности излучения, пользуясь специальными градуировочными графиками.

Разделение полезных ископаемых на радиометрических контрольных станциях даёт возможность:

- выделить отвальные хвосты;
- разделить полезные ископаемые на отдельные сорта.

Возможность решения первой задачи определяется неоднородностью распределения ценного компонента в полезном ископаемом, разубоживанием добытого полезного ископаемого пустой породой. Сортировка при выделении отвальных хвостов обеспечивает невысокую степень концентрации ценного компонента, хотя и позволяет вывести из последующего процесса обогащения значительный объём пустой породы.

При решении второй задачи кроме разделения на отдельные сорта по содержанию ценного компонента иногда выделяют различные технологические типы или разновидности полезных ископаемых, которые обогащаются по различным схемам.

Сортировка на РКС проводится в дискретно-порционном режиме, который обеспечивает более точное измерение, т.к. во время замера порция неподвижна. Исключается влияние помех от соседних порций.

Дискретно-порционный режим подразделяется на:

- автоматический;
- механизированный;
- немеханизированный.

При автоматической сортировке операции подачи ёмкости с полезным ископаемым на измерение, измерение содержания ценного компонента, вывод ёмкости с рудой на разгрузку и учёт осуществляется автоматическим устройством.

При механизированной сортировке операция измерения качества руды производится оператором.

В первом и втором режимах операция измерения качества руды совмещается со взвешиванием материала.

Авторадиометрические контрольные станции широко используются для сортировки естественно-радиоактивных руд, транспортируемых в вагонах, вагонетках, автосамосвалах.

На рис. 1.8 показана схема сортировочного пункта, оснащенного радиометром «Стрела». Исполнительным механизмом являются железнодорожные стрелки. Вагонетки, выходящие из забоя, направляются ими в накопители того или иного сорта руды в зависимости от интенсивности излучения.

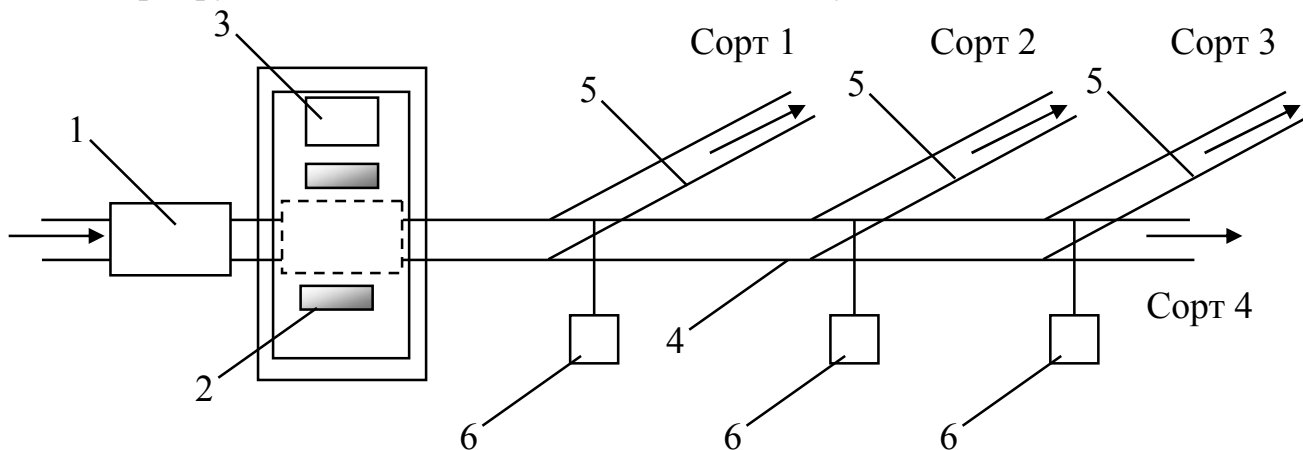


Рис.1. 8. Схема сортировочного пункта на РКС:

1- вагонетка; 2 – источник излучения; 3 – измерительная аппаратура; 4 – рельсовый путь; 5 – отводной путь; 6 – блок управления стрелкой

Рельсовый путь укладывают с уклоном так, чтобы вагонетки самостоятельно двигались от ствола шахты. С помощью стопоров вагонетка останавливается у датчиков излучения для измерения естественной радиоактивности и определения сорта, затем вагонетка отпускается со стопора, включается стрелка, направляющая вагонетку на разгрузку в ёмкость, отведенную для данного сорта.

Фотонейтронная контрольная станция РКС-2Б применяется для крупнопорционной сортировки бериллиевых руд в вагонетках. Она оборудована контейнерами с 4-6 гамма-источниками, радиометром с 36 датчиками, автоматической системой управления, блокировки и сигнализации. Источники гамма-излучения и датчики нейтронов располагаются симметрично по боковым сторонам вагонетки. Продолжительность измерения – до 1 минуты.

Нейтронно-активационная контрольная станция применяется для крупнопорционной сортировки флюоритовых руд.

Рентгенорадиометрические станции типа РКС – А (Т) могут быть использованы для автоматического контроля и сортировки руд цветных и редких металлов, марганца, бокситов, кварцитов в транспортных емкостях (самосвалы, вагонетки).

При немеханизированной сортировке для повышения достоверности получаемых данных оценку качества исследуемой порции руды используют равномерную сетку со значительным числом измерений. Так для вагонеток (масса 1-3 т) число измерений составляет 12-15, для автомашин (масса 10-15 т) – 30, для вагонов (40-60 т) – до 100 измерений.

1.3.2. Радиометрическая сепарация.

При подготовке полезного ископаемого к радиометрической сепарации решают две задачи:

1. Обеспечение максимального эффекта от операции сепарации;
2. Обеспечение нормального (эффективного) течения процесса сепарации.

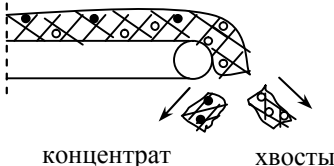
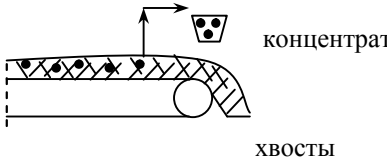
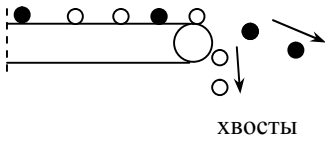
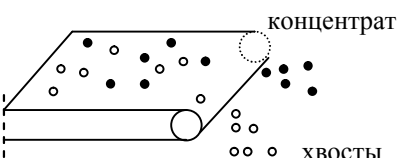
Первая задача достигается подготовкой материала по крупности и формированием потока материала; вторая - подготовкой поверхности сортируемых частиц.

При подготовке полезного ископаемого по крупности используют операции дробления и грохочения. Цель дробления – доведение до заданной крупности при максимальном раскрытии компонентов полезного ископаемого.

Крупность материала, обогащаемого сортировкой, составляет 5-300 мм с разбивкой на узкие классы крупности при модуле 2-3. Не допустимо переизмельчение уже раскрытого минерала, т.к. это приводит к резкому снижению производительности.

Формирование потока материала зависит от принятого режима сепарации. В табл. 1.2 приведены характеристики основных режимов формирования транспортного потока при радиометрической сепарации.

Таблица 1.2. Характеристика режимов сепарации

Тип		Схема сортировки	Режим	Область применения
Транспортного потока	Выделяемого потока			
Порционный режим				
Уплотнённый поток	Порция (часть потока)		Поточно - порционный	Мелкопорционная сортировка
Покусковой режим				
Сплошной поток	Кусок		Поточно - кусковой	Выборка драгоценных камней, металла, породы
Отдельные куски	Кусок		Покусковой	Классифицированный материал рудных и нерудных полезных ископаемых
Рассредоточенные куски	Кусок		Плоско- кусковой	Классифицированный материал рудных и нерудных полезных ископаемых

Покусковая автоматическая сортировка полезных ископаемых может осуществляться в двух режимах: покусковом и плоскокусковом.

Формирование потока кускового материала включает следующие операции:

- формирование заданных расстояний между кусками;
- обеспечение стабильной скорости движения кусков;
- обеспечение непрерывности процесса сортировки;
- регулирование производительности;
- стабилизацию траектории движения куска.

Основным требованием, предъявляемым к устройствам формирования покускового потока материала, является обеспечение заданного интервала между кусками при их транспортировании. Эти требования вытекают из условий, что соседние куски не должны восприниматься как один и не должны исказить результаты определения сорта друг друга. Устройства формирования потока составляют 80% площади сепаратора.

Стабилизация скорости прохождения кусками расстояния между зоной определения сорта и зоной выделения кусков определяется необходимостью задерживать управляющие сигналы на одно и то же время.

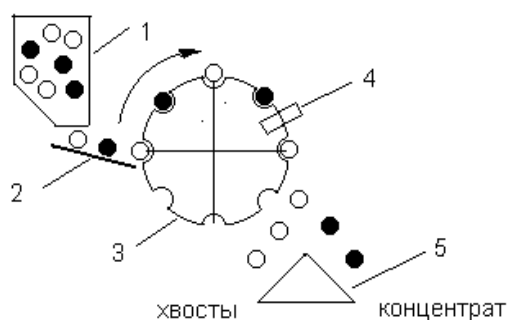
Непрерывность процесса и регулирование производительности обеспечиваются наличием в сепараторах бункера. Бункер снабжен заслонкой, регулирующей величину выпускного отверстия. Материал может разгружаться под действием сил гравитации, вибрации, центробежных, трения.

Стабилизация траектории движения куска обеспечивается движением частиц вместе с лентой в зону определения сорта и выделения куска.

Различают 3 вида устройств, обеспечивающих:

1. детерминированное формирование покусковой подачи;
2. статистическое формирование покусковой подачи;
3. статистическое формирование плоскокусковой подачи.

В устройствах детерминированного формирования покусковой подачи материала узлы захвата кусков закрепляются на транспортирующем устройстве на равном расстоянии друг от друга.



1. Бункер
2. Вибропитатель
3. Барабан с ячейками
4. Зона определения сорта куска
5. Зона выделения кусков

Рис 1.9. Детерминированное формирование покусковой подачи материала

При этом куски располагаются на одной линии в одной плоскости. Устройства этого типа применяются для материалов правильной формы, например шарообразной, небольшой крупности, при малой производительности (рис. 1.9).

В устройствах статистического формирования покусковой подачи заданное расстояние между соседними кусками обеспечивается при перегрузке материала с одного транспортного устройства на другое, движущееся с большей скоростью (рис. 1.10). Движение частиц в одну линию достигается профилированием транспортирующего устройства.

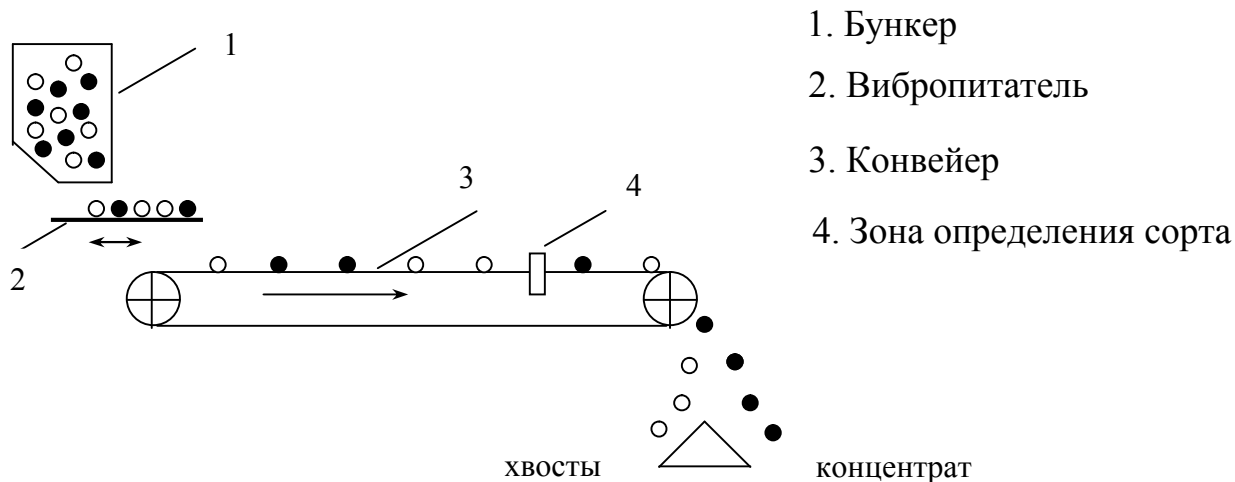


Рис. 1.10. Статистическое формирование покусковой подачи материала

Устройства статистического формирования плоскокусковой подачи применяют для материалов с кусками неправильной формы и обеспечивают наибольшую производительность, т. к. материал рассредоточен по всей плоскости транспортируемого устройства. Пример: сепаратор РС-24 (24-канальный).

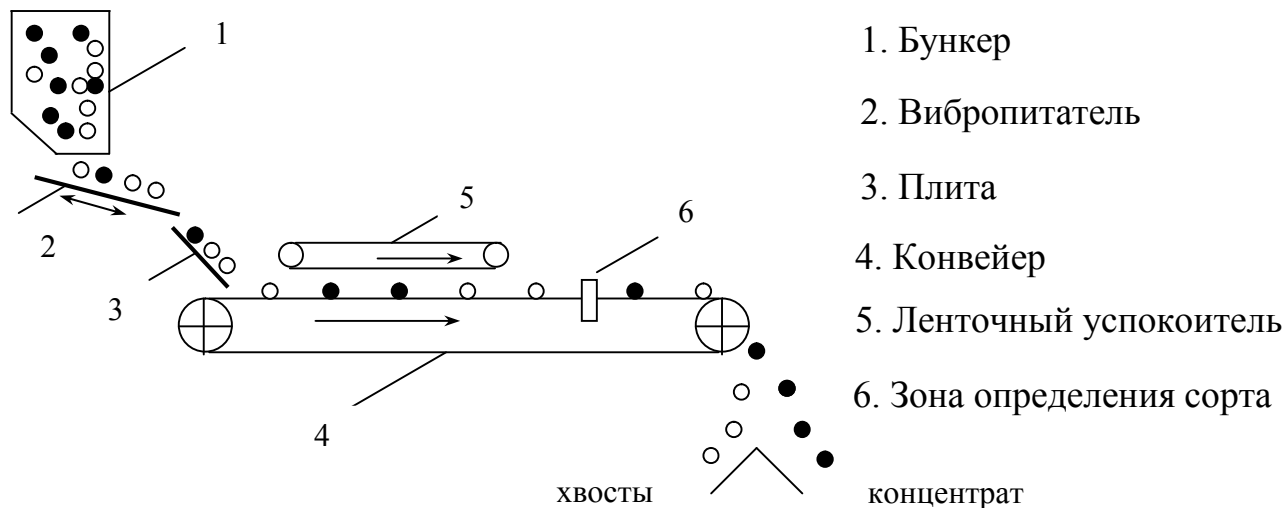


Рис. 1.11. Статистическое формирование плоскокусковой подачи материала

По схеме (рис. 1.11) материал из бункера (1) разгружается при помощи вибропитателя (2) на ускоряющий элемент – наклонную плиту (3) с низким коэффициентом трения, откуда поступает на плоскую ленту конвейера (4). Для исключения перекатывания частиц по конвейеру применяют ленточный успокоитель (5).

Вторая задача, определяющая эффективное ведение процесса сепарации, достигается подготовкой поверхности частиц. Особенно это важно для методов,

использующих излучение оптического диапазона. Загрязнение поверхности частиц ухудшает их отражательную способность.

Применяют два способа подготовки поверхности:

- промывка (возможно с просушкой);
- воздействие на частицы вибрации с отсосом пыли.
- усиление различий свойств, используемых при сортировке, или создание их (в случае необходимости).

Операции обеспыливания и промывки могут осуществляться вне сепаратора или на входе в сепаратор в зоне формирования покусковой подачи (рис. 1.12).

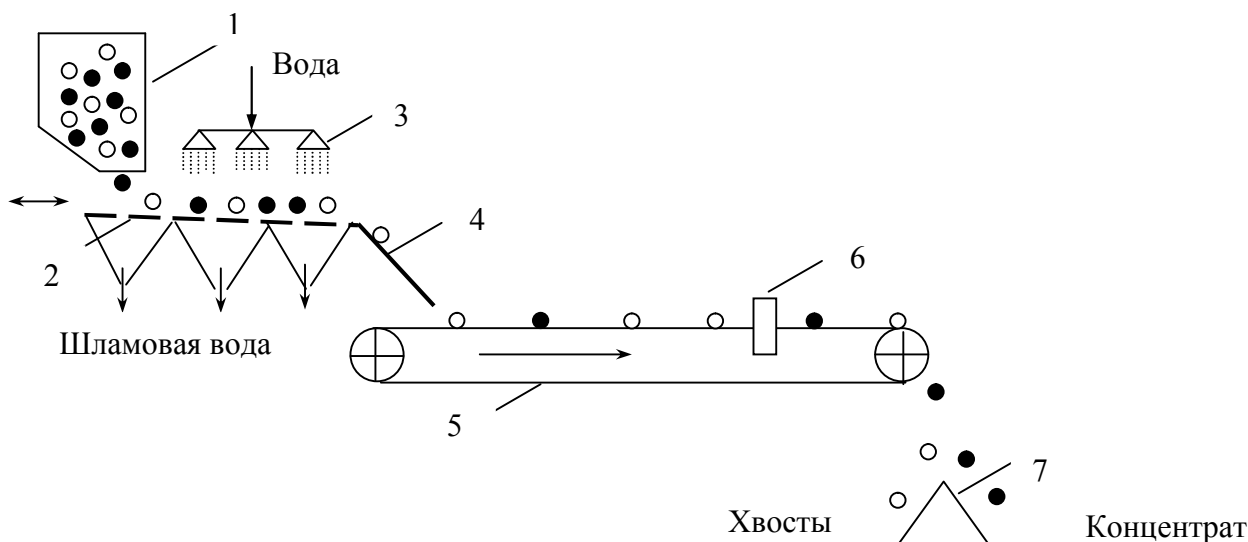


Рис. 1.12. Статистическое формирование покусковой подачи с промывкой материала:

1 – бункер; 2 – вибропитатель; 3 – брызгала; 4 – ускоритель; 5 – конвейер; 6 – зона определения сорта; 7 – зона выделения частиц

Для усиления контраста иногда применяют обработку специальными реагентами, которые селективно действуют на частицы, образуя на них окрашенную плёнку. Иногда необходимо подсушивать материал, чтобы повысить стабильность траектории движения частиц в зоне определения сорта.

1.3.3. Производительность радиометрического обогащения

Характеристика применяемых аппаратов и приборов оказывает существенное влияние на результаты обогащения. Все радиометрические сепараторы имеют следующие одинаковые узлы: узел источника излучения (нерадиоактивные руды), узел регистрации, счетно-измерительный блок (радиометр), исполнительный механизм и вспомогательные узлы. Чем совершеннее аппаратура, тем выше показатели обогащения.

При прочих одинаковых условиях на показатели обогащения влияет конфигурация применяемой схемы. Поточный режим, при котором через сепаратор руда проходит непрерывно, — наиболее производителен. Более высокие технологические показатели обогащения получают при покусковом режиме.

Производительность процесса радиометрической сепарации определяется в зависимости от принятого режима.

При поточно-порционном режиме:

$$Q_{\text{пп}} = 3600 m_n / t_{\text{обс}}, \text{ т/ч},$$

где m_n – масса элементарной порции, т; $t_{\text{обс}}$ – время обслуживания элементарной порции, с.

Для класса крупности 20 – 100 мм масса порции 5 - 8 кг. С уменьшением крупности масса порции уменьшается.

При покусковом режиме:

$$Q_k = 3600 V \rho n, \text{ т/ч},$$

где V – объём куска, м^3 ; ρ – плотность куска, т/м^3 ; n – частота срабатывания исполнительного механизма, с^{-1} .

При шарообразной форме куска $V = \pi d_{\text{ср}}^3 / 6$, где $d_{\text{ср}}$ – средний диаметр куска, м.

Тогда

$$Q_k = Q_{\text{к}} 3600 \pi d_{\text{ср}}^3 \rho n / 6;$$

$$Q_k = 600 \pi d_{\text{ср}}^3 \rho n, \text{ т/ч}.$$

При плоско-кусковом режиме:

$$Q_{\text{п-к}} = 3600 V' \rho n, \text{ т/ч},$$

где V' – приведенный объём кусков, одновременно входящих в зону сепарации по всем мнимым или действительным каналам, м^3 .

$$V' = V k,$$

где V – объём одного куска, м^3 , ($V = \pi d^3 / 6$), k – число мнимых каналов.

$$k = k_3 B / d_{\text{ср}},$$

где k_3 – коэффициент заполнения зоны сепарации по ширине;

B – ширина зоны сепарации, м; $d_{\text{ср}}$ – средний диаметр сортируемого куска,

Тогда $V' = V k_3 B / d_{\text{ср}}$,

$$Q_{\text{п-к}} = 3600 V k_3 B \rho n / d_{\text{ср}} = 3600 \pi d_{\text{ср}}^3 k_3 B \rho n / 6 d_{\text{ср}} = 600 \pi d_{\text{ср}}^2 k_3 B \rho n.$$

$$Q_{\text{п-к}} = 600 \pi d_{\text{ср}}^2 k_3 B \rho n, \text{ т/ч}.$$

1.4. Радиометрическое обогащение радиоактивных руд

Радиометрическое обогащение радиоактивных руд является первым промышленно освоенным процессом. В современной научно-технической литературе этот процесс называют авторадиметрическим обогащением. Авторадиметрический метод основан на использовании излучений естественно-радиоактивных химических элементов. Из трех видов излучений (альфа-, бета- и гамма-излучение) в промышленных аппаратах используется, главным образом, проникающее гамма-излучение, так как альфа- и бета- излучения легко поглощаются стенками аппаратуры

и не дают нужной информации. В зависимости от интенсивности гамма-излучения руда разделяется на отдельные продукты. Этот метод широко применяют для обогащения урановых руд, а также для руд, в которых ценный компонент находится в минералах, попутно содержащих также и радиоактивный химический элемент.

Наибольшее распространение среди радиоактивных руд имеют урановые, говоря о обогащении которых следует помнить, что они, как правило, комплексные. Наряду с ураном содержат ряд других ценных компонентов, попутное извлечение которых резко повышает рентабельность производства. Наиболее характерными являются:

золото-урановые, $U \sim 0,01\%$, $Au \sim 0,5-1\text{г/т}$,
фосфорно-урановые, $U \sim 0,01-0,02\%$, $P_2O_5 \sim 5-10\%$,
ванадий-урановые, $U \sim 0,02-0,03\%$, $V_2O_5 \sim 0,5-1\%$,
медно-урановые, $U \sim 0,02-0,03\%$, $Cu \sim 0,2-0,3\%$,
пиритно-урановые, $U \sim 0,01-0,02\%$, серы $\sim 2-3\%$,
цирконо-урановые, $U \sim 0,01-0,02\%$, $ZrO_2 \sim 1-2\%$,
ниобиево-урановые, $U \sim 0,01-0,02\%$, $Nb_2O_5 \sim 0,05-0,1\%$,
ториево-урановые, $U \sim 0,01-0,02\%$, $ThO_2 \sim 0,05-0,1\%$.

По технике осуществления, технологии и задачам авторadiометрическое обогащение подразделяется на два вида: радиометрическая крупнопорционная сортировка и радиометрическая сепарация.

Радиометрическая крупнопорционная сортировка производится радиометрическими контрольными станциями (РКС).

Радиометрическая сепарация осуществляется при покусковом режиме. Куски должны быть примерно одинаковы по размеру, так как нужно разделять руду не по абсолютной радиоактивности куска, а по относительному содержанию урана. Чтобы лучше отделить радиоактивные элементы от пустой породы, нужно уменьшать размер кусков или порций, но это снижает производительность установки. Оптимальный размер кусков устанавливается для каждой руды, он зависит от степени контрастности, для сильно контрастных руд он больше. Для руд средней контрастности он составляет 40–60 мм.

Радиометрическая сепарация радиоактивных руд осуществляется на сепараторах различной конструкции. В настоящее время в мире известны сепараторы трёх основных типов:

первый тип – регистрация излучений кусков и их механическое разделение на продукты обогащения осуществляется в период свободного падения кусков с транспортирующего органа сепаратора (сепараторы «Вихрь», «Гранат», «Агат» и др.);

второй тип – измерение излучений выполняются в момент нахождения кусков на транспортирующем органе, а разделение – при их свободном падении (сепараторы М-16, М-19, М-22, «Минерал», «Памир», РВС и др.);

третий тип – измерение излучений и разделение кусков осуществляются в период нахождения руды на транспортирующей ленте сепаратора (сепараторы типа УАС, «Азурит», «Уранит»).

Основные характеристики некоторых типов сепараторов приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4. Основные характеристики авторадиметрических сепараторов

Наименование сепаратора	Число каналов	Класс, мм	Производительность, т/ч	Эффективность сепарации, %	Потребляемая мощность, кВт
Вихрь-2201Р	1	100-200	75	75-80	7,5
Гранат	2	50-200	40-50	70-80	5
Агат	5	20-50	10-15	60-70	4
Уранит	1	100-200	20-30	90-91	5
Азурит-Р100	2	50-100	10-14	90	6
Азурит-Р50	2	25-50	4-6	85	6
УАС-200	1	100-200	40-50	92-96	2,5
УАС-100	2	50-100	22-30	90-95	2
УАС-50	2	25-50	8-9	88-93	2

Основной недостаток сепараторов первой группы – разброс траектории кусков при их свободном падении, что приводит к снижению технологической эффективности сепарации на 10-15 %.

Более высокая эффективность сепараторов второго типа достигается ценой усложнения конструкции, что в конечном итоге приводит к значительному увеличению их стоимости и снижению надежности в работе.

Сепараторы третьего типа представляют современное направление в конструировании аппаратов.

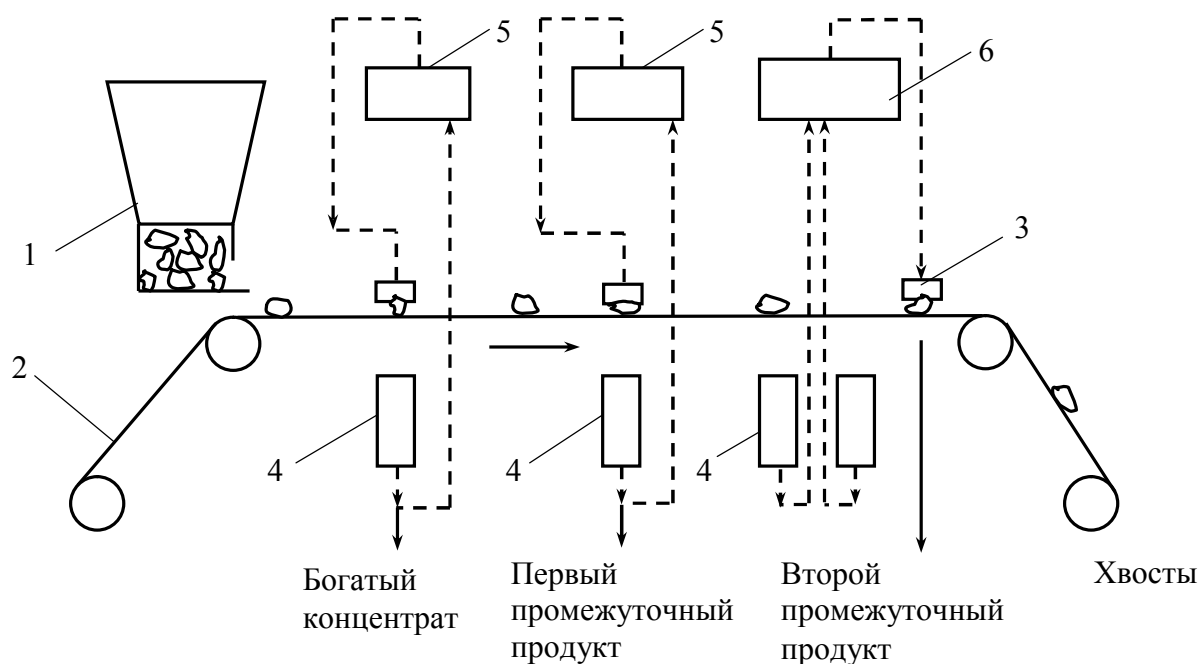


Рис. 1.13. Схема авторадиметрического сепаратора:

1 – бункер; 2 – транспортер; 3 – сбрасыватели; 4 – детекторы; 5 – блок управления; 6 – блок управления с реле времени

На рисунке 1.13 показана схема авторадиметрического сепаратора. Из бункера (1) руда поступает на транспортер (2). Сбрасыватели (3), разделяющие богатый концентрат и первый промежуточный продукт, установлены над детекторами (4). Эти сбрасыватели управляются через усилитель быстродействующим реле (5).

Сбрасыватель, отделяющий бедный промпродукт, приводится в действие с помощью усилителя и реле времени (6) через детекторы. Управление в данном случае осуществляется с запаздыванием. Это позволяет более точно определить наличие γ -излучения кусков руды с относительно малым содержанием урана.

Сбрасыватели удаляют радиоактивный материал с ленты всякий раз, когда импульсы радиации, превышающие установленный порог, улавливаются соответствующими детекторами. Наличие трёх сбрасывающих устройств позволяет не только выделять отвальные хвосты, но и разделять исходную руду на продукты с различным содержанием радиоактивного элемента. Раздельная переработка богатых и бедных продуктов повышает степень извлечения урана при меньших эксплуатационных затратах.

В табл. 1.5 приведены результаты радиометрической сепарации класса 25-50 мм урановых руд различных типов, отличающихся по контрастности.

Таблица 1.5. Результаты сепарации урановых руд

Продукты	Выход, %	Содержание урана, %	Извлечение урана, %	Эффективность выделения концентрата (хвостов), %
Стрельцовское месторождение (M=1,4-1,6)				
Концентрат	18,6	0,384	87,1	84
Хвосты	81,4	0,013	12,9	(92)
Исходная руда	100,0	0,082	100,0	-
Эльконский ураново-рудный район (M=1,1-1,2)				
Концентрат	48,0	0,287	93,0	90
Хвосты	52,0	0,02	7,0	(88)
Исходная руда	100,0	0,148	100,0	-

Типовая схема радиометрического обогащения урановой руды (рис. 1.14) включает следующие основные операции:

- разделение на РКС в зависимости от содержания урана на пустую породу, фабричную и богатую руду;
- дробление, классификация, промывка выделенной на РКС фабричной руды;
- покусковая радиометрическая сепарация узких классов крупности;
- обогащение полученного концентрата и мелкой фракции другими методами обогащения: гравитационными, флотацией, выщелачиванием.

Использование авторадиметрического обогащения позволяет выделить из горной массы 24-45% пустой породы, в результате чего содержание ценного компонента в продуктах, поступающих на последующую переработку, повышается в 1,2-1,4 раза.

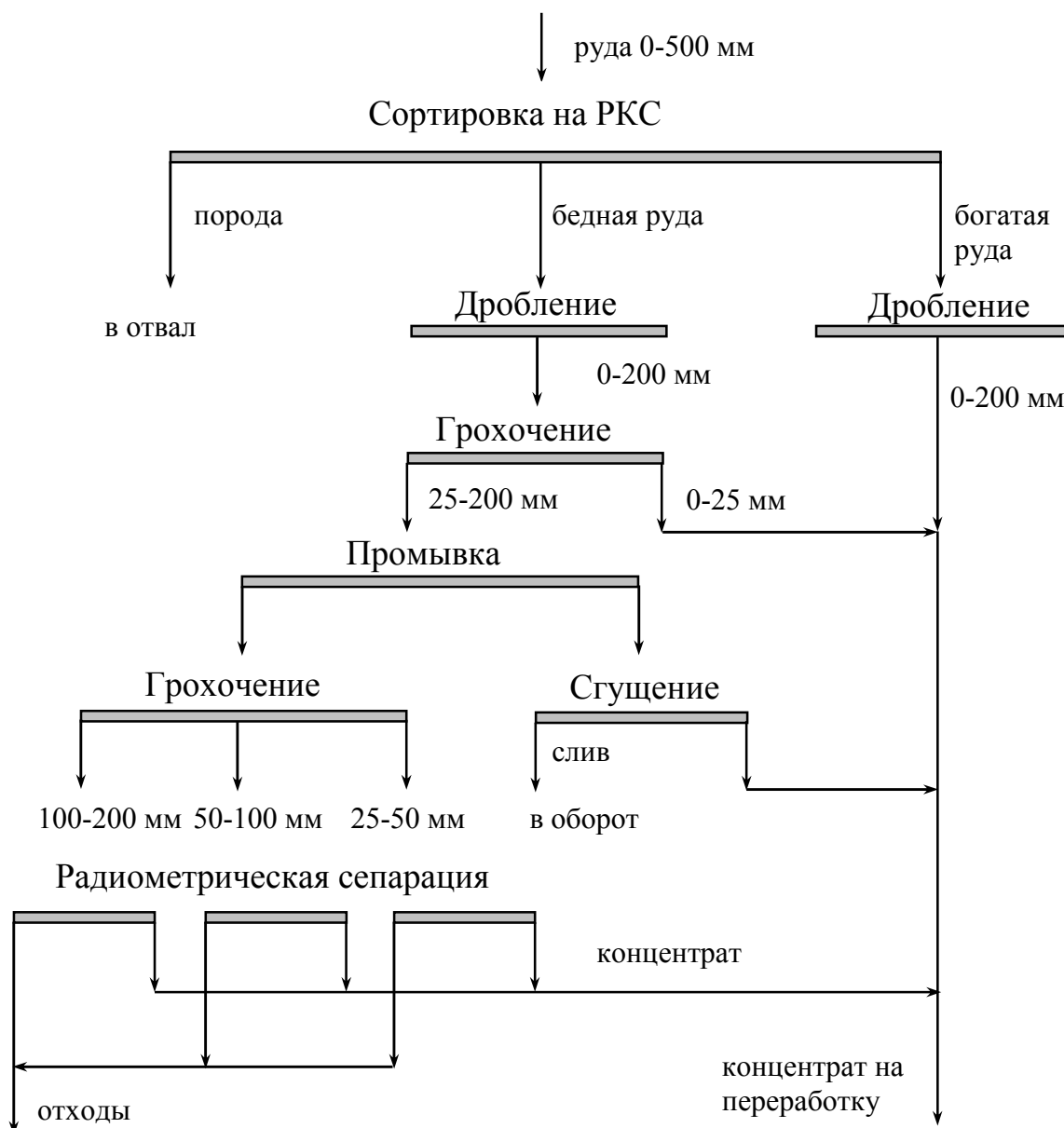


Рис.1.14. Схема авторadiометрического обогащения урановой руды

1.5. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд

Основная масса обогащаемых руд не обладает естественной радиоактивностью, поэтому эта группа процессов играет определяющую роль. Необходимым условием радиометрического обогащения нерадиоактивных руд является наличие источника какого либо первичного излучения. Различия во взаимодействии его с разделяемыми минералами является разделительным признаком.

Степень разработки и промышленного освоения методов радиометрического обогащения, приведенных в табл. 1.1, различна. Некоторые успешно применяются на обогатительных фабриках, некоторые прошли полупромышленную проверку. Наиболее широко в промышленности применяются фотонейтронный (ФНМ),

рентгенолюминесцентный метод (РЛМ), фотометрический (ФМ), гамма-абсорбционный (ГАМ) и рентгенорадиометрический (РРС) методы.

1.5.1. Фотонейтронный метод

Фотонейтронный метод основан на использовании различий в интенсивности нейтронного излучения, испускаемого минералами при воздействии на руду гамма-лучами. Этот метод применяют для обогащения бериллиевых руд, так как именно ядра бериллия обладают способностью испускать нейтроны под влиянием гамма-лучей сравнительно низкой энергии (около 1,7 МэВ). Для возбуждения фотоядерной реакции в других химических элементах требуются гамма-лучи с энергией свыше 5—10 МэВ.

В качестве основного аппарата используются ленточные сепараторы, в которых определение сорта куска может осуществляться или на ленте, или в воздухе. Источником гамма излучения при обогащении бериллиевых руд обычно является ампульный источник на основе радиоактивного изотопа сурьмы Sb^{124} . При этом происходит ядерная реакция ${}^9\text{Be} + \gamma \rightarrow {}^8\text{Be} + {}^1_0\text{n}$. Испускаемые ядрами бериллия нейтроны перед их регистрацией пропускаются через замедлитель (парафин) для снижения их энергии до тепловой. При данной активности гамма источника мощность потока нейтронов, испускаемого куском руды, определяется содержанием в нем бериллия независимо от того, какими минеральными формами он представлен. Приемником нейтронного излучения являются сцинтиляционные счетчики на основе светосостава, представляющего собой смесь сульфида цинка с борной кислотой.

Характеристики фотонейтронных сепараторов приведены в табл. 1.6.

Таблица 1.6. Характеристики фотонейтронных сепараторов

Наименование	Толщина слоя вещества, мм	Производительность, т/ч
РМБ-300	200-75	10-15
РБМ-100	75-25	1-3
РАБЛ-100	75-25	1-3

1.5.2. Рентгенолюминесцентный метод

Рентгенолюминесцентный метод основан на различиях в интенсивности люминесценции (холодного свечения) минералов под влиянием рентгеновского излучения. Процесс люминесценции складывается из трех стадий: поглощения энергии возбуждающего излучения, преобразования и передачи энергии возбуждения внутрь тела и испускания света в центрах свечения с возвращением минерала в равновесное состояние. Центрами свечения могут быть атомы или комплексные ионы основного вещества кристаллической решетки, ионы примесей, а также дефекты кристаллической решетки: вакансии, междоузельные атомы и др.

Способностью люминесцировать обладают многие минералы, но лишь у некоторых это свойство обусловлено особенностями их основного состава и строения кристаллической решетки. Такие минералы отличаются устойчивой люминесценцией. К ним относятся: шеелит, повеллит, гипергенные минералы, содержащие в своем составе уранил-ион UO_2^{2+} , и алмаз. Люминесценция большей части минералов обусловлена присутствием в них примесей-активаторов

(люминогенов). Некоторые минералы люминесцируют благодаря присутствию в них редкоземельных элементов. К этой группе относятся циркон, корунд. Многие минералы имеют неустойчивую люминесценцию, например кальцит, арагонит, опал, топаз, полевые шпаты. Некоторые примеси в минералах гасят люминесценцию, например, железо и никель.

Рентгенолюминесцентный метод широко применяется для обогащения алмазосодержащих руд. С его помощью обогащаются также флюоритовые и шеелитовые руды.

Источником первичного излучения в рентгенолюминесцентных сепараторах являются рентгеновские трубки с различными анодами (вольфрам, медь, серебро, молибден и др.), что дает возможность выбирать оптимальное первичное излучение для данного вида сырья. В сепараторах предпочтительнее использовать трубки с широким пучком излучения. Приемником сигнала люминесценции служат различные фотоэлементы и фотоумножители, тип фотоэлемента определяется длиной волны возбуждаемой люминесценции.

Рентгенолюминесцентные сепараторы отличаются устройством питателей, режимом подачи материала и способом вывода куска.

Для первичного обогащения алмазных руд, а также для доводки гравитационных и флотационных алмазных концентратов применяются сепараторы серии ЛС производства НПП «Буревестник», Россия (табл. 1.7).

Таблица 1.7. Рентгенолюминесцентные сепараторы

Назначение	Тип сепаратора	Крупность материала, мм	Производительность, т/ч
Обогащение исходной руды	ЛС-20-05Н	5–10; 10–20	25; 45
	ЛС-20-05-2Н	10–20; 20–50	60; 100
	ЛС-20-09	5–10; 10–20; 20–50	30; 60; 100
Доводка алмазосодержащих концентратов	ЛС-20-04-3Н	5–10; 10–20	9; 20
	ЛС-50-05	5–10; 10–20; 20–50	9; 20; 30
	ЛС-Д-4-03Н	1–2; 2–5	1,3; 5
Предокончателная и окончательная доводка алмазосодержащих концентратов	ЛС-ОД-50-03Н	5–10; 10–20; 20–50	0,12; 0,5; 2,5
	ЛС-Д-4-03П	1–2; 2–5	0,17; 0,4
	ЛС-Д-4-04Н	1–2; 2–5	0,3; 0,6
	ЛС-ОД-4-04Н	0,5–1; 1–2; 2–5	0,004; 0,025; 0,1
	ЛС-ОД-6	0,5–1; 1–2; 2–5	0,002; 0,012; 0,05

Оригинальные технические решения позволяют использовать их на мокром материале влажностью 15-50 % в диапазоне крупности от 5 до 50 мм.

Обязательная сушка требуется только перед подачей концентрата крупностью 0,5-5 мм на предокончателную и окончательную доводку.

На рис. 1.15 показана схема работы сепаратора ЛС-20-05Н.

В сепараторе используется режим двустороннего облучения материала и двусторонней регистрации. Режим излучения – импульсный (длительность импульса - 0,5 мс; период следования – 4 мс). В качестве приёмников сигнала люминисценции применяются фотоэлектронные умножители (ФЭУ). Выделение алмазов в концентрат осуществляется при помощи сжатого воздуха

специальными отсекателями. Извлечение алмазов в концентрат составляет не менее 98 %.

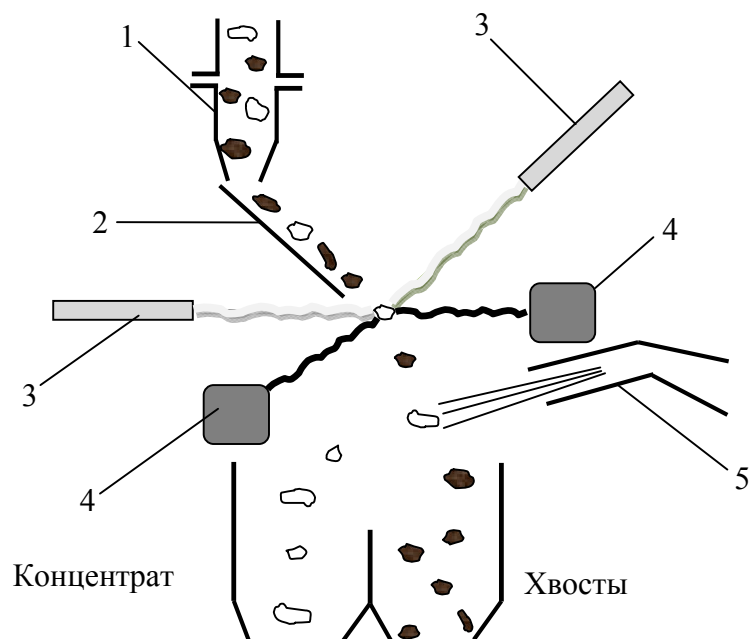


Рис. 1.15. Схема работы сепаратора ЛС-20-05Н:

1 – загрузочный бункер; 2 – гравитационный питатель; 3 – рентгеновская трубка; 4 – фотодетектор; 5 – пневматический отсекатель

На рис. 1.16 показана принципиальная технологическая схема обогащения алмазосодержащих кимберлитовых руд с применением РЛ-сепараторов [10,11].

По данной схеме исходная руда после дробления поступает на грохота где разделяется на классы крупности. Руда классов 20-50 мм, 10-20 мм, 5-10 мм направляется на сепараторы первичного обогащения по узким класам крупности. При необходимости концентраты этих сепараторов проходят предварительную доводку с помощью сепараторов ЛС-20-04-3Н и ЛС-50-05. Полученные концентраты направляются на предокончаттельную и окончательную доводку в сепараторы ЛС-ОД-50-03Н, которые работают в режиме позерновой подачи и обеспечивают извлечение алмазов на уровне не менее 99 %.

Материал крупностью 1-2 мм и 2-5 мм поступает на отсадочные машины или на установки для тяжелосредней сепарации. Полученный концентрат проходит доводку на сепараторах ЛС-Д-4-03П. Для класс 1-2 мм альтернативным вариантом является обогащение в цепочке, состоящей из последовательно расположенных установки винтовой сепарации и пневмофлотационных установок.

Для окончательной доводки концентрата класса менее 5 мм требуется сухой материал, позволяющий осуществлять позерновую подачу. Поэтому перед сепараторами концентрат проходит сушку в инфракрасных установках. Для окончательной доводки концентрата используются сепараторы ЛС-ОД-4-04Н или ЛС-ОД-6, обеспечивающие на выходе концентрат требуемой кондиции.

Полученные кондиционные концентраты поступают в цех окончательной доводки (ЦОД). Там из них извлекают алмазы; чистят кристаллы алмазов путём

химической обработки поверхности; рассеивают; производят ручную выборку; сортируют и упаковывают.



Рис. 1.16. Схема обогащения алмазосодержащих кимберлитовых руд

1.5.3. Фотометрический метод

Фотометрический метод основан на использовании различий в свойстве минералов отражать, пропускать или преломлять свет.

При сепарации по отражению света используют ту часть оптического спектра, в которой наблюдаются наибольшие различия в отражательной способности разделяемых минералов. Один из способов регистрации отраженного от куска света — его измерение на фоне цветной поверхности, при этом выбор ее цвета является одним из способов оптимизации процесса.

Поскольку при фотометрической сепарации требуется разделять не только мономинеральные куски, но и агрегаты полезных и сопутствующих минералов, то оптические системы сепараторов нередко конструируют с применением

сканирующих устройств, так что свет поступает на датчик не сразу со всей поверхности куска руды, а последовательно с отдельных ее участков.

Источником света служат как обычные лампы накаливания с вольфрамовой нитью, так и лампы с большим световым потоком (иодо-кварцевые). Кроме того, в последние годы стали использоваться гелий-неоновые лазеры, преимущество которых - в возможности создания мощного пучка света малого диаметра (до нескольких миллиметров). Это дает возможность дифференцированного облучения поверхности куска. В качестве детекторов отраженного кусками руды света применяются фотоумножители.

Существуют различные модификации фотометрических сепараторов. В настоящее время для обработки неметаллических полезных ископаемых широко используются сепараторы английской фирмы «Гансонс Сортекс Лимитед», UltraSort (Австралия), Хрусталь, Сапфир, ФСЭ-10 (Россия), OptoSort производства компании AIS Sommer (Германия).

В фотометрических сепараторах фирмы «Сортекс» интенсивность отраженного света измеряется в условиях свободного падения кусков полезного ископаемого. В качестве сортирующего механизма используются пневматические клапаны, скорость срабатывания которых тем больше, чем мельче обрабатываемый класс. В сепараторах, предназначенных для обработки класса 3-20 мм, она достигает 200 раз в секунду.

На рис. 1.17 представлена принципиальная схема работы фотометрического сепаратора.

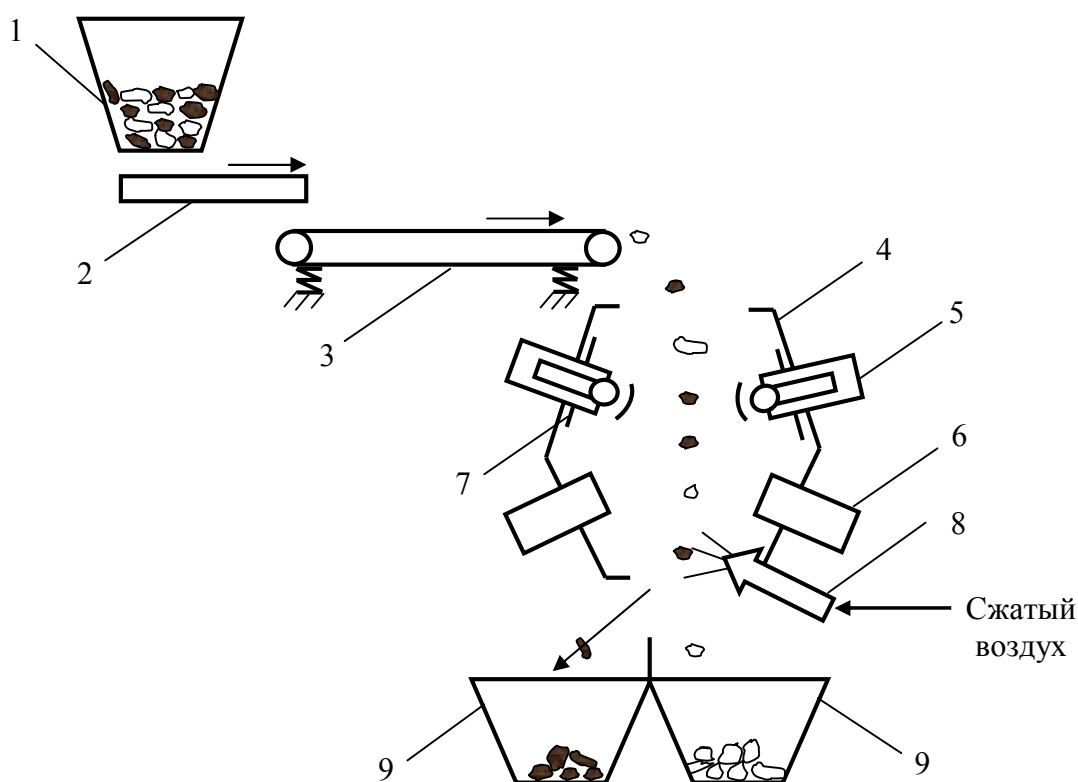


Рис. 1.17. Схема фотометрического сепаратора:

1 – бункер питания; 2 – вибрационный питатель; 3 – желобчатый ленточный конвейер; 4 – оптическая камера; 5 – узел облучения; 6 – узел регистрации импульсов; 7 – фоновая пластина; 8 – пневматический клапан; 9 – сборники продуктов

Руда из бункера (1) с помощью вибрационного питателя (2) подаётся на желобчатый ленточный конвейер (3), где куски руды располагаются цепочкой через определённые промежутки. Разгружаясь с ленточного конвейера, куски руды пролетают в свободном падении через оптическую камеру (4) с облучателями (5). Как только в оптическую камеру попадает кусок руды, отражательная способность которого отличается от фона (7), из датчика (6) поступает электрический импульс в электронно-измерительный блок. Если интенсивность импульса будет превышать некоторую заданную величину, срабатывает пневматический клапан (8) и поток сжатого воздуха изменяет траекторию движения этого куска руды.

В новом поколении полихромных фотометрических сепараторов, в частности сепараторы OptoSort производства компании AIS Sommer и сепараторы MikroSort компании Mogensen, измерение оптических и геометрических параметров объекта в осуществляется цифровой строчной широкополосной камерой (ПЗС-матрицей). Критерием распознавания материала служат характеристики на основе цветностной модели RGB, которая позволяет различать до 16,77 млн. цветов. Кроме того, возможен учет 8-ми оптических и геометрических признаков разделения с логическими функциями «и», «или», «не». Минимальная площадь обзора для таких сепараторов составляет 0,3х0,3мм. Подача кусков осуществляется монослоем, коэффициент загрузки транспортирующего устройства 0,3–0,4. Производительность сепаратора на классе 12–30 мм составляет 88 т/ч, а на классе 3–6 мм достигает 12 т/час.

Кроме того, высокая эффективность работы сепараторов обусловлена большим количеством воздушных клапанов (в зависимости от ширины ленты – от 96 до 224), что позволяет более точно выбивать выбранный материал. Синхронизация электронной системы сепаратора с персональным компьютером позволяет производить его быструю настройку, а также открывает возможность непрерывного контроля процесса сепарации с определением качественно-количественных показателей продуктов сепарации за любой отрезок времени.

Сепараторы OptoSort выпускаются в нескольких модификациях, отличающихся по способу подачи материала в зону измерения (ленточный конвейер, вибропитатель), по ширине подающего органа и измерительной камеры (300, 600, 1200, 1800 мм).

Промышленные модели полихромных фотометрических сепараторов позволяют перерабатывать руду в диапазоне крупности от 300 до 0,5 мм при производительности более 200 т/ч (на классах крупности +150 мм).

Фотометрическая сепарация применима к самым разнообразным полезным ископаемым. Особенно распространена она для обработки неметаллических полезных ископаемых; хорошие результаты получают при фотометрической сепарации золотосодержащих руд.

При обогащении золотосодержащих руд месторождения Сухой Лог полихромным фотометрическим методом сепарации в качестве разделительного признака использовались дифференциальные цветностные характеристики минерала-индикатора золота (пирита) [11]. Сепарация проводилась по узким классам крупности от 5 мм до 100 мм (рис. 1.18). Применение полихромных фотометрических сепараторов позволяет на рядовых рудах получить отвальные

хвосты с содержанием Au менее 0,42 г/т, выход которых составляет до 46%, потери Au с хвостами не превышают 6%; на убогих рудах выделить концентрат с содержанием до 1,5 г/т при выходе 33% и извлечении 77%.

Таким образом, предварительное обогащение золотосодержащих руд фотометрической сепарацией обеспечивает получение отвальных хвостов и повышение качества продукта, поступающего на дальнейшую переработку.

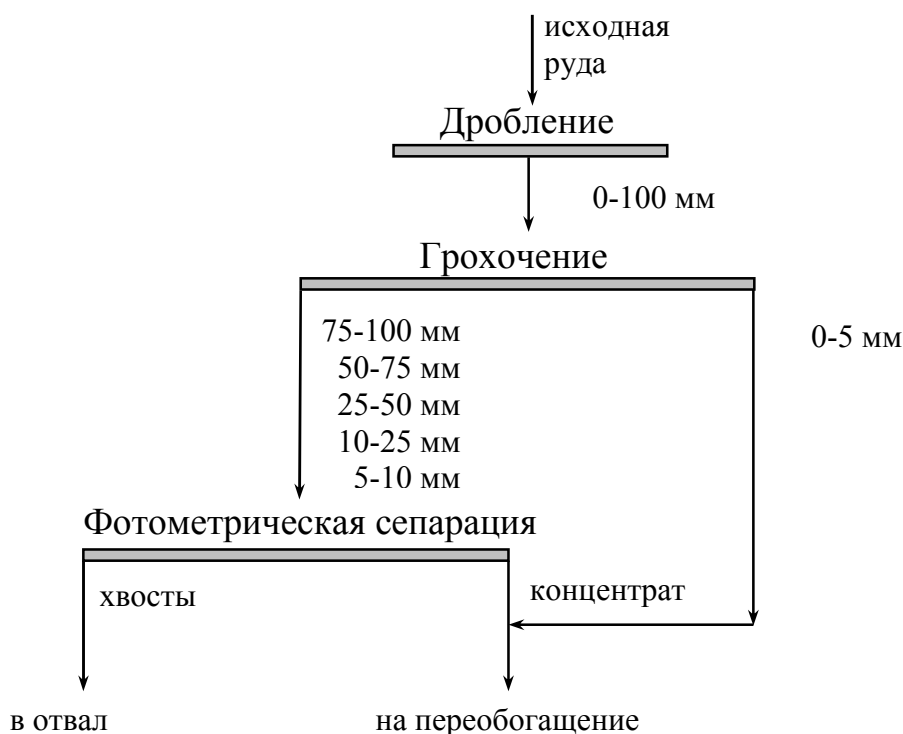


Рис. 1.18. Схема фотометрической сепарации золотосодержащих руд

Фотометрическая сепарация фосфоритовой руды Белкинского месторождения на фотометрическом сепараторе «Сортекс-711» позволила из бедной руды выделить до 40 % фракции, обедненной по полезному компоненту ($P_2O_5 = 1,4-1,8 \%$). При этом качество руды повысилось в 1,5 раза при извлечении $P_2O_5 - 82 \%$.

Установлена возможность разделения крупных кусков фосфоритовой руды Каратау фотометрическим методом. В табл. 1.8 представлены показатели фотометрической сепарации фосфоритов Обладжанского месторождения.

Таблица 1.8. Результаты фотометрической сепарации фосфоритов

Продукт	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение, %
Концентрат 25-150 мм	51,4	36,7	77,0
Промпродукт 25-150 мм	9,2	23,3	8,8
Хвосты 25-150 мм	8,9	4,9	1,8
Отсев 0-25 мм	30,5	10	12,4
Исходная руда	100,0	24,5	100,0

Как видно из табл. 1.8, фотометрическая сепарация фосфоритов даёт возможность получить высококачественный концентрат, содержащий 36,7% P_2O_5 при извлечении его 77 %.

Дообогащение промпродукта сепарации способствует повышению извлечения P_2O_5 в концентрат. Применение обжига с последующим гашением для его обогащения позволяет получить из него концентрат с содержанием 35% P_2O_5 при извлечении 93,2 % от операции, в результате чего извлечение в общий концентрат увеличивается на 11,4 % от исходной руды.

На рис. 1.19 представлена схема обогащения фосфоритов Обладжанского месторождения.

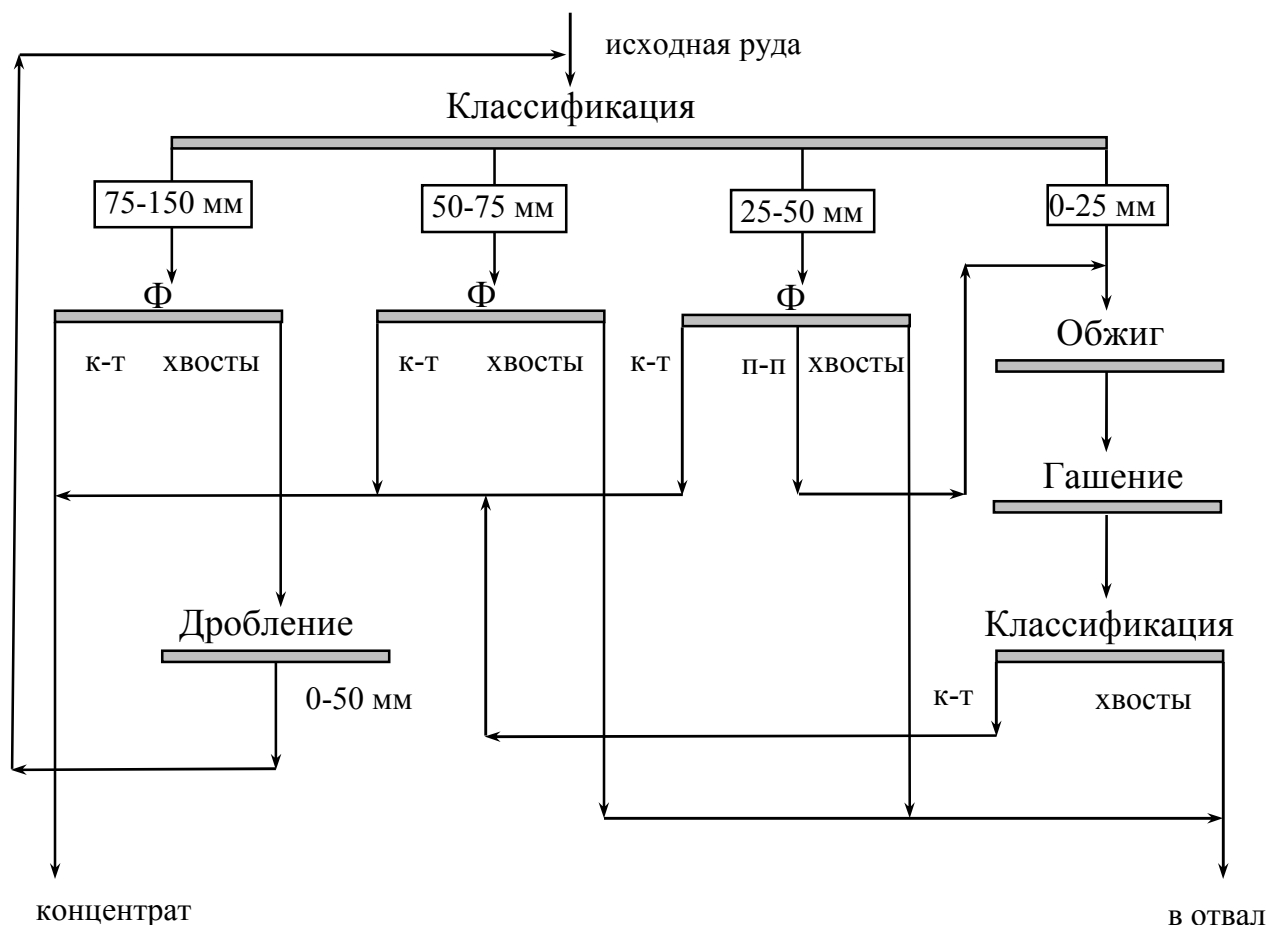


Рис. 1.19. Схема обогащения фосфоритов Обладжанского месторождения

Исследования обогатимости сильвиновых руд Верхнекамского и Старобинского месторождений фотометрическим методом показали возможность выделения из рядовой руды в крупнокусовом виде (+5 мм) до 40 % (55 % от продукта, отправляемого на сортировку) галитовых отходов с содержанием хлористого калия от 3 до 10 %. При этом в хвосты извлекается до 80 % нерастворимого остатка, а содержание хлористого калия в обогащенном продукте повышается до 40 %. При использовании двух- и трехоперационной сортировки возможно выделение хлористого калия до 85 % и светлой разновидности каменной соли с содержанием хлористого натрия до 96 %.

Интересный способ обогащения для получения кварца особой чистоты (99,999%) разработали сотрудники института Механобр. При стандартных способах обогащения получают концентраты, содержащие не только зерна чистого кварца, но и кварца, содержащего различные примеси. Если на такой кварц воздействовать гамма-излучением то он окрасится, причем цвет окраски

зависит от характера примеси (алюминий – дымчатый цвет, железо – аметистовый, титан – розовый). После облучения кварц направляют на фотометрическое обогащение, и окрашенные зерна отделяют.

1.5.4. Гамма-абсорбционный метод

Гамма-абсорбционный метод основан на различии в степени поглощения кусками руды гамма-излучения. Интенсивность прошедшего через куски руды гамма-излучения и является разделительным признаком.

Относительная величина поглощения гамма-излучения подчиняется экспоненциальному закону:

$$J/J_0=e^{-\mu d},$$

где J_0 и J — интенсивности гамма-излучения соответственно до и после прохождения через вещество; μ — линейный коэффициент поглощения; d — толщина слоя вещества.

Величина μ зависит от энергии квантов первичного гамма-излучения и атомного номера и атомной массы облучаемого вещества. Чем выше атомный номер химического элемента и его атомная масса и чем меньше энергия применяемого излучения, тем сильнее проявляется свойство абсорбции рентгеновского излучения.

Для кусков руды, содержащих различные химические элементы,

$$\mu=\sum\alpha_i\mu_i/100,$$

где α_i — содержание i -го элемента, %; μ_i — коэффициент линейного поглощения для i -го элемента.

Кроме химического состава кусков руды, на степень поглощения гамма-излучения влияют размеры облучаемых кусков. Для устранения этого влияния руду подвергают предварительной классификации. Кроме того, сепараторы снабжены специальным устройством, позволяющим учитывать размеры кусков руды. Такие устройства бывают разных типов: метод механической коррекции; двухлучевой метод с дополнительным неподвижным источником; двухлучевой метод с дополнительным подвижным источником; метод коррекции по частично отраженному излучению.

Для обогащения полезных ископаемых выпускаются различные виды гамма-абсорбционных сепараторов (табл. 1.9).

Таблица 1.9. Характеристики гамма-абсорбционных сепараторов

Наименование	Крупность руды, мм	Производительность, т/ч
Минерал-2	–300+100	25-30
Минерал	–200+50	12-18
Кристалл	–200+50	50-70
Рубин	–50+20	8-12
Рубин-2	–100+50	15-20
РС-2Ж	–200+100	20

На рисунке 1.20 показана схема ленточного сепаратора РС-2Ж, применяемого для обогащения крупнокусковых железных руд. Руда из бункера (1) вибропитателем (2) подается на ленточный транспортер (3). Скорости вибропитателя и транспортера согласованы так, чтобы обеспечить покусковую подачу материала. Внутри ведущего барабана расположен датчик гамма-излучения (4). Проходящий сигнал улавливается приемником излучения (5), обрабатывается в радиометре и подается сигнал на исполнительный механизм шибера (6), который направляет кусок или в сборник концентрата, или в сборник хвостов.

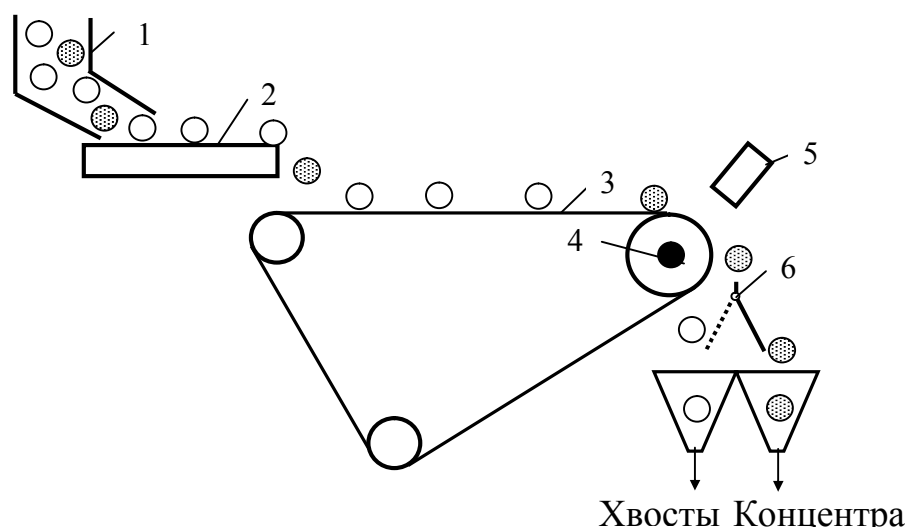


Рис. 1.20. Схема ленточного гамма-абсорбционного сепаратора РС-2Ж:
1 – бункер; 2 – вибропитатель; 3 – ленточный транспортёр; 4 – гамма-излучатель; 5 – датчик; 6 – шибер

Гамма-абсорбционный метод можно использовать для обработки различных полезных ископаемых, однако он достаточно эффективен лишь при высоком содержании ценного компонента в руде и для разделения минералов достаточно сильно отличающихся по плотности. Этот метод может применяться для сепарации железных, хромовых, ртутных, сурьмяных, свинцовых руд.

При обогащении железных руд ставится задача получения крупнокускового сырья (+25 мм) для металлургического производства. Для решения этой задачи проводят предварительную сепарацию руды гамма-абсорбционным методом (рис. 1.21). Сепарация проводится по узким классам крупности: 100-250 мм, 50-100 мм и 25-50 мм. В качестве источника гамма лучей используются изотопы: америция Am^{241} , кадмия Cd^{109} и кобальта Co^{60} .

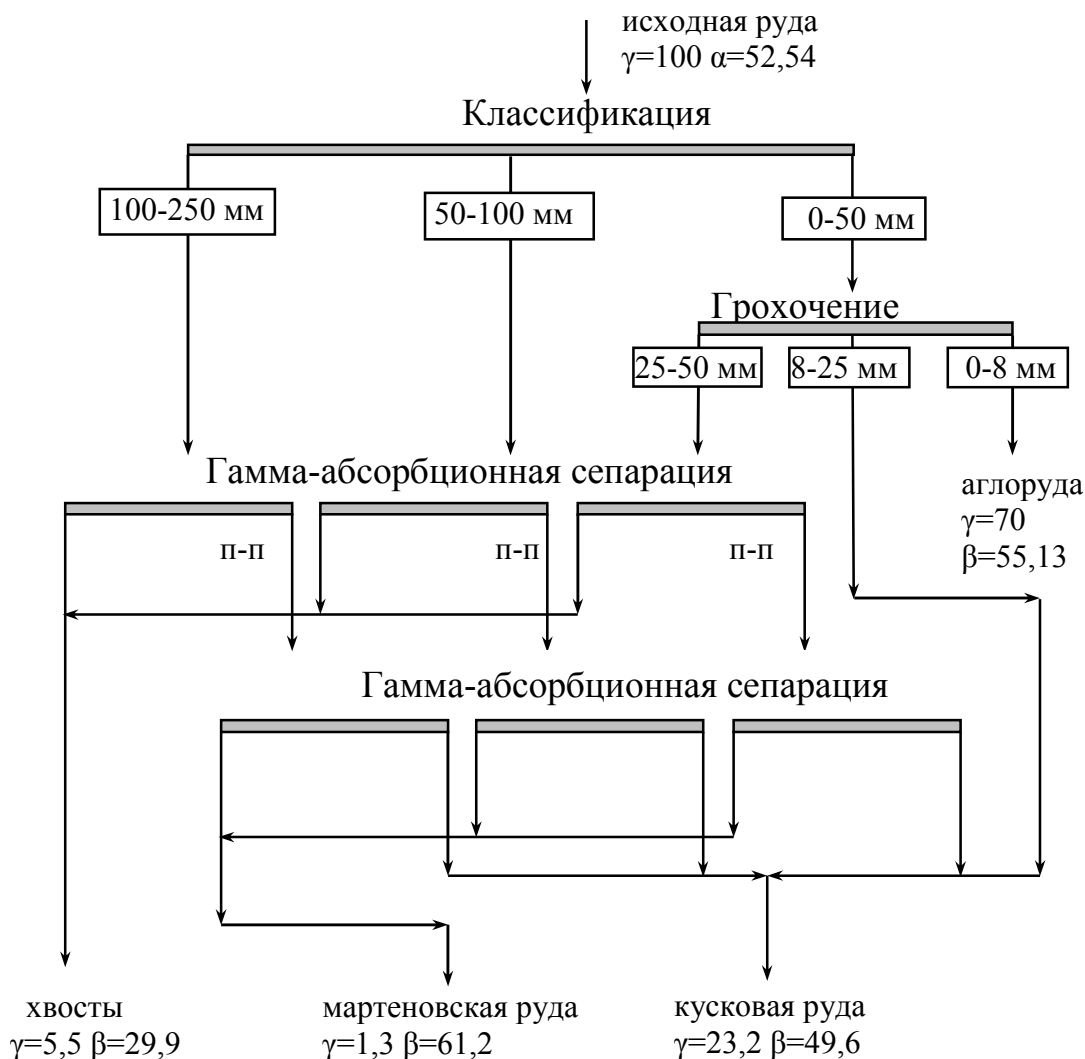


Рис. 1.21. Схема радиометрической сепарации железных руд

1.5.5. Рентгенорадиометрический метод

Рентгенорадиометрический (рентгенофлуоресцентный) метод основан на регистрации возбужденного рентгеновскими трубками либо источниками гамма-излучения характеристического рентгеновского излучения атомов определяемых элементов, входящих в состав горных пород. Данный метод применяется при переработке руд чёрных, цветных, благородных металлов и нерудных полезных ископаемых. Является одним из наиболее универсальных методов.

Ещё в начале 20 века английскому ученому Мозли удалось открыть и показать, что энергия характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) атомов (спектральная линия определенной длины волны и частоты) связана с атомным номером элемента Z функциональным соотношением:

$$\varepsilon \approx Z^2.$$

Отсюда следует, что каждый атом имеет свой, присущий только ему, рентгеновский образ и атомы каждого элемента можно распознать по испускаемым ими характерным лучам.

Это характерное излучение атомов теснейшим образом связано со строением их электронных оболочек. Возбуждение атома и испускание ХРИ происходит при выбивании электрона с его внутренних орбит. При этом атом переходит в возбужденное (неустойчивое) состояние с повышенной энергией, избыток которой практически мгновенно снимается переходом внешнего электрона на внутреннюю орбиту – атом переходит в нормальное состояние (состояние с минимальной энергией).

Для реализации данного метода в промышленных условиях используются сепараторы различных моделей: ИКПС-1, РРМ-Ф, РСЭ-50, СРФ и другие.

В составе рентгенорадиометрических сепараторов модели СРФ используются специальные портативные маломощные рентгеновские излучатели типа ПРАМ-50, «Модуль-50» с рентгеновскими трубками прострельного типа с рентгеновскими трубками прострельного типа марок БХВ-10 и БХВ-9 (неохлаждаемые). Первичное излучение рентгеновских излучателей подбирается для каждого анализируемого элемента материалом анода трубки (Mo, W, Re, Ag), анодным напряжением (в пределах 20 – 25 кВ) и анодным током (в пределах 40 – 60 мкА), а также фильтрами-ослабителями (из фольги Al и Cu).

Вторичное излучение от куска регистрируется блоками детектирования ДЭУ (детектор электронный управляемый). Электрические импульсы ДЭУ с помощью электронных средств и компьютерной обработки преобразуются в аппаратный спектр вторичного регистрируемого излучения, анализ которого производится компьютером.

Все сепараторы оснащаются системой регистрации излучений на основе современных полупроводниковых детекторов (Si-pin) имеющих энергетическое разрешение в 5-10 раз лучше, чем пропорциональные газовые счетчики.

В табл. 1.10 приведены технические характеристики рентгено-радиометрических сепараторов СРФ.

Таблица 1.10. характеристики рентгенорадиометрических сепараторов

Параметры	Тип сепаратора			
	СРФ4-50	СРФ4-150	СРФ2-300	СРФ4-3П-150
Количество продуктов разделения	двухпродуктовые			трёхпродуктовый
Крупность руды, мм	10-60	30-150	60-300	30-150
Диапазоны класса крупности, мм	10-40; 20-40; 20-50; 20-60	30-80; 30-100; 40-120; 50-150	60-200; 80-250; 100-250; 150-250	30-80; 30-100; 40-120; 50-150
Производительность, т/ч	3-8	10-25	20-50	10-20
Количество каналов, шт.	4	4	2	4
Исполнит. механизмы	Электромагнитные шибберные устройства			
Тип механизма (частота срабатывания, Гц)	МИ 30 (15-20)	МИ 400 (6-8)	МИ 2 (3-4)	МИ 400 (6-8)
Мощность, кВт	3	5	5	7
Масса, кг	1600	3900	4100	4400

Сепараторы СРФ4-50, СРФ4-150 для повышения производительности, надежности и качества могут оснащаться двухрядным устройством исполнительных механизмов (на каждый ручей) – СРФ4-50/2, СРФ4-150/2. Верхний ряд отбивает мелкие куски, нижний ряд отбивает крупные куски или работают поочередно. Этим достигается увеличение производительности и улучшение качества сортировки.

В трехпродуктовых сепараторах СРФ4-3П-150 за одну стадию сортировки получается три продукта (концентрат-промпродукт-хвосты).

Схема работы сепараторов типа СРФ показан на рис. 1.21. На рис. 1.22 представлены основные узлы этих сепараторов.

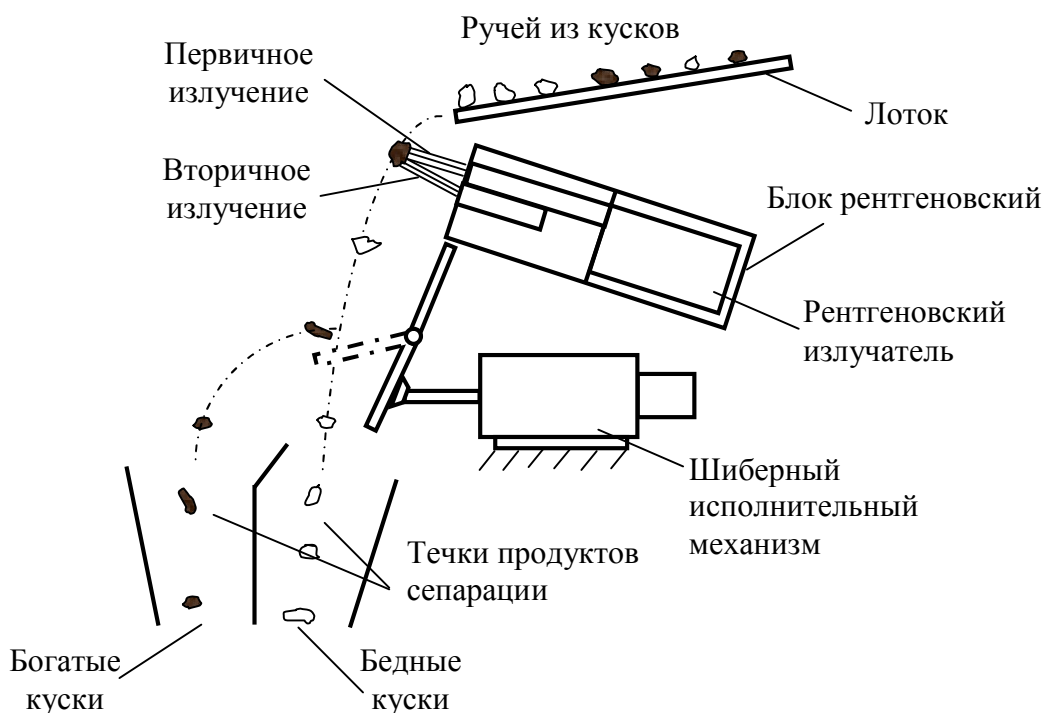


Рис. 1.21. Схема работы сепаратора СРФ

Принцип работы сепаратора заключается в следующем. Подлежащий обогащению машинный класс загружается в приёмный бункер сепаратора. Питающий вибропитатель обеспечивает дозированную непрерывную разгрузку руды из приёмного бункера и подачу её на раскладчик.

Раскладчик имеет лотковую конструкцию и формирует 4 потока (ручья) руды с покусковой подачей её в зону измерения и отбора в режиме свободного падения. Каждый кусок подвергается сканирующему рентгеновскому облучению за счет естественного движения куска в узкощелевой полосе облучения. Спектр вторичного излучения от куска подвергается автоматической компьютерной обработке, определению аналитического параметра разделительного признака и сравнению полученной величины с заданным пороговым значением.

Измерительно - управляющая система сепаратора (на основе промышленных компьютеров) вырабатывает сигнал управления на срабатывание исполнительного механизма на кусок с повышенным или пониженным содержанием ценных компонентов или элементов-примесей. Исполнительный механизм электромагнитного шибберного типа срабатывает, изменяя траекторию

падения куска, который направляется в течку отбираемого продукта. Остальные куски падают без отклонения траектории в другую течку, например, «хвостов». Причем сигнал управления МИ по длительности (сила удара) пропорционален линейному размеру отбиваемого куска.

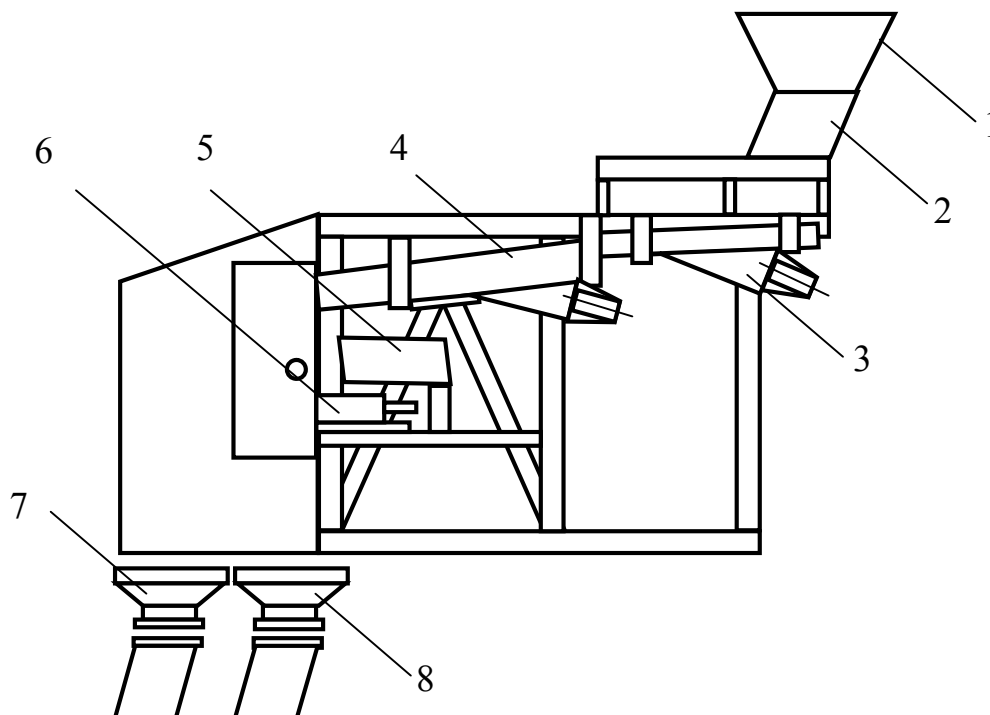


Рис. 1.22. Сепаратор СРФ-4-150:

1 – приёмный бункер; 2 – переходник; 3 – питатель; 4 – раскладчик; 5 – блок электронный; 6 – исполнительный механизм; 7 – течка продукта; 8 – течка хвостов

Исполнительные механизмы, в зависимости от установленной логики отбора в ИУС сепаратора, могут работать в двух режимах:

- отбор рудных кусков;
- отбор породы.

Целесообразно отбивать те куски, которых меньше по количеству (легче работать исполнительным механизмам).

Управление качеством продуктов разделения производится порогом сепарации.

Рентгенорадиометрическая сепарация (РРС) применима для самых разнообразных полезных ископаемых: руды цветных и редких металлов, золото и серебро, платиноиды, редкоземельные элементы, полиметаллы, олово, вольфрам, марганец, хром, бокситы, кварциты, магнезиты, флюориты, нефелины, силлиманиты, апатиты, уголь, отходы металлургических производств (шлаки, футеровка). И это далеко не полный перечень возможностей РРС.

В таблице 1.11 приведены некоторые примеры применения технологии РРС для разных типов руд, отражающих возможности этой технологии [13].

Таблица 1.11. Результаты рентгенорадиометрической сепарации различных полезных ископаемых

Месторождение, (наименование руды)	Класс крупности, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %
«Бадран», Россия (золотосодержащая)	25-150	Обогащенный	19,8	15,7	97,1
		Хвосты	80,2	0,11	2,9
		Исходный	100,0	3,2	100,0
«Юбилейное», Россия (золотосодержащая)	40-150	Обогащенный	17,1	13,9	83,8
		Хвосты	82,9	0,6	16,2
		Исходный	100,0	2,8	100,0
«Горевское», Россия (свинцовая)	25-50	Обогащенный	63,4	4,36	91,5
		Хвосты	36,6	0,71	8,5
		Исходный	100,0	3,02	100,0
«Валькумей», Россия (оловосодержащая)	25-50	Обогащенный	10,0	1,35	84,3
		Хвосты	90,0	0,03	15,7
		Исходный	100,0	0,16	100,0
«Светлое», Россия (вольфрамосодержащая)	25-150	Обогащенный	16,8	0,58	72,0
		Хвосты	83,2	0,04	28,0
		Исходный	100,0	0,14	100,0
«Левихинское», Россия (медноцинковая)	25-50	Обогащенный	76,8	1,62	72,0
		Хвосты	23,2	0,21	28,0
		Исходный	100,0	0,14	100,0
«Жирекен», Россия (молибденосодержащие)	25-50	Обогащенный	59,4	0,125	91,0
		Хвосты	40,6	0,018	9,0
		Исходный	100,0	0,082	100,0
«Наран», Россия (плавико-шпатовая)	25-100	Обогащенный	36,7	60,52	80,16
		Хвосты	63,3	7,74	19,84
		Исходный	100,0	27,71	100,0

Технология РРС реализуется путем создания на борту карьеров или отвалов, вблизи штолен или обогатительных фабрик рудосортировочных комплексов (РСК). Технологическое оборудование РСК включает в себя узел рудоподготовки (дробилка, грохот, конвейеры и др. вспомогательное оборудование) и непосредственно сам сепарационный комплекс на основе рентгенорадиометрических сепараторов. Фактически РСК – это типовой дробильно-сортировочный комплекс, в который добавлены сепараторы.

Суть РРС золотосодержащих руд заключается в использовании тех природных свойств и особенностей, которые обусловлены генезисом золоторудных месторождений и проявляются в наличии у золота неотъемлемых генетических спутников (минералов и элементов), ассоциирующих и коррелирующих с золотом не только в пределах рудного поля (оруднения), но и в размерах на уровне каждого куска. Естественно, эта корреляция нелинейна, носит пороговый характер, но в целом позволяет уверенно выделять рудную часть (куски, обогащенные золотом) и нерудную часть (породу, отвальный продукт, бедные куски).

Многочисленные исследования, проведенные на различных типах золотосодержащих руд (кварцевые, сульфидные, смешанные, убогосульфидные, сланцевые и пр.), позволили установить целый ряд элементов, которые так или иначе связаны с золотом (или ассоциируют с ним).

В основном кварц и сульфидные минералы (пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, арсенопирит, антимонит) чаще и надежней всего определяют наличие золота в куске. При этом сами эти минералы в РРС распознаются через элементы Fe, Cu, Zn, Pb, As и Sb. Дополнительно выявлены антикоррелирующие с золотом элементы Ca, Sr, и иногда Zr, Rb (элементы вмещающих пород), которые, наоборот, при наличии их в кусках, сигнализируют об отсутствии (или малом количестве) золота в этих кусках.

С 2000 года на открытом руднике «Эльдорадо» (Красноярский край, Россия) эксплуатируется рудосортировочный комплекс для предварительного обогащения весьма бедных золотосодержащих руд. Комплекс состоит из 2-х закрытых модулей: модуль рудоподготовки на основе агрегата дробления и агрегата грохочения и модуля РРС на основе 4-х сепараторов СРФ4-150. Модули связаны между собой главным конвейером подачи руды (непосредственно с грохота в приемные сепараторы без промежуточных накопительных бункеров), также закрытым от атмосферных осадков специальной галереей с покрытием пропиленовой пленкой.

Технологическая схема предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Эльдорадо технологией РРС представлена на рис. 1.23.

Предварительному обогащению подлежит класс 40-150 мм. При этом в хвосты РРС выделяется около 60% крупнокускового материала ($Au \sim 0,6-0,9$ г/т).

Экономический эффект от внедрения РРС обусловлен сокращением затрат на перевозку (расстояние от карьера до ЗИФ ~ 65 км) и переработку руды на ЗИФ, за счет чего достигается снижение затрат на уровне 47-48% (при сравнительных расчетах на руду с исходным содержанием золота $\sim 1,5$ г/т).

На Учалинском ГОКе (Урал, Россия) в 2003 г. впервые в мировой практике запущен в эксплуатацию рудосепарационный комплекс медно-колчеданных руд по классу крупности 30-250 мм (сепараторы СРФ4-150, СРФ2-300). Производительность комплекса – до 40-50 т/час. Класс 0-30 мм (несортируемая часть) добавляется в обогащенный продукт.

Технология РРС эффективно используется при обогащении кварцитов, которые используются для получения высококачественного кремния. Особые требования к кварцитам предъявляются по содержанию Fe. Для получения сверхчистого кремния содержание Fe в кварцитах не должно превышать 0,06%.

На Черемшанском руднике (Россия) в 2000 г. был создан рудосортировочный комплекс на основе 2-х сепараторов СРФ4-150. На сепараторы поступает основной класс крупности 30-120 мм с повышенным исходным содержанием Fe 0,1-0,14%. Путем РРС получают обогащенный кварцит, содержащий Fe не более 0,06%, тем самым обеспечивая потребности ЗАО «Кремний» в высококачественном сырье.

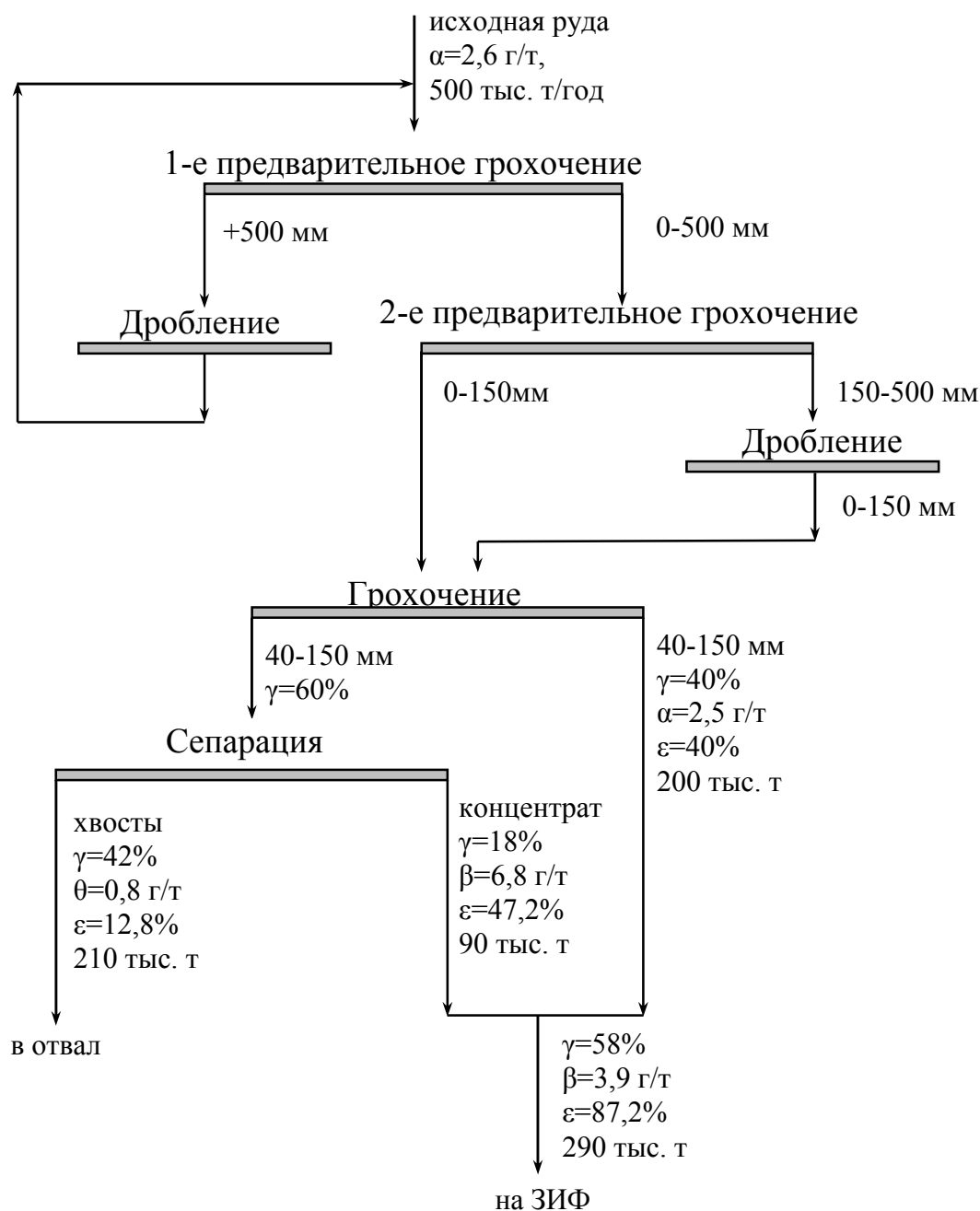


Рис. 1.23. Технологического схема предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Эльдorado

Технология РРС может быть одной из основных технологий обогащения крупнокускового материала +20 (10) мм марганцевых и хромовых руд с получением конечных продуктов, пригодных для металлургического производства.

На Жайремском ГОКе (Казахстан) на марганцево-железистых рудах за одну операцию сепарации получают марганцевый концентрат с содержанием Mn более 35 – 40 % (до 50 %). Результаты рентгенорадиометрической сепарации показательны и в другом отношении: из железо-марганцевых руд одновременно с получением марганцевого концентрата в хвосты РРС выделяется железо-рудный концентрат.

1.6. Перспективы развития радиометрического обогащения полезных ископаемых

Радиометрическое обогащение относится к высокоэффективным, экологически чистым и низкзатратным технологиям.

Появление и необходимость этой технологии обусловлены многими объективными факторами. Для горнорудной промышленности всего мира характерны общие беды. Богатые месторождения практически отработаны, а перерабатывать традиционными методами бедные и забалансовые или некондиционные руды, в т.ч. многочисленные отвалы этих руд, убыточно или, в лучшем случае, невыгодно из-за высокой себестоимости продукции. Кроме того, все меньше остается легкообогатимых руд, все чаще приходится переходить на комплексные труднообогатимые и упорные руды, для которых актуально не только удаление породы, но и возникает необходимость разделения на технологические типы и сорта.

Для повышения качества перерабатываемых руд и расширения сырьевой базы предприятия вынуждены привлекать и осваивать новые более богатые малые месторождения и рудопроявления, зачастую значительно удаленные от обогатительной фабрики. При этом забывая про свои собственные запасы и накопленные отвалы бедных и забалансовых руд, рациональное использование которых во многом может решить сырьевую проблему и, в большинстве случаев – социальную.

И здесь главный технологический и экономический резерв лежит на пути исключения бессмысленных перевозок и переработки пустой породы.

Именно из экономических соображений в сочетании с технологическими преимуществами предварительное обогащение и разделение руд по сортам должны стать азбукой, неотъемлемой частью общей технологии добычи и переработки полезных ископаемых, различных видов техногенного сырья для предприятий с любой производительностью рудников.

Кроме того, традиционно практически вся технология обогащения базируется на «мокрых» методах, замена которых на «сухие», экологически и экономически более эффективные является предметом и целью многочисленных исследований и поисков.

С давних времен и до сегодняшнего времени применяется ручная рудоразборка (или сортировка) крупнокускового материала практически во всех горнодобывающих странах мира. Но это - низкоэффективный труд и, конечно, не выход из положения.

Ясно, что только высокоэффективная и производительная покусковая сепарация способна решать эти задачи.

Именно для этих целей и разработаны радиометрические методы обогащения, для этого служат радиометрические сепараторы.

В наиболее развитых странах мира в течение последних 50 лет упорно занимались разработкой методов радиометрической сепарации, включающих в себя использование всевозможных видов излучения для распознавания ценных компонентов в кусках полезных ископаемых. В урановой и алмазной промышленности эта технология уже давно стала базовой. Для этого применялись

и применяются сотни радиометрических сепараторов, работающих по естественной радиоактивности и рентгенолюминесценции полезных минералов.

С развитием и совершенствованием радиометрических методов обогащения связано их широкое вовлечение в технологические схемы переработки различных полезных ископаемых. Основными направлениями использования радиометрического обогащения на ближайшую перспективу являются:

- переработка принципиально новых, ранее не обогащавшихся видов сырья;
- переработка малых месторождений и месторождений, удалённых от мест глубокого обогащения;
- предварительное обогащение бедных и забалансовых руд и неметаллических полезных ископаемых;
- предварительное обогащение руд при производительных малоселективных системах обработки;
- обогащение нерудного сырья с целью получения высококачественных концентратов;
- разделение руд на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам;
- сортировка отходов металлургического производства (шлаков, огнеупоров);
- преремещение технологий обогащения под землю с использованием хвостов для закладки выработанного пространства.

2. Обогащение с использованием эффектов взаимодействия кусков разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора

К процессам обогащения, объединённым в эту группу, относятся [1-8]:

1. Обогащение по упругости;
2. Обогащение по трению;
3. Комбинированное обогащение по трению и упругости;
4. Обогащение по форме;
5. Термоадгезионный метод обогащения;
6. Обогащение на жировых поверхностях.

Разделительный процесс в данной группе методов идёт с использованием объёмных или поверхностных свойств в одну операцию. К факторам, влияющим на процесс разделения, относятся изменение формы разделяемых кусков, содержание сростков, влажность минералов.

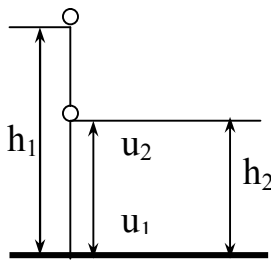
2.1. Обогащение по упругости

Этот процесс основан на различии в упругости разделяемых компонентов, взаимодействующих с рабочей поверхностью сепаратора (плитой), имеющей постоянные свойства. Процесс осуществляется в воздушной среде и объясняется классической теорией удара.

Выделяют следующие фазы процесса:

- движение частицы к плите;
- удар частицы о плиту и смятие частицы и плиты при ударе;
- восстановление формы частицы и плиты и сообщение кинетической энергии частице;
- движение частицы от плиты.

Фазы движения частицы к плите и от плиты показаны на рисунке 2.1.



h_1, h_2 - высота падения и подъёма частицы;

u_1, u_2 - скорость падения и подъёма частицы

Рис. 2.1. Траектория движения частицы

Движение частиц к плите может осуществляться в результате свободного падения с заданной высоты. Запасаемая энергия определяется высотой падения.

При завершении 1-й фазы, в момент касания о плиту частица достигает скорости u_1 .

2-я фаза определяется изменением скорости частицы до нуля. При этом частица и плита испытывают упругие и пластические деформации. При $u_1 = 0$ сила действия частицы на плиту равна весу частицы.

Начало 3-й фазы характеризуется восстановлением формы частицы и плиты, когда силы упругой деформации превышают силу тяжести. В конце 3-й

фазы частица приобретает скорость, равную u_2 , направленную противоположно u_1 (при горизонтальной плите).

Для имеющих условия свободного падения:

$$u_1 = \sqrt{2gh_1}; \quad u_2 = \sqrt{2gh_2}.$$

Отношение u_2 к u_1 называется коэффициентом восстановления скорости K_B .

Значение K_B зависит от упругих свойств соударяющихся тел, а также от высоты падения тела. При $K_B = 0$ $u_2 = 0$, т. е. упавшая на плоскость частица останется неподвижной (случай неупругого удара). Если $K_B = 1$, $u_1 = u_2$ (случай вполне упругого удара). При $1 > K_B > 0$ удар называется не вполне упругим.

Различия в коэффициентах восстановления скорости компонентов полезного ископаемого при прямом центральном ударе частиц о разделяющую поверхность использовано в вибрационном сепараторе (рис. 2.2а).

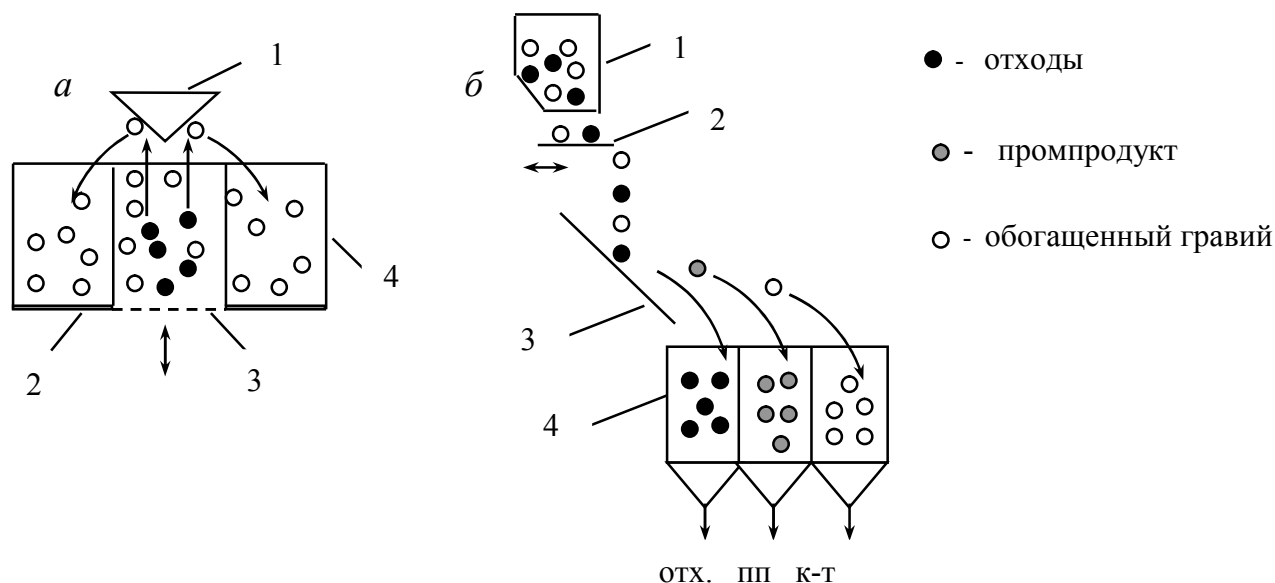


Рис. 2.2. Схемы сепараторов:

а - схема вибрационного сепаратора; 1 - уголкового отражателя; 2 - приёмники материала; 3 - днище из упругой сетки; б - сепаратор с неподвижной рабочей поверхностью; 1 - бункер; 2 - вибропитатель; 3 - плита; 4 - приёмные бункера

Сепаратор представляет собой трёхсекционный короб, днище центральной части которого выполнено из упругой сетки (3), играющей роль разделяющей поверхности. Над центральной секцией короба установлен уголкового отражателя (1). При сообщении вибрации сепаратору и подаче питания на упругую сетку куски полезного ископаемого, имеющие большую упругость, достигают уголкового отражателя (1) и, отражаясь от него, попадают в приёмники (2). Куски, которые имеют малую упругость, поднимаются на меньшую высоту и, не достигая уголкового отражателя (1), остаются в центральной секции сепаратора и разгружаются на сходе с неё.

Схема сепаратора с неподвижной рабочей поверхностью представлена на рис. 2.2.б. В этом сепараторе исходный материал из бункера (1) по вибропитателю (2) монослоем подаётся на плиту (3). Частицы, имеющие большую упругость, отражаясь от плиты получают большую скорость, движутся по более пологой траектории и пролетают большее расстояние. Менее упругие частицы движутся

по более крутой траектории и падают в ближний приёмник (4). Промпродукт возвращается в начало процесса.

Основной недостаток в работе сепараторов с неподвижной рабочей поверхностью - это рассеяние дальности отскока. Причина – неправильная форма кусков, приводящая к косому удару. При этом центр тяжести частицы смещается от вертикали в месте касания частицы и плиты. В результате дальность полёта частицы уменьшается. Большая дисперсия дальности отскока частиц позволяет применять этот метод только для компонентов, имеющих значительное отличие в прочности. Более эффективна сепарация по упругости для минералов с округлой формой частиц, например для гравия.

Схема обогащения по упругости приведена на рис.2.3.

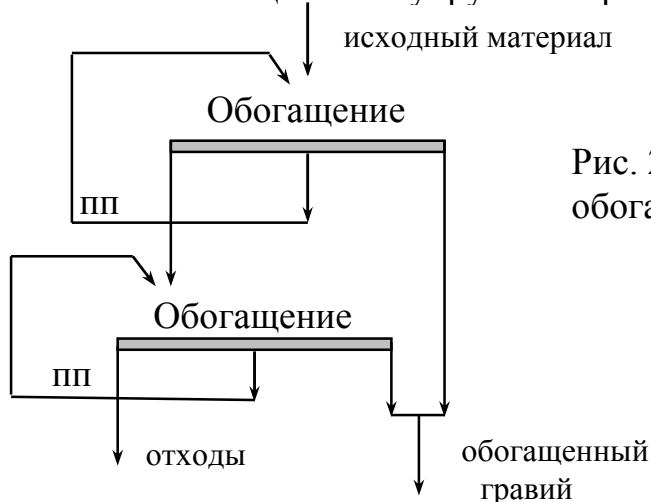


Рис. 2.3. Технологическая схема обогащения гравия

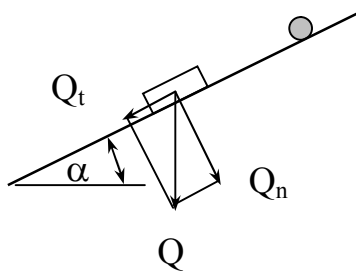
2.2. Обогащение по трению

Этот способ эффективен только при значительных различиях разделяемых компонентов в коэффициентах трения. Предполагается, что коэффициент трения компонентов связан с показателем качества. Обогащение по трению осуществляется в две стадии:

1. Взаимодействие частиц с поверхностью с целью селективного изменения параметров их движения;
2. Выделение из потока материала частиц с заданными параметрами движения.

Вторая стадия осуществляется с использованием различий в траекториях и скоростях движения компонентов.

Взаимодействие частиц с рабочей поверхностью сепаратора оценивается коэффициентом трения f , который находится из соотношения составляющих сил, действующих на частицу, находящуюся на наклонной плоскости.



Силу тяжести частицы Q можно разложить на две составляющие: Q_t - продольную (скатывающую) и Q_n - нормальную.

$$Q_t = Q \sin \alpha, \quad Q_n = Q \cos \alpha.$$

Из условий покоя частицы $Q_t = f Q_n$
или $Q \sin \alpha = f Q \cos \alpha.$

Откуда $f = \sin\alpha / \cos\alpha = \operatorname{tg}\alpha = \operatorname{tg}\varphi$,

где φ - угол трения.

Тело скользит по плоскости, когда угол наклона плоскости α больше угла трения φ данной частицы по материалу плоскости, т.е. когда $\alpha > \varphi$.

Коэффициент трения зависит от шероховатости частицы и плиты, формы частицы. Плоские частицы скользят, круглые катятся.

При движении частиц с различной скоростью разделяемые частицы приобретают различную траекторию. Скорость частиц в момент их схода с наклонной плоскости определяется по формуле

$$V = \sqrt{2Lg(\sin\alpha - f \cos\alpha)}$$

где L – путь, пройденный частицей, g – ускорение свободного падения, f – коэффициент трения частицы, α - угол наклона плоскости

Таким образом, скорость на сходе с наклонной плоскости определяется коэффициентом трения частицы о плоскость (f), углом наклона плоскости (α) и длиной разгонного участка плоскости (L).

Обогащение с использованием различий в коэффициентах трения может проводиться на аппаратах с неподвижной (наклонные плоскости, винтовые сепараторы) и подвижной (барабанные, ленточные, дисковые сепараторы) рабочей поверхностью.

К аппаратам с неподвижной рабочей поверхностью относится *сепаратор типа «Горка»* (рис. 2.4).

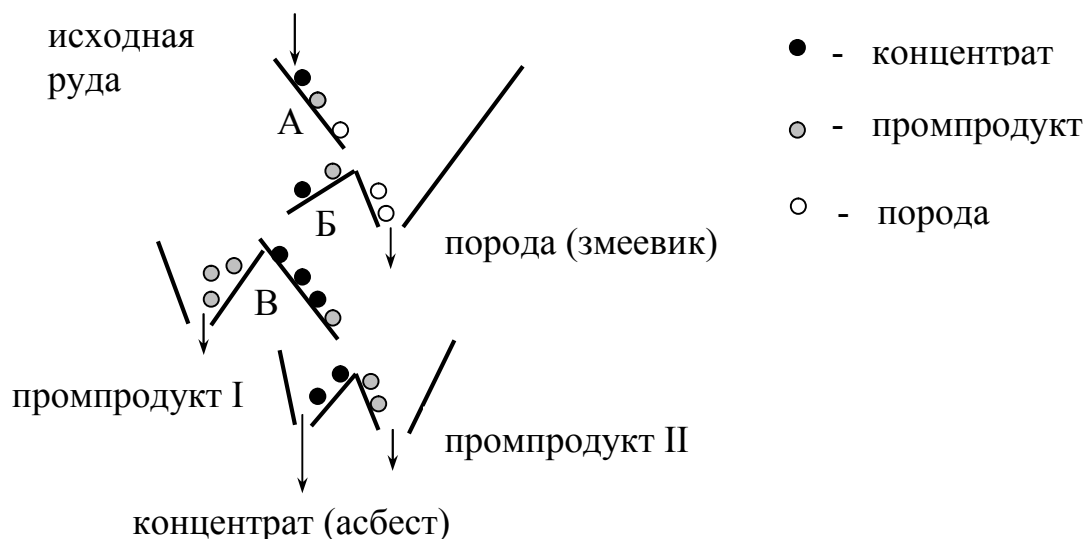


Рис. 2.4. Сепаратор для обогащения по трению «Горка»

Плоскостной сепаратор (рис.2.5) применяют для обогащения слюды. Каждая его плоскость имеет длину 1350 мм и ширину 1000 мм. Угол наклона нижней плоскости больше, чем верхней, точно так же и ширина щели на нижней плоскости больше, чем ширина на верхней. На плоскость подается сухой материал крупностью $-70+25$ мм. Перед щелью устанавливается небольшой порог

прямоугольной формы для создания условий отрыва движущихся кусков пустой породы от наклонной плоскости. Куски пустой породы, перелетая через щель, разгружаются в конце плоскости. Куски слюды, имея пластинчатую форму, движутся по наклонной плоскости медленнее кусков породы и, проваливаясь через щель, попадают на следующую плоскость, где перечищаются.

Производительность сепаратора составляет 3,5-3,7 м³/ч, извлечение слюды в концентрат 90-92 %.

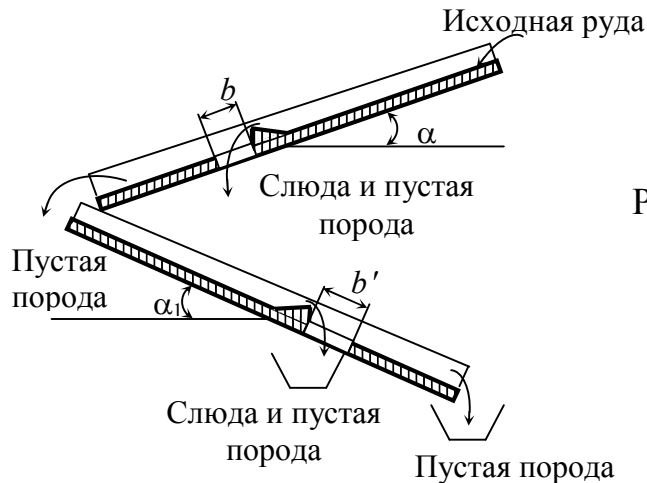


Рис. 2.5. Плоскостной сепаратор

Винтовые сепараторы представляют собой двойную наклонную плоскость, свернутую вокруг неподвижной оси по винтовой линии в форме двухзаходного винта. Винтовой сепаратор высотой 3-4 м имеет три-четыре витка (шаг спирали 0,7-0,9 м). Сухой исходный материал загружают в верхнюю часть аппарата на каждый из винтообразных желобов. Частицы, имеющие разные коэффициенты трения, движутся на разных расстояниях от оси вращения.

Частицы с большим коэффициентом трения имеют меньший радиус траектории движения по желобу, с меньшим коэффициентом трения – больший радиус, благодаря чему они разделяются. Коэффициенты трения скольжения тяжелых минералов (вольфрамит, касситерит, магнетит) выше коэффициентов трения кварца, вследствие чего разделение частиц на сухом винтовом сепараторе должно происходить и по плотности.

Винтовой сепаратор с невысокими бортами по внешней стороне рабочего желоба имеет значительно больший угол наклона желоба, чем без бортов. Куски пустой породы, центр тяжести которых выше верхней кромки борта, при движении развивают большую скорость и вылетают через борт. Винтовые сепараторы для сухого обогащения отличаются простотой конструкции, но для эффективного разделения требуют предварительной узкой классификации материала по крупности.

Ленточные сепараторы трения относятся к аппаратам с движущейся рабочей поверхностью.

Ленточный сепаратор (рис.2.6 а) представляет собой резиновую ленту, наклоненную под углом, на которую небольшим слоем подается материал. Точка загрузки размещается на 1/3 длины ленты от её нижнего края. Частицы с меньшим коэффициентом трения скатываются с ленты в приемник, а с большим коэффициентом трения – увлекаются лентой в другой приемник. Скорость

перемещения ленты - 1 м/с. Ленточные сепараторы применяют для отделения мелкого технического гранита от пластинок слюды.

В *барабанных сепараторах* (рис.2.6 б) разделяемые частицы также перемещаются в разных направлениях.

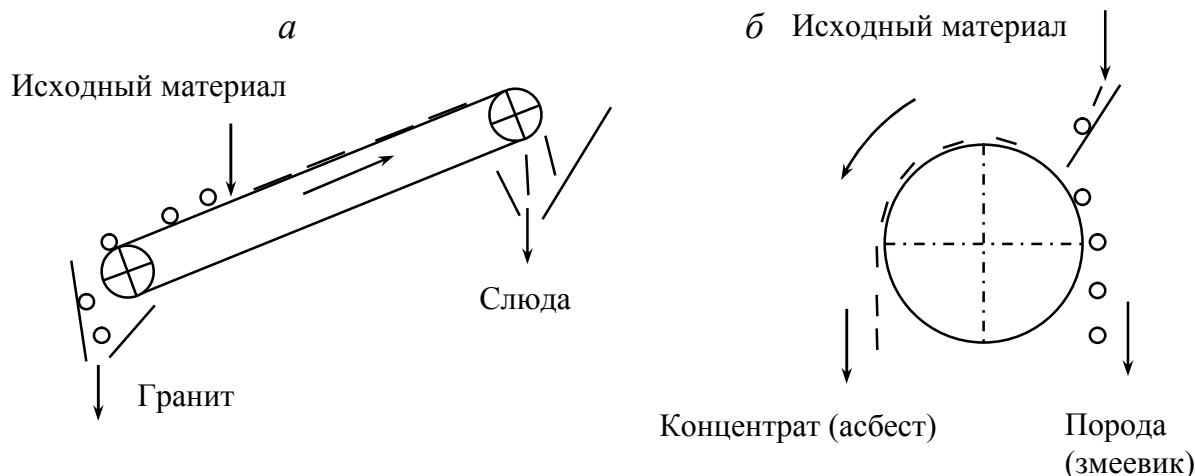


Рис. 2.6. Сепараторы трения: а - ленточный; б – барабанный

В *дисковых сепараторах* рабочей поверхностью является шероховатый металлический диск, расположенный с уклоном в сторону, противоположную подаче материала. Вал, на котором размещен диск сепаратора, может изменять угол наклона в пределах $10 - 20^\circ$, что позволяет изменять наклон диска и управлять процессом разделения. При работе сепаратора диск вращается с определенной скоростью. Под действием центробежной силы частицы с меньшим коэффициентом трения отбрасываются к наружному краю диска и разгружаются в первый по ходу диска желоб, с большим – в следующий желоб и с самым большим коэффициентом трения – в последний желоб. Для увеличения производительности на общем валу устанавливается несколько дисков (один под другим) из стали и латуни.

Фрикционные дисковые сепараторы применяют для обогащения сухого узкокласифицированного обеспыленного материала с небольшим содержанием сростков. Модуль шкалы классификации обогащаемого материала не должен превышать 2.

2.3. Комбинированное обогащение по трению и упругости

Этот метод применяется при получении прочного щебня для производства высокомарочных бетонов. При этом используются различия в коэффициенте восстановления, скорости и коэффициенте трения разделяемых частиц. Принцип комбинированного обогащения реализован в сепараторе Н.К. Тимченко (рис. 2.7).

Из бункера материал поступает в стабилизатор траектории, позволяющий смещать точку подачи материала на барабан на величину a относительно его оси. Взаимодействуя с барабаном, частицы известняка с высоким коэффициентом восстановления отскакивают от него, глинистые частицы деформируются и уносятся барабаном в хвосты.

Регулировка сепаратора осуществляется изменением точки подачи материала на барабан и частоты вращения барабана. При необходимости перемешивания используют 2-барабанный сепаратор.

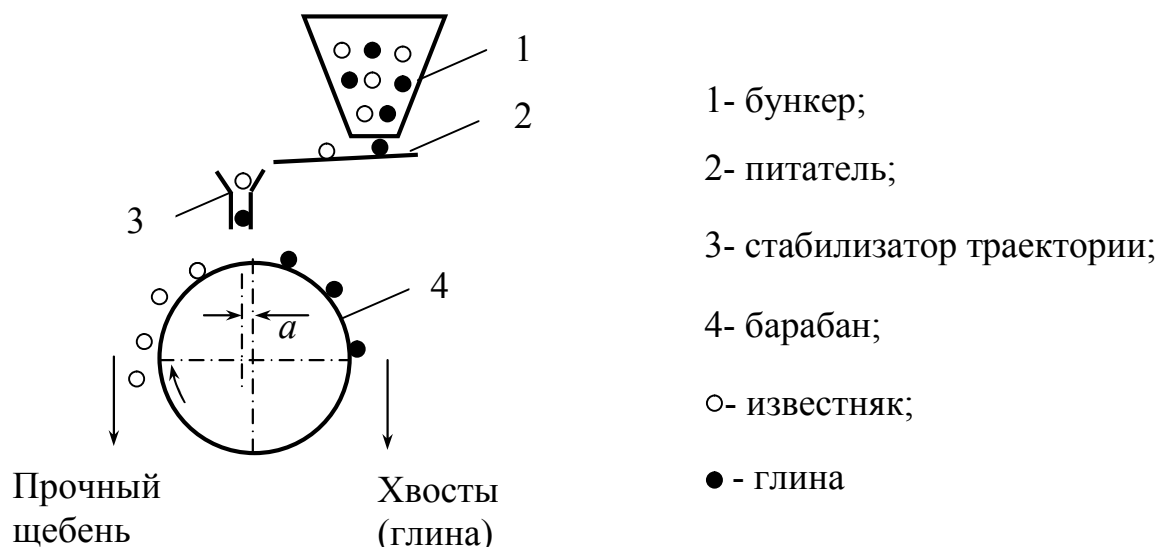


Рис. 2.7. Схема однобарабанного сепаратора Н.К. Тимченко

На разделении по упругости и контактной прочности основано обогащение тальковых руд. Процесс реализуется в сепараторе ВНИИНеруд, представленном на рисунке 2.8. Тальк имеет меньшую контактную прочность и коэффициент восстановления, чем вмещающие породы. При попадании на вращающийся барабан куски породы закручиваются и отбрасываются на рифлёную плоскость, оттуда в приёмник. Куски талька, попадая на зубья барабана, сминаются, получают меньшую скорость и разгружаются в соответствующий приёмник.

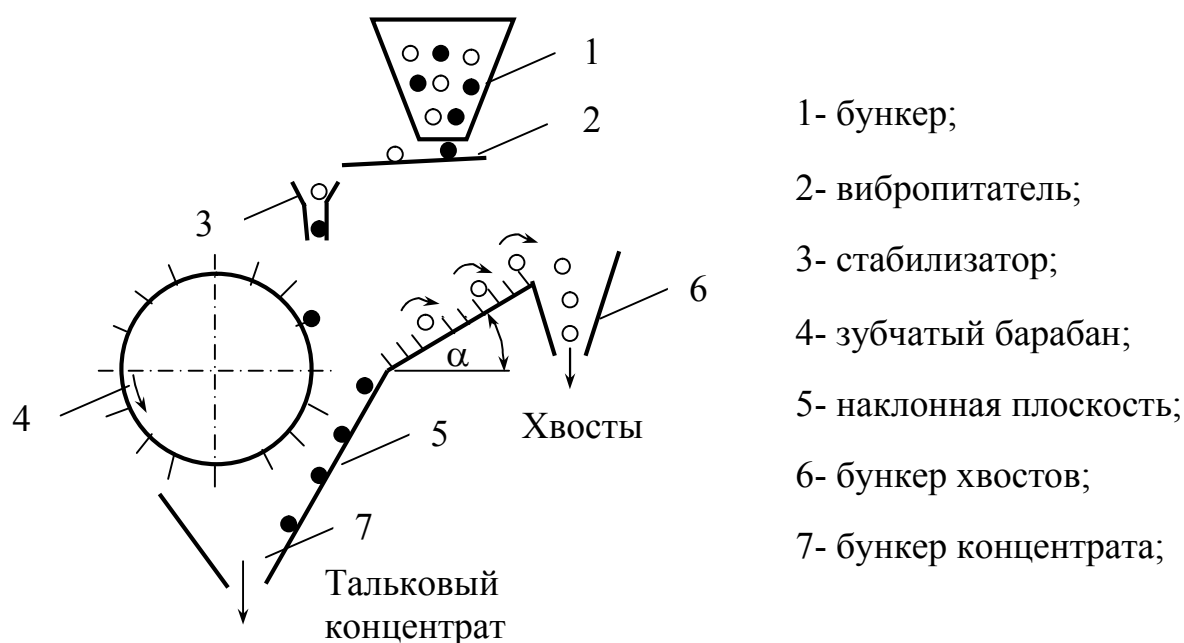


Рис. 2.8. Схема сепаратора ВНИИНеруд

2.4. Обогащение по форме

Этот процесс применяется для материалов, различающихся природной формой кусков компонентов (сланцы, слюда, асбестосодержащие руды).

Кроме того, при дроблении горных пород на щебень в дроблённом продукте появляются частицы продолговатой формы (лещадной), ухудшающие качество бетона. Уменьшение содержания лещадных частиц в готовой продукции может рассматриваться как повышение качества щебня.

Для разделения частиц различной формы используют следующие способы:

- ручная сортировка;
- грохочение на специальной просеивающей поверхности;
- разделение по скорости движения частиц, обусловленной различиями в их форме;
- разделение по площади контакта частицы с рабочей поверхностью аппарата;
- комбинированные способы разделения.

Ручная сортировка частиц различной формы была рассмотрена в первом разделе.

Грохочение на специальных просеивающих поверхностях широко используется при обогащении слюды и щебня.

Выделение лещадных частиц при переработке щебня осуществляется на резинострунных просеивающих поверхностях, имеющих щелевидную форму.

Для выделения слюды, характеризующейся ярко выраженной пластинчатой формой, использование только щелевидной просеивающей поверхности недостаточно. Для прохождения пластины слюды через щель необходима их ориентация перпендикулярно или наклонно к просеивающей поверхности. Такая ориентация достигается с помощью крышевидного грохота, просеивающая поверхность которого образована из уголков.

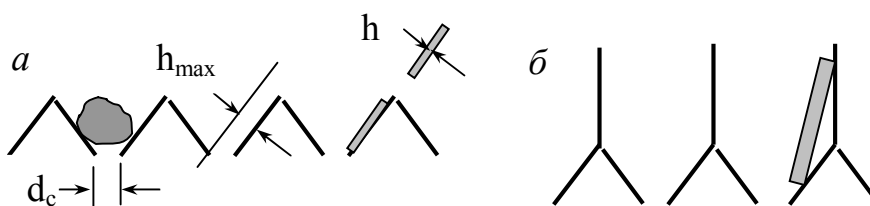


Рис. 2.9. Просеивающая поверхность: а- крышевидный грохот; б- крышевидный грохот с вертикальными перегородками

Для эффективной работы грохота толщина пластинки слюды h не должна превышать её максимальное значение h_{\max} , которое, в свою очередь, должно быть меньше размера щели грохота d_c , т.е. $h_{\max} < d_c$.

Вероятность выделения пластинки слюды возрастает, если крышевидный грохот оборудован вертикальными перегородками (рис. 2.9 б).

Как известно, пустая порода имеет куски более неправильной формы, чем слюда, вследствие чего в узкие щели вместе со слюдой проваливается только

мелочь размером меньше ширины щели. При грохочении происходит разделение всей горной массы по форме зерен следующим образом. Кристаллы слюды, попадая на сито с колосниками, имеющими острые грани, получают неустойчивое равновесие и легко опрокидываются в щель.

Последующее отделение кристаллов слюды от мелкой породы основывается на разности их площадей. Максимальный диаметр кусков породы незначительно превышает размер щелей колосникового грохота, тогда как у кристаллов слюды площадь намного больше толщины. При просеивании промпродукта через сито с круглыми или квадратными отверстиями мелкие куски породы проваливаются, а кристаллы слюды скатываются по сетке, чем и достигается отделение слюды от мелкой породы.

Этот метод обогащения слюдяных руд нашел широкое распространение и осуществляется на барабанных и вибрационных грохотах. Почти все современные обогатительные фабрики на слюдяных рудниках работают на основе этого метода.

В промышленности для выделения слюды с использованием профилированной поверхности применяются грохоты типа СМ-13. Эти грохоты наиболее эффективны для обогащения слюдяных руд ввиду того, что траектория колебаний сит происходит по эллипсу, т.е. в несколько наклонном к горизонту направлении. Такое сложное движение грохота способствует лучшему самоочищению сита колосниковой решетки.

На рис. 2.10 представлена типовая схема обогащения слюдяных руд с использованием грохота СМ-13.

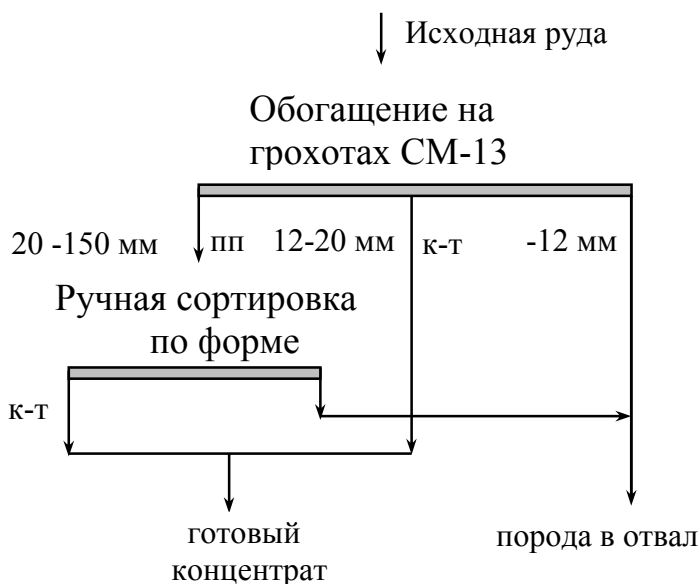


Рис. 2.10. Схемы обогащения слюдяных руд фабрики «Малиновая Варака» (Россия)

Для обогащения слюды по форме также используются **ленточные сепараторы** конструкции Гипронинеруд. Сепаратор представляет собой стандартный ленточный конвейер с плоскими роликами. Над лентой под некоторым углом к её оси установлены ребристые валки, вращающиеся навстречу ленте. Оси валков расположены под углом 60° к плоскости ленты. При этом зазор

между валиками и лентой уменьшается в направлении движения материала. При встрече с первым валком куски руды большего размера, чем зазор между валком и лентой, сбрасываются с ленты, а кристаллы слюды, имеющие плоскую форму, проходят под валком. Следующий по ходу валок устанавливается с меньшим зазором и отбивает с ленты куски породы, прошедшие под первым валком, и пропускает как и первый кристаллы слюды, которые поступают в приемный бункер.

Лучшие результаты получаются на материале, из которого удален негабарит (класс – 0 - 20 мм), и особенно на расклассифицированном на фракции, который обогащается на отдельных сепараторах.

Между сепараторами имеется ленточный конвейер, который транспортирует породу, отбитую валками. Кристаллы избыточного размера выбираются вручную. Извлечение слюды в концентрат составляет 97–98 %.

Ленточные сепараторы успешно работают на рудниках Ковдор и Ёнского рудоуправления (Россия).

Разработаны также способы, использующие несколько свойств, вытекающих из различия в форме разделяемых частиц.

Различия в коэффициентах трения плоских и округлых частиц и их парусности реализовано в **полочном сепараторе**, который применяется для разделения граната и слюды крупностью менее 5 мм. Сепаратор содержит наклонно установленную полку (1), заканчивающуюся трамплином (2), параметры которого (угол поворота, длину) можно регулировать, и приёмники продуктов разделения с регулировочным шиббером. Приёмник для слюды соединен со всасывающим патрубком вентилятора. При подаче материала на полку (1) сепаратора округлые частицы на подходе к трамплину (2) достигают более высокой скорости, чем частицы слюды. Из-за различий в траекториях движения частиц различной формы и различий в их парусности частицы слюды отклоняются в бункер слюдяного концентрата и осаждаются в нём.

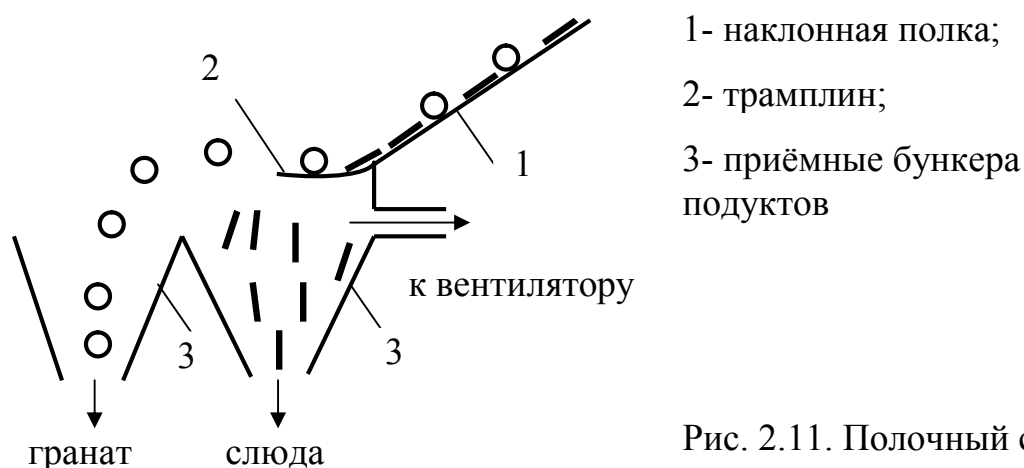


Рис. 2.11. Полочный сепаратор

Плоскостной сепаратор (рис. 2.12) для обогащения по форме и парусности снабжён разгонной площадкой (1), отражательным выступом (3), разгрузочной щелью (4).



Рис. 2.12. Плоскостной сепаратор

Особенность сепаратора – наличие перфорированной площадки (2) перед отражательным выступом и соединение этой площадки с разгрузочной щелью канала (5), в котором установлен вентилятор (6). Через перфорацию продувается воздух, который перебрасывает частицы слюды через отражательный выступ.

Забор воздуха из щели (4) способствует удалению частиц слюды в разгрузочное устройство (7). Округлые частицы ударяются о выступ (3), проходят над щелью (4) и выводятся в хвостовой продукт. Селективность разделения усиливается благодаря высокой парусности плоских частиц слюды.

Центробежный сепаратор (рис. 2.13) основан на различии в форме, трении, скорости движения разделяемых частиц. Сепаратор состоит из диска (1) и кольца (2), которые вращаются в одном направлении, но с разными скоростями ω_1 и ω_2 , и кольцевых приёмников продуктов разделения.

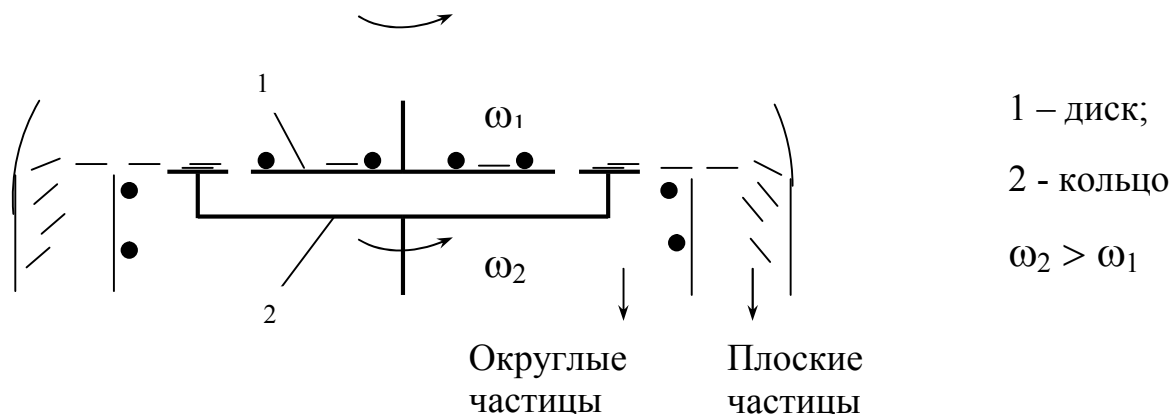


Рис. 2.13. Центробежный сепаратор

Скорость вращения кольца выше и вследствие этого плоские частицы при переходе с диска на кольцо закручиваются вокруг вертикальной оси и приобретают стабильную пологую траекторию. Округлые частицы разгружаются по более крутой траектории.

2.5. Термоадгезионный метод обогащения

Этот метод включает две технологические операции:

- селективный нагрев разделяемых компонентов;
- селективное закрепление различно нагретых компонентов на термопластичной поверхности.

Селективный нагрев компонентов основан на их различии в оптических, тепловых, электрических свойствах. В качестве нагревателей могут быть использованы источники инфракрасного, индукционного, сверхвысокочастотного излучения.

Селективное закрепление различно нагретых компонентов осуществляется на термочувствительной поверхности за счёт её размягчения. Фиксация происходит при охлаждении места контакта частицы и термочувствительной поверхности.

Основные требования к термочувствительному слою – это стабильность температуры его размягчения (точка пластификации).

Условие разделения: $T_1 > T_c > T_2$, где T_1 и T_2 – температура разделяемых частиц; T_c – температура термочувствительного слоя.

Для снижения затрат энергии следует производить поверхностный нагрев, который должен осуществляться в идентичных для всех частиц условиях.

Результатом нагрева является различие в силе прилипания F_n частиц к термочувствительной поверхности. $F_{n1} > F_{n2}$, где F_{n1} и F_{n2} – соответственно сила прилипания 1-го и 2-го компонентов.

Температуру нагрева компонентов при постоянных параметрах камеры облучения можно изменять временем облучения. Основными параметрами, определяющими температуру нагрева частицы, являются: свойства источника, частицы, среды и условия нагрева; температура источника излучения; коэффициент поглощения излучения частицей; диаметр частицы, площадь поверхности частицы; теплоемкость вещества частицы; плотность частицы; влажность частицы; теплоемкость воды; время контакта частицы со средой; коэффициент теплоотдачи; разность температур среды и частиц.

Промышленное применение получил способ селективного нагрева частиц различной прозрачности. Схема сепаратора приведена на рисунке 2.14. Сепаратор предназначен для выделения из каменной соли сопутствующих минералов (доломита, ангидрита).

В барабанном грохоте (1) происходит выделения класса менее 6 мм и селективный нагрев частиц. Нагрев материала осуществляется лампами инфракрасного излучения (2).

Селективно нагретый материал при помощи формирователя монослойного потока 3 (качающегося питателя и ускорительного желоба) подают на конвейер с термопластичным покрытием. Покрытие состоит из смеси полимеров Piccolastic А-25 и А-50, рассчитанных на температуру пластификации 25-50 °С. Расход полимера – 0,45 г/т исходного материала.

Производительность сепаратора - $Q = 32,2$ т/ч при извлечении NaCl в концентрат $\varepsilon = 96,9$ %.

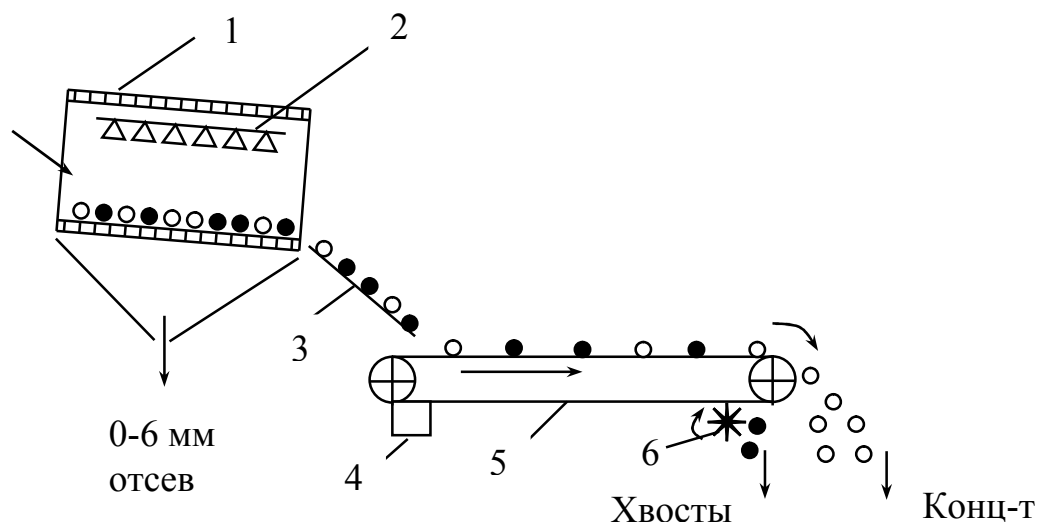


Рис. 2.14. Схема термоадгезионного сепаратора

Конструкция сепаратора включает следующие элементы:

1. Барабанный грохот с параметрами: $D = 2.4$ м, $L = 7.3$ м, $n = 2.7$ мин⁻¹;
2. Лампы инфракрасного излучения 120 кВт (240 шт);
3. Формирователь монослояного потока;
4. Устройство регенерации термопластичного покрытия;
5. Конвейер с термопластичным покрытием;
6. Щётка съёма прилипшего продукта.

Исследованиями установлена возможность выделения при помощи термоадгезионного обогащения сильно нагреваемых непрозрачных минералов: сульфидов, графита, хромита, касситерита, вольфрамита и т. д., которые встречаются в природных условиях с ненагреваемыми крупнокристаллическими минералами: галитом, сильвином, флюоритом, кварцем, кальцитом и мелкозернистыми светлыми минералами: каолином, бокситом, магнезитом.

2.6. Обогащение на жировых поверхностях

Обогащение на жировых поверхностях (липкостная сепарация) основано на избирательном закреплении частиц некоторых минералов на границе раздела вода – жир. При протекании пульпы по слою жирового покрытия гидрофобные частицы прилипают и удерживаются на нём, а гидрофильные частицы пустой породы сносятся потоком воды в хвосты.

В качестве жирового покрытия применяют мази, имеющие в своём составе в разных соотношениях петролатум, машинные масла, вазелин, парафин и другие компоненты в зависимости от обогащаемой руды и температуры воды. Мазь должна быть вязкой, пластичной, не размываться водой и иметь такую прочность, при которой она могла бы удерживать прилипшие частицы. Толщина жирового покрытия обычно составляет от 7 до 16 мм.

В промышленной практике процесс обогащения на жировых поверхностях используется для доводки черновых алмазных концентратов, выделяемых при обогащении коренных руд и россыпных песков.

Алмазы могут иметь различную смачиваемость как в зависимости от природных свойств, так и при изменении этих свойств в процессе добычи и обработки. Если частицы алмазов не достаточно гидрофобны, то их обрабатывают реагентами-собирателями гетерополярного и аполярного типов.

Основным оборудованием для липкостной сепарации являются жировые столы различных конструкций.

На **жировых столах вибрационного типа** поперечное движение деки создается электрическим вибратором, лотки имеют ширину до 1 200 мм. Они могут быть расположены под меньшим углом, чем на обычном качающемся столе.

На фабрике в Бакванга (Конго, Киншас) создана конструкция стола с поперечным качанием, которая состоит из параллельной группы желобков, расположенных в направлении потока и покрытых жировой смазкой с обеих сторон. Такая конструкция значительно увеличивает поверхность улавливания алмазов, так как не прилипшие ко дну желобка алмазы отбрасываются на боковые стенки и прилипают к ним.

В последнее время широко используются **барабанные сепараторы**.

Сепаратор представляет собой барабан, на который нанесен жировой слой (петралатум, подобный парафину, твердый и липкий, и индустриальное масло). Слой смазки составляет около 8 мм. Эта смазка имеет свойство переходить в жидкость при 90 °С, что используется при регенерации жирового слоя. Возле барабана с жировой смазкой установлен поролоновый валик, обтянутый войлоком. Материал подается между валиком и барабаном. Валик мягко прижимает алмазы на жировую смазку, а хвосты проходят дальше. Жировой слой по мере накопления в нем алмазов подвергается регенерации. Слой срезается ножом и подается в жировую топку. В топке находится вода. При нагревании до 90 °С жировой слой плавится, зернистый материал оседает вниз, а жир остается на поверхности. Затем алмазы спускают внизу топки до чистоты слива, доливают воду, жир поднимается на поверхность воды и со сливом уходит. Алмазы подвергаются доводке и сушке.

Жировой стол ленточного типа (рис. 2.15) состоит из бесконечной ленты шириной 1 м, натянутой на два барабана, которые укреплены на раме. Рама совершает колебания в вертикальной плоскости. Пульпа поступает на ленту по всей её ширине с одного конца и самотёком сливается на другом конце. Специальным устройством лента непрерывно покрывается жировой мазью. Слой мази с прилипшими к нему алмазами снимается скребком с разгрузочного барабана. Скорость движения ленты – 200-350 мм/мин.

Институтом Гипромашуглеобогащение совместно с институтом Якутнипроалмаз разработан усовершенствованный сепаратор липкостной СЛ-10 [10]. Сепаратор также оснащен лентой шириной 1 000 мм, огибающей два барабана, питателем, устройствами для нанесения и съема липкого покрытия. Вибратор, обеспечивающий вибрацию обеих ветвей ленты с заданными параметрами, вынесен из зоны абразивного износа. В качестве липкого состава

используется запатентованная смесь нефтепродуктов специального состава, включающая высокомолекулярные ингредиенты, оптимальное соотношение которых подбирается с учетом особенностей обогащаемого сырья.

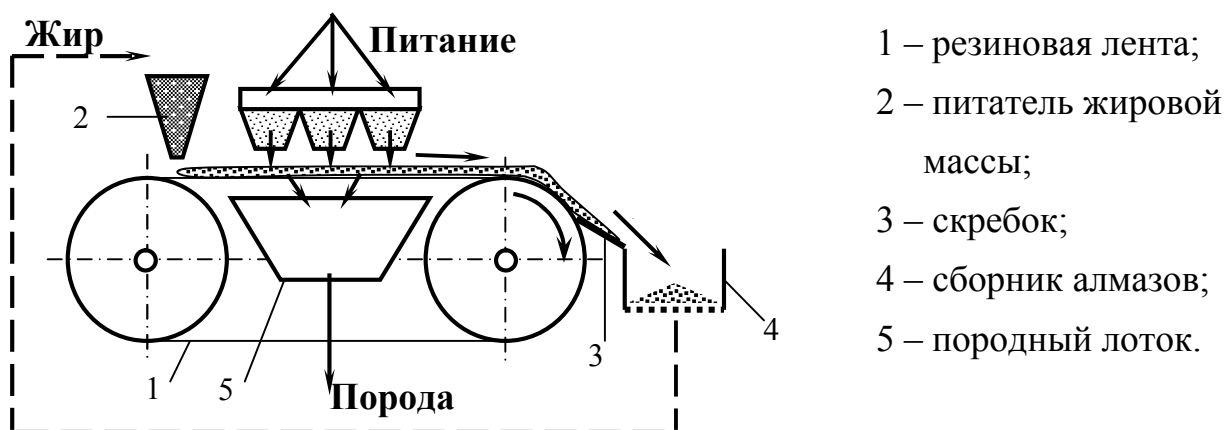


Рис. 2.15. Ленточный жировой стол

Конструкция сепаратора предусматривает наложение определенной вибрации на движущуюся ленту, что позволяет повысить извлечение алмазов. Процесс управления сепаратором автоматизирован и предусматривает автоматическое нанесение липкого состава на ленту, обеспечение заданного программой цикла работы, включая подачу воды и питания, а также сьем липкого покрытия.

Технические характеристики сепаратора СЛ-10 приведены в табл. 2.1.

Табл. 2.1. Технические характеристики сепаратора СЛ-10

Техническая характеристика	Показатели
Производительность по исходному материалу, т/ч	до 5
Ширина ленты, мм	1 000
Скорость движения ленты, м/с	0,8
Частота колебаний ленты, кол/мин.	1 250; 1 500; 1 750
Амплитуда колебаний ленты, мм	0,49 - 2,15
Мощность электродвигателя, кВт	10
Выход концентрата, %	0,2 - 0,5
Масса, кг	1 200

При использовании липкостной сепарации применяется предварительная классификация материала по крупности и отдельная обработка каждого класса. Крупность обогащаемых алмазов – от 16 до 0,5 мм. Степень извлечения алмазов – 96 – 99 %.

Для сокращения объема материала, поступающего на липкостную сепарацию, и повышения селективности процесса исходный черновой концентрат обычно предварительно подвергают гравитационному обогащению, магнитной или электрической сепарации. На жировой процесс направляется при этом только немагнитная или непроводящая фракция.

На рис. 2.16 представлена схема обогащения алмазосодержащих россыпей.

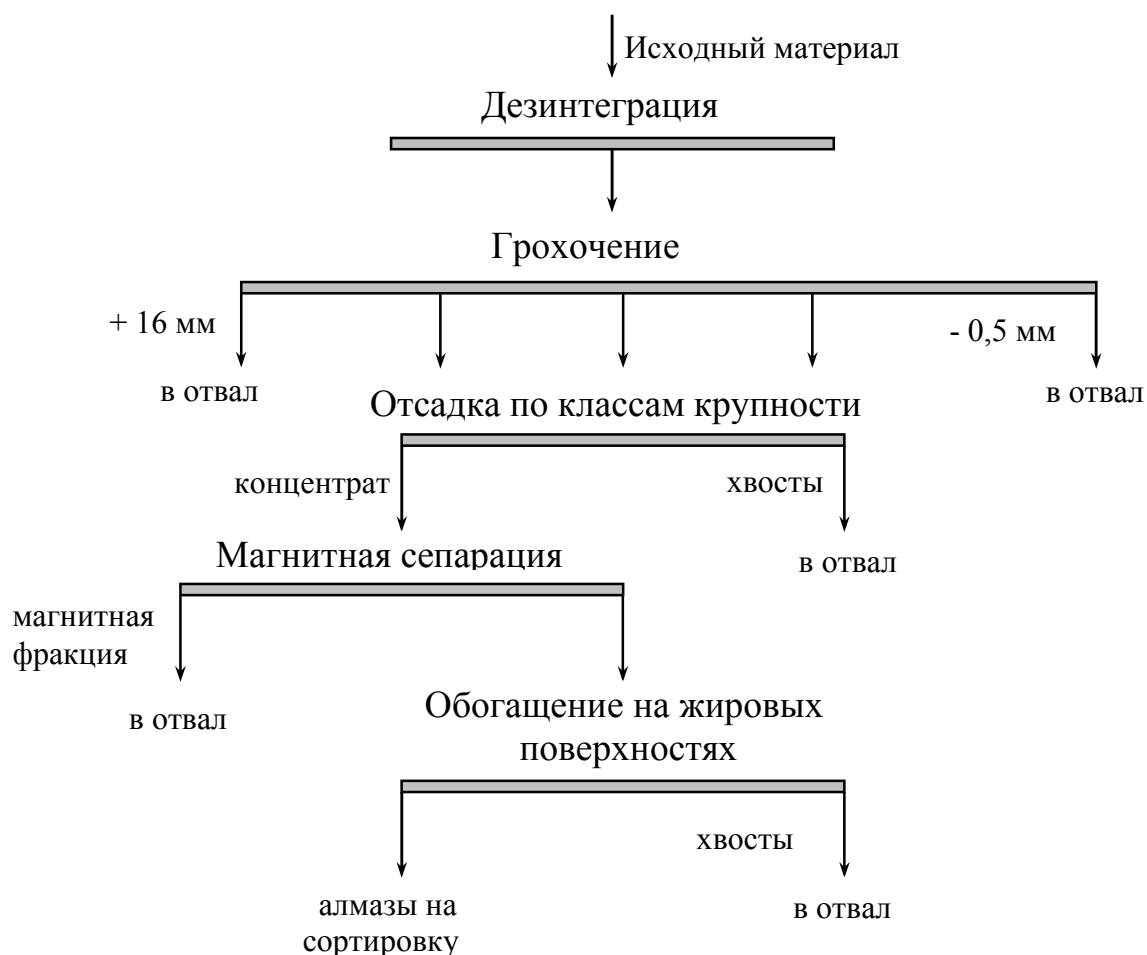


Рис. 2.16. Схема обогащения алмазосодержащих россыпей

Процесс липкостной сепарации используется для доводки гравитационных концентратов крупностью 2–5 мм на всех фабриках и драгах АК «Алмазы России – Саха» [10].

В США разработан способ извлечения золота из песков или измельченных руд при помощи липкостной сепарации. Сущность процесса состоит в том, что улавливающую поверхность покрывают остатками перегонки нефти алифатического состава, обладающими высокой способностью прилипания к металлам.

Покрытую поверхность хорошо увлажняют и пропускают по ней тонкий слой золотосодержащей пульпы. При этом золото улавливается покрытием. Затем покрытие растворяют в соответствующем растворителе и из полученного раствора выделяют золото.

3. Обогащение на основе селективно направленного изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого

К этому виду обогащения относятся следующие процессы [1-7]:

1. Избирательное дробление;
2. Избирательное измельчение;
3. Промывка полезных ископаемых;
4. Оттирка полезных ископаемых;
5. Декрипитационное разрушение;
6. Термохимическое разрушение;
7. Изменение размеров частиц с помощью термообработки.

Ряд горных пород обладает свойством контрастного изменения размеров компонентов при разрушении. Для таких горных пород обогащение может быть сведено к разделению по размерам частиц. Размер частиц становится косвенным признаком их вещественного состава.

Особенностью данной группы обогатительных процессов является необходимость проведения двух последовательных операций:

1. Избирательного изменения размеров частиц компонентов;
2. Выделения заданных классов крупности с определенными свойствами.

Задача избирательного изменения размеров решается традиционным дроблением и измельчением при целенаправленном выборе режимов.

Операция выделения заданного класса крупности осуществляется обычным грохочением, тонким грохочением и классификацией.

В ряде случаев выделение заданного класса осуществляется флотацией или магнитной сепарацией.

Различия в размерах частиц компонентов достигают при использовании различий в прочности, твердости, пластичности, температуре плавления.

Для оценки избирательности изменения размеров кусков компонентов полезного ископаемого используют два критерия: характеристики раскрытия и характеристики, учитывающие различия в гранулометрическом составе разделяемых компонентов.

Под раскрытием f_A минерала А понимают отношение массы свободных зерен минерала к массе данного минерала в полезном ископаемом, выраженное в процентах:

$$f_A = 100m_A / (m_A + m_{Ac}),$$

где m_A – масса свободных зерен компонента А; m_{Ac} – масса компонента А в сростках.

Характеристикой селективности изменения размера кусков служит отношение степеней дробления (измельчения) компонентов полезного ископаемого или критерий селективности. Под степенью дробления (измельчения) i понимают отношение начального (D) и конечного (d) размеров зерен:

$$i = D/d.$$

Критерий селективности определяется по формуле:

$$K_{c1} = i_c / i_k = D_c d_k / D_k d_c,$$

где i_c, D_c, d_k – соответственно степень дробления, средний диаметр кусков слабого минерала до и после разрушения; i_k, D_k, d_k – соответственно степень дробления, средний диаметр кусков крепкого минерала до и после разрушения.

Для конкретного полезного ископаемого отношение размеров зерен компонентов до разрушения можно считать постоянным. Тогда критерий селективности K_{c1} пропорционален отношению диаметров частиц после разрушения:

$$K_{c1} = kd_k/d_c.$$

3.1. Избирательное дробление

Применяется для полезных ископаемых, имеющих крупные агрегаты ценного компонента, которые отличаются по прочности от вмещающих пород (угли, бурожелезняковые руды, железные руды КМА, асбестсодержащие руды, калийные руды и др.)

Дробление частиц определяется кинетической энергией, преобразуемой в работу разрушения при столкновении материала с преградой:

$$E = m V^2/2,$$

где m – масса частицы, V – скорость движения.

Эффективное разрушение куска полезного ископаемого начинается с энергии, превышающей работу его упругой деформации. Минимальная скорость, при которой кусок начинает разрушаться, при ударе о преграду, называют критической.

Избирательное разрушение идет при условии $V_{к1} > V_m > V_{к2}$,

где $V_{к1}, V_{к2}$ – критические скорости разрушения компонентов полезного ископаемого; V_m – скорость соударения материала с рабочим органом дробилки.

Характерной особенностью дробилок избирательного дробления является совмещение операций дробления и грохочения (классификации) в одном аппарате.

Существует несколько разновидностей дробилок избирательного дробления: дробилки ударного дробления, полужесткого дробления и др.

3.1.1. Дробилки ударного дробления

Дробилки ударного действия представляют собой конический грохот, по центру которого установлен вал с молотками (рис. 3.1). Частота вращения вала ω_v и грохота ω_r устанавливается в зависимости от свойств дробимого материала. Дробилка устанавливается горизонтально, а продвижение материала в ней осуществляется за счет уклона, создаваемого поверхностью конического грохота. Недробимый материал (порода, дерево, металл), уходит в надрешётный продукт, дроблёный – в подрешётный.

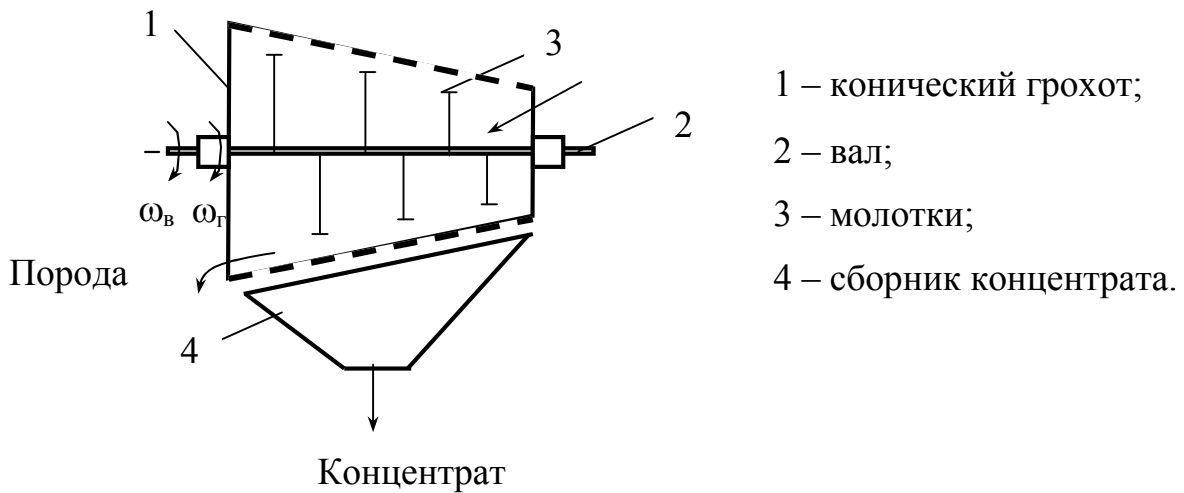


Рис. 3.1. Дробилка ударного действия

3.1.2. Дробилка полужесткого дробления

Эта дробилка применяется для предварительного отделения углей от твёрдых пород, а также для очистки рядовых углей от посторонних предметов: дерева, металла (рис. 3.2).

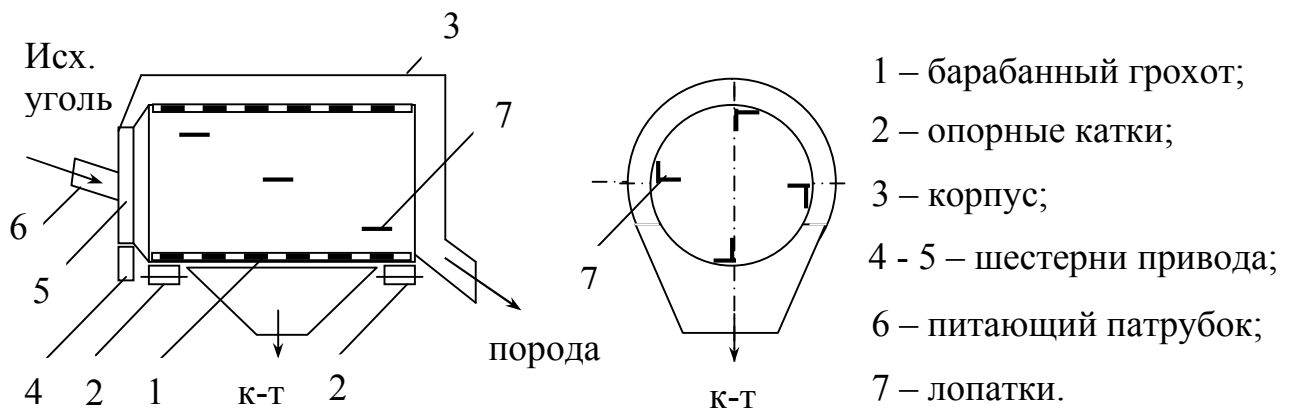


Рис. 3.2. Дробилка полужесткого дробления

Исходный уголь поступает внутрь барабана (1). С помощью спирально расположенных лопаток (7) он поднимается и падает вниз. При этом более прочная порода практически не разрушается. Хрупкий уголь разрушается и проходит через отверстия барабанного грохота. Транспортирование материала осуществляется за счёт спирального расположения лопаток.

В СНГ барабанные грохоты – дробилки выпускаются Карагандинским машзаводом № 2. Модели ДБ – 22; ДБ – 28; ДБ – 35 имеют соответственно диаметры 2,2; 2,8; 3,5 м. Производительность при диаметре отверстий решета 50 мм составляет соответственно: 130; 240 и 360 т/ч.

Эффект избирательного дробления достигается только при значительном различии в прочности угля и породы.

Избирательность дробления определяется отношением степеней дробления угля и породы. Принято считать избирательность дробления углей от:

- 1 – 1,5 – низкой;
- 1,5 – 2,5 – средней;
- 2,5 – 3 – хорошей;
- > 3 – высокой.

Угли Донбасса марок Т, ОС, К, Ж обладают ярко выраженной склонностью к избирательному дроблению.

Угли марок Г, Д, а также антрациты имеют слабо выраженную склонность к избирательному дроблению [5,6].

Избирательное дробление углей широко применяется в Англии, США, Японии, Франции, ФРГ.

В СНГ избирательное дробление применяется на поверхностных комплексах шахт Карагандинского и Челябинского бассейнов, в Кузбассе, а также на коксохимических заводах для подготовки углей перед обогащением.

Схема установки избирательного дробления на поверхностном комплексе ш. Долинская показана на рисунке 3.3.

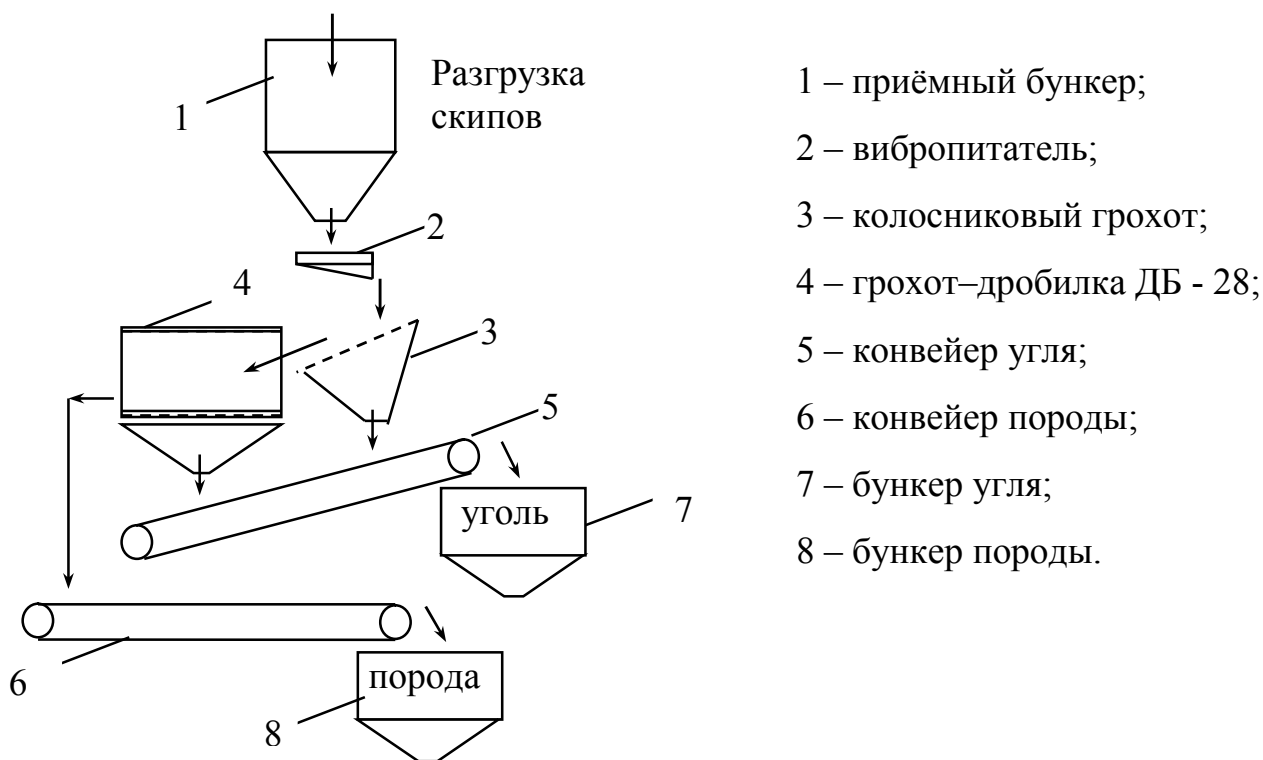


Рис. 3.3. Схема установки избирательного дробления

Введение в технологические схемы переработки углей дробилок избирательного дробления позволило улучшить работу поверхностных комплексов, снизить забивку течек металлом и деревом и поднять качество отгружаемой продукции.

3.2. Избирательное измельчение

Процесс избирательного измельчения аналогичен избирательному дроблению. Обычно избирательное измельчение производят в барабанных мельницах совместно с гидравлической (воздушной) классификацией.

Причинами избирательного изменения размеров в процессах измельчения являются различия в *прочности* и *твёрдости* компонентов полезного ископаемого.

Различия в *прочности* компонентов проявляются при разрушении путём раздавливания и удара.

Различия в *твёрдости* проявляются при разрушении истиранием.

Если компоненты полезного ископаемого, которые требуется разделить, имеют различия в прочности, то для избирательного измельчения следует вести измельчение в режиме, близком к *водопадному*.

Полезные ископаемые, отличающиеся по твёрдости, следует измельчать в режиме, близком к *каскадному*, с преобладанием истирающих усилий и преимущественным использованием в качестве измельчающей среды самой руды (режим самоизмельчения). Избирательное измельчение можно проводить в аппаратах типа мешалок, перемешивающих рудную пульпу и обеспечивающих чистое истирание.

Выделение компонентов полезного ископаемого после избирательного измельчения осуществляется следующими способами:

- тонкое грохочение;
- обогатительная операция (флотация, магнитная сепарация);
- применение комбинированных процессов (флотоклассификация);
- выведение из цикла измельчения крупных обогащенных или обедненных классов с помощью грохочения.

Магнетитовые руды измельчают в режиме, обеспечивающем использование различий в прочности компонентов. При обогащении магнетитовых руд наблюдается концентрация железа в тонких классах. Железо из тонких классов извлекают при помощи магнитной сепарации (рис. 3.4).

Кроме железных руд избирательное измельчение может быть использовано для предварительной концентрации при мягком истирании дроблёных до крупности 1 – 5 мм марганцевых, фосфатных, бокситовых, тальковых руд, связанных с более прочными породами.

Избирательное измельчение широко используется в схемах обогащения алмазсодержащих руд. Алмаз, являясь наиболее твёрдым из всех минералов, хорошо сопротивляется истиранию, тогда как пустая порода и сопутствующие минералы представляют собой более мягкий материал, легко поддающийся истиранию. Измельчение проводится в каскадном режиме. Такой режим достигается при снижении числа оборотов мельницы до 30—50 % от критического и измельчении в более плотной пульпе. В качестве измельчающих тел используют металлические шары небольших размеров, гальку и куски более твёрдых компонентов самой руды.

Применение избирательного измельчения исходного материала с последующей отмывкой образовавшихся шламов обеспечивает, помимо

сохранения материала и очистки поверхности алмазов от пленок минеральных солей, дополнительное раскрытие мелких алмазов и более благоприятные условия для обогащения в тяжелых суспензиях.

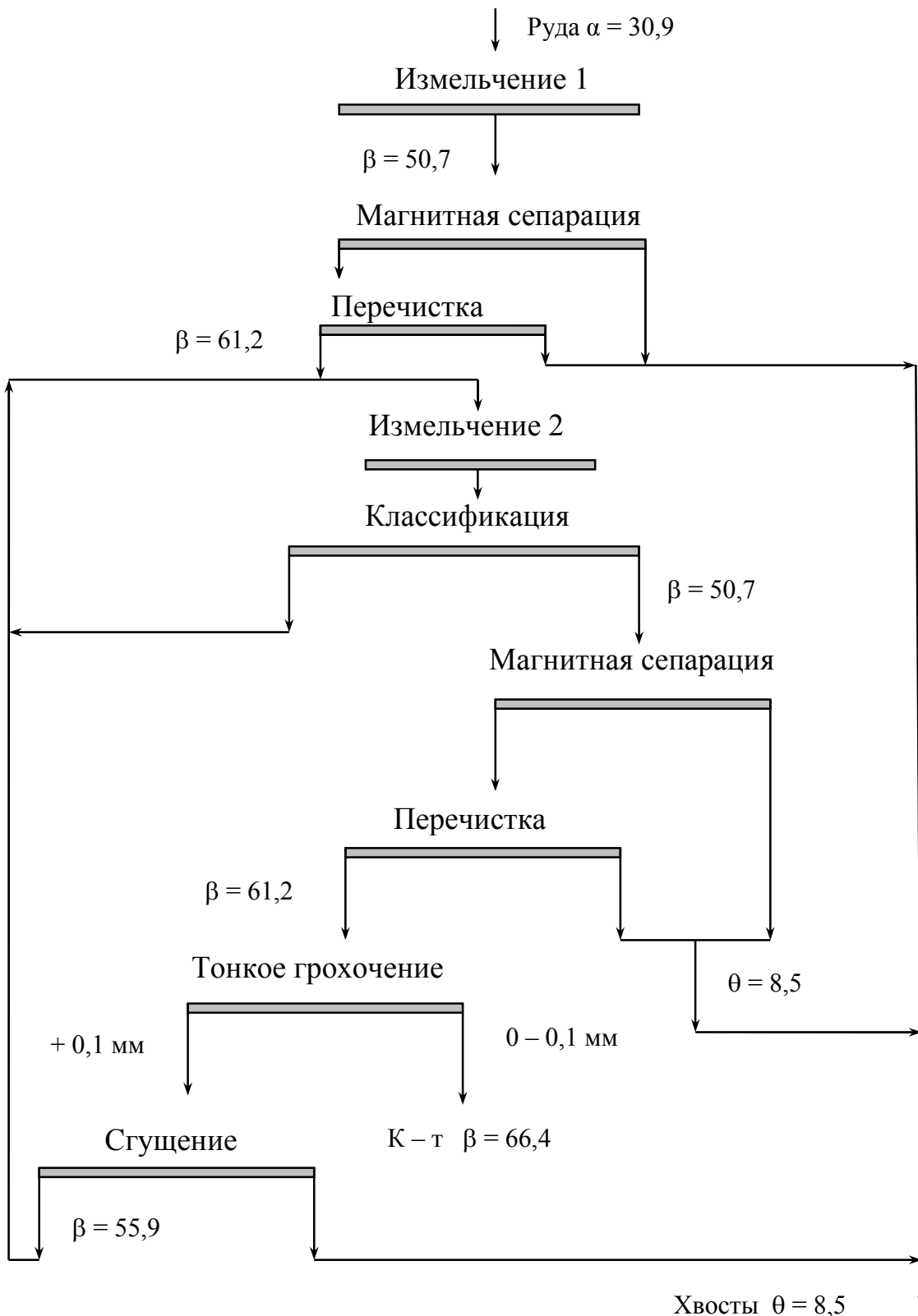


Рис. 3.4. Схема переработки магнетитовых руд

С помощью избирательного измельчения возможно обогащение графитовых руд, компоненты которых имеют различную твердость. Твердость графита по плоскостям спайности 1–2, кварца – 7, кальцита – 3. При измельчении

истиранием графит концентрируется в тонких классах, которые можно выделить с помощью грохочения.

Имеются исследования по избирательному измельчению золотосодержащих, оловосодержащих руд и горно-химического сырья.

3.3. Промывка полезных ископаемых

Промывка используется при обогащении россыпных месторождений редких и благородных металлов, руд чёрных металлов (Fe, Mn), фосфоритов, каолинов, стройматериалов (песка, щебня), флюсов. Промывка полезных ископаемых является обогатительной операцией. Она применяется либо для предварительного, либо окончательного обогащения.

Промывке обычно подвергаются полезные ископаемые из вторичных (переотложенных) месторождений. Особенность их в том, что ценный компонент или сцементирован, или загрязнён глиной (песчано-глинистой породой).

К глинистым относятся породы, содержащие около 3 % частиц менее 5 мкм. Глины содержат более 30 % этих частиц. К глинам относятся монтмориллониты, иллиты, каолиниты.

Основное свойство глин – **размокаемость**. В отличие от глин остальные компоненты не поглощают воду и не разбухают. Гидронестойкость глин, т.е. способность распускаться в воде на первоначальные частицы, положена в основу дезинтеграции переотложенных полезных ископаемых.

Дезинтеграция глинистых пород (разрушение, диспергирование) происходит за счёт механического воздействия рабочих органов аппаратов и воды. При этом тонкие частицы переходят в воду, обнажая новые поверхности, взаимодействующие с водой. Вода растворяет клеящие плёнки гелей, цементирующие частицы минералов.

Таким образом, основное свойство, определяющее эффективность процесса дезинтеграции, является прочность компонентов при разрушении в водной среде.

В зависимости от крупности прочного компонента для отделения его от глины используют либо грохочение, либо классификацию.

Процесс, объединяющий операции дезинтеграции, грохочения или классификации называется **промывкой**.

Для руд, сцементированных глиной, дезинтеграция идёт без предварительного дробления (титано-циркониевые пески). Для руд, загрязнённых глиной (известняк), перед дезинтеграцией осуществляется дробление. Процесс дезинтеграции, в основном, определяется свойствами глины.

3.3.1. Физические свойства глин. Промывистость

Различают две группы свойств, характеризующих глины:

1. Определяющие прочностные характеристики (плотность, пластичность, сопротивление сдвигу, структурная вязкость);
2. Определяющие гидростойкость глин (пористость, водопроницаемость, размокание, набухание, естественная влажность).

Основным свойством первой группы является **пластичность** – способность изменять форму под действием внешних сил без разрывов сплошности и сохранять эту форму после снятия сил.

Пластичность характеризуется числом пластичности:

$$P = W_B - W_H, \%,$$

где W_B – влажность на верхнем пределе, когда глина переходит из пластичного в жидкое состояние, %;

W_H - влажность на нижнем пределе, когда глина теряет пластичность, %.

Основными свойствами второй группы, определяющими гидростойкость, являются **размокание, набухание**.

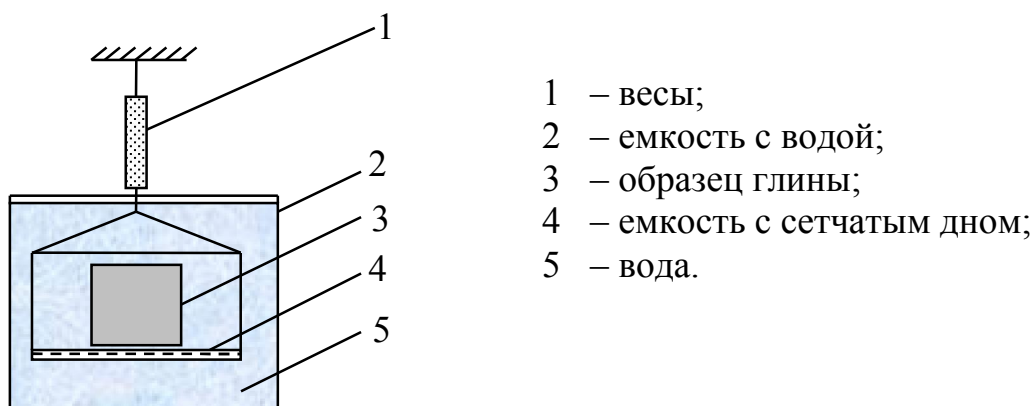


Рис. 3.5. Определение размокаемости глины

Для определения размокаемости глин (рис. 3.5) из испытуемого материала вырезают кубики со стороной 50 мм, которые помещают на сетку с размером отверстий 10 мм и погружают в ёмкость с водой без перемешивания. За **показатель размокаемости** принимают время полного разрушения образца, которое может быть установлено визуально или путём взвешивания образца в воде (при $dm/dt = 0$).

Удельное набухание (Н) характеризует изменение высоты образца по отношению к его первоначальному значению, в % (рис. 3.6).

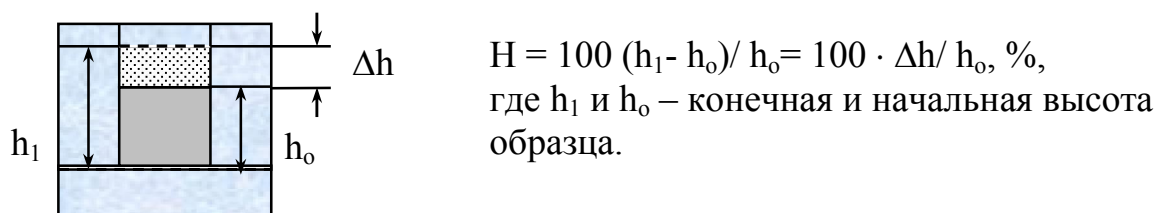


Рис. 3.6. Схема набухания глины

Комплексной оценкой процесса промывки является **промывистость** – способность руд промываться водой до полного освобождения зёрен между собой и от глины.

По промывистости руды делятся на 4 категории, характеризующимися соответствующими числами пластичности:

1. Легкопромывистые – $P < 3$;
2. Среднепромывистые – $P = 3-15$;

3. Труднопромывистые – $P = 15 - 20$;
4. Весьма труднопромывистые – $P > 20$.

3.3.2. Промывочные машины

Промывочные машины по конструкции классифицируются на следующие группы:

- с вращающейся ванной (барабанные);
- с неподвижной ванной (корытные мойки);
- с вибрирующей ванной (вибрационные промывочные грохоты, мойки, дезинтеграторы).

Барабанные промывочные машины имеют вращающуюся ванну, дезинтеграция в которой производится за счёт взаимного трения кусков, а также их трения о рабочую поверхность машины. Барабан вращается на опорных катках и имеет уклон в сторону разгрузки. Вода в барабан может подаваться как со стороны загрузки материала (прямоточная подача), так и со стороны разгрузки (противоточная подача). Вода расходуется для дезинтеграции и последующего ополаскивания материала.

В зависимости от характера рабочей поверхности (перфорированная, сплошная) выделяют:

- промывочные барабанные грохоты;
- бутары;
- скруббера;
- скруббер – бутары.

Промывочные барабанные грохоты имеют невысокую степень дезинтеграции. Для её повышения часто барабан грохота со стороны загрузки изготавливается без перфорации, у разгрузочного конца устанавливается небольшой кольцевой порог.

На рисунках 3.7 приведены схемы бутары и скруббер-бутары.

Бутары представляют собой горизонтально расположенные (с небольшим наклоном) вращающиеся барабаны. С одного конца в них подаются руда и вода. Бутары похожи на барабанные грохоты и отличаются от последних наличием приспособлений для более интенсивного механического и гидравлического воздействия на руду. На внутренней поверхности бутар установлены продольные угольники или пластины для лучшего разрыхления руды и увеличения времени ее пребывания в бутаре. Вода подается в барабан под давлением через трубу с насадками. Мелкий материал выходит через перфорированную часть барабана. Расход воды составляет 1–3 м³ на 1 т руды.

Бутара может быть выполнена одно-, двух- или трехситной. Сита съемные с круглыми, щелевидными (шпальтовыми), прямоугольными или иными отверстиями из марганцовистой, легированной, нержавеющей стали, а также полиуретана. Размеры отверстий определяются исходя из крупности полезного компонента или других условий.

Промывочные грохоты и бутары применяют для легко- и среднепромывистых материалов.

Бутары, устанавливаемые на драгах, называются дражными бочками. Они имеют длину до 16 м и выполняются из нескольких ставов, имеющих различный размер отверстий (от меньшего к большему к разгрузке). Между ставами устанавливаются кольцевые пороги.

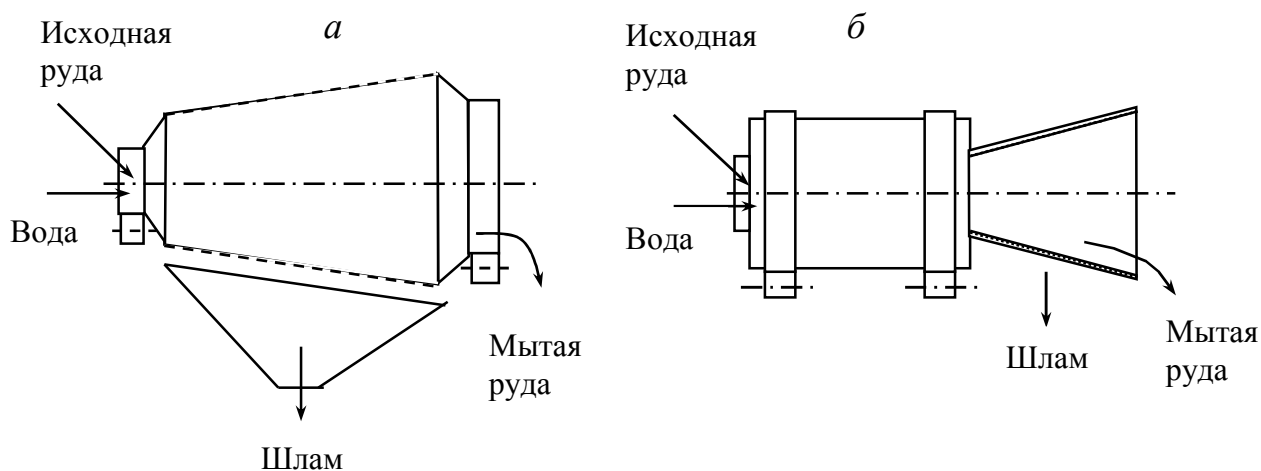


Рис. 3.7. Схемы бутары (а) и скруббер-бутары (б)

Скруббер представляет собой стальной барабан цилиндрической формы, смонтированный на стальной раме и приводимый в движение приводом, состоящим из мотора, редуктора и приводных резиновых колес. Материал, загружаемый в скруббер, перемещается в барабане при помощи стальных лопаток, выполненных из износостойкой стали и промывается подаваемой внутрь водой. При этом происходит размывание глинистых примесей.

Прямоточные скруббера применяют для легко- и среднепромывистых материалов, в них материал и вода продвигаются в одном направлении от загрузки к выгрузке и совместно разгружаются. Противоточные скруббера используют для труднопромывистых материалов, в них вода вводится со стороны разгрузочного конца и движется навстречу промываемому материалу.

Внутренняя поверхность скруббера может быть футерована как резиной, так и другими износостойкими материалами. Электрическая часть привода скруббера снабжена частотным преобразователем, обеспечивающим плавный пуск скруббера, а так же регулировку скорости вращения скруббера для достижения требуемого режима работы.

Скруббера небольшой производительности устанавливают под небольшим углом. Тяжелые скруббера устанавливают горизонтально.

В скрубберах происходит только дезинтеграция материала и отмывка глины. При необходимости классификации размытого материала, на выходе из скруббер может быть установлена бутара, присоединяемая непосредственно к скрубберу.

Скруббер-бутары (рис. 3.7б) обеспечивают эффективную дезинтеграцию и классификацию средне- и труднопромывистого материала.

Для легких условий работы скруббер-бутар, т.е. с незначительным содержанием валунов до 150-200 мм и глины до 5-10%, они выпускаются облегченной конструкции.

При значительном содержании крупных валунов 250-400 мм на приемный бункер устанавливаются колосниковые решетки для удаления валунов крупнее 150 мм.

Технические характеристики барабанных промывочных машин приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1. Технические характеристики барабанных промывочных машин

Показатели	Бутара	Скруббера			Скруббер-бутары		
	Б-15	С-12	С-15	КДС-18	СБ-12	СБ-15	СБ-22М1
Диаметр барабана внутренний, мм	1100	1300	1500	1800	1300	1500	2250
Диаметр загрузочного отверстия, мм	600	600	800	1400	600	600	1000
Максимальная крупность кусков, мм	200	150	200	200	150	200	300
Число сит в бутаре, шт.	2	-	-	-	1	2	2
Продольный угол наклона барабана, град.	1-4	0-6	1-4	1-2	2-4	1-4	1
Частота вращения барабана, мин ⁻¹ , не более	14	19,5	20	15,4	30	20	19
Производительность, т/ч, не более	120	90	140	200	70	120	400
Потребляемая мощность, кВт	11	15	37	37x2	18,5	45	75x2
Масса, кг	7800	5650	12000	23050	6000	15500	39040

Промывочно-сортировочный комплекс ПСК-80 производства ОАО «Завод Труд» (Новосибирск) выделяется из типоразмерного ряда скрубберов-бутар стандартной конструкции благодаря уникальной компоновке.

ПСК-80 представляет собой модульную конструкцию, состоящую из двух самостоятельных узлов: скруббера С-15 и бутары Б-15 (рис. 3.8).

Конструкция промывочного комплекса позволяет менять продольный угол наклона барабана бутары в пределах $\pm 2^\circ$ относительно продольного угла наклона барабана скруббера. Наличие индивидуальных приводов у скруббера и бутары позволяет вращать рабочие барабаны с разной скоростью и в разных направлениях, что способствует лучшей дезинтеграции материала в скруббере и лучшему просеиванию отмытого материала в бутаре.

В ПСК-80 применена безбандажная конструкция барабана скруббера. На внутренней поверхности барабана установлены лифтеры. В зависимости от обрабатываемого материала лифтеры изготавливаются из марганцевой стали либо резиновыми для исключения натирания железа и попадания его в товарный продукт.

Конструкция бутары позволяет использовать сита разных типов в зависимости от условий эксплуатации и осуществлять быструю замену сит. В качестве материала сит применяется износостойкая сталь или полиуретан. В

состав бутары входит брызгало для более интенсивной промывки просеиваемого материала от глинистой фракции.

ПСК-80 комплектуется шкафом управления с частотными преобразователями в приводах скруббера и бутары, что упрощает вывод оборудования на оптимальный режим.

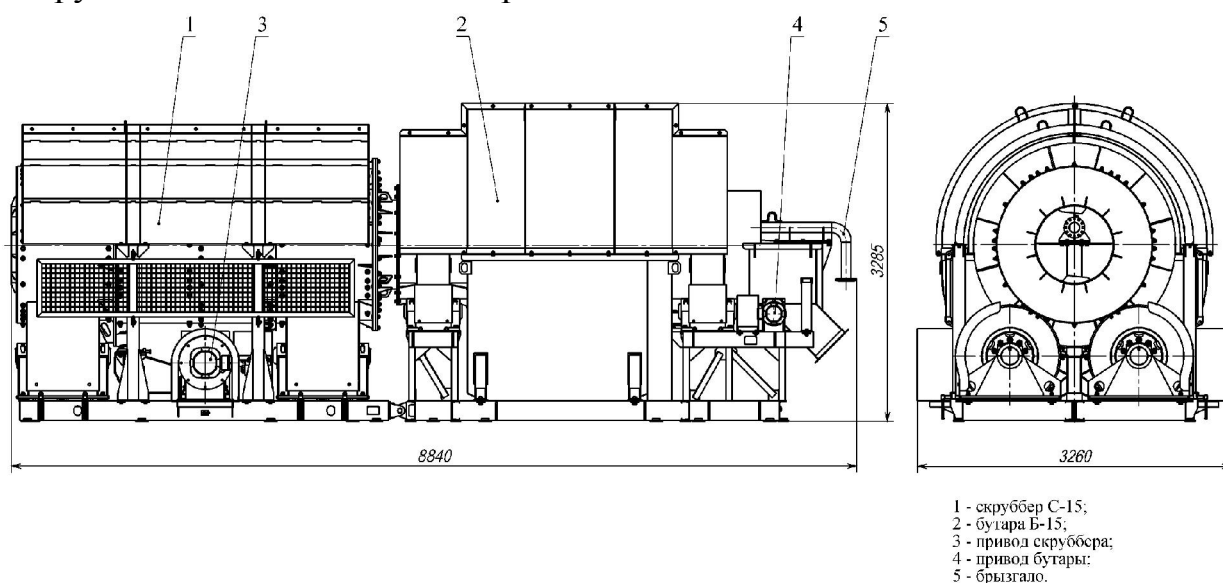


Рис. 3.8. Промывочно-сортировочный комплекс ПСК-80

Исходным материалом, загружаемым в комплекс, является материал с максимальной крупностью 350 мм. Максимальная производительность ПСК-80 составляет 160 т/ч, суммарная установленная мощность электродвигателей – 48 кВт.

Корытные промывочные машины применяют для средне – и труднопромывистых материалов крупностью до 100 мм.

Процесс обогащения (отмывки) в мойке корытной совмещен с разрыхлением, особенно вязких глинистых руд и примесей с одновременной гидравлической классификацией материала (обесшламливанием).

Корытная мойка состоит из корыта с полукруглым дном. Длина корыта составляет 2,5 - 10 м; ширина - 0,8 - 3,0 м. По продольной оси корыта располагается один или два вала с лопастями. Лопасты на валах устанавливаются под углом 30 - 65°, чем достигается перемещение крупного материала к разгрузочному концу мойки и одновременное его разрыхление. Диаметр по окружности лопастей составляет 0,4 - 0,8 м. Если мойка содержит два вала, то они вращаются в противоположных направлениях, причем лопасти установленные на одном валу, проходят в промежутках между лопастями установленными на другом.

Корыто мойки может устанавливаться горизонтально и наклонно.

В горизонтальных мойках (рис. 3.9) обезвоживание и разгрузка осуществляется с помощью элеватора с перфорированными ковшами или элеваторного колеса.

В наклонных мойках (рис 3.10) исходный материал подается с нижнего конца корыта, которое примерно на 2/3 длины заполнено водой. Вода для

отмывки подается под давлением в верхней части мойки. Избыток воды отводится в слив в нижней части мойки и уносит с собой шламы и тонкие пески.

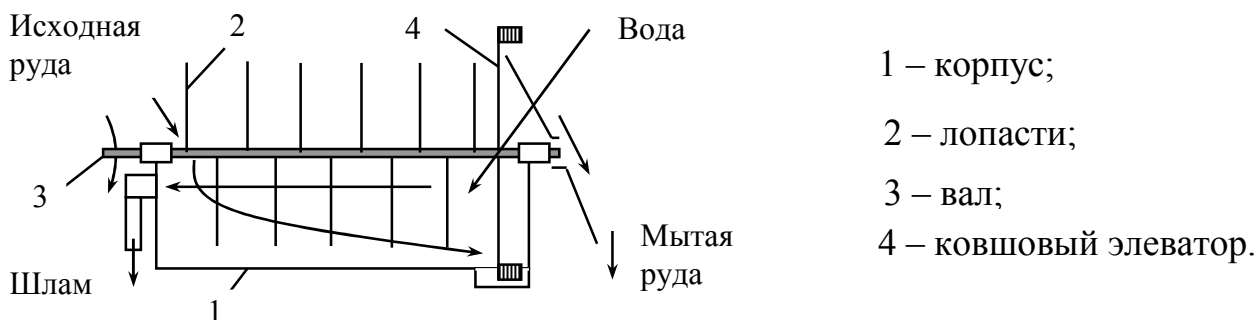


Рис. 3.9. Горизонтальная корытная мойка

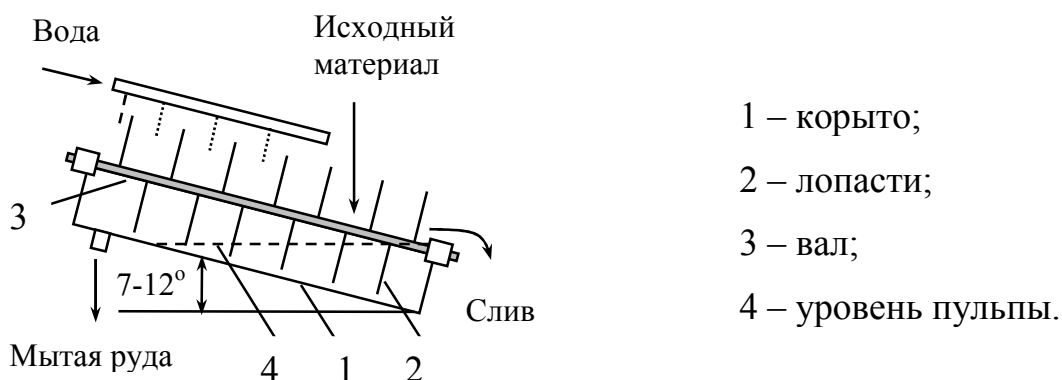


Рис. 3.10. Наклонная корытная мойка

Работа корытной мойки и ее производительность зависят от свойств промываемого материала. При обработке легкопромывистых руд и полезных ископаемых можно установить более высокую скорость вращения валов и меньший угол наклона мойки, при обработке труднопромывистых руд медленное их передвижение обеспечивает разрыхление и размыв глинистых комков.

Технические характеристики корытных моек представлены в табл. 3.2.

Табл. 3.2. Технические характеристики корытных моек

Показатели	К-7	К-12	2МК-14
Производительность, т/ч, не более	60	100	150
Максимальная крупность кусков в питании, мм	40	100	100
Количество лопастных валов, шт.	2	2	2
Диаметр окружности, описываемой лопастями вала, мм	750	1200	1400
Частота вращения лопастных валов, мин ⁻¹	32; 21,5; 5	15; 12,9; 9,4	9,4-15,5
Угол установки мойки, град	-	8-12	8-12
Потребляемая мощность, кВт	31,9	55	75
Масса, кг	10500	23050	37200

Одной из отличительных особенностей конструкции мойки 2МК-14 является применение в электроприводе преобразователя частоты для бесступенчатого регулирования скорости вращения лопастных валов. Это позволяет установить оптимальный скоростной режим в зависимости от крупности и характеристики промываемого материала, необходимой производительности и степени отмывки.

Достоинствами корытных моек являются относительная компактность, простота и надежность конструкции. К недостаткам относятся: ограничение крупности материала в питании (не выше 70—100 мм), истирание хрупких полезных ископаемых и их потери со сливом.

Вибрационные промывочные машины диспергируют глинистый материал за счёт вибрационного воздействия рабочих органов на частицы. Применяются для промывки крупнозернистого материала различной промывистости.

Машины для лёгкой промывистости представляют собой *виброгрохоты* различных конструкций. В промывочных грохотах выделяют зону промывки и зону грохочения (обезвоживания). Вибрация накладывается перпендикулярно к направлению движения материала. Интенсификация процесса достигается за счет профилированного днища, заполняемого водой. Степень дезинтеграции повышается при увеличении амплитуды и при установке на грохот дезинтегрирующих элементов (цепей).

Вибромойки применяются для промывки средне - и труднопромывистых руд крупностью 20 - 150 мм и выполняются с рабочим органом в виде труб или желобов. Интенсификация процесса дезинтеграции достигается за счет наложения круговых вибраций поперёк движения материала.

Вибромойка СМД-88 (рис. 3.11) состоит из четырех трубчатых промывочных ванн (1), расположенных по две друг над другом. Ванны попарно связаны крестообразно четырьмя траверсами (2). Материал загружается двумя параллельными потоками через загрузочные воронки в верхние ванны. Под действием вибрации исходный материал разрыхляется и, совершая винтообразное движение, перемещается к разгрузочному концу. При орошении сверху водой и взаимном трении зерен глинистые примеси смываются. Промытый продукт разгружается из разгрузочных концов нижних ванн.

Ванны футеруются решетками, которые ускоряют размыв глины и предохраняют стенки ванны от изнашивания. В центре каждой траверсы установлены подшипники, в которых вращается эксцентриковый вал (3), сообщающий ваннам круговые поперечные колебания. Обе пары соединенных между собой ванн совершают колебания по отношению друг к другу в противоположных направлениях, поэтому машина полностью уравновешена, что позволяет устанавливать ее на легких фундаментах и на перекрытиях обогатительных фабрик. Машина приводится в движение двумя электродвигателями (4), вращающимися в разные стороны, через клиноременную передачу (5).

Производительность вибромойки СМД-88 – до 80 т/ч, длина промывочной ванны – 3000 мм, диаметр – 800 мм, потребляемая мощность – 44 кВт.

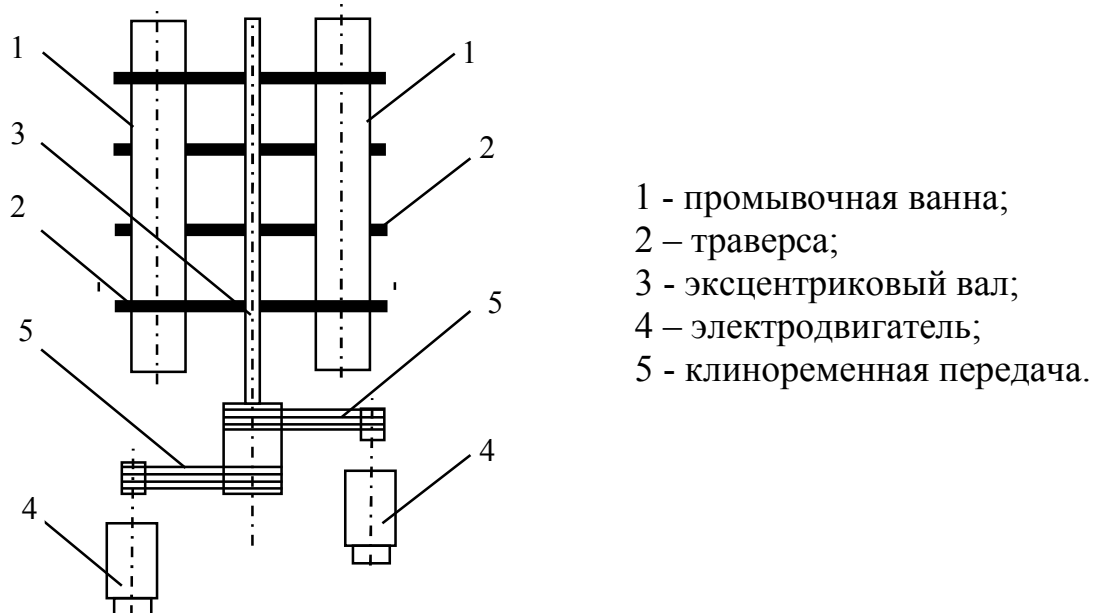


Рис. 3.11. Схема вибромойки СМД-88

Вибрационные дезинтеграторы ДВ-1 и ДВ-20 предназначены для дезинтеграции и одновременной классификации труднопромывистых руд черных и цветных металлов, песков, россыпей и нерудных глинистых материалов, щебня, гравия и др. Аппараты характеризует высокая амплитуда и низкая частота колебаний, а так же наличие истирающих элементов, что дает возможность использовать дезинтеграторы для промывки труднопромывистых руд.

Шкаф управления частотным преобразователем позволяет плавно регулировать частоту колебаний в зависимости от характеристик обрабатываемого материала для получения максимально выгодных показателей по качеству отмывки.

Для вибрационных дезинтеграторов характерна высокая степень отмывки от глины до 95-98% и малая удельная энергоемкость.

На рис. 3.12 представлена схема вибрационного дезинтегратора ДВ-1.

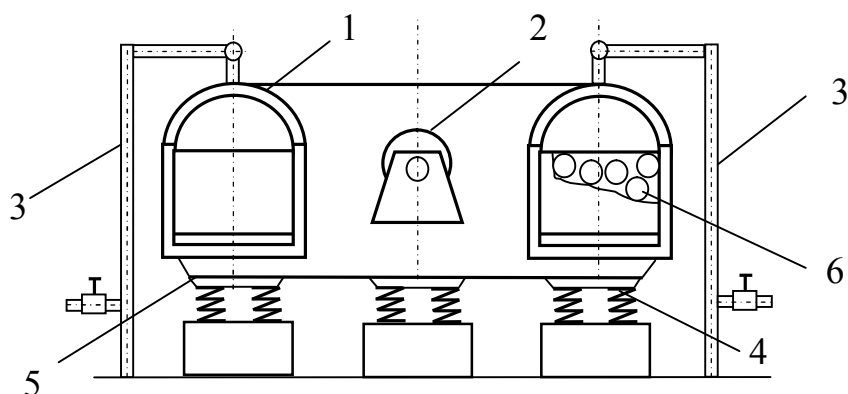


Рис. 3.12. Схема дезинтегратора ДВ-1:

1 – камера промывочная; 2 – вибратор; 3 – система орошения; 4 – пружина;
 5 – рама опорная; 6 – истирающие элементы

Технические характеристики вибрационных дезинтеграторов приведены в табл. 3.3.

Табл. 3.3. Технические характеристики вибрационных дезинтеграторов

Показатели	ДВ-1	ДВ-20
Производительность, м ³ /ч, не более	10	20
Максимальная крупность кусков в питании, мм	80	100
Количество промывочных камер, шт.	2	2
Внутренний диаметр промывочных камер, мм	610	720
Длина труб промывочных камер, мм	3000	4050
Масса загрузки дробящих тел, кг	2100	3000
Амплитуда колебаний, мм	15	10
Частота колебаний, мин ⁻¹ , не более	450	557
Установочная мощность, кВт	17	37
Масса, кг	4900	20000

3.3.3. Использование промывки в схемах обогащения полезных ископаемых

Промывка фосфоритных руд.

Для промывки фосфоритовых руд применяются в различных сочетаниях аппараты трех типов: бутары, скруббера, корытные мойки.

Поскольку при промывке руды требуется осуществление оттирки тонких глинистых примесей в щадящих крупные куски условиях, то применяется несколько последовательных операций. Схема моечного комплекса на Егорьевском руднике приведена на рис. 3.13.

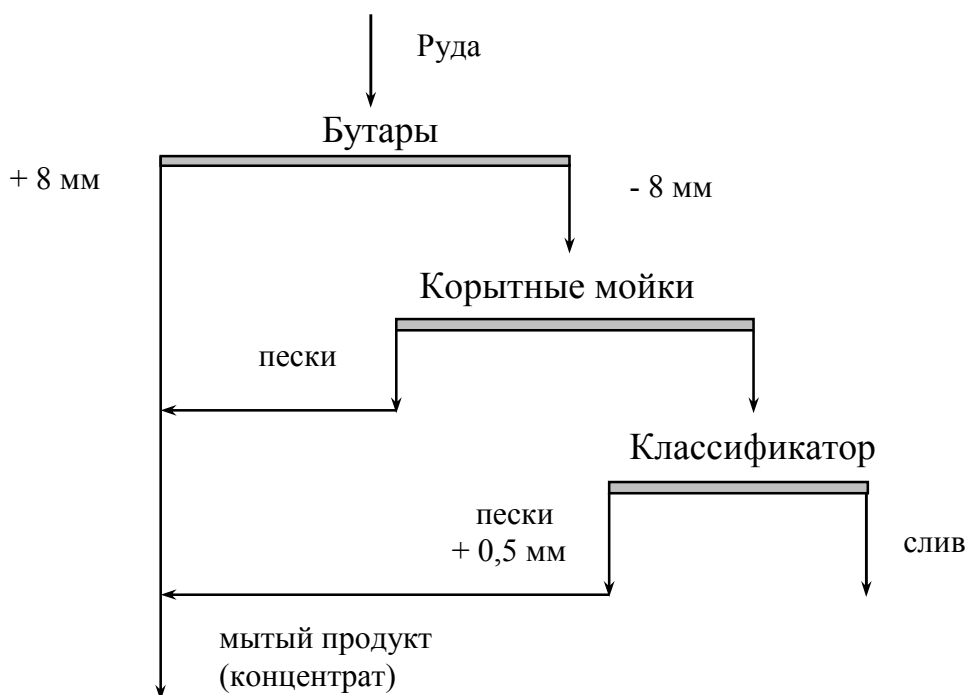


Рис. 3.13. Схема промывки руды на рудомойке № 1 Егорьевского рудника

По данным практики обогащения фосфоритов различных месторождений можно судить о том, что промывка и классификация позволяют выделить из руды готовый концентрат или отвальные хвосты [10].

Дезинтеграция и мокрое грохочение фосфоритов Маардуского месторождения с последующим обесшламливанием класса $-5+0$ мм и грохочением класса $-5+0,044$ мм позволили выделить 12,4 % отвальных хвостов и 9,7 % концентрата с содержанием 27 % P_2O_5 при извлечении 43,4 % от хвостов (6,4 % от руды).

На большинстве предприятий США основным видом обогащения фосфоритов является промывка руды. Так, на фабрике Mountpleesent после тщательной трехкратной промывки в корытных мойках и барабанном грохоте крупные классы ($+4,9$ мм) представляют собой готовый продукт. Мелкие классы после отстойников подвергаются промывке в классификаторе и корытной мойке, а затем дополнительно очищаются в скруббере. Концентрат после промывки содержит 32–34 % P_2O_5 .

Промывка алмазосодержащих песков.

Пески россыпных месторождений представляют собой в основном разрыхленный материал, в котором составляющие компоненты находятся в свободном состоянии. Поэтому при их обработке ограничиваются обычно простыми способами дезинтеграции – отмывкой глины и грохочением.

Дезинтеграция песков часто совмещается с операцией классификации по крупности. Для этой цели широко применяют барабанные грохоты, которые во многих случаях вытеснили другие типы грохотов. Крупные фракции песков и коренных пород отделяются на колосниковых грохотах.

Компания Diamond Claimer начала производство передвижных автономных машин для извлечения алмазов, в которых процесс извлечения включает засасывание алмазосодержащего материала с разгрузкой в промывочный барабан с отверстиями диаметром 6 мм, оборудованный орошающими штангами. Для обезвоживания первичного концентрата используется грохот с отверстиями диаметром 1 мм. Концентрат поступает в концентрационный лоток с вертикальным валом, оборудованным горизонтальными рукоятями с полиуретановыми скребками. Вращение лопастей приводит к перемещению тяжелых минералов на периферию лотка с разгрузкой через небольшой бункер на жировой концентрационный стол с тремя наклонными ступенчатыми качающимися плитами.

3.4. Оттирка полезных ископаемых

Оттирка применяется для очистки поверхностей минералов от пленок, дезинтеграции сцементированных частиц и разрушения слоистых выветренных минералов. Процесс оттирки основан на трении движущихся в пульпе высокой плотности частиц, в результате поверхность частиц очищается и полируется, сцементированные сростки дезинтегрируются, выветренные минералы и

минералы с низкой крепостью разрушаются. Эффективность процесса повышается с повышением плотности пульпы.

Область применения: оттирка железистых пленок с поверхности кварцевых песков при обогащении стекольных и формовочных песков; избирательное дробление карбонатов и выветренных полевых шпатов в процессе оттирки кварцевых песков; расслоение глины, графита и других пластичных и слоистых структур; переработка горного хрусталя, хромитовых концентратов; подготовка к флотации окисленных углей.

Оттирку минералов от загрязняющих плёнок производят механическим, ультразвуковым и комбинированными способами.

Механическим способом можно очищать только открытую поверхность минерала. Ультразвуковой способ оттирки позволяет удалять плёнки из микротрещин. Комбинация этих двух способов позволят достигать высокой степени очистки. Интенсификация процессов оттирки может быть достигнута химическим растворением плёнок.

Механическая оттирка может осуществляться во флотационных машинах либо в оттирочных скрубберах, оттирочных машинах различной конструкции.

Табл. 3.4. Технические характеристики оттирочных машин и скрубберов

Технические характеристики	Оттирочные машины		Оттирочные скруббера	
	МО-20	МО-5	СОВ-2.0	СОВ-4.0
Производительность номинальная, т/ч	20	5	10	25
Плотность обрабатываемых пульп, %	до 72	до 72	75-80	75-80
Рабочий объем, м ³	4,2	1	2	4
Установленная мощность, кВт	30 x 2	11 x 2	30,45	60,90
Габаритные размеры, мм				
длина L	3520	2100	1500	2100
ширина В	2550	1240	1520	1800
высота Н	3200	2340	3200	4300
Масса, кг	8200	2300	2600	5900

В оттирочных скрубберах два осевых импеллера, уставленных на едином валу, производят направленные навстречу друг другу потоки пульпы, которые обеспечивают высокую интенсивность воздействия частиц друг на друга. Процесс позволяет перерабатывать пульпы с концентрацией твердого от 75 до 80 %, в зависимости от минерала, обеспечивая при этом максимальный контакт частиц друг с другом. Импеллер центробежного типа, установленный в верхней части вала, создает дополнительный поток пульпы, направленный от вала к стенкам машины. Частицы, ударяясь об отбойники расположенные вдоль стенок машины, подвергаются дополнительному процессу оттирки. Кроме того, импеллер обеспечивает перемещение пульпы вдоль контура машины к разгрузочному карману. Оттирочный скруббер имеет однокамерную конструкцию и агрегируется в блоки с любым количеством камер.

В оттирочных машинах (рис. 3.14) обработка пульпы ведётся при более низких значениях концентрации твёрдого (до 72%). Машины состоят, в основном, из двух камер, соединенных последовательно. Применяются также 4-х и 6-ти секционные конструкции. Ввод пульпы происходит в первой камере оттирочной машины, а вывод из последней камеры. Перемешивающие устройства осуществляют надёжную подачу высококонцентрированной пульпы через камеры оттирочной машины. За счет конструкции ячеек и месторасположения мешалок, образование застойных зон и замкнутых циклов потока пульпы практически сведены к нулю. Для увеличения срока службы машины, на рабочие поверхности наносятся специальные полимерные покрытия, обладающие высокой износостойкостью.

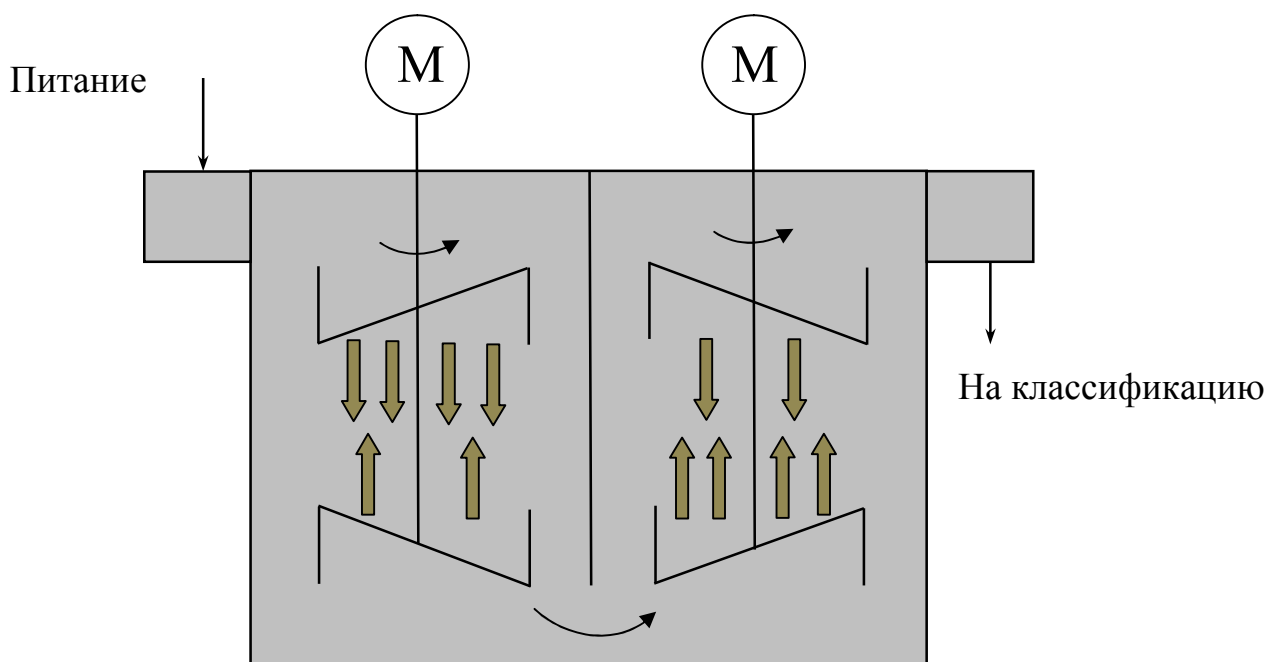


Рис. 3.14. Схема оттирочной машины камерного типа

При дезинтеграции легкопромывистых песков хорошие результаты, при относительно невысоких затратах, получаются при использовании промывочных машин, созданных на базе спиральных классификаторов.

Наиболее широко оттирка применяется при обогащении кварцевого песка.

Для производства стекла используют значительное число видов минерального сырья, которые разделяется на две группы: а) стеклообразующие материалы, б) вспомогательные материалы, служащие для окраски или обесцвечивания стекла. Значение песка, как основного вида стекольного сырья определяется, с одной стороны, его большим относительным содержанием в шихте, с другой стороны - его ролью в получении бесцветного стекла. Поэтому особо важна чистота песка, т. е. отсутствие в нем загрязняющих примесей. Допустимое содержание железа в пересчете на Fe_2O_3 составляет для белого стекло 0,05 – 0,1%, а для высших сортов – 0,012 – 0,025%.

На рисунке 3.15 приведена схема обогащения кварцевого песка Егановского месторождения, где оттирка является основной обогатительной операцией. Обогащение заключается в снижении содержания окиси железа на поверхности зёрен кварца от 0,13 до 0,08 % (1-й сорт).

Получение кварцевого песка высшего сорта требует применения флотации, магнитной сепарации, химического обогащения.

Оттирка с последующим обесшламливанием могут рассматриваться как операции предварительного обогащения и как операции подготовки поверхности к другим процессам обогащения, например флотации.

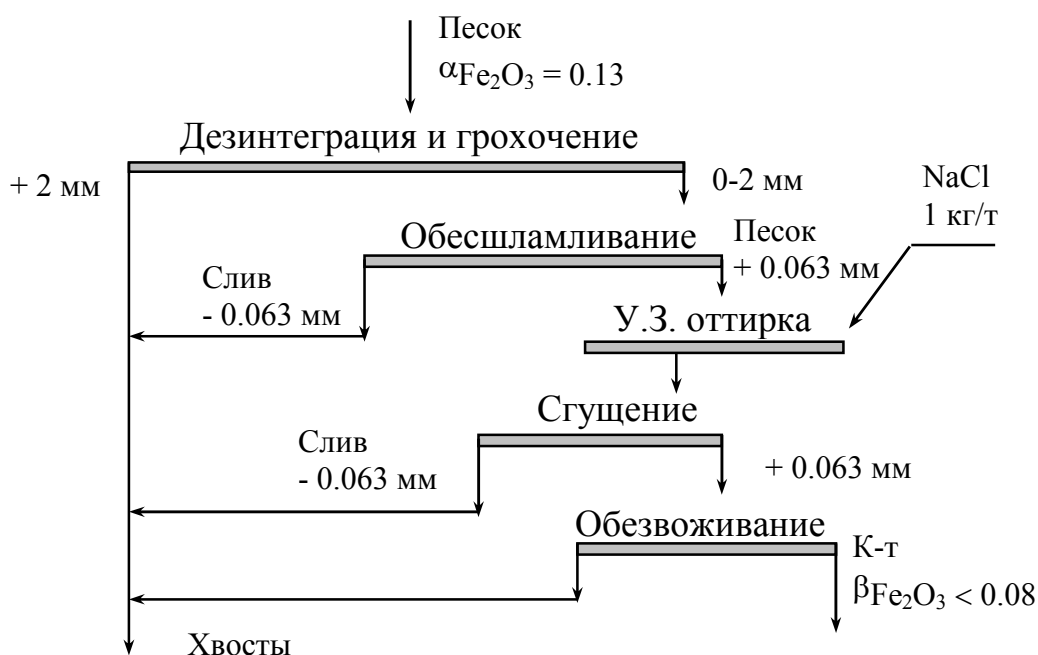


Рисунок 3.15. Схема обогащения кварцевого песка

3.5. Декрипитация

Это избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов разрушаться по плоскостям спайности при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании.

Процесс декрипитационного разрушения объясняется наличием кристаллизационной воды, газовой-жидких включений, низкой теплопроводностью отдельных минералов, ярко выраженной спайностью. Наличие газовой-жидких включений, кристаллизационной воды при нагреве приводят к появлению значительных внутренних напряжений в минерале, что является причиной появления трещин и разрушения минералов.

Неоднородные тепловые свойства компонентов полезного ископаемого при нагреве также приводят к появлению множества очагов внутренних напряжений. Увеличение внутренних напряжений достигается резким охлаждением поверхности кусков полезного ископаемого, что приводит или к его разрушению, или к ослаблению связей между минералами.

К минералам, склонным к декрипитации, относятся: барит, кальцит, каменная соль, силлиманит, сподумен, флюорит, слюды. Температура нагрева этих минералов находится в пределах 400 – 1200°С. В результате декрипитации происходит концентрация компонентов в узких классах.

Декрипитация наиболее широко применяется при переработке сподуменных (литиевых) руд. В этих рудах ценный компонент представлен α -сподуменом. При температуре 1100-1200°С α -сподумен переходит в β -сподумен с изменением плотности от 3150 до 2400 кг/м³. При этом он рассыпается в порошок крупностью до 0,15 мм. Порода (кварц, полевой шпат, слюда) не изменяются. На рисунке 3.16 приведена схема переработки сподуменной руды месторождения Кет-Лейк (Канада).

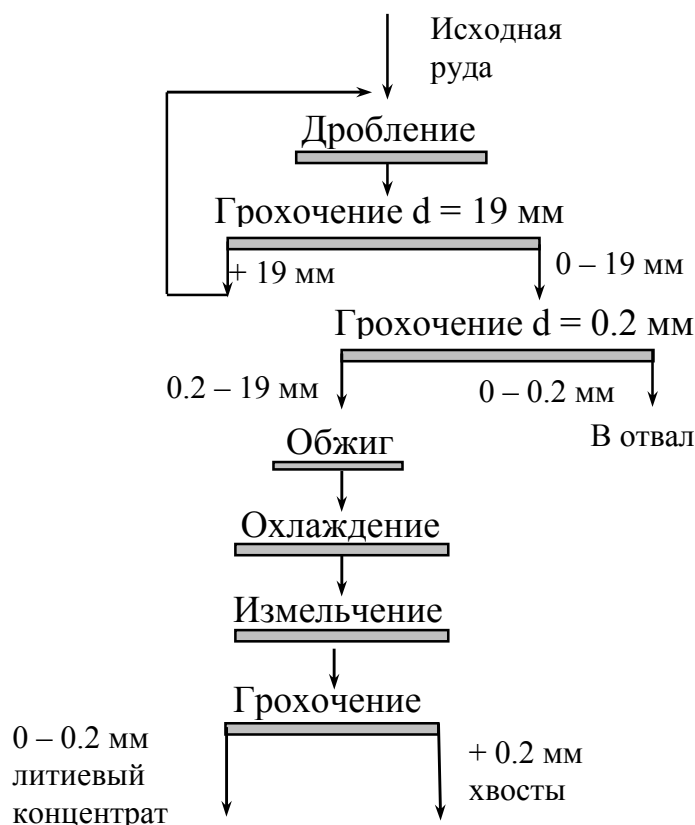


Рисунок 3.16. Схема переработки сподуменной руды

Схема включает:

- дробление руды до 19 мм;
- выделение класса 0-0,2 мм в качестве отвального продукта;
- обжиг класса 0,2-19 мм во вращающихся барабанных печах при $t=1100^{\circ}\text{C}$;
- охлаждение руды;
- измельчение в барабанной мельнице с резиновой футеровкой;
- тонкое грохочение или воздушную классификацию.

Для барита декрипитация была предложена ВИМС и в 1932 г. апробирована на опытной установке на Кутаисском заводе. Барит при нагревании растрескивается и превращается в мелкий порошок, а минералы-примеси не растрескиваются и в размерах не уменьшаются. Нагревание производится при температуре 400–450 °С во вращающейся трубчатой печи (длина ее 8,5 м, диаметр

0,6 м, скорость вращения 4,5 об/мин, производительность 1,5–1,8 т/ч). Из печи руда поступает на сито (16 отв/см²). Верхний класс, представляющий пустую породу, идет в отвал, а нижний поступает на дальнейшую сортировку на ряд более тонких сит. Выход баритового концентрата достигает 83 % при среднем содержании в нем барита до 98,5 %.

Декрипитация используется также при обогащении калийных руд.

Природные калийные соли (сильвинитовые руды) представлены чередованием сильвинитовых и галитовых пластов мощностью от нескольких сантиметров до 1 м и прослоями глинисто-карбонатной породы. Полезный минерал преимущественно сосредоточен в сильвинитовых пластах и прослоях.

Естественно, что при таком строении сильвинитовых пород извлечение полезного минерала путем тонкого измельчения всей руды и последующего его выделения одним из применяемых в настоящее время методов не будет наиболее эффективным. С технологической точки зрения было бы целесообразным сосредоточить полезный минерал в одном из классов крупности путем селективного разрушения или дробления.

Было установлено, что при нагревании кусков крупнокристаллической руды до температуры 300–600 °С наблюдается явление термического самораздробления природной галитовой породы до моно- и полиминеральных зерен крупностью меньше 5 мм, в то время как богатые хлористым калием сильвинитовые куски изменений гранулометрического состава практически не претерпевают. Последующее сухое грохочение позволяет сконцентрировать в одном из продуктов разделения содержащийся в руде хлористый калий.

После нагревания сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения при температуре 450 °С во вращающейся барабанной печи содержание КСl в крупном классе (> 50 мм) увеличивается по сравнению с исходной рудой в 2 раза при извлечении КСl в этот класс более 70%. В мелких классах (< 30 мм) содержание КСl уменьшается до 5–6 % при извлечении 8 %. Увеличение температуры до 550°С ведет к повышению содержания КСl в крупном классе (> 50 мм) до 57,34 % без ухудшения качества мелких классов.

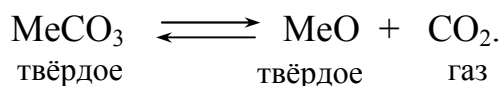
Особенно перспективным этот метод представляется в сочетании с электростатическим методом обогащения сильвинитовых руд, требующим для успешной сепарации предварительного нагрева руды.

3.6. Термохимическое разрушение

Избирательное термохимическое разрушение применяют для руд, породная часть которых представлена карбонатами: кальцитом, магнезитом, сидеритом. Ценный компонент представлен термоустойчивыми минералами – пирохлором, фторапатитом и др.

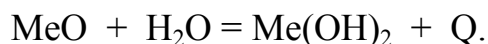
Обогащение с использованием избирательного изменения размеров компонентов идет по схеме: термическое разложение, гашение в воде огарка, классификация, при которой в минусовый продукт выводят гидроксиды кальция, магния или железа.

Термическая диссоциация карбонатов идет по реакции:



Процесс идёт с поглощением тепла.

Гашение продукта обжига идёт по реакции:



Гашение идёт со значительным выделением тепла. Часть воды переходит в пар. Куски огарка рассыпаются в рыхлую массу гидроокиси металла, которая при перемешивании переводится в тонкодисперсное состояние.

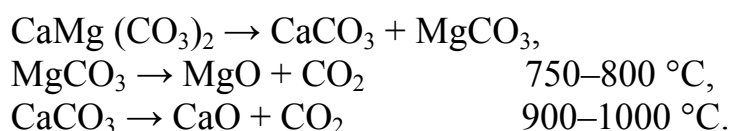
На процесс термохимического разрушения влияют: температура, время обжига, крупность исходного материала. Крупность руды, направляемой на термохимическое разложение, может достигать 70-100 мм. Время обжига оптимизируется для каждого перерабатываемого класса.

Термохимическое разрушение известняковых руд приводит к получению ценных побочных продуктов (углекислота, известь).

В промышленных масштабах метод термохимического разрушения получил применение при переработке апатитов, карбонатно-марганцевых и карбонатно-фосфатных руд.

Апатитовые руды, содержащие большое количество карбонатов и тонкую вкрапленность апатита, обычными методами обогащаются плохо, а обжиг с последующим гашением водой и отделением извести дает хорошие показатели. При применении этого метода достигается расчленение фосфатных агрегатов до размера мономинеральных зерен без тонкого измельчения.

Доломит и кальцит при обжиге разлагаются с выделением углекислоты, давая твердые продукты в виде извести (CaO) и периклаза (MgO):

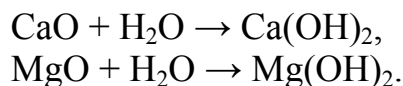


Диссоциация кальцита происходит при температуре 930–1000 °С, диссоциация карбонатов магния протекает при меньшей температуре (700 – 800°С). Обжиг успешно проходит в шахтных печах, во вращающихся печах и в печах с кипящим слоем.

Реакция разложения карбоната является эндотермической и сопровождается потерей в весе обжигаемой руды. Потери при прокаливании в основном слагаются из выделяющейся при диссоциации карбонатов углекислоты. Эти потери включают испаряющуюся воду, выгорающую органику, серу и частично фтор.

Обожженный материал подвергается гашению, а известковое молоко удаляется декантацией и отмывкой свежей водой. Гашение обожженной руды должно производиться в аппаратах, обеспечивающих сохранение постоянного теплового режима.

Гашение водой переводит окись кальция и магния в гидроокиси:



Обе реакции имеют экзотермический характер. Гидроокиси кальция и магния мало растворимы в воде. Объемный вес портландита – Ca(OH)_2 значительно меньше объемного веса извести – CaO , т.е. при гашении увеличивается объем рудной массы. Благодаря силам, возникающим при этом, расщепляются агрегаты, состоящие из зерен апатита, извести и периклаза, и создаются благоприятные условия для выделения отдельных зерен полезного минерала, т.е. происходит раскрытие сростков.

Удельный вес портландита составляет 2,25, а апатита – 3,2 г/см³, поэтому их легко разделить дешламацией.

Операция обесшламливания наиболее эффективно происходит в гидроциклоне, т.к. частицы пустой породы имеют размер порядка нескольких микрон. Благодаря разнице в удельном весе и крупности между зернами апатита и гидроокиси в слив гидроциклона можно выделить бедный по содержанию пятиокси фосфора продукт.

Вследствие термического разложения **фторкарбонатапатита** при обжиге образуется фторапатит с повышенным содержанием фосфора в фосфатном веществе. Благодаря этому увеличивается предельно возможное содержание P_2O_5 в концентрате.

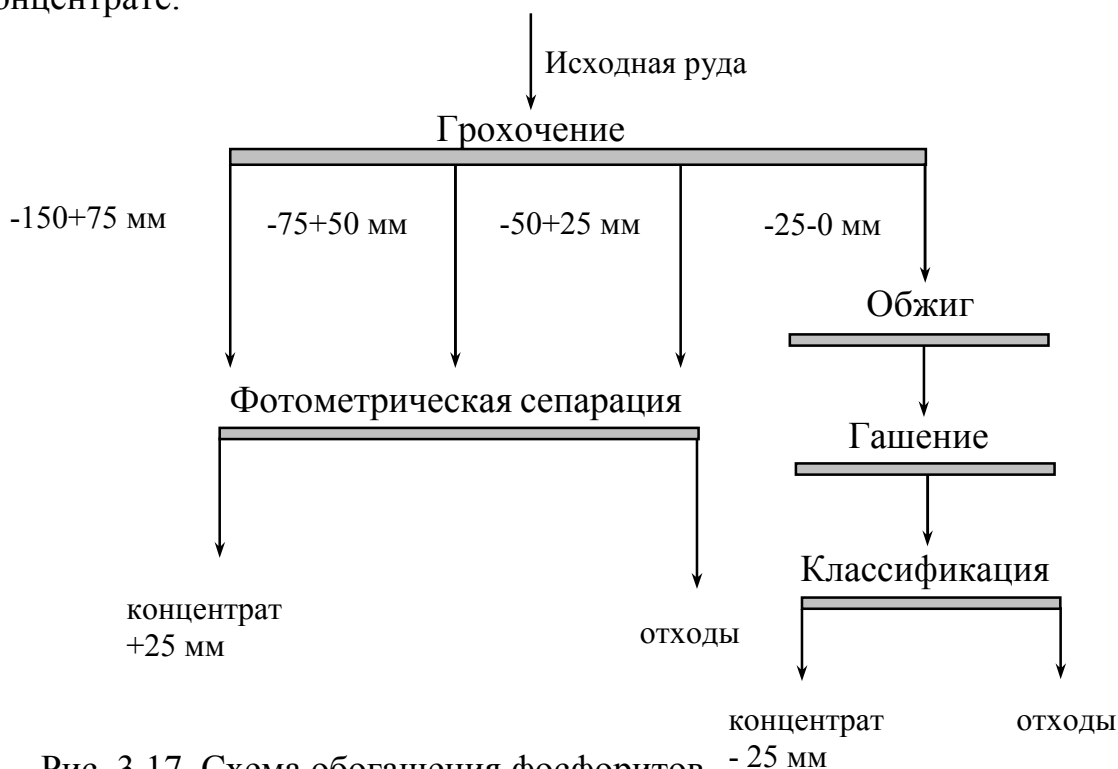


Рис. 3.17. Схема обогащения фосфоритов

При обжиге фосфоритной руды происходят следующие изменения ее свойств:

1. Вследствие удаления воды, органического вещества и углекислого газа повышается содержание P_2O_5 на 2–3 %. Вместе с последующим выщелачиванием водорастворимых продуктов обжига это повышает содержание P_2O_5 в фосфатном материале до 33–35 %.

2. Возрастание хрупкости руды в 2–2,5 раза увеличивает производительность измельчающих ее аппаратов (шаровых мельниц). Появляется возможность более тонкого измельчения руды (для достаточного раскрытия сростков) без увеличения выхода тонких шламов.

3. Дегидратация основных минералов и переход в раствор различных солей увеличивают скорость оседания тонких шламов в 2–2,5 раза и скорость их фильтрования в 4–6 раз.

4. Резко изменяется в благоприятную сторону флотированность минеральных компонентов руды: у фосфата она возрастает, а у кальцита снижается. Флотированность кварца и глауконита практически не изменяется.

Значительные перспективы удешевления процесса обжига связаны с его осуществлением не в барабанных печах, а в печах с кипящим слоем. В этом случае горячие газы пропускаются в последовательно соединенных камерах через колосниковые решетки, на которых измельченная руда образует псевдоожиженный слой, где и происходит обжиг.

3.7. Изменение размеров частиц с помощью термообработки

Метод применяется для переработки труднообогатимых серных руд, когда флотацией не достигается высокого извлечения серы в концентрат и часть её теряется со сростками [5,10,11].

Для раскрытия сростков их подвергают термообработке. Различная температура плавления серы и породы позволяет отделить полезный компонент от вмещающего минерала (кальцита). Метод термообработки заключается в нагревании обрабатываемого продукта до температуры плавления серы, образования водной эмульсии и последующего ее охлаждения.

На рисунке 3.18 приведена комбинированная схема переработки серной руды с помощью термообработки и флотации.

Нагреву подвергают пульпу, содержащую 40-50 % твёрдого. Время нагрева около 30 минут. Температура нагрева 120-135°C. Выплавленная сера образует водную эмульсию. При слабом перемешивании частицы серы коалесцируют. Операция охлаждения пульпы производится с ограничением скорости охлаждения до 2°C в минуту в целях исключения декрипитационного разрушения гранул серы.

Коалесценция расплавленной серы до 2 мм даёт возможность отделять гранулы на грохоте с отверстиями сита 0,8 мм. Получается богатый надрешетный продукт, содержащий 96–98 % серы, но при этом извлечение – низкое (менее 30 %). Поэтому термообработку целесообразнее применять перед флотацией, используя ее как способ раскрытия сростков при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд.

При термообработке селективно изменяются поверхностные свойства разделяемых частиц (гидрофобность серы возрастает, а кальцита – уменьшается). Флотация и автоклавная плавка такого продукта улучшаются. Флотация проплава протекает при незначительном расходе реагентов и позволяет получить вдвое более богатые концентраты, чем при флотации руды.

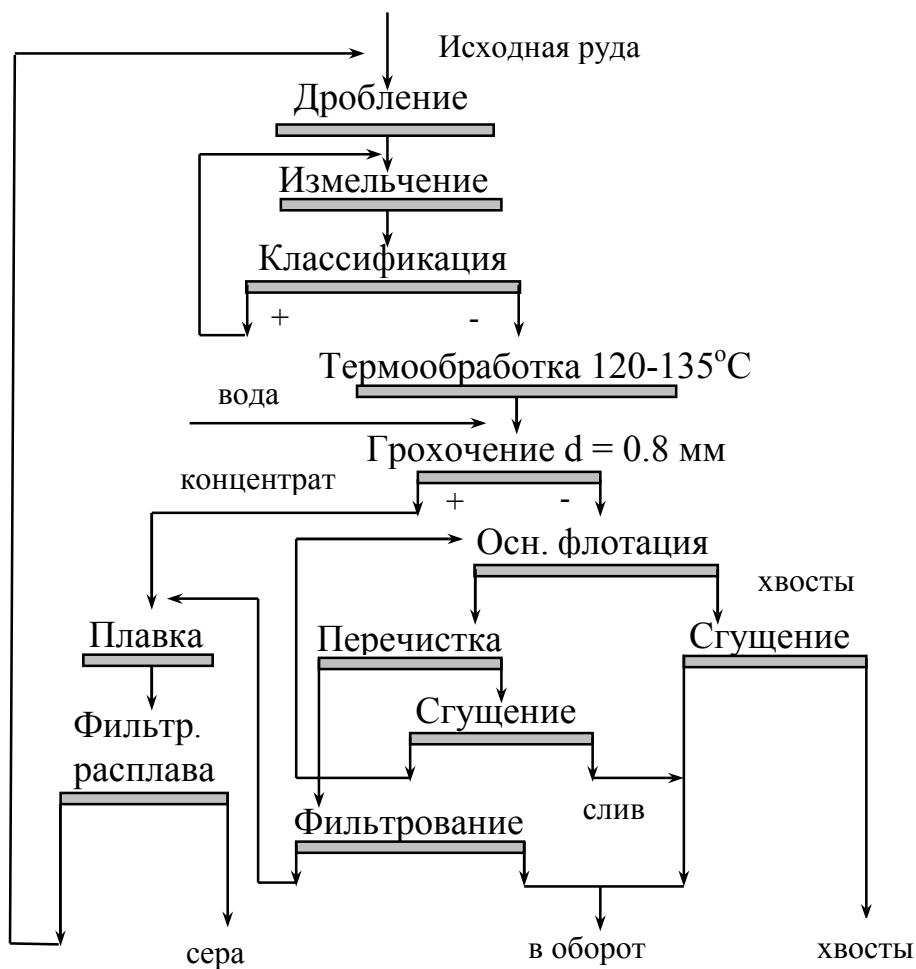


Рис. 3.18. Комбинированная схема переработки тонковкрапленной серной руды

4. Обогащение на основе разницы в поверхностных свойствах разделяемых минералов

К этому разделу относятся следующие методы [6,14-18]:

- селективная коагуляция;
- селективная флокуляция;
- масляная агломерация, грануляция;
- адгезионное обогащение;
- амальгамация.

4.1. Селективная коагуляция

Коагуляция (от лат. coagulatio- свертывание, сгущение), объединение частиц дисперсной фазы в агрегаты вследствие сцепления (адгезии) частиц при их соударениях.

Процесс селективной коагуляции электролитами связан с изменением состояния двойного электрического слоя (ДЭС) угольных и (или) минеральных частиц суспензии [6,15]. Введение в суспензию коагулянта приводит к сжиманию ДЭС, уменьшению дзета - потенциала угольных частиц, что обеспечивает возможность их сближения на расстояние действия ван-дер-ваальсовых сил притяжения.

Для селективной коагуляции угольных зерен в зависимости от природы поверхностных кислородосодержащих соединений и характера их диссоциации в водной среде могут быть использованы нейтральные, щелочные или кислые электролиты.

Многочисленные исследования в нашей стране и за рубежом показали, что наибольшую эффективность метод селективной коагуляции обеспечивает при разделении тонких угольных шламов крупностью менее 50-100 мкм. А так как реальные шламы углеобогатительных фабрик, как правило, полидисперсные, то значительная их часть (крупные частицы, для коагуляции которых сил молекулярного притяжения не достаточно) не принимает участие в процессе коагуляции и теряется с отходами.

В связи с этим, селективную коагуляцию как самостоятельный метод обогащения в процессе переработки угольных шламов использовать не целесообразно. Селективная коагуляция тонких угольных классов используется в качестве подготовительной операции перед флотацией угля и перед его селективной агрегацией полимерами или маслами.

Метод селективной коагуляции широко используется при переработке марганцевых руд. Флотации марганца предшествует обесшламливание по классу 10—15 мкм, сопровождающееся большими потерями марганца в шламовой фракции. По этой причине разработка эффективного режима флотационного обогащения марганцевых материалов должна включать в качестве обязательного этапа селективную коагуляцию марганцевых минералов неорганическими и органическими реагентами. Селективная коагуляция или флокуляция позволяет резко снизить потери марганца при обесшламливании .

4.2. Селективная флокуляция

Селективная флокуляция — совокупность процессов выборочной агрегации тонкодисперсных частиц полезных ископаемых в микрофлокулы крупностью 100-300 мкм с помощью реагентов-флокулянтов различной природы. Последние, как правило, вводятся в водные дисперсии перерабатываемого тонкодисперсного материала, которые подвергаются интенсивной агитации в турбулентном режиме перемешивания гидросмеси.

В турбулентных потоках суспензии протекает выборочное закрепление флокулянта на поверхности частиц определенной природы с последующим их связыванием за счет флокулянта в рыхлые пространственные структуры — микрофлокулы. При этом решающее значение приобретает степень родства флокулянта и поверхности частиц. Отделение сфлокулированного продукта от диспергированных частиц может осуществляться гравитационным, флотационным или магнитным методом.

Селективная флокуляция является универсальным процессом и может применяться для различных видов полезных ископаемых: руд черных металлов (особенно, марганцевых), оксидов и сульфидов цветных металлов, шламов редких металлов, золотоносных песков, шламов нерудного сырья. Не являются исключением шламы твердых горючих ископаемых, в том числе каменного угля и антрацита. В этом случае селективная флокуляция обеспечивает получение сфлокулированного низкозольного угольного концентрата, который выделяется из минерализованной суспензии одним из ранее указанных способов.

В зависимости от вида применяемого реагента можно выделить три основных разновидности процессов селективной флокуляции: маслами, водорастворимыми и гидрофобными (нерастворимыми) полимерными соединениями.

4.2.1. Селективная флокуляция маслами

Для селективной флокуляции угольных шламов при помощи масляных реагентов в Украине используется метод ОБЗУМС – «обогащение высокозольных углей масляной селекцией» [6, 15].

Суть метода заключается в высокоскоростной агрегации угольных частиц в микрофлокулы в течение 0,5- 3 минут турбулентного перемешивания водоугольной суспензии с масляным реагентом.

Основными технологическими операциями метода ОБЗУМС являются: дозирование масляного реагента в турбулентный поток водоугольной суспензии; перемешивание водно-масло-угольной смеси до образования микрофлокул крупностью до 0,2 - 0,3 мм; выделение сфлокулированного углемасляного концентрата из водоминеральной суспензии.

В качестве флокулянта при обогащении угля могут быть использованы каменноугольные смолы. Наибольшую эффективность имеет масло для омасливания шихты (МОШ), антраценовые фракции, полимер бензольного отделения коксохимического производства.

Дозирование реагентов рекомендуется проводить с помощью насосов объемного действия. Перемешивание проводится в высокоскоростных лопастных мешалках, общий объем которых обеспечивает необходимую длительность агитации. Могут применяться мешалки типа цилиндрико-конических турботронов, горизонтальные многоступенчатые трубчатые мешалки, виброустановки. Выделение сфлокулированных концентратов рекомендуется проводить на осадительных центрифугах, в камерах флотационных машин. Утилизация минеральной компоненты проводится по традиционной технологической схеме, которая применяется для переработки хвостов флотации.

Область использования селективной масляной флокуляции – обогащение и обезвоживание угольных шламов и илов зольностью до 60-65%, крупностью менее 0,5 мм из суспензий плотностью 100-500 кг/м³. Технология может быть применена при переобогащении отходов флотации; обогащении и обезвоживании шламовых вод обезвоживающих аппаратов; переобогащении углесодержащих продуктов илонакопителей и шламовых отстойников.

Технология характеризуется низкими расходами флокулянта-масла (0,5-2%) и высокой селективностью разделения. По сравнению с флотацией она отличается более высокой эффективностью обогащения тонкодисперсного угля (крупностью менее 100 мкм), а также способствует повышению эффективности обезвоживания полученного концентрата. К преимуществам технологии можно отнести возможность совмещения процесса селективной флокуляции с гидравлическим транспортированием суспензии к месту переработки.

На рис. 4.1 представлен комплекс по обогащению шламов методом ОВЗУМС.

Шламовые воды фабрики поступают в радиальный сгуститель (1), где происходит процесс осветления водной фазы и сгущение осадка без добавления флокулянта. Осветленная вода отправляется в оборот. Осадок насосом (2) направляется на селективную флокуляцию. В исходную пульпу с помощью насосов-дозаторов вводятся регулятор среды (ёмкость 5) и флокулянт (ёмкость 6). Загрузка аппаратов-агитаторов (3) пульпы проводится снизу. Аппарат-агитатор пульпы представляет собой цилиндрическую ёмкость диаметром 1,3 м и объемом 2,3 м³. В середине аппарата размещен консольный вал, который закреплен в обойме подшипников на верхней крышке аппарата. На валу установлено три импеллера турбинного типа переменного диаметра. Вал получает вращение от электродвигателя (4) через ременную передачу. Средняя окружная скорость вращения импеллеров – около 20 м/с.

Продукт масляной флокуляции обезвоживается на центрифуге (7). Концентрат (кек) смешивается с отсевом, а отходы (фугат) собираются в радиальный сгуститель (8). Сгущенные отходы насосом (9) подаются для окончательного обезвоживания в блок фильтр-прессов (10). После обезвоживания на фильтр-прессах отходы вывозятся в отвал.

На этой установке из исходного шлама зольностью 43-55 % методом ОВЗУМС были получены концентрат зольностью 18-23% при зольности отходов до 75-76%. Расход флокулянта (МОШ) составил 1-1,5 мас.%, расход регулятора среды (NaOH) - 0,01-0,02 мас.%.

Аналоги процесса ОБЗУМС разработаны в ряде исследовательских центров Германии, Великобритании, США, Канады, Индии, Японии и других стран.

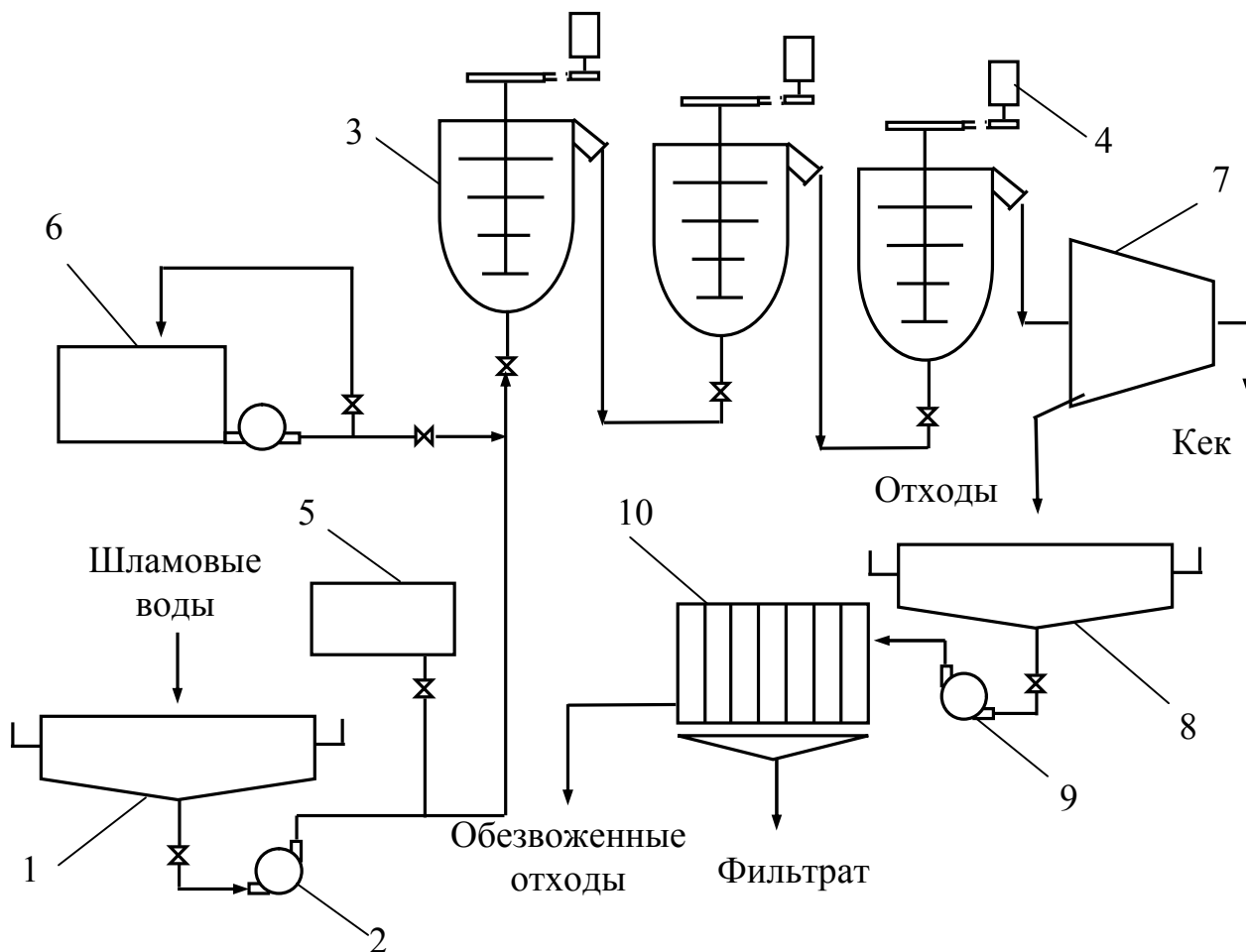


Рис. 4.1. Промышленная установка обогащения энергетических шламов селективной масляной флокуляцией на ЦОФ «Россия»:

1, 8 – радиальный сгуститель; 2, 9 – шламовый насос; 3 – аппарат-агитатор; 4 – привод; 5 – ёмкость для регулятора среды; 6 – ёмкость для флокулянта; 7 – осадительная центрифуга; 10 – фильтр-пресс

Некоторые разновидности процессов «Конвертоль», «Олифлок», NRCC имеют относительно небольшие расходы связующего вещества (до 5%).

Масляная флотация - процесс селективной флокуляции угля с последующей флотацией полученных флокулов. Способ предназначен для обогащения угля крупностью 0-1 мм. В соответствии с данным способом водоугольная пульпа, содержащая 35- 40 % твердой фазы, смешивается со смесью парафинового и дегтярного масла (соответственно 1-1,5 мас.% + 0,05-0,2 мас.% от сухого угля). Пульпа с реагентами перемешивается в турбулентном режиме, полученный углемасляный флокулят выделяется флотацией без добавления реагентов и обезвоживается в центрифугах.

Аналогичный процесс «Aglofloat» используется для обогащения углей крупностью 0 – 0,6 мм с попутным снижением содержания серы в концентрате. Испытания процесса на угле рудников штата Монтана показывают, что при использовании смеси битума и тяжелой нефти ($Q_M = 5$ мас.%) процесс «Aglofloat»

обеспечивает уменьшение содержания серы в угле с 4,4 % до 1,8 %. При этом удаляется около 95 % неорганической (пиритной) серы.

4.2.2. Селективная флокуляция водорастворимыми полимерами

Процессы селективной флокуляции полимерами (СФП) могут осуществляться как водорастворимыми, так и нерастворимыми полимерными флокулянтами. В обоих случаях имеет место мостиковый механизм структурообразования. Среди водорастворимых различают анионные, катионные и неионогенные полимерные флокулянты [14].

Основу анионных полимеров составляют полиакриловая кислота, ее соли или акриламиды.

Катионные полимерные флокулянты содержат положительно заряженные группы амина или четвертичного амина. Флокулирующее действие катионных флокулянтов определяется комбинацией явлений электронейтрализации и механизма мостикообразования. Превалирование механизма электронейтрализации характерно для низкомолекулярных соединений, длина макромолекулы которых меньше удвоенного радиуса действия ионноэлектростатических сил отталкивания частиц.

Неионогенные полимеры состоят главным образом из полиспиртов, негидролизированных полиэфиров и полиамидов. Из них в процессах СФП наиболее широко используется негидролизированный полиакриламид (ПАА) и полиоксиэтилен (ПОЕ). Длина макромолекулы неионогенного флокулянта должна быть вдвое большей радиуса действия ионноэлектростатических сил, что обеспечивает механизм мостиковых связей между частицами.

При селективной флокуляции в суспензию, как правило, одновременно с флокулянтом (или до его введения) добавляют также диспергаторы - вещества, стабилизирующие частицы неагрегируемого компонента и способствующие их сохранению в диспергированном состоянии. В качестве диспергаторов обычно применяют реагенты, адсорбция которых приводит к возрастанию отрицательного электрокинетического потенциала поверхности твердых частиц. В некоторых работах сообщается о применении полимерных стабилизаторов: лигносульфонатов, полиакрилатов, полиметакрилатов, гумата натрия, солей КМЦ, поливинилпирролидонов и других.

Процесс селективной флокуляции весьма перспективен для обогащения шламов окисленных железных руд. В промышленных масштабах селективная флокуляция с последующей катионной флотацией используется на фабрике Тилден (США), что позволяет сбросить перед операцией флотации до 20-30% кварцевой породы, повысить на 7-10% массовую долю железа в ее питании, снизить расход реагентов. Перспективным также является использование селективной флокуляции перед магнитной сепарацией. Интенсификация процесса магнитной сепарации путем обработки пульпы реагентами объясняется эффектом укрупнения сфлокулированных частиц, притягиваемых магнитным полем сепаратора, что позволяет повысить магнитную восприимчивость материала вследствие увеличения абсолютных размеров извлекаемых агрегатов. Из анализа работ в области селективной флокуляции установлено, что использование

данного процесса позволяет повысить извлечение железа в концентрат на 10% при магнитном методе обогащения, на 1,5-2,0% - при флотационной и на 3% - при комбинированной магнитно-флотационной технологии.

Процесс СФП шламов железных руд включает несколько последовательных стадий:

- диспергирование измельченной руды с помощью реагентов;
- стабилизацию диспергированных минералов;
- селективную флокуляцию железистых шламов и дешламацию для удаления в основном глинистых и кремнистых шламов.

Диспергирование достигается сообщением частицам минеральных примесей высокого электрокинетического потенциала или их гидратацией путем регулирования рН среды, а также добавками реагентов-стабилизаторов (диспергаторов). В качестве стабилизаторов обычно применяют полисиликаты натрия (жидкое стекло), полифосфаты натрия, эфиры сульфоянтарной кислоты, едкий натр, сочетание известково-содовой смеси и жидкого стекла, лигносульфанаты и др. Необходимым условием диспергирования шламов является введение щелочи в процесс селективной флокуляции для достижения сильнощелочной среды (рН=10-11,5), что при дальнейшем обесшламливании позволит удалить наиболее диспергированные породные минералы.

Очень часто все необходимые реагенты (диспергатор, регулятор среды) вводятся непосредственно в мельницу, чтобы обеспечить хорошее их перемешивание. Измельченный и классифицированный материал после кондиционирования с реагентом-флокулянт для селективной флокуляции окислов железа направляется на дешламацию, где происходит селективное разделение глинистых и кремнистых частиц от образовавшихся флокул окислов железа. Полученные флокулы направляются на последующую переработку флотацией или магнитной сепарацией.

Применение селективной флокуляции в переработке окисленных железистых кварцитов является перспективным направлением.

Селективная флокуляция используется также при обогащении железных руд Индии со средним содержанием железа 52 % в виде гематита как основного компонента с целью удаления большого количества содержащихся в них весьма мелкозернистых алюминийсодержащих примесей - каолинита, иллита, монтмориллонита. Глинистые минералы легко диспергируются солями многозарядных анионов, а гематит хорошо флокулируется с помощью анионных полиэлектролитов Магнофлока 139 или 155, а также крахмала.

В литературе описаны методы обогащения с помощью селективной флокуляции и других минералов - сильвинита, магнетита, доломита, барита, фосфатных руд. В большинстве случаев флокулянтами являются полиакриламиды, производные крахмала и целлюлозы.

В Украине для селективной агрегации угольных шламов использовалась натриевая соль сульфонируемого полистирола (НССПС) вместе с гидроксидом Na и кальцинированной содой, а также гипан, метас, триполифосфат Na (разработки Днепропетровского горного института). В целом технология селективной агрегации тонкого угля водорастворимыми полимерами получила

развитие, но ее широкое промышленное внедрение сдерживается дефицитностью реагентов и недостаточной в ряде случаев селективностью разделения.

4.2.3. Селективная флокуляция гидрофобными полимерами

Для селективной флокуляции тонких угольных фракций применяются низко- и высокомолекулярные гидрофобные полимеры. Считается, что агрегация угольных частиц гидрофобными полимерными соединениями проходит только по мостиковому механизму.

Среди полимерных соединений наиболее перспективными селективными флокулянтами являются синтетические латексы [6, 15]. Они представляют собой водные дисперсии каучуковых частиц (глобул) коллоидных размеров (50-200 нм), стабилизированные разными эмульгаторами (чаще всего ионогенными ПАВ анионного типа). Латексы являются типичными представителями лиофобных коллоидных систем, дисперсная фаза которых имеет ярко выраженные гидрофобные свойства. Каучуковые глобулы, возникающие в процессе эмульсионной полимеризации, имеют крупность в пределах 0,08-0,3 мкм, высокую агрегативную устойчивость и практически нерастворимы в воде. Коллоидно-химические свойства латексов во многом определяют эффективность флокуляционно-флотационного процесса. Высокая поверхностная активность, обусловленная коллоидным характером полимера, а также его гидрофобность являются предпосылкой эффективного селективного взаимодействия латексных систем с естественно гидрофобной угольной поверхностью.

Основательные экспериментальные работы в области селективной флокуляции угля синтетического латекса проведены в 90-х годах Украинским углехимическим институтом (УХИН, г. Харьков). Совместно с Воронежским заводом синтетических каучуков ученые УХИНа разработали и испытали 17 латексных реагентов-флокулянтов. Наиболее эффективные из них прошли исследовательско-промышленную апробацию на ряде углефабрик коксохимических заводов Донбасса.

В конце 90-х годов к разработке теоретических основ и прикладных аспектов технологии селективной флокуляции угля активно подключился Донецкий государственный технический университет. Основной целью работ была апробация технологии селективной флокуляции латексами в условиях углефабрик ПО «Донецкуглеобогащение». Проведенные опытно-промышленные испытания процесса селективной флокуляции латексами еще раз подтвердили его высокую эффективность на угольных шламах разного качества. Технология проста в эксплуатации, экологически безвредная, не требует значительных капитальных затрат и специального оборудования.

Основными технологическими операциями селективной флокуляции латексами являются: дозирование флокулянта в водоугольную суспензию; турбулентное перемешивание смеси; флотационное разделение. Дозирование флокулянта рекомендуется проводить с помощью плунжерных дозирующих агрегатов (насосов). Турбулентное перемешивание суспензии (именно флокуляция) может быть соединено с ее гидравлической транспортировкой от сборника шлама к флотомашине. Флотационное разделение продуктов

флокуляции выполняется в обычной флотомашине. Последующая переработка концентрата и хвостов флотации проводится по традиционной технологии.

Рациональные режимные параметры процесса: расход флокулянта – 30-100 г/т шлама; длительность перемешивания (флокуляции) – 1-2 мин.; рН – не менее 6-7.

В качестве флокулянтов целесообразно применять синтетические бутадиеновые и бутадиен-стирольные латексы при соотношении в последних бутадиена и стирола не менее 50:50. Наиболее эффективными в процессе селективной флокуляции являются синтетические латексы типа СКС-1С; БС-50; БС-30Ф производства Воронежского завода синтетических каучуков. Для эмульгации флокулянтов рекомендуется применять натриевые или калиевые мыла синтетических жирных кислот и канифоли.

Технология селективной флокуляции синтетическими латексами предназначена для обогащения и обезвоживания угольных шламов крупностью менее 0,5 мм с зольностью до 25-30 %. Может быть использована в сочетании с традиционными методами обогащения угля, в особенности с флотацией. В сочетании с флотацией СФП позволяет увеличить выход флотоконцентрата на 2-5% и снизить его влажность после вакуум-фильтров на 1-1,2%.

4.3. Масляная агломерация, грануляция

К нетрадиционным, но достаточно хорошо изученным в лабораторных, стендовых, полигонных и опытно-промышленных условиях принадлежит класс физико-химических методов обогащения шламов, которые известны в Украине под названием масляной грануляции и агломерации. Они применяются для обогащения, обезвоживания и облагораживания полезных ископаемых, в частности угля. При этом диапазон зольности исходного угля очень широкий – от 10-15 до 60-75%, а процесс отличается высоким самовыравниванием, которое обеспечивает стабильные характеристики концентрата при колебании характеристик обогащаемого угля в широких пределах [15,16].

Различают масляную грануляцию (зерна до 3-10 мм, расход реагента - от 8-10 до 40-50 мас.%) и агломерацию (полидисперсный материал 0-3(5) мм, расход реагента - 2-7 мас.%). В качестве реагента применяют разные нефтепродукты, каменноугольные смолы, вторичные масла. Гранулят представляет собой моно- или полидисперсный продукт крупностью от 0,5-0,7 до 7-10 мм. Агломерат - частично сгранулированный полидисперсный материал крупностью от 0,2-0,3 мм и больше.

В общем случае суть метода заключается в выборочной агрегации гидрофобных угольных частиц в водоугольной гидросмеси аполярным углеводородным связывающим (маслом) в относительно крепкие углемасляные агрегаты (агломераты, гранулы). При этом гидрофильные минеральные частицы, которые не смачиваются маслом, остаются в водной фазе гидросмеси в диспергированном состоянии.

Масляная грануляция – сложный многоэтапный процесс, протекание которого возможно по двум принципиально разным механизмам: «амальгамному» и «коалесцентному». В первом случае при перемешивании водоугольной

суспензии со связывающим в турбулентном режиме имеют место субпроцессы: наполнение пленки связывающего органической массой с образованием угле-наполненной «амальгамы»; разрушение последней на первичные агрегаты; обкатывание агрегатов с образованием углемасляных гранул преимущественно сферической формы.

Эффективность процесса грануляции в целом во многом определяется условиями образования и разрушения углемасляной «амальгамы». Эта эффективность максимальна при достижении предельного насыщения объемной углеводородной пленки угольными фракциями (угленаполненную пленку условно и называют «амальгамой»). При последующем перемешивании гидросмеси «амальгама» теряет свои тиксотропные свойства и разрушается, образуя локальные углемасляные структуры.

Достижение предельного насыщения «амальгамы» обеспечивается соответствующим технологическим режимом процесса (числом Re , рН среды, подбором и соотношением пар «уголь-связующее», удельными расходами масла, плотностью гидросмеси). Механизм «амальгамного» гранулообразования реализуется при масляной грануляции угля в суспензиях высокой плотности (300-500 кг/м³), достаточно высоких расходах связующего – больше 15-20% на сухую массу угля крупностью 0 - 1(2) мм.

«Коалесцентный» механизм гранулообразования включает: диспергирование связывающего в турбулентном потоке суспензии с возникновением эмульсии (чаще всего - грубодисперсной); омасливание угольных частиц при их взаимодействии с каплями связующего; возникновение первичных структур за счет аутогезионного слипания омасленных угольных зерен; формирование гранул за счет уплотнения и обкатывания первичных структур; вторичную агрегацию гранул.

Этот механизм агрегатирования наблюдается при плотности суспензии 100-300 кг/м³ и расходах связывающего менее 10-15% на сухую массу угля. Гранулообразующими при масляной грануляции (агломерации) выступают силы капиллярного сцепления, поверхностного натяжения, когезия связывающего, адгезионные силы разной природы на границе «уголь-связующее».

Процесс масляной грануляции обеспечивает обогащение и обезвоживание угольных фракций крупностью 0-0,5 (1) мм. При этом одно из важнейших преимуществ масляной грануляции (агломерации) - возможность эффективной переработки угольных фракций крупностью 0-100 мкм. Результаты, которые при этом достигаются (по селективности разделения, влажности концентратов), превышают технологические показатели ранее описанных технологий. Серьезным недостатком, который сдерживает внедрение технологии масляной грануляции, являются высокие удельные расходы связывающего углеводородного реагента (от 10-15% до 25-30% на сухую массу исходного угля).

Наиболее известными заграничными технологиями масляной грануляции (агломерации) тонкодисперсного угля является: Трент-процесс; процессы Cfri (Индия); NRCC (Канада); метод фирмы «Шелл»; метод ВНР (Австралия); и др.

В Украине широкие исследования масляной грануляции (агломерации) угля проведены в ДонНТУ [15]. Установлена связь между скоростью гранулообразования, плотностью и зольностью исходного питания; определены

оптимальные параметры процессов масляной агломерации; разработаны технологические схемы процессов при различных плотностях гидросмеси (рис. 4.2.).

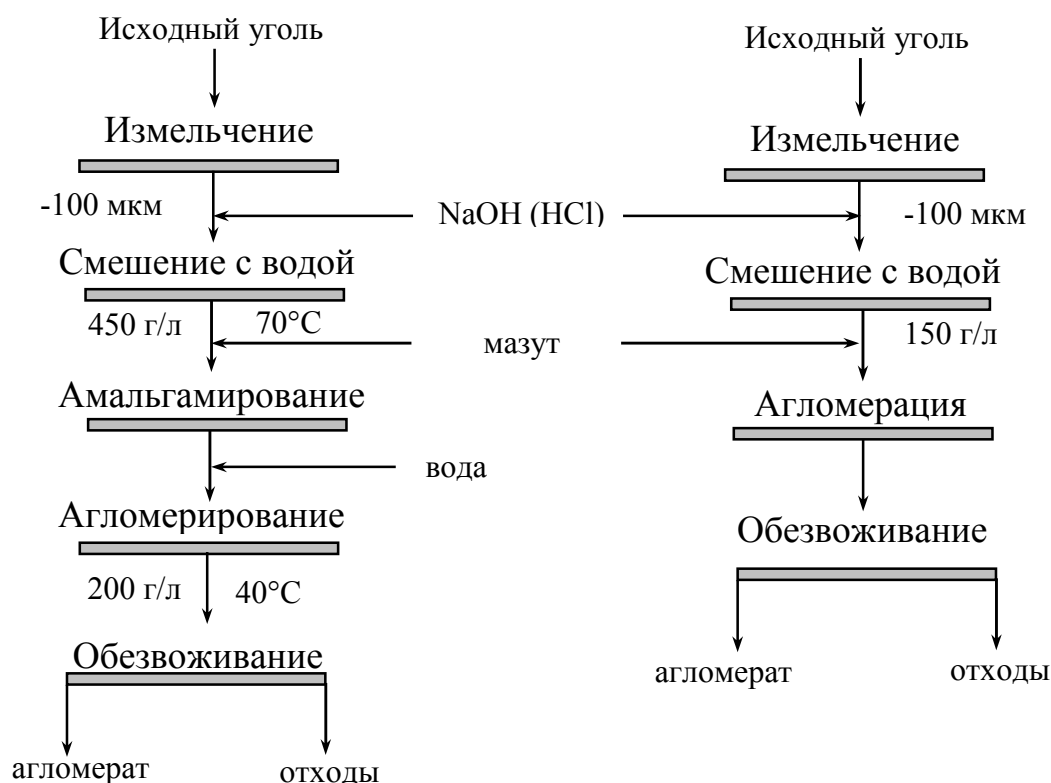


Рис. 4.2. Технологические схемы масляной агломерации в концентрированной (а) и разбавленной (б) суспензиях

Технологическая схема масляной агломерации угля из концентрированных суспензий (400-450 г/л) включает следующие операции:

- измельчение угля до крупности менее 100 мкм;
- смешение угля с водой и регулятором среды при температуре 70 - 80°C;
- смешение угольной суспензии с мазутом, нагретым до температуры 70 - 80°C, «амальгамирование»;
- после окончания наполнения «амальгамы» угольными частицами суспензия разбавляется водой (температура 40-50°C) до содержания твердого 200-250 г/л и проводится агломерирование;
- обезвоживание полученных агломератов на сите.

Совмещенный процесс «гидротранспорт – масляная агломерация».

Эта технология была предложена в 80-х годах в Японии (рис. 4.3).

Технологически она осуществляется следующим образом: исходный уголь измельчается, затем он попадает в смеситель, куда подаются также вода и реагенты (мазут) в необходимой пропорции. Затем полученная пульпа с помощью насоса закачивается в трубопровод, который имеет специфическое сечение – трубопровод-гранулятор. Этот трубопровод оборудован винтовыми элементами, предназначенными для закручивания потока и усиления его турбулентности (рис. 4.4). Тонкодисперсный уголь в процессе транспортировки таким трубопроводом

успешно агломерируется, затем полученные агломераты-гранулы попадают в обезвоживающее устройство, далее - в дробилку и сразу в топку, где уголь сжигается.

В данном случае трубопровод выполняет две функции: транспортного средства от смесителя к обезвоживающему устройству и, одновременно, агломератора (гранулятора). Никаких вспомогательных аппаратов для грануляции в этой схеме не используется. Весь процесс агрегатообразования (флокул, гранул, агломератов) происходит в процессе транспортировки.

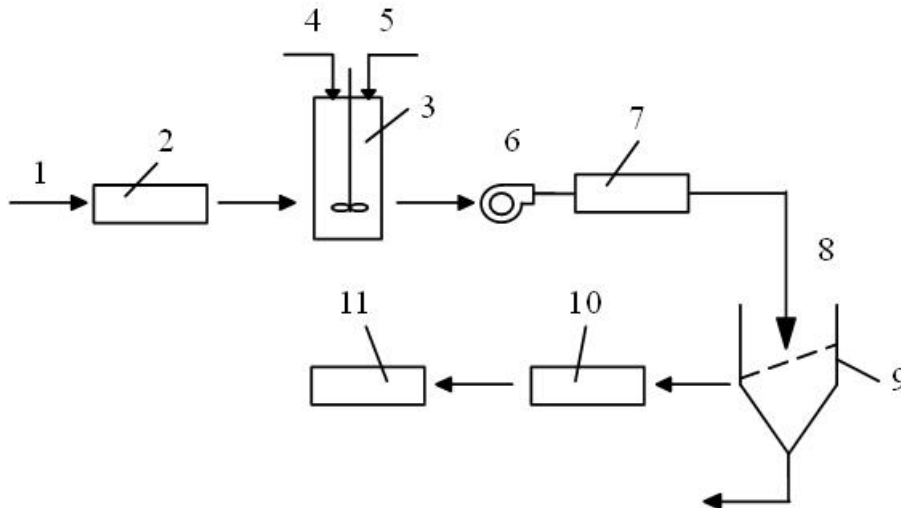


Рис. 4.3 – Схема масляной агрегации с использованием углепровода, как гранулятора:

1 – исходный уголь, 2 – дробилка, 3 – смеситель, 4 – вода, 5 – связующее вещество (мазут), 6 – насос, 7 – гидросмесь, 8 – обезвоживающее устройство; 9 – дробилка; 10 – специальный трубопровод-гранулятор, 11 – топка сжигания угля.

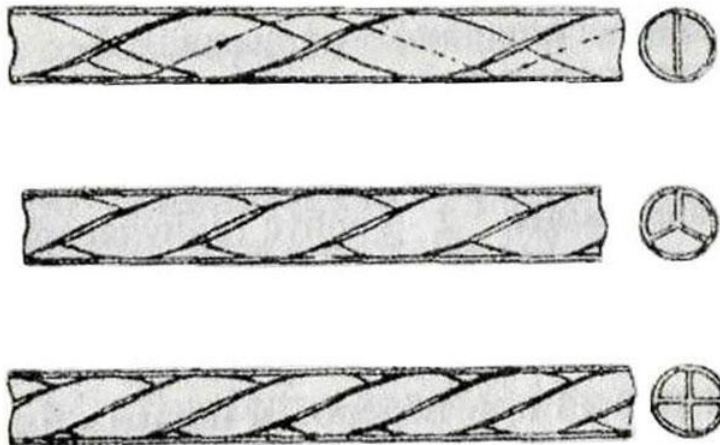


Рис. 4.4. Разрезы трубопровода-гранулятора

4.4. Адгезионное обогащение

Этот способ обогащения основан на избирательном адгезионном взаимодействии извлекаемого компонента с гидрофобной поверхностью в водной среде.

Способы обогащения полезных ископаемых на жировых поверхностях были нами рассмотрены в предыдущем разделе. Остановимся на способах адгезионного обогащения при помощи гидрофобных носителей.

4.4.1. Адгезионно-масляная сепарация

Адгезионно-масляной сепарации - принципиально новый технологический процесс выделения золота из руд и россыпей, основанный на эффекте селективной адгезии (прилипания) олеофильных гидрофобных частиц золота в гранулы, которые образованы из угля и нефтепродуктов. Технология включает перемешивание золотовмещающей пульпы с угольно-масляными гранулами, отделение гранул от пульпы грохочением или флотацией, рециркуляцию части гранул с целью увеличения степени насыщения их золотом.

Переработку угольно-масляного агломерата (нагруженного) предложено проводить по одному из двух рекомендованных вариантов с учетом объема производства и экономической целесообразности. Первый вариант предусматривает прямое сжигание угольно-масляной среды и плавку золы по подобранной шихте. Второй вариант предусматривает растворение агломерата в специальном растворителе с последующей дистилляцией раствора; остаток от растворения масла сжигается и плавится на слиток.

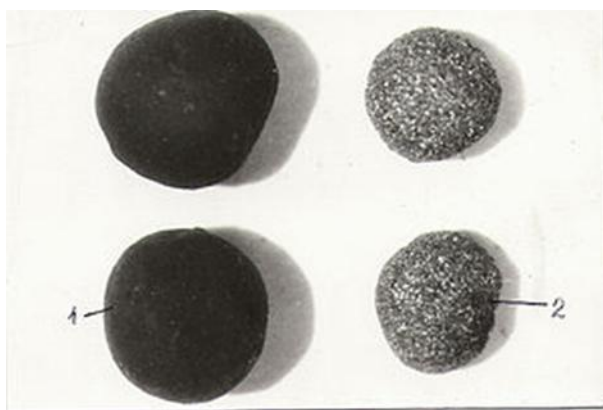


Рис. 4.5. Адгезионное обогащение золота: а –исходные углемаляные гранулы; б - золотонаполненные гранулы

Технология адгезионного извлечения золота разработана на основе процесса масляной агломерации угля. В качестве масляной фазы используются углеводородные масла, которые должны соответствовать определенным требованиям: хорошо смачивать поверхность золота, давать устойчивую эмульсию в воде, обеспечить хорошее сцепление частичек угля в грануле и быть относительно дешевыми.

Технология извлечения мелкого золота на основе адгезионно-масляной сепарации испытана на рудах коренных месторождений Дегдекан, Казаковско-Ключевское (в агломерат извлечено соответственно 95,9 и 99,8 % свободного золота); эфелях россыпей Кундулун, Шахтама, Алия (извлечение золота в агломерат от свободного золота в пробе составило 98,2; 99,2 и 97,6 %

соответственно); продуктах обогащения (флотоконцентрат из руд месторождения Зун-Холба, хвосты ШОУ «Кумахта») [17].

По сравнению с традиционными технологиями извлечения золота из различного сырья процесс адгезионно-масляной сепарации имеет ряд существенных преимуществ:

- высокое извлечение свободного мелкого золота с чистой поверхностью обеспечивает альтернативу процессам амальгамации и цианирования;
- простая технологическая схема эффективна для работы, как в стационарных, так и в полевых условиях;
- высокая скорость процесса существенно отличает его от процесса цианирования;
- высокая селективность сепарации обеспечивает получение продукта, пригодного к плавке на слиток, что дает огромное преимущество перед продуктами, полученными процессами гравитации и флотации;
- область применения процесса практически не ограничена. Он может быть использован для переработки руд, россыпей, продуктов и отходов обогащения, выполняя роль как основного, так и вспомогательного процессов.

Разновидностью адгезионного обогащения является процесс агломерационной флокуляции [18], предусматривающий селективное извлечения золота на гидрофобизированных синтетических носителях.

Применение синтетического носителя (эластичный пенополиуретан) имеет ряд преимуществ. Во-первых, синтетический носитель легко выдерживает знакопеременные нагрузки, во-вторых - имеет развитую внешнюю поверхность. Все это дает возможность использовать данный носитель многократно.

4.4.2. Агломерация «уголь-золото»

Процесс CGA (Coal Gold Agglomeration) фирмы British oil and minerals и Davy McKee также основан на селективном выделении частиц золота при помощи углемасляных гранул. Технологическая схема процесса приведена на рис. 4.6.

Руду сначала подвергают грохочению, а потом измельчают. Рудную пульпу кондиционируют ПАВ, после чего перемешивают с углемасляными гранулами в последовательно установленных чанах. Золото улавливается в гранулы. Последние отделяют от пустой породы, например флотацией, и направляют в оборот для контакта со свежей пульпой. Таким образом достигают необходимой степени насыщенности гранул золотом. Извлечение золота из "нагруженных" гранул осуществляют сжиганием с последующей плавкой золы.

Для кондиционирования руды перед адгезионным обогащением используют коллекторы - флотационные собиратели, которые повышают олеофильность частиц золота. В качестве коллектора используют амилксантат калия при его расходах 200-500 г/т исходной руды. Длительность кондиционирования – до 5 мин. при интенсивной (турбулентной) агитации пульпы.

Операция получения гранул-носителей выполняется отдельно по технологии масляной грануляции (агломерации). Сырье для получения гранул-носителей - уголь крупностью менее 0,1(0,05) мм. Связующее – нефтепродукты (газойль). Расход реагента-связующего - 15-25 мас. %.

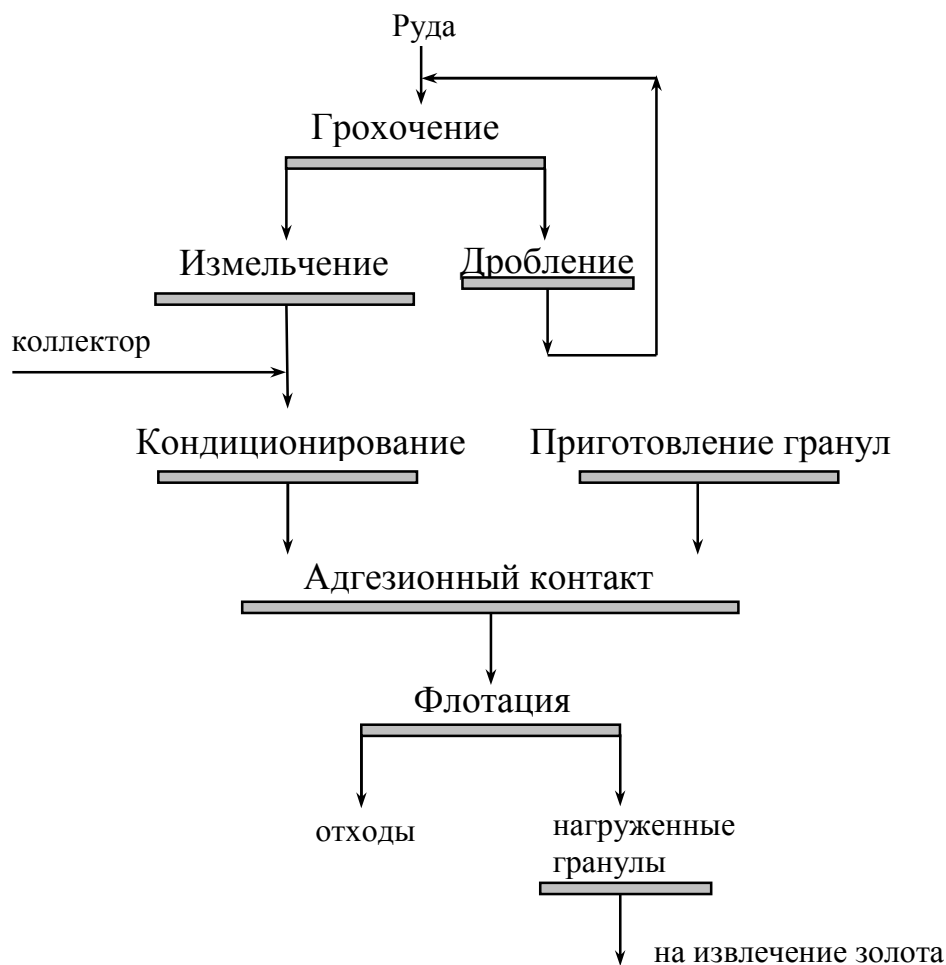


Рис. 4.6. Процесс CGA компании "British oil and minerals" и "Davy McKee"

Крупность частиц золота, извлекаемых в гранулированный концентрат - 5-500 мкм, но эффективность процесса уменьшается в области тонких фракций. За 30 мин. агитации рудной пульпы с адгезионно активными гранулами-носителями достигается извлечение золота в пределах 80-99%. Содержание золота в гранулах - от 1000 г/т до 2000-5000 г/т.

4.5. Амальгамация

Амальгамацией называется процесс извлечения благородных металлов из руд и концентратов при помощи жидкой ртути.

Процесс амальгамации основан на способности ртути смачивать частицы металла, проникать в них и образовывать соединения металла с ртутью - амальгаму. При этом золото амальгамируется легче всего, серебро и платина - медленнее, а неблагородные металлы (медь, цинк, железо, алюминий) при наличии на их поверхности оксидных пленок практически не амальгамируются.

В мировой практике процесс амальгамации широко применяется для извлечения золота.

Процесс амальгамации состоит из двух последовательных стадий: смачивание золота ртутью; диффузия (взаимодействие) ртути в золото.

Определяющей является первая стадия. Чем лучше смачивание, тем выше показатели амальгамации.

В зависимости от условий проведения амальгамация подразделяется на внутреннюю, которая проводится одновременно с измельчением руды, и внешнюю, которая проводится в амальгамационных шлюзах после измельчения руды. Внутренняя амальгамация характеризуется высоким расходом ртути (15-20 г/т руды или песков) из-за пемзования ртути, т. е. образования большого числа мелких шариков ртути. Расход ртути при внешней амальгамации составляет 2-3 г/т руды.

При внутренней амальгамации в измельчающий аппарат одновременно с материалом подают также и ртуть. Количество заливаемой ртути и промежутки времени между заливкой зависят от характера материала (вещественного состава, формы и крупности включений золота), содержания золота в нем и условий ведения процесса. Эти параметры процесса амальгамации устанавливают предварительными исследованиями и корректируют практикой работы при регулировании процесса в промышленных условиях. Выгоднее всего заливать ртуть с небольшими интервалами, так как это позволяет равномернее осуществлять процесс амальгамации. При частых подачах ртути малыми порциями уменьшается возможность пемзования ртути. Для подачи ртути применяют специальные питатели, позволяющие регулировать скорость подачи.

Наиболее полная амальгамация золота осуществляется при контакте его со ртутью в течение 1,5-2 ч. Эффективность амальгамации зависит от крупности золота в материале и состояния поверхности золотин, для очистки которой перед амальгамацией концентраты подвергают механической или химической очистке. Механическая обработка может осуществляться одновременно с амальгамацией, например, в мельницах и амальгамационных бочках, в которые добавляют стальные шары. Химическая обработка проводится серноокислотными растворами в течение 2 ч. Наиболее высокая эффективность амальгамации наблюдается для золота крупностью 0,1 – 1 мм. Для более тонкого золота она снижается, вероятно, из-за недостаточной силы соударения золотин с каплями ртути и малой вероятности их встречи.

Амальгамационная бочка - литой или сварной стальной барабан диаметром 800 мм и длиной 1200 мм. Перед амальгамацией в бочку загружают золотосодержащий концентрат, стальные шары и через некоторое время производят доизмельчение концентрата, после чего заливают ртуть при соотношении к золоту, содержащемуся в концентрате, 8-15:1, добавляют известь и в течение 3-4 ч вращают аппарат с невысокой частотой для предотвращения пемзования ртути. Затем содержимое бочки пропускают через гидроловушку, где улавливается образовавшаяся амальгама. Разделение в ловушке осуществляется в восходящей струе воды.

Внешняя амальгамация осуществляется чаще всего на шлюзах. Конструктивно шлюз представляет собой две-три последовательно расположенные наклонные плоскости, на которых уложены медные листы, натертые ртутью. При продвижении смеси измельченной руды с водой по шлюзу свободные золотины оседают на дно шлюза, соприкасаются со ртутью и переходят в амальгаму.

Условия течения потока пульпы по шлюзу должны быть такими, чтобы не допускать отложений твердой части пульпы на поверхности медных листов. На практике обычно подбирают оптимальный уклон (от 10 до 21%) и оптимальное разжижение (минимальное Ж:Т=4:1).

Амальгаму с листов снимают резиновыми скребками во избежание повреждения основного поверхностного слоя. Амальгаму снимают не полностью, оставляя на листах тонкий слой для облегчения последующей натирки.

Преимущества амальгамационных шлюзов - в простоте их устройства и работы, отсутствии потребности в электроэнергии, малом расходе ртути. К недостаткам относятся малая производительность; большой расход воды; непригодность для руд, содержащих тяжелые минералы (сульфиды, шеелит и др.).

Полученную амальгаму промывают от механически захваченных примесей водой в промывочных чанах или специальных шлюзах. Железо удаляют магнитом.

Очищенную амальгаму отжимают (фильтруют) через плотную ткань на прессе. При этом отделяется жидкая ртуть, которая направляется в оборот. Получают полусухую пластичную амальгаму, содержащую от 20 до 50 % золота, которую направляют на отпарку.

Отгонку ртути (отпарку) производят дистилляцией в специальных ретортах, на конце которых имеется водяной холодильник. Реторты нагревают постепенно, чтобы не происходило разбрызгивание амальгамы при резком разложении интерметаллических соединений ртути с благородными металлами. После удаления большей части ртути при 350 – 400°С температуру в реторте повышают до 750 – 800°С. Пары отогнанной ртути конденсируются в водяном холодильнике, и полученная ртуть возвращается на амальгамацию. Процесс длится от 3 до 6 часов.

После отпарки получается золото 750-900 пробы, в котором содержится до 0,1% ртути. Это золото затем отправляется на аффинажный завод для окончательной очистки.

Амальгамация серебряносных руд проводится по более сложной схеме.

В природе в кварцевых рудах серебро представлено 2-мя разновидностями:

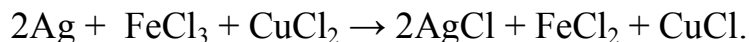
- частичками серебряного золота;
- частичками самородного серебра либо золотистого серебра и его соединениями (хлориды, сульфиды и пр.).

Частички серебряного золота частично смачиваются ртутью и улавливаются амальгамацией при длительном контактировании. Частички же самородного серебра либо золотистого серебра при краткосрочном контакте с амальгамирующей поверхностью не смачиваются последней и сносятся потоком пульпы в хвосты. Соединения же серебра в виде хлоридов, сульфидов и пр. вообще не смачиваются ртутью и для извлечения амальгамацией их нужно вернуть до железного серебра. Поэтому для извлечения серебра при помощи амальгамации используется особенная технология и аппаратура.

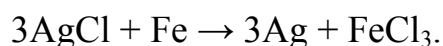
Амальгамацию серебряносодержащих руд и концентратов проводят в особых чанах-растирателях и амальгамационных бочках.

Измельченную руду смешивают с добавлением воды, хлорида натрия NaCl, обожжённого пирита FeS₂ и медного колчедана CuFeS₂. В конце перемешивания добавляют ртуть.

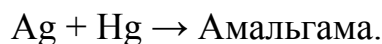
В результате взаимодействия хлорида натрия с пиритом и медным колчеданом образуется серно-натриевая соль и хлориды меди и железа, которые в свою очередь окисляют серебро, находящееся в руде:



Добавленное в ходе амальгамации железо восстанавливает хлорид серебра до свободного металла:



В свою очередь ртуть вступает в сплав с серебром в результате чего образуется серебряная амальгама:



Далее амальгаму отделяют от руды и помещают в специальную реторту для отпарки. В результате нагрева ртуть испаряется, осаждаясь в холодильнике, а серебро остаётся в виде блина, который называется амальгамным серебром.

Полученное серебро подвергается измельчению и направляется на аффинаж для извлечения чистого серебра.

При извлечении платины применяется способ *«активной» амальгамации*. Он заключается в том, что исходный материал обрабатывают в бочках или на шлюзах цинковой амальгамой в кислой среде. Выделяющийся при взаимодействии цинка и кислоты водород активизирует поверхность платины, улучшает смачиваемость её ртутью, и повышает извлечение в амальгаму.

Часть 2. Комбинированные методы обогащения

Введение

Комбинированные методы обогащения полезных ископаемых содержат две основные обязательные операции: избирательный перевод одного из разделяемых компонентов из твердого в другое фазовое состояние (раствор, расплав, газообразное состояние); выделение разнородных фаз в разнородные продукты [1-5, 19, 20].

В традиционных методах переработки полезных ископаемых хорошо отработаны процессы разделения вещества, находящихся в различных фазовых состояниях, для всех возможных случаев: жидкой и твердой фаз; твердой и газообразной фаз; жидкой и газообразной фаз.

В практике обогащения более широкое распространение получили процессы с использованием избирательного перевода твердого компонента в жидкое состояние. Это объясняется тем, что использование перевода в расплав или газообразное состояние приводит к росту энергоёмкости процесса.

Перевод твердого компонента в жидкое состояние проводится путём физического или химического растворения.

Физическое растворение — это процесс, не сопровождающийся химической реакцией, при котором металл извлекается в раствор в составе соединения, присутствовавшего в исходном материале. Физическое растворение положено в основу переработки растворимых в воде солей: это в основном хлориды щелочных металлов и магнезия — каменная соль NaCl , сильвин KCl , карналлит $\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl} \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и др. В этом случае идёт полное растворение полезного ископаемого, которое переводится в рассол. Для физического растворения не является обязательной проницаемость полезного ископаемого для растворителя.

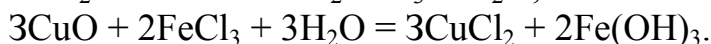
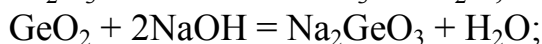
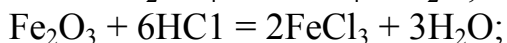
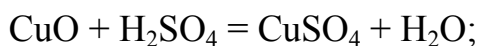
Химическое растворение (выщелачивание) — это процесс, селективного растворения одного из компонентов полезного ископаемого, которое, как правило, составляет его меньшую часть. Это растворение сопровождается изменением химического состава данного компонента. Для процесса выщелачивания проницаемость полезного ископаемого для растворителя является определяющим фактором, определяющим применимость данного метода.

Химическое растворение используется в процессах добычи и переработки металлов, их солей и оксидов. Растворителями для выщелачивания соединений является преимущественно серная кислота (ванадий, медь, цинк, уран), сода (ванадий в карбонатных рудах, молибден, вольфрам), едкий натр (глинозём, вольфрам), аммиак (медь, никель), цианистые соли (золото, серебро), сернистый натрий (сурьма, ртуть), растворы хлора и хлоридов (благородные металлы, свинец, редкие металлы), тиосульфаты (золото, серебро). Результатом растворения является образование раствора ценного компонента.

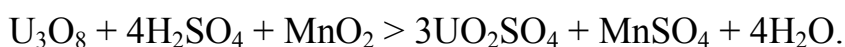
В основе процессов химического растворения лежат реакции обмена, окислительно-восстановительные, комплексообразования и др.

Реакции обмена лежат в основе взаимодействия оксидов металлов с кислотами, щелочами или растворимыми солями, в результате которых

происходит образование легкорастворимых сульфатов, хлоридов, нитратов и других солей, например:

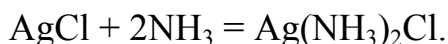


Окислительно-восстановительные реакции протекают с нарушением химических связей в кристаллической решетке минералов и образованием нового легкорастворимого соединения. Этот процесс протекает за счет окисления катиона металла до состояния высшей валентности, например, при кислотном выщелачивании урановой смолки из руд в присутствии окислителя (пиролюзита):



Реакции могут протекать и за счет окисления аниона, а также за счет одновременного окисления катиона и аниона.

Реакции комплексообразования при выщелачивании применяются если растворимый металл образует с одним из компонентов раствора прочное хорошо растворимое комплексное соединение:



Для физического и химического растворения характерно наличие трех стадий процесса:

- подвод растворителя к поверхности минерала;
- взаимодействие растворителя с минералом;
- отвод продуктов реакции от поверхности раздела фаз.

Определяющей стадией кинетики растворения может быть любая из перечисленных.

Извлечение металлов в раствор при этом может достигать 98—99 % при незначительном растворении (3—5 %) сопутствующих минералов.

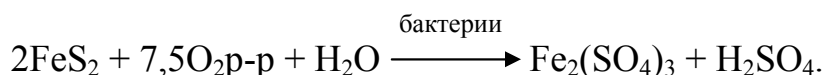
Увеличение скорости выщелачивания достигается путём увеличения реагирующей поверхности за счет дробления или измельчения полезного ископаемого; подогрева растворителя; перевода труднорастворимых минералов в легкорастворимые за счет восстановительного, окислительного обжига, спекания руды; наложением магнитных и электрических полей, виброакустических и других воздействий; применением бактериальных культур и продуктов их жизнедеятельности.

При **бактериальном способе интенсификации выщелачивания** используется способность автотрофных бактерий (*Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* и др.) поглощать для своей жизнедеятельности энергию, выделяемую при окислении сульфидов и тиосульфатов металлов, серы, а также при переходе Fe^{2+} в Fe^{3+} . Роль бактерий в данном случае сводится к

биокаталитическому ускорению реакций, протекающих в обычных условиях медленно.

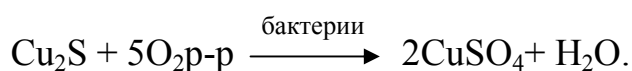
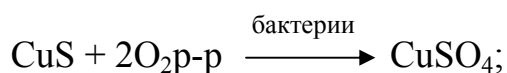
Под действием бактерий *Thiobacillus ferrooxidans* (тионовые железooksисляющие) ускоряется окисление сернокислого закисного железа FeSO_4 до сернокислого окисного железа $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. В результате образуется сульфат окиси железа и серная кислота H_2SO_4 , которая используется в качестве реагента для выщелачивания.

Так, например, окисление пирита в водной среде с растворенным кислородом в присутствии бактерий *Thiobacillus ferrooxidans* может быть представлено суммарной реакцией:



Так как окисление пирита в присутствии бактерий сопровождается получением серной кислоты, то pH среды, резко снижается. Однако это не приводит к стерилизации раствора, т. к. *Thiobacillus ferrooxidans* наиболее активны в диапазоне pH 1,5 – 3,5.

В присутствии бактерий *Thiobacillus thiooxidans* (тионовые сероooksисляющие) ускоряется окисление не содержащих железо сульфидных минералов. Реакции окисления этих минералов меди до медного купороса имеют вид:



Различие в химическом и бактериальном процессах заключается в том, что при химическом выщелачивании требуется вводить окислитель в процесс, а при бактериальном он генерируется в самом процессе выщелачивания. Поэтому присутствие бактерий в процессе химического выщелачивания способствует ускорению процесса, снижению расхода окислителя.

1. Основные технологические процессы комбинированных методов обогащения

Общая схема комбинированных методов обогащения в зависимости от характеристик перерабатываемого сырья может включать следующие процессы:

- подготовка минерального сырья к выщелачиванию;
- селективное растворение одного или нескольких компонентов полезного ископаемого;
- отделение растворов от нерастворимых осадков;
- выделение металлов из растворов после выщелачивания;
- регенерация рабочих агентов и возврат их в процесс.

1.1. Подготовка минерального сырья к выщелачиванию

Для обеспечения доступа растворителя к рудным минералам все включения их в пустую породу должны быть частично или полностью вскрыты, что достигается в результате дробления и измельчения исходного материала.

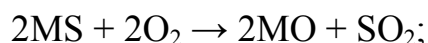
Дробление руды текущей добычи обычно осуществляют до 15—35 мм. Степень измельчения определяется последующим процессом переработки и характеристикой руды. Обычно измельчение производят в две стадии до крупности 0,074—0,2 мм.

На стадии подготовки минерального сырья к выщелачиванию с целью предварительного удаления пустой породы могут быть использованы традиционные методы обогащения: радиометрическая сортировка, гравитационные, магнитные, электромагнитные, флотация.

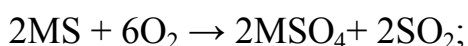
В ряде случаев трудноизвлекаемые компоненты предварительно переводят в легкорастворимые соединения посредством *обжига* или *сплавления*. Кроме повышения растворимости полезного ископаемого эти операции способствуют уменьшению вредных выделений при выщелачивании и облегчают отделение основного компонента от других.

Обжиг является сложным химико-металлургическим процессом, проводимым при температурах ниже температур расплавления сырья, с участием твердой поверхности исходного материала и газообразных реагентов. В зависимости от условий проведения различают основные группы обжигов:

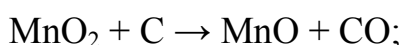
– *окислительный обжиг* является наиболее распространенным видом обжига в металлургии меди, молибдена, никеля и цинка. Он служит для удаления из руд и концентратов серы и превращения сульфидов металлов в окислы, легко вскрываемые кислотными и карбонатными растворами при последующем выщелачивании. Окислительный обжиг проводится при 700—800° для медных и при 750—900° для цинковых концентратов.



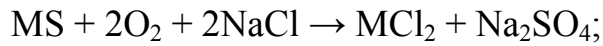
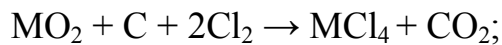
– *сульфатизирующий обжиг* заключается в переводе сульфидов цветных металлов в форму растворимых в воде сульфатов. Сульфатизирующий обжиг ведется при более низкой температуре, чем окислительный, и при меньшем притоке воздуха, что необходимо для повышения концентрации сернистого газа.



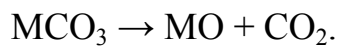
– *восстановительный обжиг* применяется для восстановления окислов металлов. Он ведется в присутствии мелкого угля, кокса или восстановительного газа при температуре 500—800° (окисные марганцевые руды).



– *хлорирующий обжиг* имеет целью перевести окислы и сульфиды металлов в растворимые хлориды. Хлорируемый материал нагревается до 500—600°C в смеси с хлористым натрием, кальцием или магнием или в присутствии газообразного хлора.



– *кальцинирующий обжиг*, применяется с целью удаления двуокиси углерода и химически связанной воды из различных гидроокисей и карбонатов при нагревании. Он применяется, в основном, для железных и цинковых карбонатных руд, а также при производстве глинозема в алюминиевой промышленности. Разложение карбонатов устраняет вспенивание при кислотном выщелачивании руд.



Обжиг ведут в печах разнообразных конструкций: многоподовых, горизонтальных, барабанных, трубчатых, шахтных. В последние годы получили распространение печи кипящего слоя (КС), вихревые печи.

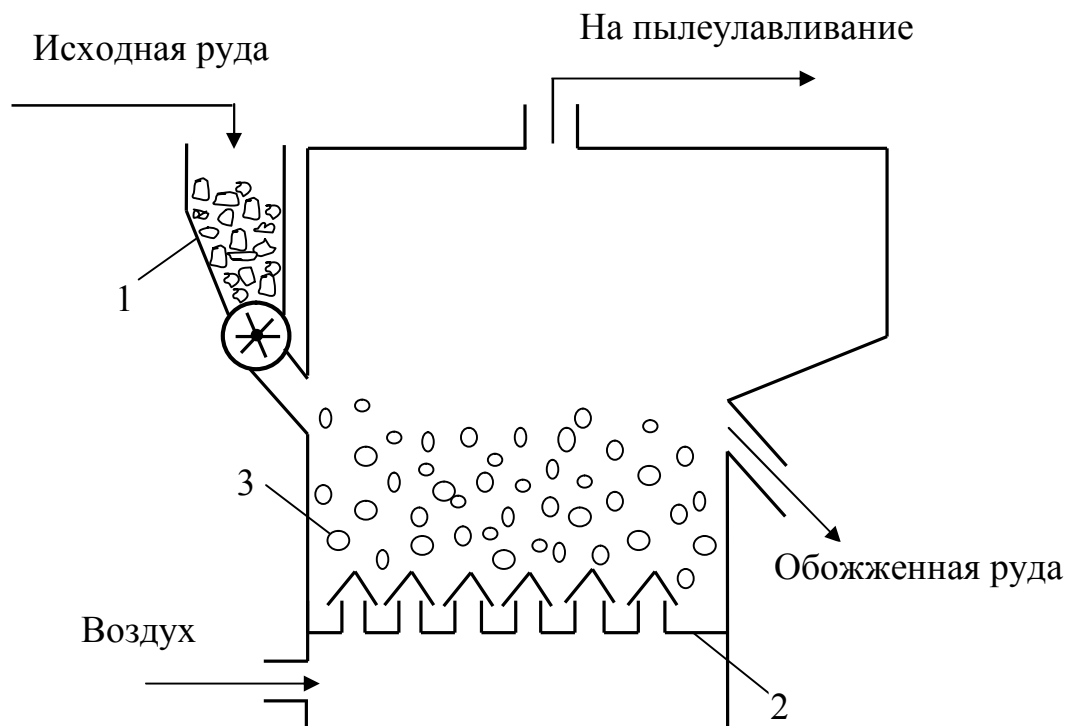


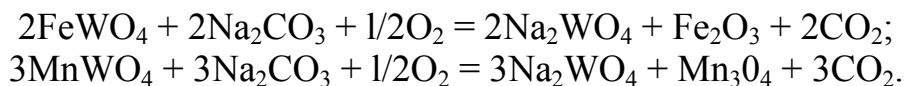
Рис.1.1. Печь с кипящим слоем:

1 – бункер с питателем, 2 – возду�ораспределительная решетка, 3 – псевдооживленный слой

На рис. 1.1 представлена печь с кипящим слоем. Снизу через воздухо-распределительное устройство подается воздух. Крупность материала и диаметр аппарата должны быть таковы, чтобы скорость подъема воздуха равнялась скорости осаждения зерен обжигаемой руды. Тогда твердые частички будут совершать беспорядочное движение, напоминая движение воды при кипении. Полученный псевдооживленный слой обладает некоторыми свойствами жидкости, например, текучестью. Частички обожженной руды «вытекают» через разгрузочный патрубок. В верхней части аппарата имеется расширение для уменьшения пылеуноса. Нужный температурный режим поддерживается изменением температуры воздушного дутья.

Операции *сплавления с содой* используются при подготовке к выщелачиванию шеелита, вольфрамита; *сплавления с фторосиликатами* – при переработке циркона, берилла.

Взаимодействие вольфрамита с содой в присутствии кислорода активно протекает при 800-900°C и описывается следующими реакциями:



Получается растворимый в воде вольфрамат натрия Na_2WO_4 .

Спекание вольфрамита с Na_2CO_3 на отечественных предприятиях проводят в трубчатых вращающихся печах, футерованных шамотным кирпичом. Во избежание расплавления шихты и образования настывлей (наростов) в зонах печи с более низкой температурой в шихту добавляют хвосты от выщелачивания спеков (содержащих оксиды железа и марганца), снижая содержание в ней WO_3 до 20-22 %.

Печь длиной 20 м и внешним диаметром 2,2 м при скорости вращения 0,4 об/мин и угле наклона 3 имеет производительность 25 т/сут. по шихте.

Составляющие шихты (измельченный концентрат, Na_2CO_3) с помощью автоматических весов подаются из бункеров в шнековый смеситель. Шихта поступает в бункер печи, из которого подается в печь. Куски спека после выхода из печи проходят дробильные валки и мельницу мокрого размола, из которой пульпу направляют на выщелачивание.

1.2. Селективное растворение одного или нескольких компонентов полезного ископаемого

Так как для большинства минералов, обогащаемых комбинированными методами, используется химическое растворение, основное внимание в этом разделе уделим выщелачиванию.

Выщелачивание — это процесс извлечения одного или нескольких компонентов из твердых продуктов (руд, концентратов, промежуточных продуктов, иногда отходов производства) водным раствором, содержащим

щелочь, кислоту или другой реагент, а также с использованием определенных видов бактерий [5, 19, 20].

Результаты выщелачивания отдельных компонентов зависят от вещественного состава исходного материала, характера взаимосвязи минералов друг с другом, крупности их зерен, концентрации и температуры растворителя, продолжительности и гидродинамических условий выщелачивания.

Для выщелачивания рудных минералов применяют растворы углекислого натрия, углекислого аммония, аммиака, цианистого калия, едкого натра, хлористого натрия, серной, соляной и азотной кислот. Концентрация растворителей изменяется от 0,02 % KCN для выщелачивания золота до 30% HCl для разложения шеелитовых концентратов или до 94 % H₂SO₄ для разложения ильменитовых и ниобиевых концентратов.

В промышленной практике применяют два метода выщелачивания: с перемешиванием материала с растворителем и без перемешивания, т. е. перколяцией (просачиванием, фильтрацией) растворителя через находящийся в покое слой крупнозернистого или даже кускового материала.

1.2.1. Выщелачивание с перемешиванием материала с растворителем

Выщелачивание с перемешиванием применяется только для материала крупностью менее 0,2 мм. Продолжительность выщелачивания при перемешивании не превышает нескольких часов при высоком извлечении металла в раствор. Этот процесс получил достаточно широкое распространение для различных типов руд (окисленных медных, золотосодержащих, сильвинитовых и др.) и труднообогатимых продуктов.

Для выщелачивания с перемешиванием применяют два типа аппаратов:

- **чаны**, работающие без давления, снабженные специальными устройствами для перемешивания пульпы;

- **автоклавы**, работающие под давлением при повышенных температурах.

Устройства для перемешивания пульпы в чанах могут быть механические (вертикальные или горизонтальные), пневматические и комбинированные (рис. 1.2). Все чаны имеют футеровку от агрессивного воздействия растворов. В последнее время распространение получило также выщелачивание в аппаратах с кипящим слоем.

В чанах с вертикальным перемешивающим устройством (а) винт поднимает пульпу в средней части, по периферии наблюдаются нисходящие потоки. Происходит активное контактирование частиц с раствором. Чан служит только для выщелачивания. Разделение твёрдой и жидкой фаз, отмывка твёрдой фазы производится в других аппаратах.

Чан с горизонтальным перемешивающим устройством (б) (шнековый растворитель) состоит из корпуса (1) корытообразной формы, перемешивающего устройства (2) (шнека с одно-, двухзаходной спиралью) и обезвоживающего элеватора (4) для вывода выщелоченной руды. Шнек (2) выполняет две функции: перемешивает пульпу и транспортирует руду к разгрузке. Длина шнекового растворителя выбирается с учетом времени выщелачивания руды.

Выщелачивающий раствор можно подавать как прямоточным, так и противоточным способом.

Чан с перемешиванием сжатым воздухом (в) (пачук) состоит из цилиндрического корпуса 1 диаметром 3—4,5 м и высотой 9—15 м. Внутри чана по его центру расположен циркулятор, диаметр которого в 5—10 раз меньше диаметра пачука. Нижний конец циркулятора должен быть расположен не далее 0,5 м от днища аппарата, верхний конец циркулятора находится немного ниже уровня зеркала пульпы. Оба конца циркулятора должны иметь раструбы с загнутыми концами – это сокращает расход энергии на перемешивание.

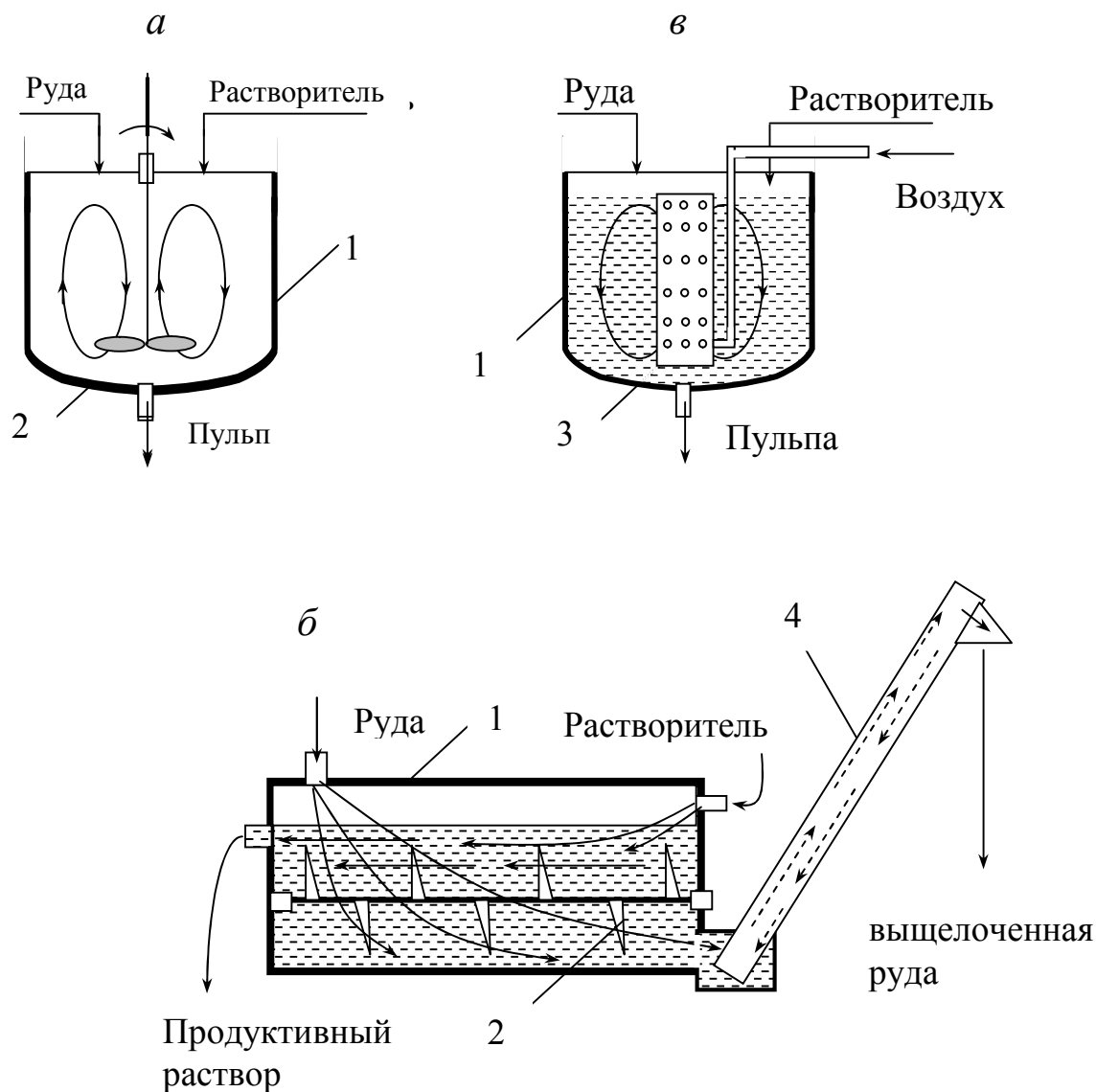


Рис. 1.2. Схема чанов с перемешивающим устройством вертикального (а), горизонтального типа (б), пневматического (в) типов:

1 – футерованный корпус; 2 – мешалка (шнек), 3 - перфорированная труба; 4 – обезвоживающий элеватор

При подаче воздуха под давлением 0,2—0,3 МПа в пустотелую трубу 3 пульпа аэрируется и ее плотность уменьшается. Вследствие этого по трубе 3 пульпа движется вверх, а вне ее — вниз. В результате циркуляции происходит

интенсивное перемешивание пульпы и выщелачивание компонентов. Регулярная циркуляция предотвращает оседание твердых частиц на днище аппарата.

Воздух не только перемешивает пульпу, но и аэрирует ее, способствуя осуществлению в аппарате окислительных процессов. Для вывода пульпы из аппарата пачуки иногда снабжают дополнительным эрлифтом. При отсутствии эрлифтного подъема для организации самотека пульпы каждый последующий аппарат каскада располагается на 0,1–0,2 м ниже предыдущего. Расход воздуха на перемешивание составляет 1–1,2 м³/час на 1 м³ пульпы.

Расход энергии на перемешивание в пачуках несколько больше, чем в чанах с механическим перемешиванием. Но пачуки предпочтительнее, так как они просты по конструкции, экономичнее в ремонте и обслуживании, могут применяться для вязких и грубых пульп, обеспечивают высокую производительность и аэрацию пульп.

Применяют пачуки при обогащении цинка, золота, алюминия, урана и др. Процесс выщелачивания составляет 0,5–2,0 ч.

Чаны с комбинированным перемешиванием имеют или центральный эрлифт и вращающиеся гребки, или периферический эрлифт и центральный импеллер.

Чаны могут работать как в периодическом, так и в непрерывном режимах. В последнем случае пульпу направляют через каскад последовательно соединенных аппаратов, сочетая обычно непрерывное выщелачивание с непрерывно действующей системой обезвоживания отвальных хвостов.

При периодической работе время, необходимое для заполнения аппарата и его разгрузки, является непроизводительным. Для аппарата ёмкостью 10–12 м³ оно составляет примерно 1 час, а при объеме 40–50 м³ – 2,5 часа. Непроизводительное время увеличивает суммарный объем аппаратов. Кроме того, при периодическом процессе требуется большой обслуживающий персонал, так как затрудняется механизация и автоматизация процесса.

Поэтому предпочитают непрерывное выщелачивание руды в каскадах аппаратов с прямоточным движением выщелачивающих растворов и твердых частиц руды.

На рис. 1.3 изображены прямоточные каскады из трех агитаторов. В головной пачук каскада подается исходная рудная пульпа и выщелачивающий реагент, окислитель подается в середину каскада, чтобы не расходовать его на окисление водорода и сероводорода, в хвостовой аппарат каскада могут подаваться флокулянты, способствующие укрупнению агрегатов твердых частиц, что улучшает последующие процессы осаждения и фильтрации.

Каскад аппаратов непрерывного прямоточного выщелачивания легко автоматизируется. Скорость подачи рудной пульпы контролируется с помощью расходомеров и регулируется связанными с ними исполнительными механизмами. Подача выщелачивающего раствора регулируется по величине рН среды.

При выщелачивании в прямоточном каскаде концентрация выщелачивающих реагентов и движущая сила процесса от аппарата к аппарату уменьшается. В то же время в конце процесса остаются наиболее трудновыщелачиваемые минералы. На выщелачивание последних 5–10%

извлекаемых компонентов расходуется половина от суммарного времени процесса.

Частицы твердого материала на выходе из каскада содержат в своих порах продукционный раствор извлекаемого компонента, поэтому для полного извлечения полезного компонента необходима тщательная промывка твердого остатка после разделения фаз.

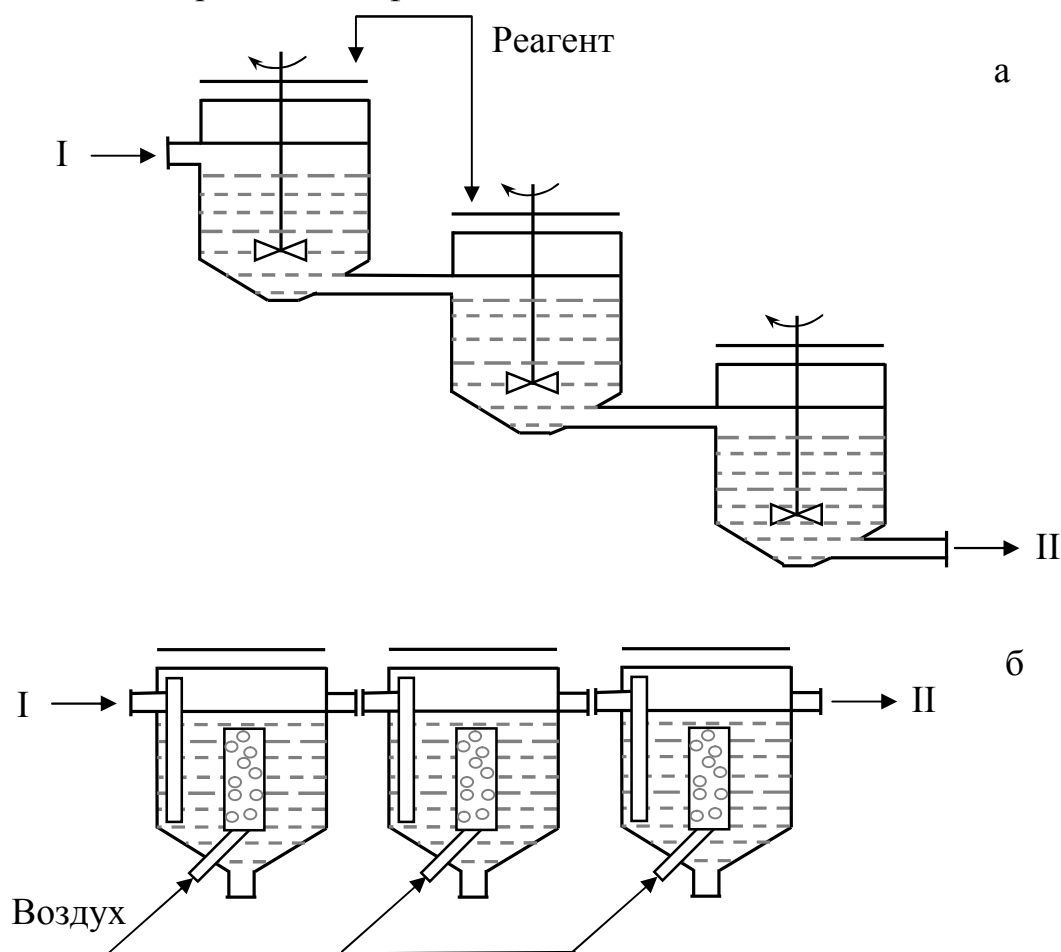


Рис. 1.3. Каскады выщелачивания: а) – из трех аппаратов с механическим перемешиванием; б) – из трех пачуков

I – подача пульпы, II – пульпа на разделение фаз

Увеличение средней движущей силы процесса и улучшения отмывки твердой фазы можно достичь при организации противоточного движения фаз в каскаде. При этом режиме исходный растворитель (выше концентрация и сильнее вскрывающая способность) подаётся в последний аппарат каскада. Получаемый после обезвоживания кек считают отвальным для данного процесса, а раствор возвращают на первую стадию, т.е. обрабатываемое сырье и растворитель перемещают по встречным маршрутам.

Это более рациональная схема, при которой уменьшается время выщелачивания и расход реагентов. Однако при этом неизбежно накопление сопутствующих примесей в оборотном растворе, что ухудшает показатели выщелачивания и сортность извлекаемого металла. Для поддержания оптимального состава раствора часть его выводят на отдельную переработку (глубокое выпаривание, нейтрализация, сорбционно–экстракционная очистка и

др.). Кроме того, для осуществления такого процесса необходимо после каждого аппарата разделять твердую и жидкую фазу. Затраты на операции разделения фаз и их трудоемкость часто сводит на нет все преимущества противоточного каскада выщелачивания.

Автоклавное выщелачивание нашло широкое применение в урановой, никелевой, алюминиевой и вольфрамовой промышленности.

Автоклавы представляют собой металлические вертикальные или горизонтальные сосуды вместимостью от 5 до 130 м³, работающие под давлением от 1 до 5 МПа при нагреве пульпы через внешние нагреватели (паровые рубашки, электронагреватели) или путем продувки ее в автоклаве острым паром, обеспечивающим также интенсивное перемешивание пульпы.

Повышение температуры и давления в автоклаве увеличивает растворимость кислорода в пульпе, что ускоряет окисление минералов и существенно увеличивает скорости выщелачивания. Это позволяет осуществлять процессы, которые в обычных условиях протекают крайне медленно и неполно. Кроме того, герметичность аппаратуры уменьшает потерю реагентов и исключает загрязнение окружающей среды.

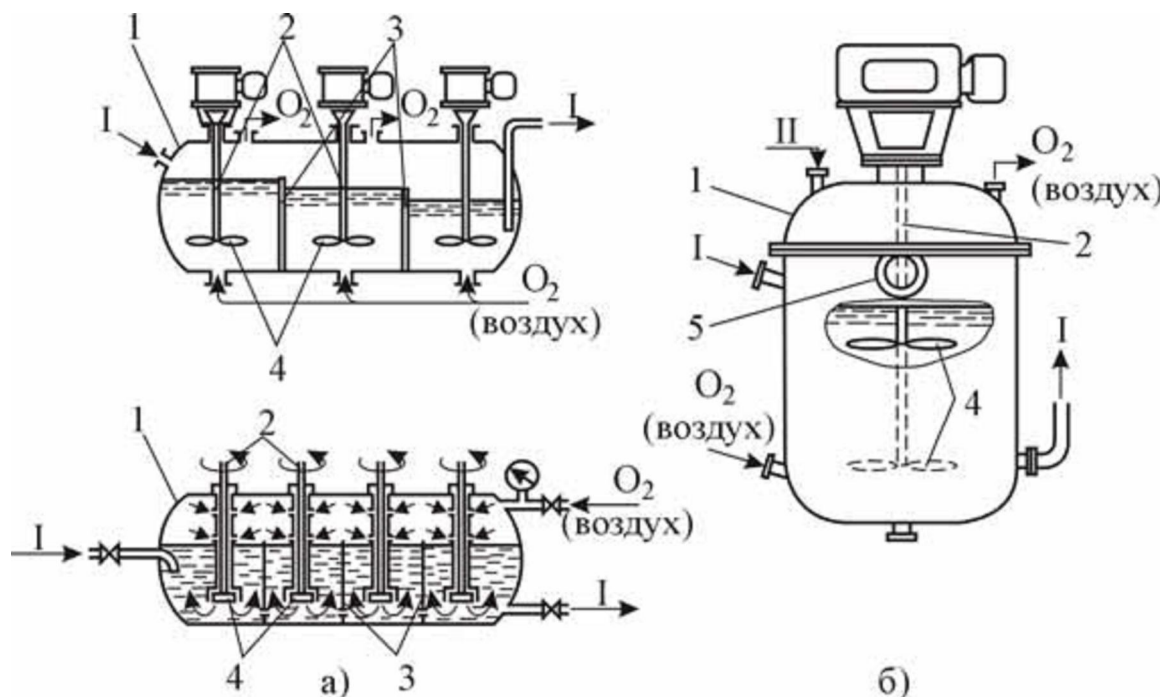


Рис. 1.4. Горизонтальные многосекционные (а) и вертикальный (б) автоклавы с механическим перемешиванием пульпы, работающие под повышенным давлением кислорода или воздуха: I – пульпа, II – выщелачивающий реагент;

1 – корпус; 2 – валы мешалок; 3 – перегородки; 4 – пропеллерные мешалки; 5 – смотровое окно

Наиболее часто используют горизонтальные 3–4 секционные автоклавы с механическим перемешиванием пульпы, работающие под повышенным давлением кислорода или воздуха. Для перемешивания используются пропеллерные или турбинные мешалки, которые одновременно играют роль

диспергаторов кислорода в пульпе. Нагрев пульпы производят теплоносителем через стенку или электронагревателями, находящимися внутри автоклава. Разработаны многокамерные горизонтальные автоклавы объемом до 125 м³ (рис. 1.4а), а также вертикальные автоклавы объемом до 100 м³ (рис. 1.4б).

Автоклавы объединяют обычно в батареи, состоящие из 5—10 аппаратов, работающие по принципу непрерывного выщелачивания сырья.

Аппаратурно-технологическая схема автоклавного процесса состоит из трех основных элементов – аппарата для предварительного нагрева пульпы, автоклава и аппарата (самоиспарителя) для сброса давления, первичного охлаждения пульпы и отбора вторичного пара, направляемого в аппарат предварительного нагрева пульпы.

1.2.2. Перколяционное выщелачивание

Перколяционное выщелачивание заключается в просачивании выщелачивающего раствора через неподвижный слой руды. Перколяции может подвергаться только классифицированный материал (6–10 мм) со сравнительно небольшим количеством частиц размеров 2–3 мм. Материал не должен содержать иловых фракций (менее 0,07 мм). При большом содержании иловых фракций их можно подвергнуть агломерации с добавлением вяжущих средств.

Для перколяционного выщелачивания пригодны только крупнопористое сырье, все выщелачиваемые компоненты которого открыты доступу раствора. При выщелачивании материал не должен изменять своего строения и давать илы, которые резко снижают скорость просачивания раствора и равномерность выщелачивания материала.

Скорость просачивания раствора через твердый материал составляет 0,05 – 0,40 м/час. При скорости просачивания ниже 0,02 м/час перколяционное выщелачивание невыгодно из-за большой продолжительности процесса.

Перколяционное выщелачивание в крупнотоннажных производствах часто проводят в чанах (перколяторах) круглого или прямоугольного сечения, имеющих ложное днище с фильтротканью (рис. 1.5).

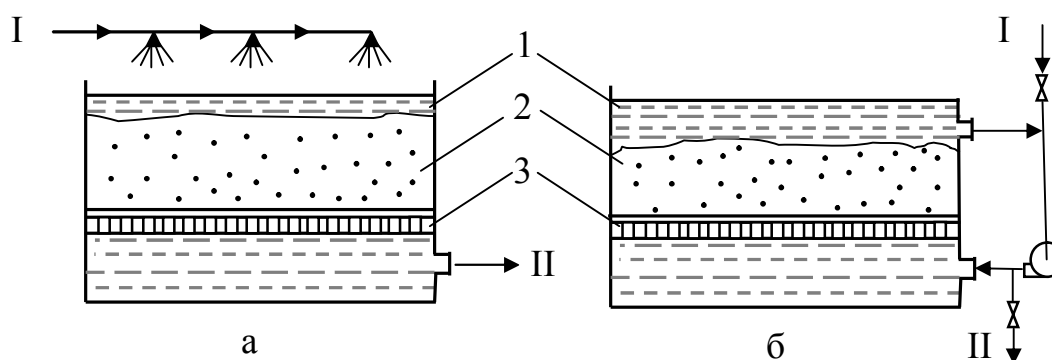


Рис. 1.5. Аппараты (перколяторы) для перколяционного выщелачивания: а – с движением раствора под действием силы тяжести (сверху вниз); б – с принудительной циркуляцией раствора (снизу вверх); I – выщелачивающий раствор, II – раствор на дальнейшую переработку; 1 – корпус; 2 – выщелачиваемый материал; 3 – дренажное устройство; 4 – насос

Перколяторы выпускаются диаметром от 5 до 10 м и высотой 2,5–3,5 м. Они вмещают 50–300 тонн руды. Перколяторы изготавливают из разнообразных материалов (дерево, листовой металл, бетон), футерованных кислотоупорной плиткой, резиной или пластмассами.

Высота слоя загружаемого материала – до 3 м. Загрузку ведут так, чтобы слой материала был равномерным по сечению аппарата, не содержал пустот и был максимально рыхлым. Для предотвращения заиливания фильтроткани на ложное днище сначала помещают подушку из крупных частиц материала.

Выщелачивающий раствор подают непрерывно. Для более полного использования реагентов и повышения извлечения целевых компонентов в некоторых случаях создают принудительную циркуляцию раствора.

Достоинствами перколяции являются: снижение затрат на измельчение, простота устройства оборудования, получение растворов, почти не содержащих твердых частиц, что облегчает трудоемкие и дорогостоящие операции разделения твердой и жидкой фаз.

Одновременно следует отметить существенные недостатки данного процесса: периодичность процесса, трудность загрузки и выгрузки руды, малая скорость выщелачивания, большое время выщелачивания. Главный недостаток перколяции – малая степень вскрытия, так как при размере зерен 2–10 мм в большинстве руд полезные минералы еще не раскрыты. Поэтому в чистом виде перколяция используется крайне редко.

Перколяционный процесс выщелачивания в чанах применяется в основном для окисленных медных руд, при цианировании золотосодержащих руд, а также при комбинированной технологии переработки смешанных (окисленных и сульфидных руд).

Время полного цикла работ по выщелачиванию окисленных медных руд составляет 8–13 суток (загрузка, выщелачивание, промывка, выгрузка). Более половины времени отведено основной операции — выщелачиванию. Извлечение меди достигает 75–90 % при расходе серной кислоты в пределах 10–55 кг/т. Повышение температуры раствора от 5 до 80°C увеличивает скорость выщелачивания меди в 5 раз.

Гораздо чаще используются такие разновидности перколяции, как кислотный замес, кучное и подземное выщелачивание.

При кислотном замесе руду, измельченную до 5–6 мм, смешивают с концентрированной кислотой во вращающемся барабане. Полученную смесь выдерживают в кучах на открытых площадках 16–24 часа, после чего укладывают на дренажное устройство слоем высотой 75–100 мм и орошают разбавленным раствором кислоты. Раствор собирают в специальные приемники и используют для орошения других участков слоя, организуя противоточное выщелачивание. Процесс выщелачивания из слоя длится примерно 8 часов.

Кучное выщелачивание (КВ) является наиболее простым и дешевым способом переработки бедных, забалансовых руд и отвалов вскрышных пород с низким содержанием в них металлов: меди (0,15–0,5 %), золота (около 0,5 г/т) или урана (0,02–0,07 % U_3O_8). Капитальные затраты при КВ составляют 20%, а эксплуатационные 40% от затрат при извлечении минералов традиционным выщелачиванием.

Метод КВ пригоден для руд с относительно высокой проницаемостью растворов по микро- и макротрещинам, плоскостям напластования и скола.

Наиболее сложные условия для выщелачивания возникают, когда полезные минералы тонко вкраплены во вмещающей породе. Такие руды подвергают предварительному дроблению, причем мелочь иногда подвергается грануляции с добавкой небольших количеств вяжущих веществ. При формировании штабелей КВ используют различные типы водонепроницаемых оснований:

- из уплотненной глины толщиной 0,12–0,45 м;
- асфальтовые 0,1–0,3 м;
- пластиковые с гравийным слоем для дренажа.

Площадки под КВ готовят для одноразового и многократного использования. При многократном использовании применяют двухслойные асфальтовые покрытия толщиной от 50 мм до 100–150 мм с защитным слоем между ними (глины, полиэтилен).

Конструктивно штабель кучного выщелачивания представляет собою четырехугольную усеченную пирамиду с боковыми поверхностями, сформированными под углом естественного откоса отсыпаемой руды. Высота штабеля до 10 м, в штабель отсыпается несколько десятков или сотен тысяч тонн руды. По сторонам площадки КВ сооружаются бордюры высотой 2–2,5 м из бетона с толщиной стенок 0,5–0,8 м или глины. Для стока растворов основание кюветы выполняется с уклоном 2–2,5°. В штабель закладывается система перфорированных труб для аэрации рудного материала сжатым воздухом.

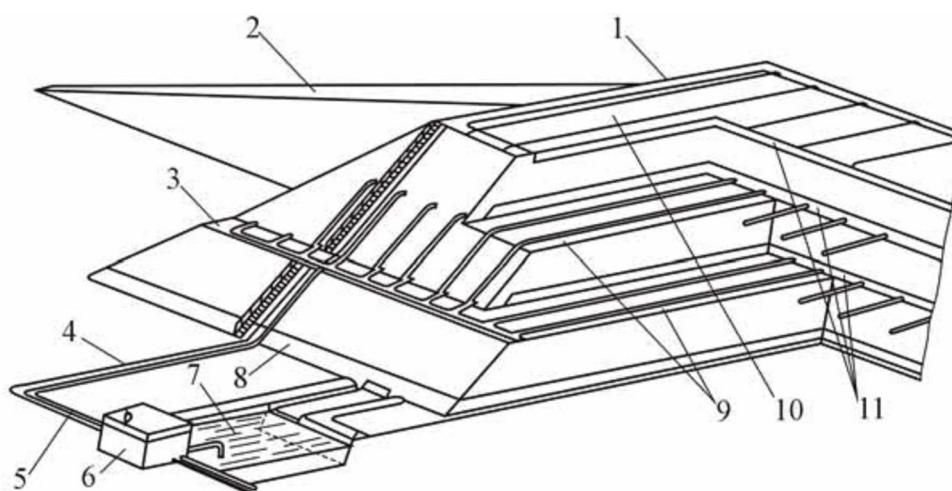


Рис. 1.6. Кучное выщелачивание:

1 – штабель кучного выщелачивания; 2 – заезды на штабель; 3 – уступ штабеля; 4 – трубопровод рабочих растворов; 5 – трубопровод сжатого воздуха; 6 – насосная станция; 7 – зумпф продуктивных растворов; 8 – гидронепроницаемое основание; 9 – аэрационная система; 10 – оросительная система; 11 – слой мелкозернистого материала.

Организуется оптимальная схема орошения рудной массы. Орошение осуществляют различными способами: разбрызгиванием, прудками,

нагнетательными скважинами, оросительными канавками или сочетанием различных способов.

В качестве растворителя при выщелачивании меди и урана используется раствор серной кислоты (рН 1,2—2,5), при выщелачивании золота и серебра — раствор цианида (рН 10—10,5). Выщелачивающий раствор просачивается через кучу, насыщается извлекаемым металлом и собирается в бассейне с отстойником для осаждения глины и шламов, а затем поступает на извлечение металла.

Орошение производится до тех пор, пока содержание металла в продуктивном растворе не снизится до заданного предела. Например, концентрация металла в урансодержащих растворах составляет обычно 0,3—3,0 г/л с рН 1,2—1,4, для медных руд она составляет 0,5 – 1 г/л. Затем подачу растворителя прекращают, кучу дренируют и горная масса аэрируется воздухом, что ускоряет окислительные процессы. Длительность циклов орошения и аэрации зависит от состава руд и технологических условий и колеблется от нескольких суток до нескольких месяцев.

После кучного выщелачивания породы вывозят в отвалы, а при значительных размерах куч оставляют на местах и подвергают рекультивации.

Подземное выщелачивание (ПВ) осуществляется при подаче выщелачивающего раствора под землю непосредственно в рудное тело или в слой специально подготовленной руды. Просочившийся через слой руды, насыщенный ценным компонентом раствор выкачивается на поверхность. Известны два основных варианта подземного выщелачивания — скважинный (бесшахтный) и шахтный. В первом случае используют систему определенным образом расположенных скважин для подачи выщелачивающего раствора и выкачивания продукционного раствора. В шахтном варианте используются подземные

камеры в шахтах, где формируется штабель обрушенной руды, организуется орошение штабеля и сбор раствора. По существу это кучное выщелачивание, но в данном случае штабель формируется под землей, руда не поднимается на поверхность. При разработке месторождений руд радиоактивных и цветных металлов часто применяют комбинированные системы подземного выщелачивания, включающие в себя элементы скважинных и шахтных систем.

Необходимыми условиями применения подземного выщелачивания являются достаточно высокая проницаемость руды (минимальная скорость просачивания, при которой еще можно применять ПВ, составляет 10 см/сутки) и наличие под выщелачиваемым участком непроницаемого слоя, обеспечивающего сбор растворов, направляемых на извлечение металлов. В других случаях выполняют специальные виды подготовительных работ по созданию таких условий.

Чаще используется скважинный вариант ПВ (ПВС). Отработка месторождений производится по блокам. Существует несколько схем расположения закачных и откачных скважин. В США применяются шестиугольные и квадратные сетки, когда откачная скважина располагается в центре, а закачные – в вершинах правильного шестиугольника или квадрата. В

странах СНГ, кроме указанных выше, используется также прямоугольная сетка скважин, когда чередуются ряды откачных и закачных скважин, проходящих параллельно оси разрабатываемого месторождения. Расстояние между рядами нагнетательных и продукционных скважин составляет 50–100 м, а между скважинами в ряду – 15–25 м.

На рис. 1.7 представлен разрез нагнетательной и продуктивной скважины при подземном выщелачивании урана.

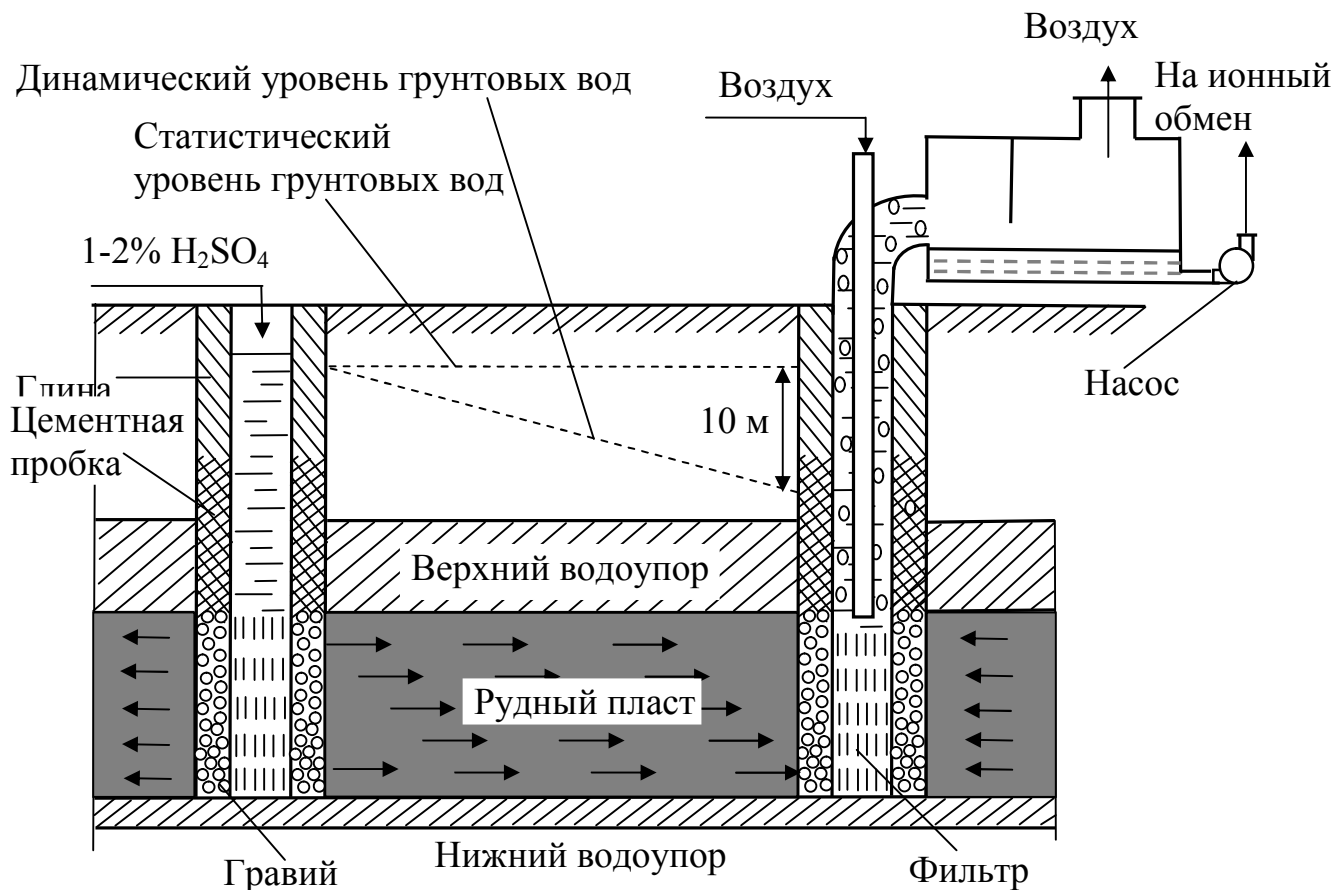


Рис.1.7. Схема подземного выщелачивания урана

В самом начале при пуске блока в закачную скважину закачивается вода, которая вытесняет грунтовые воды, затем проводится закисление. Закисление добычного блока заключается в подаче кислых растворов с максимальным количеством кислоты и окислителей до создания соответствующей геохимической обстановки в рудном теле ($\text{pH}=2,5-3$ и $\text{ОВП}=0,42-0,45 \text{ В}$). Закисление блока длится 20–60 дней. На закисление подается 2,4 кг H_2SO_4 на 1 тонну горнорудной массы или

$\text{Ж:Т} = 0,18 - 0,25 \text{ м}^3/\text{т}$. Окончание закисления определяется достижением промышленной концентрации урана в продукционном растворе (более 30 мг/л).

Активное выщелачивание ведется после закисления блока в том же гидродинамическом режиме, но с постепенным (в 2–3 этапа) уменьшением концентрации кислоты в выщелачивающих растворах.

В рудном теле pH среды падает до 1,5, концентрация урана в продуктивных растворах возрастает до максимальных значений; при отношениях $\text{Ж:Т} = 0,8 - 1,2$ извлечение достигает 60–70%.

Отмывка – дальнейшая обработка блока до достижения извлечения урана 80–90% – осуществляется растворами с остаточной кислотностью 0,8–1,5 г/л.

При подземном выщелачивании первоначальное заполнение пласта растворителем кроме изложенного выше способа может производиться следующими способами:

1. Вытеснением пластовых вод растворителем нормальной концентрации;
2. Вытеснением пластовых вод воздухом с последующей заменой газа на растворитель нормальной концентрации;

В качестве растворителей при подземном выщелачивании применяют подземные и поверхностные воды с добавлением газовых ускорителей (O_2 , воздуха, CO_2 , Cl_2), кислые растворители, карбонатные растворы.

Подземное выщелачивание используется обычно при глубине залегания рудного тела не более 600 м.

Применение способа подземного выщелачивания позволяет:

- значительно расширить сырьевую базу за счет вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд и руд со сложными условиями залегания;
- резко сократить объемы капитальных вложений и сроки строительства предприятий;
- значительно уменьшить вредное воздействие на природу (не нарушать ландшафт, резко снизить количество твердых отходов и вредных веществ, выносимых на поверхность земли, сравнительно просто восстанавливать отработанные участки).

Методом подземного выщелачивания в мире добывают до 20 % U и до 18 % Cu. В некоторых странах доля подземного выщелачивания в добыче урана гораздо больше среднемировой. В США две трети урана добывается методом ПВ. В Узбекистане и в Казахстане подземное выщелачивание является единственным методом добычи урана.

1.3. Отделение растворов от нерастворимых осадков

После выщелачивания необходимо отделить продукционный раствор от твердой фазы, а затем отмыть отбрасываемую твердую фазу от смачивающего ее продукционного раствора. Растворы выщелачивания отделяют от твердого вещества сгущением или фильтрованием.

Сгущение пульпы производят в радиальных сгустителях, гидроциклонах, отстойных центрифугах. Предел сгущения определяется крупностью и плотностью твердых частиц. Обычно сгущают до 50-60 % влаги в сгущенном продукте.

Для фильтрования используют дисковые и барабанные вакуум-фильтры. В качестве фильтрующих материалов используют различные типы волокон. Для нейтральных, слабокислых и слабощелочных сред при температуре до 80°C применяют хлопчатобумажные ткани – бельтинг и фильтродиагональ. Для сильнокислых сред используют полихлорвинил и другие синтетические ткани. Суточная производительность вакуум-фильтров зависит от свойств осадков и

колеблется в пределах $0,2-1,2 \text{ т/м}^2$, остаточное содержание влаги в осадке составляет 15–40 %.

Для фильтрации вязких пульп (осадок гидроксида железа и др.) и быстроиспаряющихся жидкостей применяют фильтры, работающие под давлением. Чаще всего это рамные фильтр-прессы или фильтры непрерывного действия, обеспечивающие высокую скорость фильтрации, так как применяется давление пульпы до 10 атмосфер.



Рис. 1.8. Общая схема проведения процесса отмывки осадка после выщелачивания

Осадки, получаемые после процесса выщелачивания, в основном представляют собой плохо фильтруемый материал. В отфильтрованных осадках остается значительное количество растворов, которые содержат ценный компонент. Чтобы уменьшить потери ценного компонента нужно снизить его концентрацию в растворе, смачивающем осадок.

Это достигается путем неоднократного разбавления в фильтрационно-репульпационном цикле. Общая схема проведения процесса отмывки осадка представлена на рис. 1.8.

Процесс отмывки осадка должен быть организован так, чтобы потери водорастворенного металла были меньше степени недовскрытия его из руды. Узким местом данного способа является три операции фильтрации. На заводах,

работавших по этой схеме, до одной трети производственных площадей занимало отделение фильтрации.

Широкое применение для отмывки твердой фазы от производственного раствора получила противоточная декантация, организуемая в системе от 3 до 7 последовательно соединенных сгустителей. Наиболее часто применяется четырехступенчатая противоточная декантация, когда в 4 сгустителях организуется противоточное движение отмываемой твердой фазы и промывного раствора, причем в головной сгуститель поступает пульпа после выщелачивания, а в хвостовой – вода.

Отфильтрованные или осветленные растворы направляются в операции выделения ценного компонента.

Поэтому осадки дополнительно промывают (репульпацией или противоточной декантацией) и повторно отфильтровывают.

1.4. Выделение металлов из растворов после выщелачивания

Выделение металлов и их соединений из раствора осуществляется разнообразными методами. Наиболее распространенными из них являются: **осаждение, сорбция и экстракция.**

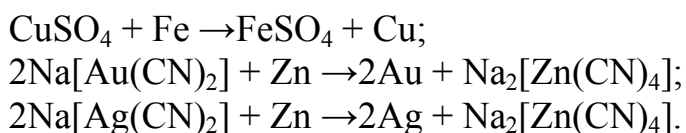
Выбор наиболее рационального метода должен решаться в каждом отдельном случае с учетом ряда факторов, из которых первостепенное значение имеют состав поступающего на осаждение раствора и требования, предъявляемые к чистоте конечной продукции.

1.4.1. Осаждение

Осаждение металлов из растворов производят *электролизом, цементацией, кристаллизацией, получением нерастворимых соединений и другими методами.*

Электролиз применяют как для извлечения металлов из очищенных растворов после выщелачивания (электроосаждение), так и для получения чистых металлов из черновых продуктов (электрорафинирование). Этот метод широко используется при переработке меди, цинка, кадмия и марганца.

Цементация – электрохимический процесс, протекающий на поверхности металлических частиц с растворенными ионами, при котором происходит растворение металла (железа, цинка) и вытеснение из раствора в осадок меди, золота, серебра:



При цементации вытеснение ионов одного металла из раствора его солей осуществляется другим металлом, расположенным выше в ряд напряжений (более электроотрицательным). Так, для цементации меди применяют железо. Для цементации золота и серебра—цинковую и алюминиевую пыль. Для цементации кадмия — цинковую пыль; никеля — кобальтовый порошок.

В медьсодержащих растворах потенциал меди $E = 0,52$ В, железа – $E = -0,44$ В. Наиболее эффективно цементация меди проходит при рН растворов в пределах 2,5 – 3 [20].

Теоретический расход железа на цементацию меди (Cu^{2+}) составляет 0,874 весовых единицы на единицу меди. Практически расход, как правило, больше (1,2 – 3 кг на 1 кг осаждаемой меди) за счет того, что в процессе цементации помимо осаждения меди протекают другие реакции, в числе которых: $2\text{Fe}^{3+} + \text{Fe} \rightarrow 3\text{Fe}^{2+}$ и $\text{H}^+ + \text{Fe} \rightarrow 3\text{Fe}^{2+} + \text{H}_2$, которые ведут к непроизводительным затратам железа.

При цементации меди используют железный скрап (стружку, обрезки проволоки). Стружку предварительно дробят, а проволочные обрезки измельчают для увеличения поверхности. К недостаткам этих окислителей относится непостоянство химического состава, наличие масла, лака, затрудняющих управление процессом.

Более эффективно использование губчатого железа и железного порошка, широко применяющихся при схеме выщелачивание – цементация - флотация. При этом выщелачиваются окисленные минералы меди, а затем производится её цементация на порошке железа и флотационное извлечение вместе с сульфидными минералами меди.

При цементации золота и серебра из используется цинковый порошок. В ряду напряжений металлов в цианистых растворах потенциал цинка ($E = -1,26$ В) более отрицателен, чем потенциал золота ($E = -0,54$ В) и серебра ($E = -0,31$ В). Золото и серебро осаждаются полностью. Протекают также побочные реакции вытеснения водорода цинком, восстановления кислорода а также образование цианидов цинка. Поэтому расход цинка на практике в десятки раз выше, чем теоретически потребный (0,19 г цинка на 1 г золота).

Для предотвращения обратного растворения золота и других благородных металлов растворы перед цементацией деаэрируют, а затем просачивают через слой дисперсного цинка.

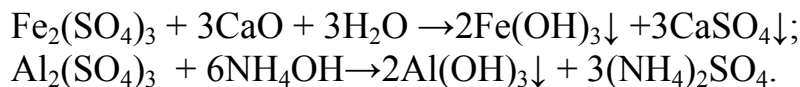
При осаждении благородных металлов цинковой пылью получают сложные по составу шламы. Наряду с золотом и серебром в них содержится избыток цинка, гидроксид и карбонат цинка, цианид цинка, карбонат и сульфат кальция, соединения меди, сурьмы, селена и др. Для удаления примесей наиболее распространён способ кислотной обработки осадка, прокалки (сушки) и плавки его на золото-серебряный сплав.

Цементацию металлов проводят в различных аппаратах периодического или непрерывного действия (конусах, барабанах, желобах, чанах, ваннах, фильтрах, аппаратах кипящего слоя).

Кристаллизация — это способ осаждения извлекаемого металла при упаривании и охлаждении раствора или изменении рН среды. Таким способом выделяют из раствора сульфат натрия при хлорирующем обжиге пиритных огарков или сульфат марганца при сернокислотном выщелачивании марганцевых руд. В вольфрамовой и молибденовой промышленности кристаллизацию применяют для получения чистых вольфрамата и молибдата аммония, содержание вредных примесей в которых измеряется тысячными долями процента.

Для *получения нерастворимых соединений* растворы после выщелачивания подвергается воздействию соответствующих химических реагентов. В результате чего ценные компоненты переходят в форму нерастворимых соединений, которые выпадают в осадок.

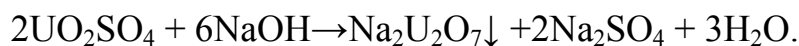
Так, при взаимодействии с известью, аммиачной водой при pH до 2,3-3,5 осаждаются из растворов железо, алюминий:



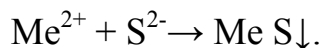
При pH выше 6,0 осаждается гидроксид меди:



При действии NaOH на раствор урана осаждается полиуранат натрия:



Таким же универсальным методом является осаждение сульфидов металлов путём обработки растворов сернистым натрием, сероводородом или другими растворимыми сульфидами:



Варьируя pH селективно осаждают такие металлы, как медь, никель, кобальт, железо и др. Медь и олово осаждаются в сильноокислых растворах, другие металлы – в слабоокислых.

Химическое осаждение проводят в обычных реакторах с механическим или пневматическим перемешиванием с последующим обезвоживанием осадка в сгустителях или на фильтрах.

1.4.2. Сорбция

Сорбция — это метод извлечения металлов из растворов, основанный на способности синтетических ионообменных смол и некоторых природных сорбентов поглощать (сорбировать) из пропускаемого через него раствора ионы металла, отдавая в раствор эквивалентное число других ионов того же знака. Поэтому применяемые в сорбционном процессе твердые частицы называют ионообменниками или ионитами.

Иониты – твердые высокомолекулярные вещества. Они имеют трехмерную пространственную структуру макромолекул. Этим объясняется их низкая растворимость. По знаку заряда обменивающихся ионов иониты разделяются на катиониты и аниониты.

Каждый ионит состоит из каркаса (матрицы), связанного валентными силами или силами кристаллической решетки. В матрице закреплены фиксированные ионы, которые создают на ней положительный или

отрицательный заряд, компенсирующийся зарядом подвижных ионов противоположного знака (противоионов). Противоионы свободно перемещаются в порах ионита и могут быть заменены другими противоионами.

Для наглядности ионит можно сравнить с губкой, на нитях которой в отдельных точках имеется избыточный электрический заряд (фиксированные ионы), в порах губки циркулируют противоионы. Если губка погружается в раствор, подвижные противоионы могут ее покинуть и перейти в раствор. Для сохранения электронейтральности в губку обязательно должно войти эквивалентное количество других ионов того же знака.

Природные минеральные иониты представляют собой, как правило, кристаллические алюмо- или ферросиликаты, жесткая решетка которых несет избыточный положительный заряд. Характерными представителями их являются цеолиты и глаукониты.

Некоторые алюмосиликаты имеют слоистую структуру, они способны к интерламинарному (межслойному) набуханию. Поглощенная вода и способные к обмену ионы находятся между слоями (монтмориллонит).

Наибольшее распространение в промышленности получили синтетические ионообменные смолы. Их каркас (так называемая матрица) состоит из неправильной высокополимерной пространственной сетки углеводородных цепей (алканы и бензольные кольца). В определенных местах матрицы закреплены активные ионогенные группы, способные к диссоциации. В результате диссоциации получают фиксированные ионы, прикрепленные к матрице, и подвижные противоионы, циркулирующие в порах матрицы. Матрица ионита гидрофобна, полистирол (основа многих смол) в воде нерастворим.

Свойства синтетических ионообменных смол определяются числом и типом активных групп, а также строением матрицы (в первую очередь – количеством поперечных связей). Число активных групп определяет полную емкость ионита. Емкость ионита и количество поперечных связей определяют степень набухания, от которой зависит подвижность противоионов, а, следовательно, и скорость ионообменных процессов. При большом числе поперечных связей средний размер пор может составлять несколько ангстремов; при очень малом числе поперечных связей он может быть в сотни раз больше (в набухом состоянии).

Воздушно-сухие иониты, выпускаемые промышленностью, состоят из твердых гранул размером от 0,5 до 4 мм. При погружении в воду они набухают. Скорость ионного обмена определяется скоростью диффузии в зерне ионита.

На рис. 1.9 приведена общая схема сорбционного концентрирования металлов из продуктивных растворов после выщелачивания.

Сорбция осуществляется путем последовательного пропускания раствора через специальные аппараты, наполненные ионитом.

Для последующей десорбции металлов из ионитов (элюирование) применяют растворы различных реагентов с высокой концентрацией тех ионов, которые были замещены в сорбенте в процессе сорбции. Извлекаемый металл при этом переходит в новый, концентрированный по металлу раствор (элюат), а сорбент направляется снова в процесс.

Элюаты имеют концентрацию металла в сотни раз выше, чем в исходных растворах. Так, например, при концентрации молибдена в исходном растворе 0,2 – 0,3 г/л получают элюаты с содержанием металла 80 – 100 г/л.

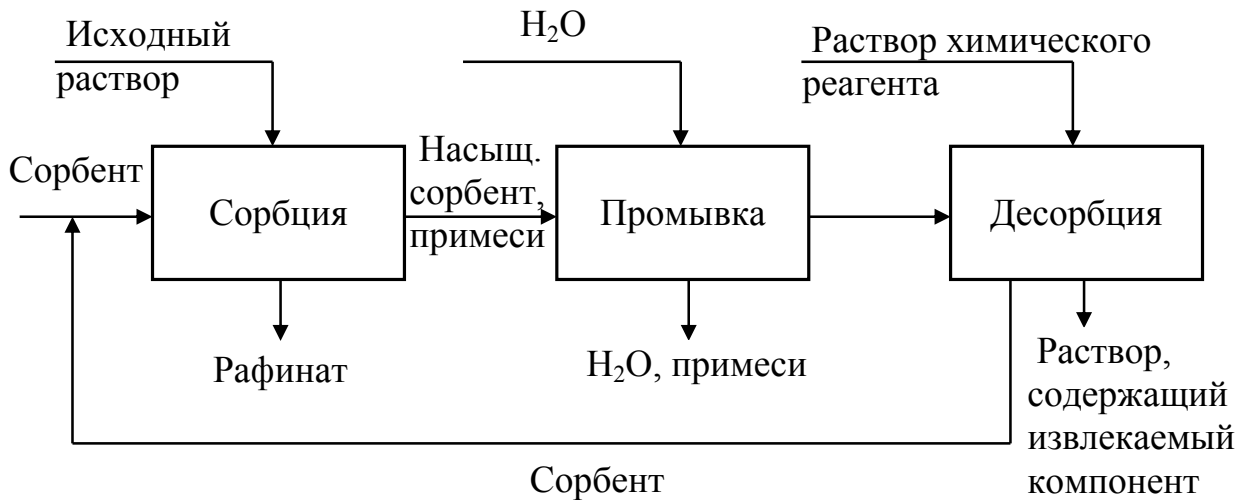


Рис. 1.9. Общая схема концентрирования металлов

Во многих случаях сорбция металлов характеризуется высокими технологическими показателями. Ёмкость ионита по урану, например, составляет 30 – 50 кг на 1 м³ смолы в набухшем состоянии, извлечение металла из раствора достигает 98 – 99,8 %. Ещё более высокая ёмкость получается при сорбции вольфрама и молибдена – до 160 кг на 1 м³ ионита.

Сорбционно-десорбционный цикл включает большое количество аппаратов. Так, сорбция может проводиться или в каскаде пачуков или в каскаде колонн (СНК, ПСК), десорбция – в каскаде меньших пачуков или в колоннах КНСПР, между ними с двух сторон находятся промывные колонны с противоточным движением смолы и воды (чаще колонны с движущимся слоем ионита – КДС).

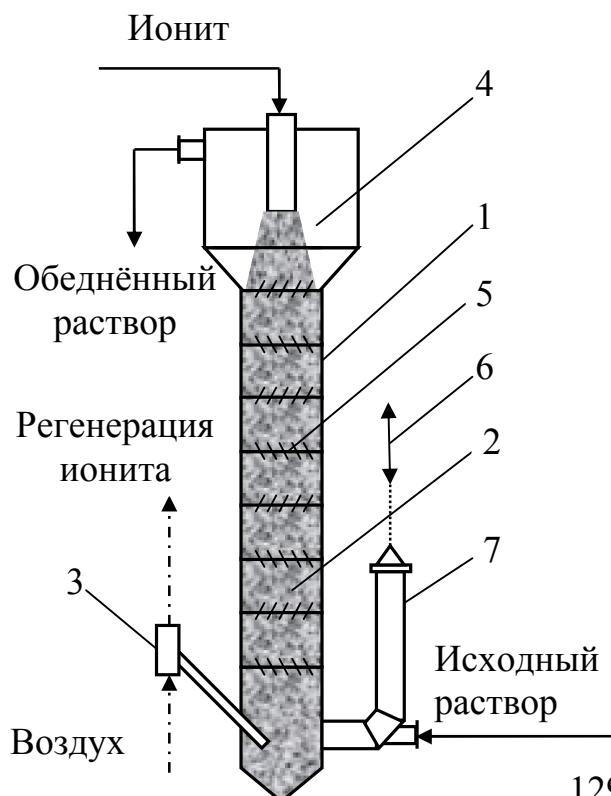


Рис. 1.10. Колонна ПСК-Р:
 1 – корпус;
 2 – взвешенный слой сорбента;
 3 – аэрлифт;
 4 – зона распределения сорбента;
 5 – тарелка КРИМЗ;
 6 – подача пульсации;
 7 – пульсационная камера.

На рис. 1.10 представлена схема пульсационной сорбционной колонны с нерегулируемой задержкой ионита ПСК-Р, которая работает в режиме свободного осаждения ионита. В этих колоннах действует пневмопульсационная система, которая с помощью провальных распределительных тарелок КРИМЗ (живым сечением 40-60%) обеспечивает интенсивное радиальное перемешивание и равномерное распределение потоков в колоннах сечением до 9 м². Продольное перемешивание при этом незначительно.

Ионит подается в колонну сверху и свободно осаждается в восходящем потоке раствора. Скорость движения частиц ионита равна 0,4–0,6 от скорости осаждения ионита в спокойном растворе. Ионит выводится из нижней части колонны с помощью аэрлифта. Объемная доля ионита в колонне не превышает 20%. Частота пульсаций 60–120 мин⁻¹. Колонна пригодна для осуществления быстротекущих процессов со временем установления равновесия 30–60 мин.

Для процессов со временем установления равновесия более 2 часов разработаны колонны ПСК-С, работающие в режиме стесненного осаждения частиц ионита.

Для сорбции металлов из пульп после предварительного отделения из них песковой фракции используются ионообменный пачук (рис. 1.11).

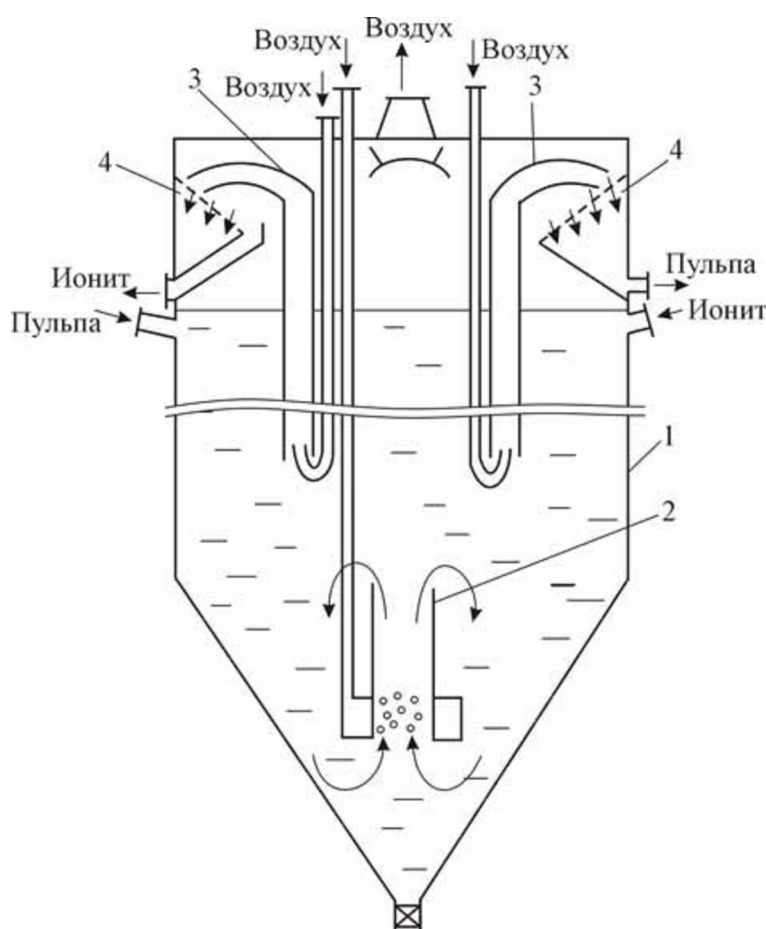


Рис. 1.11. Ионообменный пачук:

1 – корпус; 2 – дефлектор; 3 – эрлифты; 4 – грохоты.

Пачук представляет собой цилиндрический аппарат диаметром 3–6 м и высотой 10–20 м. В нижней части находится коническое днище с углом конуса 60° для предотвращения накопления твердых частиц на днище. Для обеспечения взвешенного состояния пульпы и смолы устанавливается циркулятор с воздухораспределителем. Диаметр циркулятора составляет 10–20% диаметра пачука, высота циркулятора – до 1/3 высоты слоя пульпы, нижний край циркулятора устанавливается на расстоянии не более 0,5 м от низа аппарата. Для перемешивания смолы и пульпы в циркулятор подается воздух в количестве 4–8 м³/час на каждый кубометр пульпы.

Для организации противоточного движения смолы и пульпы в верхней части пачука устанавливаются дренажные сетки, на которые с помощью эрлифтов подается смесь смолы и пульпы. Раствор с твердыми частицами пульпы проходит через сетки в ящики, откуда самотеком перемещается в следующий аппарат.

Частицы смолы скатываются с сетки обратно в аппарат или в желоб, откуда перемещаются в другой аппарат навстречу потоку пульпы.

Количество сеток, работающих на выдачу пульпы и смолы, определяется отношением времени пребывания пульпы и смолы в аппарате. Так, при отношении времен 1:5 из 12 сеток 10 работают на выдачу пульпы, а 2 – на выдачу смолы. Для распределения потока пульпы по сеткам используются или трубный, или щелевой делители пульпы.

Для регенерации ионита часто используются колонны непрерывной сорбции с пневматической разгрузкой КНСПР (рис. 1.12).

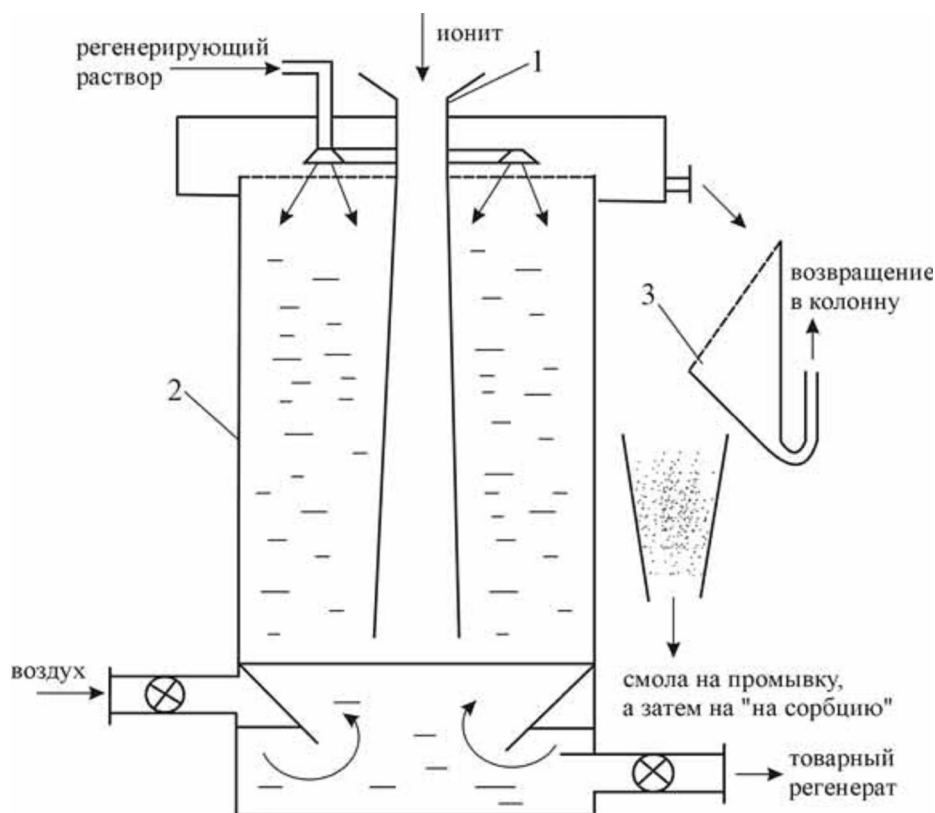


Рис. 1.12. Колонна КНСПР:

1 – бункер насыщенного ионита; 2 – корпус; 3 – грохот.

Смола из бункера периодически подается в нижнюю часть колонны, в верхнюю часть колонны через кольцевой распределитель подается регенерирующий раствор. В колонне организуется противоточное движение смолы и регенерирующего раствора. Через заданный промежуток времени под конусное днище подается определенный объем воздуха. Воздух вытесняет часть раствора вверх. Раствор поднимает слой смолы, часть его вместе с регенерирующим раствором переливается через порожек и подается на грохот, где регенерирующий раствор отделяется от смолы и возвращается в колонну, а смола направляется на сорбцию или в следующую колонну, если регенерация осуществляется в каскаде из нескольких колонн КНСПР. В каскаде сохраняется противоточное движение смолы и регенерирующего раствора.

Ионообменная сорбция с использованием ионообменных смол позволяет решать следующие задачи:

- селективно извлекать металлы из бедных растворов и получать более концентрированные растворы извлекаемых металлов;
- разделять близкие по свойствам редкоземельные элементы (цирконий, гафний и др.);
- обезвреживать сточные воды, очищая их от различных вредных примесей; извлекать металлы из промышленных сточных вод;
- получать высокочистую и умягченную воду.

1.4.3. Жидкостная экстракция

Жидкостная экстракция — это метод извлечения ценных компонентов из растворов, основанный на том, что при контактировании водного раствора, содержащего ценный компонент, с нерастворимыми в воде органическими жидкостями (экстрагентами) определенная часть этого компонента переходит (экстрагируется) в органическую жидкость. Обработка раствора экстрагентом может выполняться неоднократно, в результате чего достигается высокое извлечение полезного компонента.

Экстракт – органическая фаза после экстракции, насыщенная извлекаемым компонентом обрабатывается водным раствором какого-либо реагента и полезный компонент снова переводится в водную фазу. Полученный таким образом новый раствор (реэкстракт) отличается от исходного тем, что он содержит значительно меньше вредных примесей и более обогащен извлекаемым полезным компонентом.

Реэкстракт направляется на стадию осаждения извлекаемого металла, а органическая фаза возвращается снова в процесс (рис.1.13).

К веществам, применяемым в качестве экстрагента, предъявляются определенные требования. Экстрагент должен обладать хорошей экстракционной способностью и селективностью по отношению к извлекаемому металлу; малой растворимостью в воде, растворах кислот и щелочей; устойчивостью в водных растворах (не подвергаться гидролизу, не окисляться и не восстанавливаться компонентами раствора); легко регенерироваться с возвращением в цикл экстракции. Он также должен иметь низкую вязкость и плотность, отличную от плотности водного раствора (для лучшего разделения фаз после перемешивания).

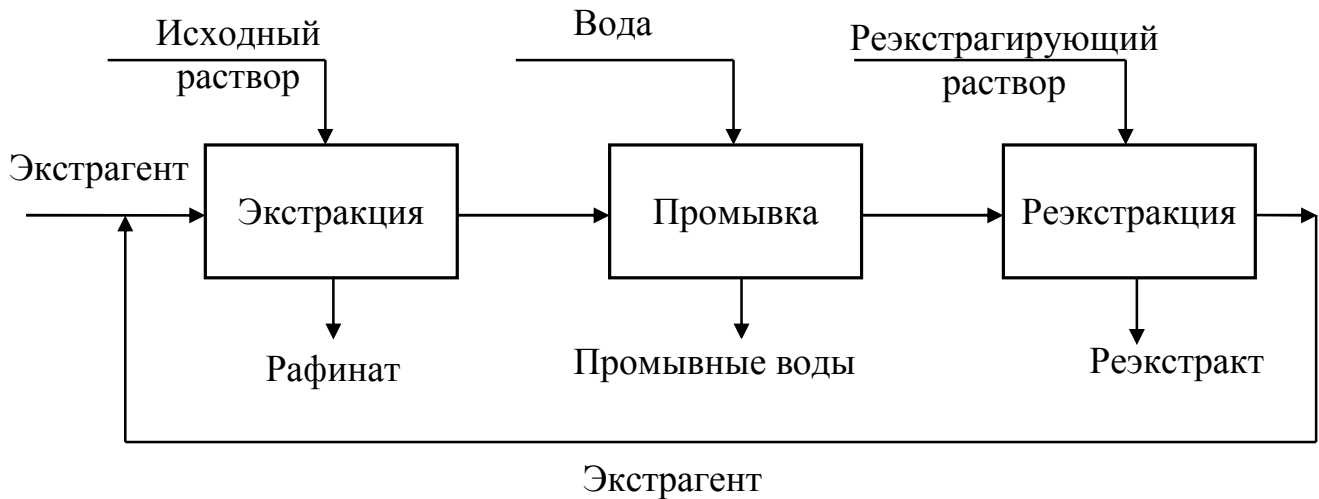


Рис. 1.13. Общая схема экстракционного концентрирования металлов

Экстрагенты подразделяют на две группы.

К первой группе относятся нейтральные экстрагенты, органические вещества, молекулы которых способны к образованию координационных связей донорно-акцепторного типа с извлекаемым ионом. В их составе должны быть активные атомы, обладающие электронно-донорной способностью (кислород, сера, азот). То есть, в этом случае энергия сольватации молекулами экстрагента должна превышать энергию гидратации.

Вторую группу составляют органические кислоты и их соли, а также органические основания и их соли. Они способны при контакте с водным раствором к обмену неорганического катиона или аниона, входящего в состав экстрагента, на одноименный ион, находящийся в водном растворе. Условием протекания экстракции в данном случае является более высокая энергия гидратации ионов, переходящих из органической фазы в водную.

Для эффективной экстракции необходимо обеспечить возможно большую поверхность контакта водной и органической фаз и последующее разделение фаз.

В практике экстракции используются три типа аппаратов: смесители-отстойники, колонные аппараты и центробежные экстракторы.

Смесители-отстойники состоят из смесительной и отстойной камер. В смесительной камере водная и органическая фазы перемешиваются турбинной мешалкой, а затем смесь фаз передается в отстойную камеру. Ряд смесителей-отстойников соединяются в каскад таким образом, чтобы одна из фаз (чаще органическая) перетекает из одного аппарата в другой самотеком, а другая фаза насосами перекачивается противотоком к первой. Смешение фаз можно осуществить и в насосах при быстром установлении равновесия. На рис. 1.14 изображены схемы экстракторов со смешением фаз в агитаторах и насосах.

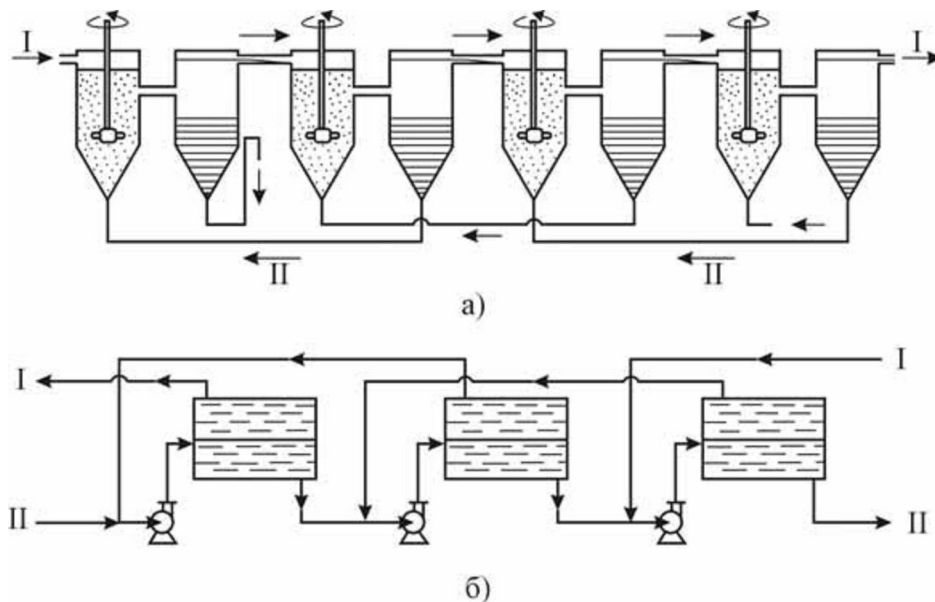


Рис. 1.14. Горизонтальные смешительно-отстойные экстракторы со смешиванием фаз в агитаторах (а) и в насосах (б):
 I – легкая фаза; II – тяжелая фаза.

На рис. 1.15 изображен внутренний смеситель-отстойник, в котором обе камеры находятся в одном корпусе.

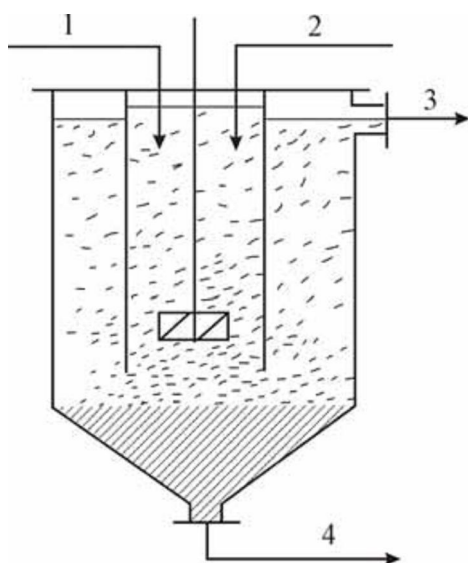


Рис. 1.15. Схема внутреннего смесителя-отстойника:
 1 – исходный раствор;
 2 – экстрагент;
 3 – экстракт;
 4 – рафинат.

Наиболее рационально (с точки зрения экономии металла и пространства) каскад смесителей-отстойников осуществляется в экстракторе «ящичного типа», который представляет собой прямоугольный ящик, разделенный поперечными перегородками на ряд ступеней, состоящих из смешительной и отстойной камер. План и поперечный разрез такого экстрактора изображены на рис. 1.16.

Органическая фаза продвигается через экстрактор справа налево, а навстречу ей перемещается водная фаза (исходный водный раствор и промывная жидкость). Потоки органической и водной фаз перемешиваются турбинной мешалкой закрытого типа, она же служит и насосом, который поднимает водную фазу от переливного окна, соединяющего смешительную и отстойную камеры. Из смешительной камеры через жалюзийное окно смесь органической и водной фаз

поступает в отстойную камеру, где происходит всплытие или осаждение капель дисперсной фазы. В конце отстойной камеры органическая фаза через верхнее переливное окно перемещается в левую ступень, а водная фаза через нижнее переливное окно – в правую ступень.

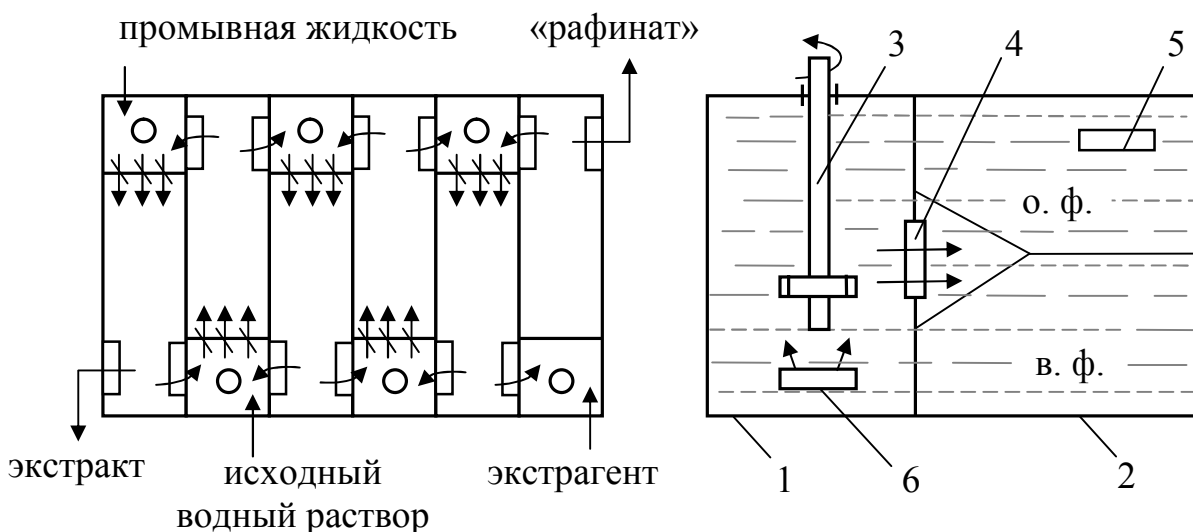


Рис. 1.16. План и поперечный разрез экстрактора «ящичного типа»:

1 – смешительная камера; 2 – отстойная камера; 3 – турбинная мешалка; 4 – жалюзийное окно; 5 – перелив органической фазы; 6 – перелив водной фазы.

Экстракционные процессы широко используются в урановой промышленности. В настоящее время область их применения расширяется. Они используются для извлечения и очистки многих редких и некоторых цветных металлов: никеля, меди, кобальта, ниобия, рения и др.

Окончательное выделение извлекаемых металлов из полученных экстракционным и сорбционным методами растворов осуществляется путем осаждения, фильтрования, выпаривания и т.д.

1.5. Регенерация рабочих агентов и возврат их в процесс

Стоимость потребляемых реагентов при выщелачивании составляет не менее 10% стоимости конечной продукции, а иногда достигает 40%. Поэтому очень важно снижать расход реагентов за счет их регенерации.

Применяют следующие методы регенерации реагентов:

- осаждение из растворов после выщелачивания растворяющихся в нём веществ, например, регенерация из растворов едких щелочей путём осаждения известью силикатов и алюмосиликатов;
- выделение не использованных при выщелачивании веществ экстракционными, ионообменными, электрохимическими и другими методами;
- поглощение отработанным раствором газов, выделившихся во время выщелачивания и представляющих собой составные части исходного растворителя, например, регенерация амонийных солей, серной, азотной кислот.

Снижению расхода рабочих агентов способствует также возврат отработанных растворов в голову процесса. При этом остаточная концентрация реагентов учитывается при подготовке исходных растворов для выщелачивания. Этот способ одновременно решает ряд важных задач: сокращение сброса в водоёмы промышленных сточных вод; доизвлечение металлов из отработанных растворов.

Комбинированные методы обогащения могут использоваться в начале, середине или в конце схем переработки и обогащения труднообогатимого минерального сырья. Применение комбинированных схем, сочетающих наряду с традиционными методами обогащения выщелачивание, физическое растворение полезных компонентов, позволяют вовлечь в переработку труднообогатимое минеральное сырьё и резко повысить комплексность его использования.

Наиболее перспективно использование комбинированных схем при извлечении из руд меди, молибдена, свинца, ниобия, железа, алюминия, золота, урана и других металлов.

2. Использование комбинированных методов обогащения при переработке полезных ископаемых

2.1. Обогащение сильвинитовых руд

Основные компоненты сильвинитовых руд – сильвин KCl , галит $NaCl$ (поваренная соль) и нерастворимые в водных растворах минералы.

Метод обогащения основан на повышении растворимости хлористого калия в воде по мере увеличения температуры (при $0^{\circ}C$ - 21,2 %; при $50^{\circ}C$ - 30,1%; при $100^{\circ}C$ - 35,9 %) при практически не изменяющейся растворимости хлористого натрия (26,3–28,2 %). В процессе обработки сильвинита обратным маточным раствором при температуре, близкой к $110^{\circ}C$, в раствор переводится главным образом хлористый калий, большая часть хлористого натрия в раствор не переходит.

При охлаждении полученного горячего раствора хлористый калий выпадает в осадок, который отделяется от жидкой фазы и направляется на сушку. Маточный раствор разбавляется водой и возвращается на растворение.

Технологическая схема обогащения сильвинитовых руд представлена на рис. 2.1.

На растворение направляют руду крупностью менее 10 мм. В качестве растворителя используют маточный раствор, из которых выделен хлористый кальций. Нагрев маточного раствора осуществляется в теплообменниках, а руда нагревается за счет теплообмена. Растворение производится в шнековых растворителях. При вращении шнека руда перемешивается и одновременно перемещается к разгрузке. Хвосты разгружаются в приёмное устройство обезвоживающего элеватора, обезвоживаются и поступают на фильтрование.

Растворение с получением насыщенных щелоков осуществляется в полупротивоточном режиме.

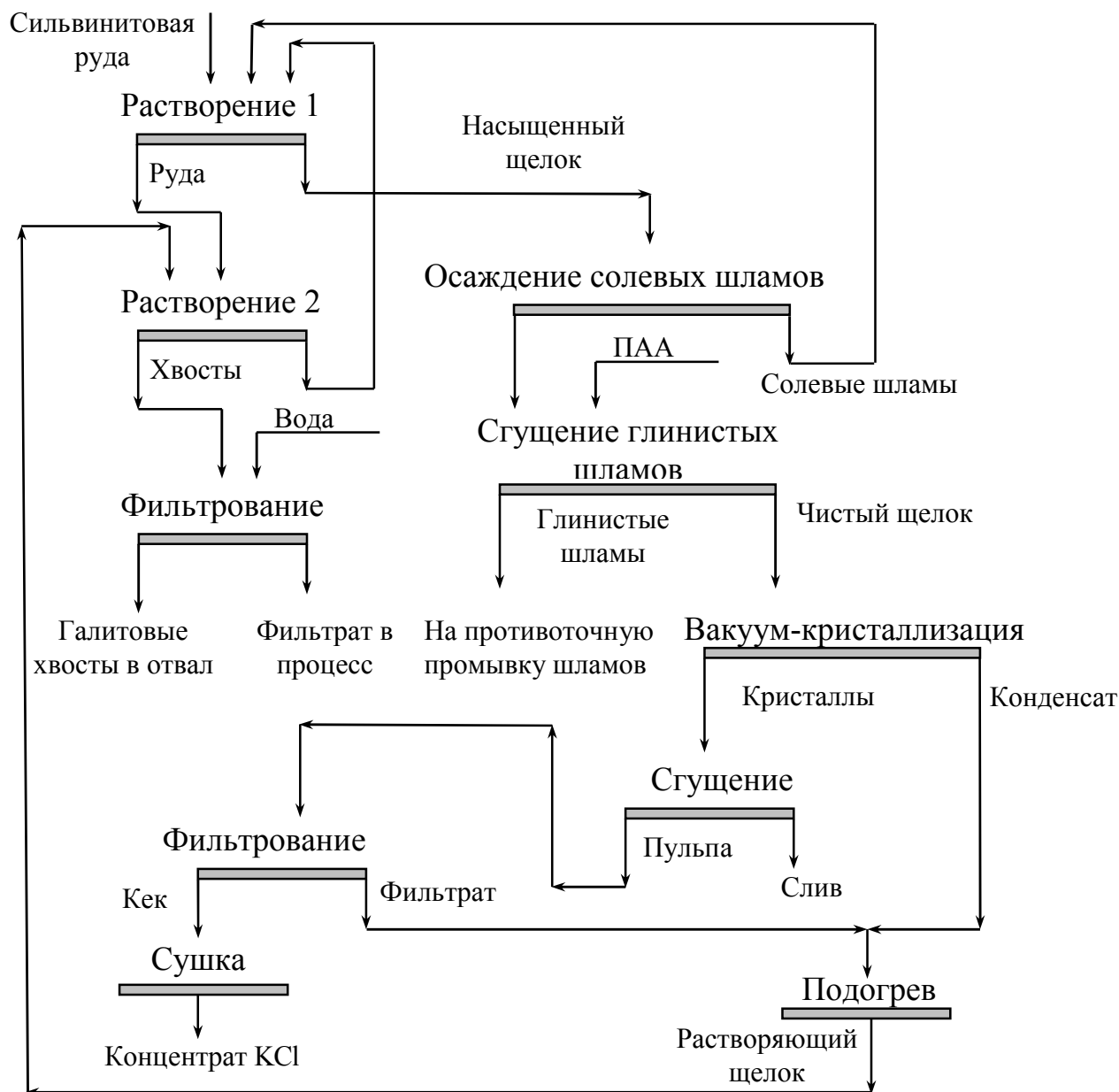


Рис. 2.1. Технологическая схема обогащения сильвинитовых руд

Схема движения руды и выщелачивающего раствора приведена на рис. 2.2.

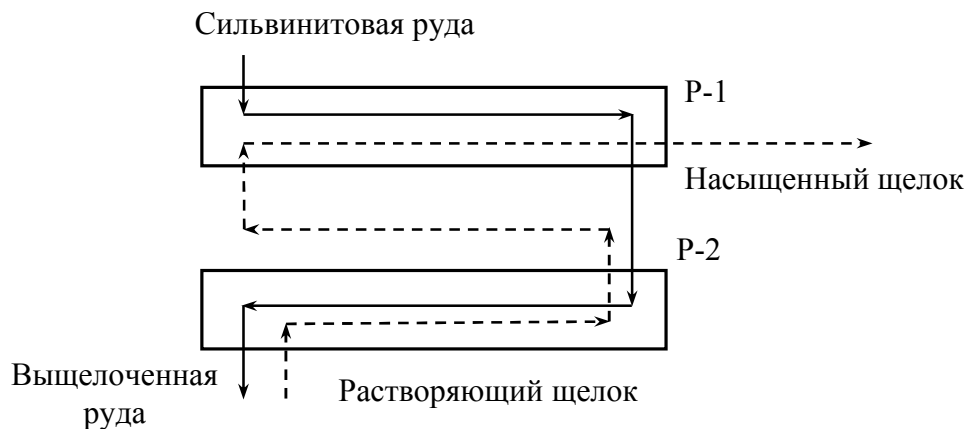


Рис. 2.2. Схема движения руды и растворителя в шнековых растворителях (P-1 и P-2) при противоточном методе растворения

Для предотвращения потерь со шламами тонких зёрен руды используется операция осаждения (сгущения) солевых шламов и возврата их в начало процесса. Нерастворимые минералы, механическим путём попавшие в щелок после растворения руды, выводятся из процесса при сгущении с добавлением полиакриламида для увеличения скорости осаждения шламов. Снижение потерь ценного компонента со шламами достигают их обработкой в узле противоточной промывки.

Селективное выделение из раствора хлористого калия производится методом вакуум-кристаллизации с использованием различий в растворимости при различных температурах солей натрия и калия.

На современных калийных предприятиях кристаллизацию производят в многоступенчатых вакуум-кристаллизационных установках с рекуперацией тепла растворного пара. Непрерывнодействующие многоступенчатые вакуум-кристаллизационные установки обеспечивают возможность рекуперации 40—70% тепла, затраченного на нагрев щелоков при выщелачивании руды. Рекуперация тепла осуществляется путем нагревания маточных щелоков растворным паром в поверхностных конденсаторах или конденсаторах смешения. Скорость охлаждения и перепад температур при ступенчатой кристаллизации значительно снижаются, что способствует увеличению размеров кристаллов.

После вакуум-кристаллизации хлористый калий отделяется от охлажденного раствора отстаиванием и фильтрацией. Сушка влажного хлористого калия производится в барабанных сушильных установках, печах кипящего слоя или трубах-сушилках.

Хлористый калий, полученный из сильвинита этим методом, содержит около 96–97 % KCl и 3–4 % NaCl. Извлечение KCl в концентрат составляет 90–95%.

2.2. Добыча поваренной соли подземным выщелачиванием

Еще одним способом применения физического растворения полезного минерала является подземное выщелачивание поваренной соли. Данный метод используется в тех случаях, когда пласты соли, залегающие в недрах Земли, размывают грунтовые воды, при этом образуется естественный подземный солевой рассол. Такие рассолы могут извлекаться на поверхность через колодцы или буровые скважины. Извлечение соли на поверхность в виде рассола проще и дешевле, чем в твердом виде, и особенно удобно, когда эта соль подвергается дальнейшей переработке в растворе. Поэтому в ряде случаев оказывается целесообразным осуществлять подземное выщелачивание соли из соленосной породы искусственным способом [5].

Образование соляных рассолов возможно при систематическом орошении водой и постепенном размывании подземных камер в солевом пласте, или затоплением камер. В таком случае, образующийся концентрированный рассол выкачивается насосами.

Также применяют более совершенный способ выщелачивания через буровые скважины. Данный способ заключается в том, что в скважину,

закрепленную колонной стальных обсадных труб диаметром 150—250 мм, вставляется труба меньшего диаметра (75—100 мм). По одной из этих труб с помощью центробежного насоса высокого давления (20—25 ат) в пласт соли нагнетается вода. Она растворяет соль и в виде рассола выдавливается на поверхность по другой трубе. Различают два режима работы скважин — противоточный, когда воду подают по наружной трубе, а рассол поднимается на поверхность по внутренней (рисунок 2.3 а), и прямоточный, когда по внутренней трубе подают воду, а рассол выдавливается по наружной трубе. Глубина скважин и давление, под которым в нее подают воду, зависят от глубины залегания пласта соли или подземного источника рассола. Производительность такой скважины составляет около 10—25 м³ рассола в 1 час. Иногда воду подают в скважину самотеком; в этом случае рассол, который имеет большую плотность, не может достигнуть поверхности за счет давления столба воды, и его откачивают глубинным насосом, опущенным в скважину до уровня, определяемого разностью плотностей рассола и воды.

Камера, образуемая в пласте соли при размывании его водой через буровую скважину, постепенно приобретает форму, близкую к форме опрокинутого конуса, так как в результате естественной конвекции боковая поверхность, а особенно потолок камеры, растворяется быстрее, чем дно, покрытое насыщенным рассолом и шламом механических примесей. Поэтому боковая поверхность становится все более пологой и затем покрывается слоем пустой породы, препятствующим дальнейшему выщелачиванию. Интенсивность рассолообразования уменьшается, и эксплуатацию скважины приходится прекращать, когда образующая конуса достигает угла 30—40°. В результате этого запасы месторождения при таком способе эксплуатации используются не больше чем на 5—15%.

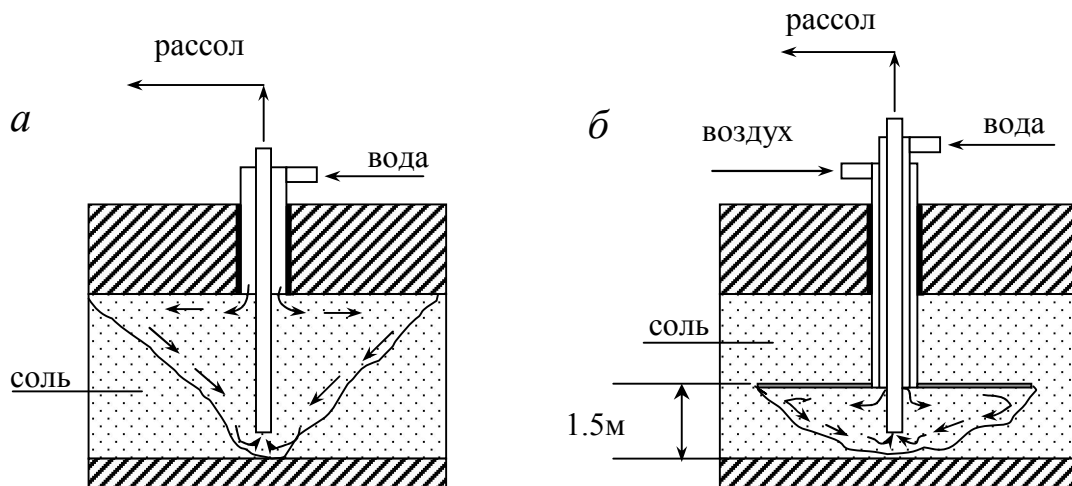


Рис. 2.3. Схема выщелачивания пласта соли через буровую рассольную скважину: а – противоток, б – гидровруб.

Эксплуатация скважин может осуществляться также комбинированным противоточно-прямоточным методом. Основная стадия здесь прямоток, когда происходит «размыв» слоя соли с образованием большого количества рассола; при более короткой стадии работы противотоком происходит «промывка»

скважины с удалением из нее большей части нерастворимых частиц. Продолжительность цикла чередования направления потоков внутри скважины равна, например, 2 ч при соотношении продолжительности режимов «размыва» и «промывки» в пределах от 7: 1 до 3: 1.

Более совершенной является эксплуатация скважин с гидроврубом (рис. 2.3 б). В этом случае вместе с водой в скважину нагнетают воздух или нефть. Вначале поддерживают уровень воды на постоянной высоте 1—1,5 м от забоя. При этом растворение идет только по окружности камеры, потолок же предохраняется «от действия воды тонким слоем «нерастворителя» — воздуха или нефти. Образуется вруб — приблизительно плоская цилиндрическая камера высотой 1—1,5 м и диаметром 100 м и больше. После этого воздух или нефть выдавливают на поверхность, повышая уровень рассола. При этом происходит интенсивное растворение потолка камеры. Осаждение пустой породы на растворяющейся поверхности не происходит и использование запасов месторождения возрастает.

Наиболее прогрессивным является ступенчатое выщелачивание, особенно для разработки пластов соли, содержащих много нерастворимых включений. В этом случае вначале производят размыв не в форме вруса, т. е. плоской щели, а в форме конуса, обращенного вершиной вниз. Затем, периодически повышая уровень подвода воды и изменяя уровень отбора рассола, производят ступенчатое растворение соли, так что камера выщелачивания принимает форму, близкую к цилиндру, с основанием в виде воронки и сводчатой кровлей. Нерастворимые включения скапливаются в нижней части камеры. Степень использования пласта соли резко возрастает.

Питание пласта соли водой для его размыва и откачку рассола производят и по разным скважинам — по одним подают воду, по другим откачивают рассол. При такой групповой системе эксплуатации скважин коэффициент извлечения соли особенно возрастает при последовательной отработке запасов по падению пластов и при использовании провальных воронок, образовавшихся в результате выщелачивания. Это позволяет сократить число водоприемных скважин и значительно увеличить количество подаваемой воды.

Образующиеся при подземном выщелачивании пустоты могут явиться причиной обрушения кровли камер — опускания и обвалов надсолевых пород. Поэтому метод извлечения солей может использоваться лишь при достаточной прочности покровных пластов.

После добычи соли методом подземного выщелачивания в специально оборудованных цехах происходит очистка рассолов в специальном резервуаре от солей кальция и магния. После этого рассол направляют в камеры, где создается пониженное давление - вакуум. При давлении меньше атмосферного рассол начинает кипеть при более низких температурах, чем обычно, и активно испаряется. Кристаллики соли выпадают в осадок. Центрифугой их отделяют от жидкости. Производители получают соль «Экстра» очень тонкого помола.

Максимальное содержание Na_2SO_4 в пересчете на сухое вещество составляет 0,2%.

Процесс выработки вакуумной соли подразумевает высокоэффективное оборудование и оптимальность технологического процесса на всех его стадиях.

Такая технология снижает производственные затраты и повышает экологическую безопасность производства.

2.3. Переработка смешанных и окисленных медных руд

Труднообогатимые и окисленные медные руды целесообразно обогащать при помощи комбинированных методов [19].

На рисунке 2.4 показана схема извлечения меди из смешанных руд по методу Мостовича.

Крупность измельчения материала определяется вкрапленностью минералов меди, подлежащих растворению, и возможность флотации сульфидных минералов. Выщелачивание меди производится 0,5—3 %-м раствором серной кислоты из шламов и измельченного материала в контактных чанах, из песков — во вращающихся барабанах-дезинтеграторах (диаметром до 4 м, длиной до 6 м), облицованных кислотоупорным материалом или резиной.

Руды и материалы с низким содержанием глины выщелачивают обычно при Т:Ж=1:1. Если слив классификатора обладает меньшей плотностью (например, при тонком измельчении, необходимом для раскрытия имеющихся сульфидов или золота), то его сгущают. При высоком содержании глины выщелачивание приходится вести при меньшей плотности (Т : Ж = 1 : 2).

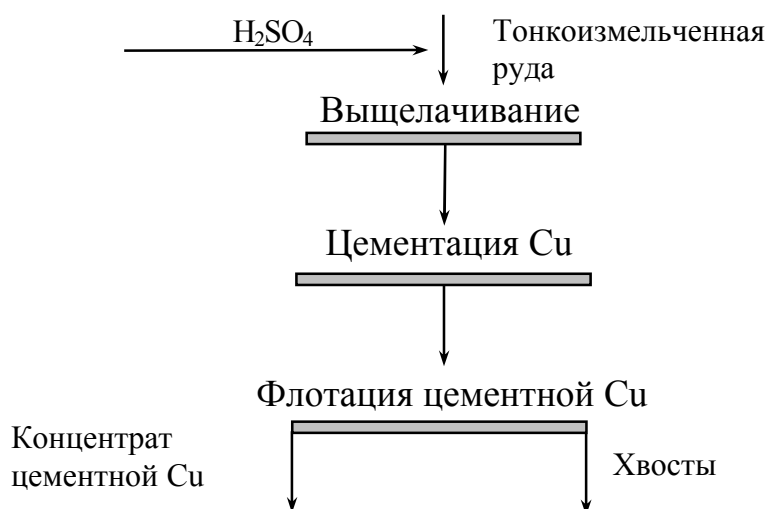
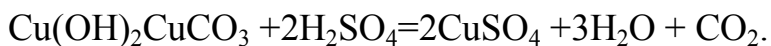


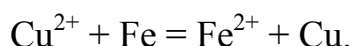
Рис. 2.4. Принципиальная схема переработки труднообогатимых медных руд по методу Мостовича

Расход кислоты зависит от вещественного состава руды и колеблется в широких пределах — от нескольких килограммов до 30 - 45 кг на 1 т руды, а продолжительность выщелачивания — обычно от 20 мин до 1 ч. Все окисленные минералы меди хорошо растворяются в серной кислоте, например малахит:



Извлечение меди в раствор колеблется в больших пределах в зависимости от вещественного состава руды и характера вкрапленности рудных минералов. Обычно извлечение составляет 85 – 98 %.

Для цементации меди, перешедшей в раствор, осуществляемой в специальных цементационных чанах, используют скрап, чугунную стружку или губчатое железо, измельченное до крупности —0,1 (0,5) мм. Наиболее эффективно по скорости и полноте осаждения меди губчатое железо, обладающее большой удельной поверхностью и высокой активностью. Кроме того, при его применении образуются хорошо флотирующиеся флокулы цементной меди. Губчатое железо, как и серную кислоту, производят обычно на месте из пиритного концентрата, получаемого чаще всего на той же обогатительной фабрике. Медь при этом цементируется по реакции:



Цементация меди производится при интенсивном перемешивании (Т:Ж = 1:3). Продолжительность цементации составляет 10—25 мин. Расход железа также колеблется в широких пределах (от 2 до 20 кг/т) при содержании меди в растворе после цементации 0,01—0,02 г/л. Степень осаждения меди (извлечения её из раствора) составляет 87 – 97 %.

Для эффективной флотации частиц цементной меди необходимо, чтобы их крупность не превышала 0,074—0,1 мм. Крупность частиц цементной меди зависит от крупности самого осадителя. Идеальной является его флотационная крупность (менее 0,1 мм).

Флотация цементной меди и сульфидных минералов протекает в кислой среде. Это практически исключает возможность применения, в качестве собирателя ксантогенатов, которые при наблюдаемых рН (2,5—4,5) подвергаются интенсивному гидролитическому разложению. Эффективными в этих условиях являются гидролизованные дитиофосфаты и неионогенные собиратели, к которым относят диксантогениды. В качестве пенообразователей наиболее часто применяют сосновое масло, крезилловую кислоту, метилизобутилкарбинол (МИБК), аэрофрос при расходе их до 150 г/т. Флотоконцентрат цементной меди направляется на электролиз для получения катодной меди.

Достоинства процесса Мостовича:

- высокая скорость выщелачивания и относительно небольшой объем чанов;
- ненужность отделения раствора от твердой части пульпы и его очистки перед цементацией (как по схеме выщелачивание — цементация), в результате чего сокращаются капитальные затраты на оборудование и здания;
- возможность полного извлечения при флотации вместе с цементной медью всегда имеющихся в окисленных и смешанных рудах сульфидов меди, которые при гидрометаллургическом процессе (выщелачивании) извлекаются только на 40—70%;
- по сравнению с чисто флотационным методом извлечение меди повышается на 30 - 40 %.

2.4. Технология автоклавного выщелачивания при получении глинозёма

Получение алюминия включает две основные стадии:

- производство глинозёма;
- электролитическое получение алюминия из глинозёма.

Глинозём получают методом спекания либо автоклавного выщелачивания по способу Байера [5, 19].

Алюминий в природе встречается только в связанном состоянии в форме собственно алюминиевых минералов и силикатных пород. Характеристика основных минералов алюминия, используемых в автоклавном процессе, приведена в таблице 2.1.

Переработке, как правило, подвергаются бокситы, содержащие, в основном, диаспор, бемит, гидраргиллит.

Таблица 2.1. Характеристика основных минералов алюминия

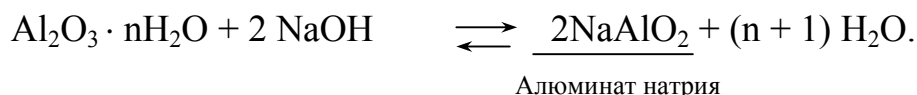
Наименование минерала	Химическая формула	Содержание Al ₂ O ₃ , %
Корунд	Al ₂ O ₃	100
Диаспор, бемит	Al ₂ O ₃ ·H ₂ O	85
Гидраргиллит	Al ₂ O ₃ ·3H ₂ O	64.5
Каолинит	Al ₄ [Si ₄ O ₁₀](OH) ₈	39.5
Алунит	KAl ₃ [SiO ₄] ₂ (OH) ₆	37 -39
Нефелин	KNa ₃ [Al Si ₄ O ₄] ₄	32 -36

Качество бокситов определяется весовым соотношением окиси алюминия к двуокиси кремния, которое называется кремниевый модуль (μ_{Si}).

$$Al_2O_3 / SiO_2 = \mu_{Si}.$$

Чем выше модуль (меньше кремния), тем лучше идёт процесс. Обычно модуль находится в пределах от 22,5 до 5,6.

Выщелачивание бокситов ведут щелочными растворами. Процесс Байера представляет замкнутый цикл, сущность которого определяется обратимой химической реакцией:



В автоклавах при температуре $t = 130 - 240^\circ C$ реакция протекает вправо, при этом происходит выщелачивание. Едкий натр растворяет глинозём боксита, образуются алюминат натрия и вода. Затем раствор разбавляют оборотной промывной водой, отделяют и промывают не растворившийся осадок. Осветлённый раствор охлаждают и подвергают гидролитическому разложению при перемешивании с гидроксидом алюминия. При этом реакция протекает в

обратную сторону, т.е. образуются гидрат глинозёма и едкий натр. Процесс называется выкручивание или декомпозиция. Продукты разделяют в сгустителях и на фильтрах. Разбавленный раствор едкого натра имеет низкую концентрацию. Его выпаривают и направляют на выщелачивание. Цикл замыкается.

Для окончательной доводки глинозёма его подвергают прокаливанию (кальцинации) при температуре 1200°C. При повышении температуры сначала удаляется внешняя влага, затем при 250°C гидросит теряет 2 молекулы кристаллизационной влаги и переходит в бемит. При температуре 500 – 550°C бемит превращается в безводный γ - Al_2O_3 , при температуре 850 - 1200°C происходит превращение γ - Al_2O_3 в практически негигроскопичный α - Al_2O_3 .

На рисунке 2.5 приведена упрощённая схема получения глинозёма по способу Байера.

Измельчение бокситов ведут до 70 -75 % класса – 0,062 мм в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием (классификаторы, гидроциклоны). В операцию измельчения подают оборотный раствор. Измельченный продукт нагревают паром и выдерживают при перемешивании несколько часов. После этого подогретая пульпа подаётся в автоклав, где процесс выщелачивания бокситов завершается. Из автоклавов пульпа поступает в паротделитель, пар из которого используется для нагрева пульпы в подогревателях.

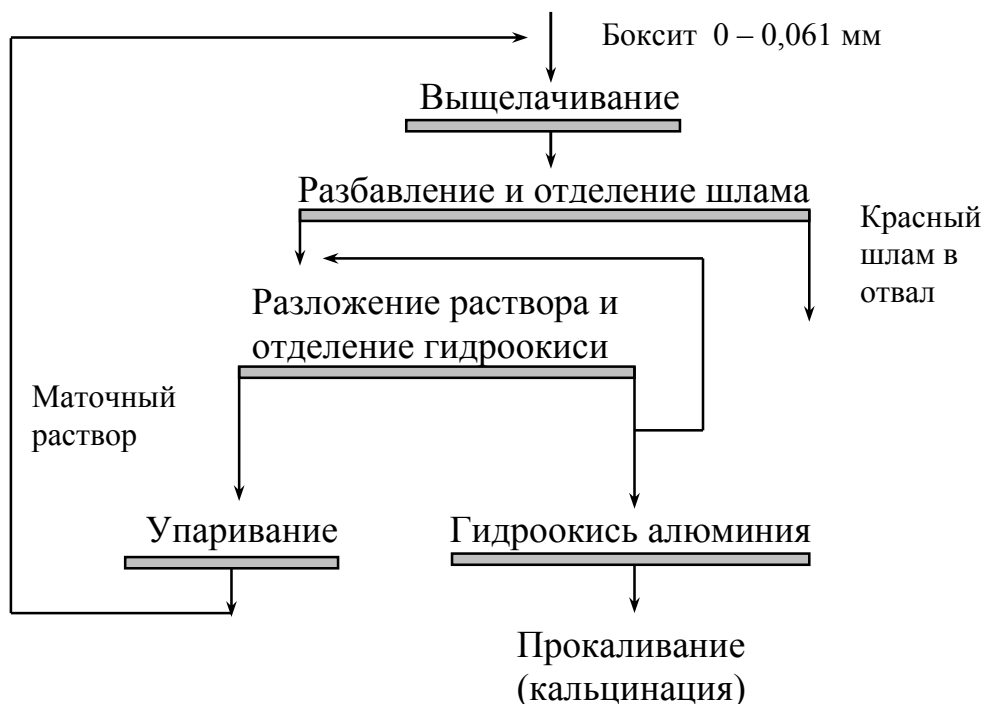


Рис. 2.5. Упрощённая схема получения глинозёма способом Байера

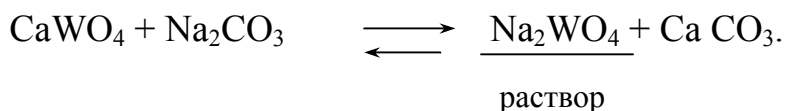
2.5. Технология автоклавного выщелачивания вольфрама

Промышленные минералы вольфрама:

- Вольфрамит – $(Fe, Mn)WO_4$;
- Шеелит – $CaWO_4$;
- Ферберит – $FeWO_4$;
- Гюбнерит - $MnWO_4$

Основные типы вольфрамовых месторождений – вольфрамит - кварцевые жилы и скарновые шеелитовые месторождения. Содержание вольфрама в рудах от десятых долей до 1,5 %. Сложность состава и невысокое содержание затрудняют получение кондиционных концентратов с высоким извлечением. Применение автоклавного выщелачивания позволяет повысить эффективность процесса. Этот процесс впервые разработан в СССР Масленицким и Сырокомским [19].

Перевод вольфрама из концентрата в раствор производится в результате взаимодействия раствора соды с вольфраматом кальция CaWO_4 (шеелитом) при температуре 225–250°C.



В результате реакции разложения вольфрамовых минералов растворами соды образуются нерастворимые соединения (карбонаты или продукты их гидролиза), выпадающие в осадок.

Исходное сырьё выщелачивают при крупности 90% - 0,074 мм, Т : Ж = 1 : 3, давлении 25 МПа, температуре 225°C. Время выщелачивания – 4 часа. Извлечение вольфрама составляет 96 – 98 %.

На рисунке 2.6 приведена схема автоклавного выщелачивания вольфрамовых продуктов.

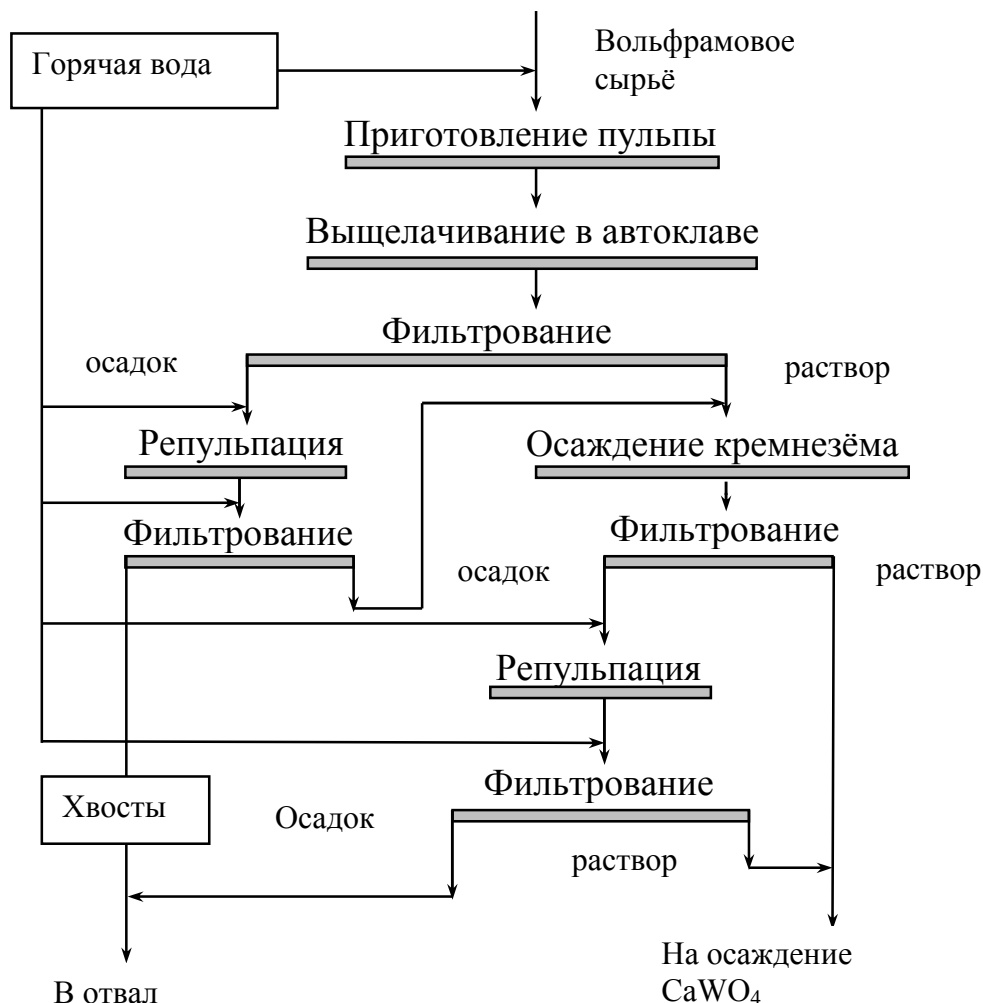


Рис. 2.6. Схема автоклавного выщелачивания вольфрамовых продуктов

2.6. Технология обогащения золота

Структура добычи золота в мире следующая: из коренных (собственно золоторудных и комплексных) месторождений извлекается 98% металла и только 2% - из россыпных месторождений. Однако, такая пропорция характерна не для всех золотодобывающих стран. В России около 50% золота добывается в коренных месторождениях, 40% приходится на россыпи, 10% - на комплексные (медные, медно-цинковые, полиметаллические) руды [11,21].

Для переработки коренных золотосодержащих руд применяются различные методы извлечения золота (гравитационные, флотационные), однако главным способом является цианирование. Применение цианидов в золотодобыче основано на их уникальном свойстве растворять этот благородный металл в присутствии кислорода с образованием устойчивого в щелочной среде комплексного соединения.

Процесс выщелачивания цианидными растворами, расход которых в случае цианирования руды колеблется в диапазоне 0,2-0,6 кг/т, характеризуется селективным растворением основного компонента (98-99%) и малой доли примесей (3-5%). Именно высокие технологические показатели обогащения золотосодержащих руд методом цианидного выщелачивания обуславливают его ведущую роль среди промышленных способов извлечения золота.

На рисунке 2.7 приведена одна из распространенных схем извлечения золота из коренной руды. Как видно из схемы, первой обогатительной операцией является гравитационное обогащение. Оно необходимо, чтобы вывести из процесса крупное золото. Золото - тяжелый и ковкий металл, поэтому оно будет аккумулироваться в циркулирующей нагрузке мельница-классификатор. В связи с этим на разгрузке мельницы или на песках классификатора устанавливаются гравитационные аппараты (отсадочные машины, концентрационные столы и др.) В получаемых при этом концентратах содержание золота составляет от нескольких сотен до нескольких тысяч граммов на тонну. Дальнейшее извлечение золота из них осуществляется амальгамацией.

Амальгамация – процесс извлечения благородных металлов из руд и концентратов при помощи жидкой ртути. При амальгамации измельченный золотосодержащий материал приводят в контакт со ртутью. Частички золота смачиваются ртутью и коллектируются в ней, образуя амальгаму. Минералы вмещающей породы, цветные металлы и железо не смачиваются ртутью и в амальгаму не переходят. Таким образом, в основе процесса лежит способность жидкой ртути селективно смачивать золото с образованием амальгамы, которая вследствие своей большой плотности легко может быть отделена от пустой породы.

Рассмотренные выше методы гравитационного обогащения и амальгамации позволяют извлекать из руд только относительно крупное золото. Однако подавляющее большинство золотосодержащих руд, наряду с крупным золотом, содержит значительное, а иногда и преобладающее количество мелкого золота, практически неизвлекаемого этими методами. Поэтому хвосты гравитационного обогащения и амальгамации, как правило, содержат значительное количество

золота, представленного мелкими золотинами. Основным методом извлечения мелкого золота являются процессы флотации и цианирования.

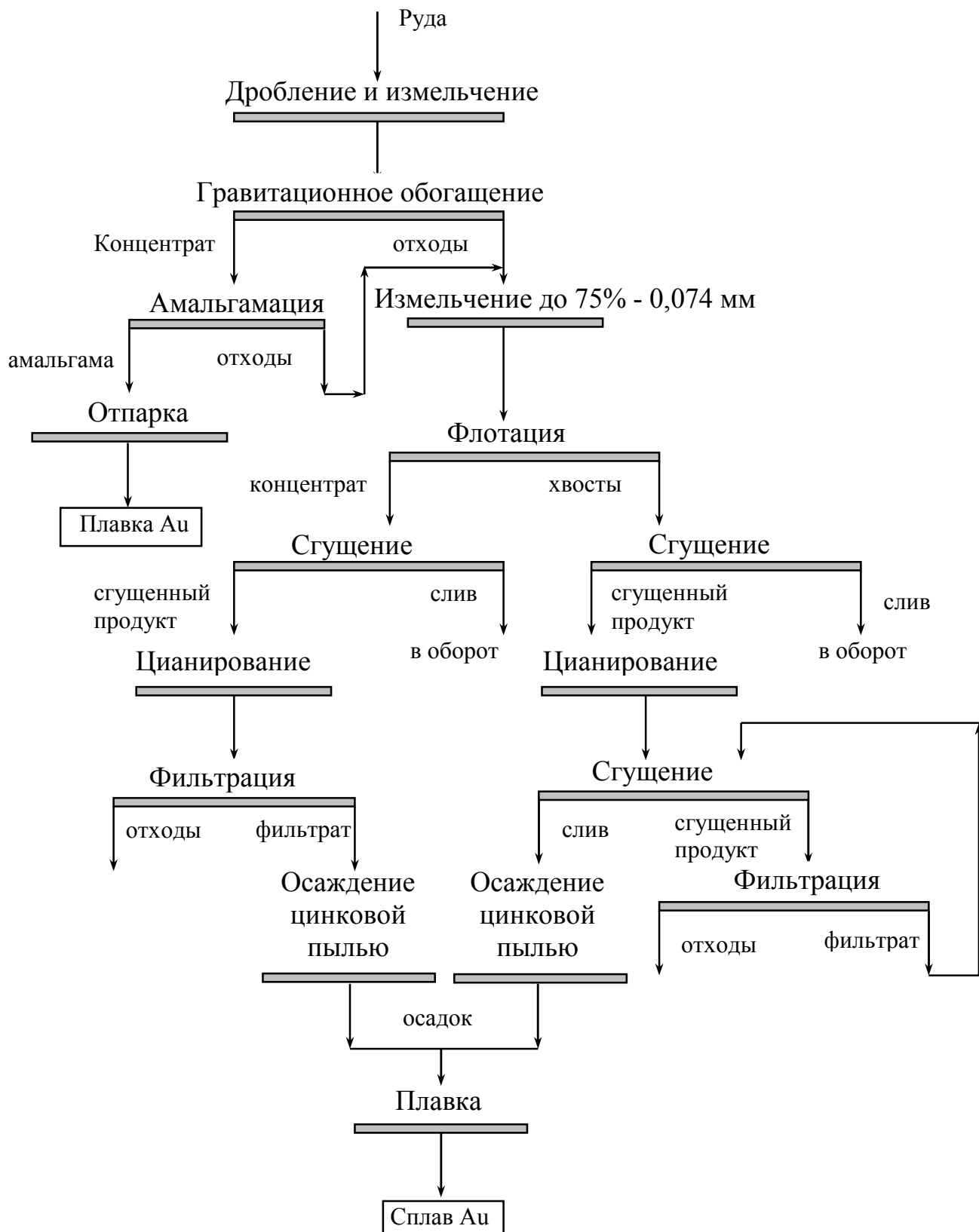


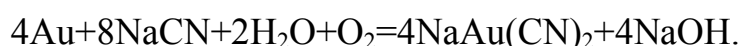
Рис. 2.7. Схем извлечения золота из коренной руды

Наиболее легко флотируется свободное золото с чистой поверхностью. В качестве собирателей для этого золота используются ксантогенаты, дитиофосфаты, меркаптаны, соли жирных кислот. Тонкодисперсное вкрапленное

в сульфиды золото извлекается в сульфидный концентрат стадийной флотацией с использованием бутилового ксантогената.

Основная цель флотации – первичная концентрация золота в концентрат с извлечением в него 90-93 % золота, поступающего далее на цианирование. Так как в хвостах флотации теряется часть тонкодисперсного золота, их также направляют на цианирование.

Цианирование - способ извлечения золота из руд и концентратов избирательным растворением его в растворах цианидов щелочных металлов (KCN, NaCN, Ca(CN)₂) в присутствии растворенного в воде кислорода. Растворение золота протекает в цианистых растворах слабой концентрации (0,03-0,3%) по реакции:



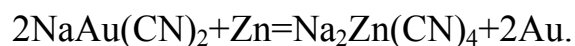
Растворение проводится в щелочной среде, создаваемой известью, при pH 11-12 для предотвращения гидролиза цианида с образованием летучей цианистоводородной кислоты.

Результаты цианирования зависят от характера золота и состава руд и песков. Хорошо растворяется в цианистых растворах золото, имеющее чистую поверхность, покровные образования на ней препятствуют растворению и увеличивают время растворения. На скорость растворения значительно влияют также примеси других металлов в золоте, например серебра и меди, а также дисперсное железо.

Цианирование довольно длительный процесс: в зависимости от характера золота и вещественного состава выщелачиваемого продукта оно может продолжаться 24-30 ч.

Золотосодержащий раствор отделяют от пустой породы в сгустителях и на фильтрах.

Из цианистых растворов после отделения их от пульпы золото может выделяться несколькими способами. Наиболее распространен метод осаждения золота цинковой пылью. Процесс обычно осуществляют на вакуум-фильтрах. Сначала на фильтр набирают слой цинковой пыли, а затем через него фильтруют золотосодержащий раствор. При этом протекает реакция:



Для повышения скорости осаждения золота и снижения расхода цинка из растворов предварительно удаляется кислород в вакуум-рессивере. Полнота осаждения золота цинком обычно составляет 99,9%.

Получаемый золото-цинковый осадок содержит 5-30% золота, его подвергают очистке и плавке на металл.

Извлекать золото из цианистых растворов также можно при помощи активированного угля и ионообменных смол. Последние широко применяют при сорбционном цианировании, когда совмещают процессы цианирования и извлечения растворенного золота. При сорбционном выщелачивании помимо цианида и кислорода воздуха в пульпу вводят ионообменную смолу - анионит,

которая сорбирует выщелачиваемое золото. Этот вид цианирования особенно эффективен при переработке труднофилтруемыми шламистых руд. Смола с сорбированным на ней золотом сначала подвергают десорбции примесей цинка серной кислотой, а затем проводят электроэлюирование в течение 6-8 ч, при котором на катоде осаждается до 90% золота. После обработки смолы щелочным раствором нитрата аммония для удаления меди и железа ее возвращают на сорбционное выщелачивание.

Золото, полученное из цианистых растворов, направляется на аффинаж. Аффинаж золота — комплекс технологических мер, направленных на получение золота высочайшей чистоты. Аффинаж включает в себя ряд стадий очистки, среди которых преобладают методы химической обработки, физической обработки, концентрирования, и в конечном итоге получение металла заданной химической чистоты.

2.7. Обогащение урана

Среднее содержание урана в земной коре довольно велико и оценивается различными авторами как $(3\div 4) \cdot 10^{-4}$ %. Урана приблизительно в 1000 раз больше, чем золота, в 30 раз больше, чем серебра и почти столько же, сколько свинца и цинка. Для урана характерна значительная рассеянность в горных породах, почвах, воде морей и океанов. Лишь относительно небольшая часть сконцентрирована в месторождениях, где содержание урана в сотни раз превышает его среднее содержание в земной коре. Урановые руды отличаются исключительным разнообразием состава. В большинстве случаев уран в рудах представлен не одним, а несколькими минеральными образованиями.

Различие состава, химических и физических свойств урановых минералов и вмещающих их руд, присутствие в рудах ряда ценных попутных примесей определяют многообразие и специфику технологических процессов и схем переработки уранового сырья и расход реагентов.

Наиболее важным показателем качества и ценности урановых руд является содержание в них урана. Различают пять сортов руд:

1. очень богатые ($>1\%$ урана), весьма редко встречающиеся;
2. богатые (1-0,5%), тоже редкие;
3. средние (0,5-0,25%);
4. рядовые (0,25-0,09%);
5. бедные (0,09% и менее до нижнего промышленного минимума).

Важнейшее значение для удешевления добычи и производства природного урана имеет наличие в рудах полезных сопутствующих компонентов. Их попутное комплексное извлечение наряду с ураном позволяет снизить промышленный минимум содержания урана в перерабатываемых рудах до 0,01-0,03%.

В настоящее время более 70% урана добывается из рядовых руд с содержанием урана менее 0,3%, в том числе около 40% — из бедных руд с содержанием менее 0,09 % урана. Лишь в некоторых месторождениях Канады, Австралии и Казахстана содержание урана превышает 1 % [22-24].

Запасы урана в месторождениях оцениваются примерно в 5 – 6 млн. т. По запасам урановых руд лидируют Австралия, США, Канада, ЮАР, Россия и Казахстан. В Украине добыча урановых руд ведется на Ингульском и Ватутинском рудниках (Кировоградская область). Переработка руды осуществляется на Восточном ГОКе в г. Жёлтые Воды. В ближайшие годы в Кировоградской обл. планируется ввести в эксплуатацию Новоконстантиновский рудник — крупнейший урановый рудник Европы, способный производить 3,5 тыс. т урана в год.

Добыча урановой руды осуществляется в основном либо шахтным, либо карьерным способом — в зависимости от глубины залегания рудных пластов. В 2012 г. на подземные рудники приходилось 38% массы добытого в мире урана, на открытые месторождения (карьеры) — 30%, способом подземного выщелачивания добывалось 21% урана. Еще 11% получались как побочный продукт при разработке других видов полезных ископаемых.

Основным методом обогащения ураносодержащих руд является выщелачивание, которое в основном применяется в комплексе с физическими методами обогащения и различными подготовительными процессами, способствующими повышению эффективности перевода ценного компонента в жидкую фазу.

Общая схема переработки ураносодержащих руд представлена на рис. 2.8. Она включает следующие стадии.

1. Добыча руды.

2. Подготовка руды к выщелачиванию.

Здесь предусматриваются следующие операции:

а) механическая обработка рудного материала (дробление, измельчение) с целью раскрытия ценных минералов;

б) физическое обогащение бедных руд с использованием гравитационного обогащения, радиометрической сортировки, флотации, электромагнитной сепарации;

в) изменение химического состава руды для перевода труднорастворимых минералов в растворимые; такие операции называют разложением или вскрытием рудного материала; к ним относятся окислительный обжиг, сульфатизирующий и хлорирующий обжиг, спекание или сплавление с солями или щелочными реагентами (содой, известью, хлоридами и др.).

3. Выщелачивание.

На этой операции осуществляется перевод металла из руды (или продукта, полученного при подготовительных операциях) в водный раствор.

4. Разделение твердой и жидкой фаз.

Эта стадия включает операции сгущения, фильтрации, отмывки твердой фазы от полученного при выщелачивании продукционного раствора.

5. Выделение урана из растворов (в некоторых случаях – пульп), полученных при выщелачивании. Для этого используются: химическое осаждение, ионообменные процессы, экстракция.

6. Аффинаж (тонкая очистка) соединений урана.

7. Получение оксидов урана.

8. Получение тетрафторида урана.

9. Получение гексафторида урана.
10. Производство обогащенного урана.
11. Получение металлического урана.

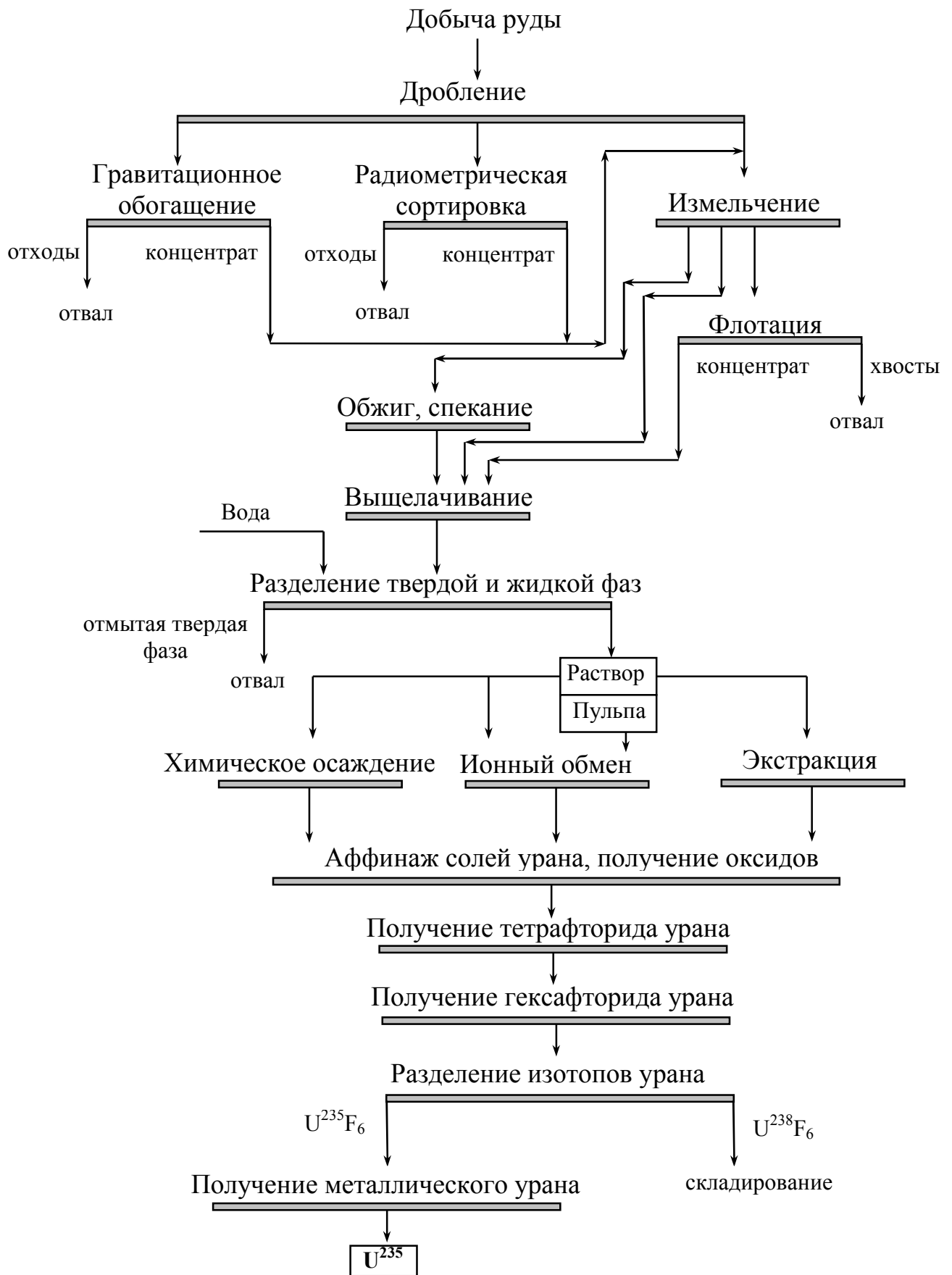


Рис. 2.8. Общая схема переработки урансодержащих руд

Остановимся на первых пяти стадиях процесса, которые относятся непосредственно к обогащению урановых руд.

2.7.1. Добыча руды

В силу того, что уран содержится в руде в малых количествах, выбор метода добычи диктуется физико-химическими свойствами вмещающих пород, таких как песчаники, известняки, и характером залегания рудного тела. В зависимости от этого создаются рудники различных типов:

- а) открытые рудники (карьеры);
- б) подземные рудники, в том числе рудники-штольни, в которых разрабатываемый пласт соединяется с дневной поверхностью наклонной или горизонтальной выработкой; рудник-шахта, где пласт соединяется с поверхностью вертикальной выработкой.

Основной метод добычи руд – буровзрывной.

Для извлечения урана из пористых руд осадочного происхождения все чаще применяется метод подземного выщелачивания.

2.7.2. Подготовка руды к выщелачиванию

В забое при отпалке получается полидисперсный материал при значительной массе крупных кусков. В карьерах могут получаться глыбы до 600–1000 мм, в подземных рудниках – до 300 мм.

Для проведения технологических процессов требуется меньшая крупность рудного материала. Для радиометрической сортировки необходима крупность 25–300 мм, для гравитационного обогащения - 0,3–10 мм. Для проведения флотации и выщелачивания нужно обеспечить раскрытие ценных минералов, создание большей удельной поверхности выщелачиваемой руды, для этого необходимо измельчить руду до 0,07–0,3 мм.

В большинстве случаев подготовка руды включает в себя 4 стадии: крупное, среднее, мелкое дробление и измельчение.

При переработке урановых руд процесс физического обогащения предназначен в основном для выделения отвальных хвостов. Хотя в этом случае получают бедные концентраты (0,5–3% при исходном содержании урана 0,05–0,2%), но зато сокращение рудной массы, поступающей на выщелачивание, в 2–4 раза приводит к существенной экономии за счет сокращения расхода реагентов и уменьшения объема аппаратуры.

Радиометрическое обогащение применяется в несколько стадий. Начинается оно непосредственно в забоях рудников, где проверке подвергаются вагонетки с рудой, и продолжается на гидрометаллургическом заводе, где процесс ведется на потоке руды, перемещаемой ленточными транспортерами.

Гравитационное обогащение, основанное на существенной разнице плотности ряда урановых материалов (6,5–10,5 г/см³) и минералов пустой породы (обычно 2,5–2,7 г/см³), проводится в диафрагменных отсадочных машинах, на концентрационных столах, в тяжелых средах. При обогащении в тяжелых средах

используются тонкодисперсные водные суспензии утяжелителей, в качестве которых применяются ферросилиций, галенит и магнетит.

Для тонкозернистых руд (0,015 – 0,1 мм) – применяется флотация. В качестве собирателя используется, в основном, олеиновая кислота при расходах от 0,5 до 1, 5 кг/т. Флотация может быть применена для удаления примесей, усложняющих последующие технологические процессы (углеорганические материалы, сульфиды, карбонаты), а также для извлечения из руды других ценных компонентов, например сульфидов меди, цинка, свинца, никеля. При большом содержании пирита после сульфидной флотации концентрат можно использовать для получения серной кислоты, необходимой для выщелачивания урана.

С помощью флотации можно разделить руду на отдельные фракции с целью оптимизации режимов последующего выщелачивания каждой фракции. Так, если урановая руда содержит органику, сульфиды, карбонаты, то можно провести следующие операции. Поскольку наибольшей флотационной активностью обладает органика и сульфиды, то сначала флотируют их, используя в качестве коллекторов ксантогенаты или дитиофосфаты. Флотоконцентрат направляется на окислительный обжиг для разрушения органики и окисления сульфидов, а после этого – на кислотное выщелачивание. Хвосты сульфидной флотации направляются на флотацию карбонатов кальция и магния, карбонатный концентрат направляется на содовое выщелачивание урана, а хвосты карбонатной флотации – на кислотное выщелачивание.

При физических процессах обогащения руд теряется (направляется в отвалы) от 5 до 15 % урана. Эти отвалы в последствии переобогащают методом кучного выщелачивания.

При вкрапленности менее 0,01– 0,02 мм руда не поддается физическому обогащению, и она вся направляется на выщелачивание.

Полученные концентраты, при необходимости, подвергаются обжигу или спеканию.

Проведение окислительного обжига преследует следующие цели:

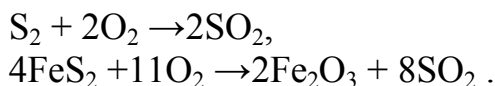
- окисление четырехвалентного урана до шестивалентного состояния с целью увеличения скорости выщелачивания;
- удаление углеорганических материалов («органики»);
- окисление сульфидов;
- термическое разложение карбонатов.

Для перевода диоксида урана в триоксид окисление следует проводить при 500–600°C. При более высокой температуре начинается отщепление кислорода от триоксида урана и начинается переход к U_3O_8 . Полученный триоксид урана взаимодействует с оксидами щелочных и щелочноземельных металлов, давая уранаты (Na_2UO_4 , $CaUO_4$), хорошо растворимые и в кислотах, и в карбонатных растворах.

В процессе окислительного обжига удаляется органическая часть руды. Органика затрудняет процесс измельчения руд, приводит к образованию значительного количества илов и шламов, затрудняющих отстаивание, фильтрацию и сорбирующих уран из растворов. Органика мешает также полному

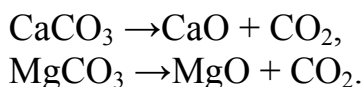
осаждению урана из растворов и работе ионитов, адсорбируясь на них. Кроме того, удаление органики приводит к обогащению руды.

При окислительном обжиге происходит также окисление серы и сульфидов:



Окисление серы и сульфидов значительно улучшает показатели последующего выщелачивания. Растворы получаются более чистыми, содержат меньше примесей.

При окислительном обжиге происходит также разложение карбонатов кальция и магния:



Разложение карбонатов, не уменьшая расход кислоты, устраняет вспенивание при кислотном выщелачивании руды.

Низкотемпературный обжиг при 500–600°C может быть проведен в барабанных вращающихся печах. При низкой теплотворной способности материала необходимая температура достигается за счет сжигания мазута в форсунке, располагаемой в задней головке печи, факел пламени проходит над обжигаемым материалом. При высокой теплотворной способности руды избыток тепла может отводиться путем уменьшения температуры воздушного дутья, а также увлажнением воздуха.

2.7.3. Выщелачивание

Для выщелачивания урана используются серная кислота и карбонатные растворы, в качестве дополнительных реагентов используются окислители: азотная кислота, пиролюзит, кислород воздуха и другие.

Выщелачивание в технологии урана имеет универсальное значение, оно применяется как для руд, не поддающихся физическому обогащению, так и для рудных концентратов после радиометрического, гравитационного, флотационного обогащения, а так же для обожженных урановых руд, спеков. Выбор метода вскрытия урановой руды определяется минералогическим составом руды, причем должны учитываться как минералы урана, так и минералы вмещающих пород.

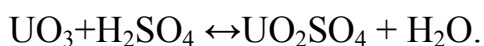
Чаще применяется кислотное выщелачивание, оно применимо почти ко всем рудам за исключением руд с большим содержанием карбонатов (кальция, доломита, магнезита, сидерита и др.), присутствие которых в руде резко увеличивает расход кислоты. В этих случаях выгоднее выщелачивание растворами соды.

Наиболее трудно вскрываются пегматитовые руды, содержащие титанаты урана и титано-танталониобаты урана. Для их вскрытия требуются концентрированные растворы серной кислоты в присутствии окислителей.

Уранинит, настуран (урановая смолка) вскрываются кислотными растворами умеренной концентрации с окислителем.

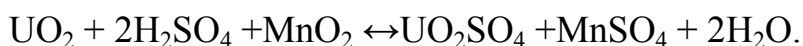
Вторичные минералы ванадиевой, фосфатной, карбонатной групп легко вскрываются разбавленными растворами кислот без окислителя. Также легко вскрываются разбавленными растворами кислот без окислителя продукты низкотемпературного обжига (400–600°C).

Кислотное выщелачивание урановых руд. Для выщелачивания чаще всего используется серная кислота, так как она самая распространенная, самая дешевая, малолетучая. В простейшем случае, когда в руде уран представлен вторичными минералами, выщелачивание идет по реакции:



Четырехвалентный уран вскрывается серной кислотой очень медленно. Для повышения степени его вскрытия и увеличения скорости выщелачивания используются добавки окислителей: азотной кислоты, кислорода воздуха при повышенном давлении, хлората натрия и др. Чаще всего используют самый дешевый окислитель-концентрат марганцевой руды (пиролюзит), содержащий 40–50% диоксида марганца.

Ниже приведена реакция серноокислотного выщелачивания уранинита.



Выщелачивание проводят на холоду или при подогреве до 40 - 50°C. Повышение температуры увеличивает расход кислоты. Процесс обычно ведут в непрерывном режиме в каскаде выщелачивателей с механическим или воздушным перемешиванием. К концу выщелачивания значение pH раствора поддерживают в интервале 1-2, что примерно соответствует концентрации свободной кислоты 3 - 7 г/л.

Для рядовых руд расход диоксида марганца составляет 5–20 кг/т. При постоянном составе руды пиролюзит может добавляться к руде перед измельчением. При изменяющемся составе руды для пиролюзита приходится создавать свою линию измельчения. Причем пиролюзит подается не в головной пачук, а в 3–4 пачук, когда из каскада удалятся окисляющиеся примеси (водород, сероводород). Остаточная кислотность определяется упорностью руд и составляет 5–70 г/л H₂SO₄. Практический расход серной кислоты составляет 20–200 кг/т руды.

Кроме урана, серная кислота вскрывает ряд примесей: оксиды, карбонаты кальция и магния; гематит (Fe₂O₃). Никель, медь, цинк, титан могут переходить в раствор в виде соответствующих сульфатов.

Серноокислотное выщелачивание характеризуется высокой степенью извлечения урана из руды (90–98%), но низкой степенью обогащения (содержание урана в солевой части раствора примерно в 20 раз больше содержания его в руде, составляя 3–5%). Выщелачивание производится при содержании твердой фазы в пульпе 35–60%, размер частиц руды 0,1–0,3 мм.

После выщелачивания и отмывки твердой фазы от урана сернокислые растворы могут иметь следующий состав (табл. 2.2).

Процесс кислотного выщелачивания проводится при различных температурных режимах:

- выщелачивание при комнатной температуре;
- при повышенной температуре (60–90°C при атмосферном давлении);

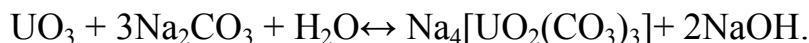
Длительность выщелачивания при повышенной температуре составляет 3–6 часа против 12–24 часов при низкотемпературном режиме.

Хотя при выщелачивании при комнатной температуре скорости процесса значительно ниже, но получаются более чистые растворы с меньшим содержанием примесей. Это особенно актуально в том случае, когда уран представлен легко вскрываемыми вторичными минералами.

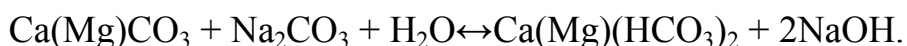
Таблица 2.2. Содержание компонентов в сернокислом растворе

Компонент	U	CaO+MgO	Fe ₂ O ₃	FeO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	V ₂ O ₅	P ₂ O ₅	TiO ₂	SO ₄ ²⁻	H ₂ SO ₄
Концентрация, г/л	0,5-1	2-4	2-5	2-4	1-6	1-2	0,1-5	0,2-1	0,1-0,4	20-40	5-15

Карбонатное выщелачивание урановых руд основано на образовании шестивалентным ураном растворимых комплексов натрия и аммония при взаимодействии с содовым раствором:



Карбонаты кальция и магния практически не затрагиваются, лишь ничтожная их часть переходит в раствор в виде бикарбонатов:



Концентрация бикарбонатов кальция и магния в растворе обычно составляет 0,05–0,06 г/л в пересчете на сумму оксидов.

Концентрация урана в солевой части раствора (без учета избыточной концентрации соды ~20–40 г/л) составляет 30–40%, что на порядок больше, чем при кислотном выщелачивании. Высокая селективность карбонатного выщелачивания является основным преимуществом его по сравнению с кислотным выщелачиванием.

Другие преимущества карбонатного выщелачивания: возможность регенерации соды; малая скорость коррозии аппаратуры; можно применять его к рудам с высоким содержанием карбонатов, обработка которых кислотами не выгодна.

Следует отметить и недостатки карбонатного выщелачивания по сравнению с кислотным:

- необходимость более тонкого измельчения, так как оболочка минералов пустой породы содовыми растворами не вскрывается и поэтому нужно

обеспечить обнажение зерна уранового минерала хотя бы в одной плоскости, в связи с чем измельчение ведут до 0,07–0,13 мм в зависимости от вкрапленности;
- меньшая скорость выщелачивания, большая продолжительность процесса.

В качестве окислителя большей частью используют воздух или обогащенный кислородом воздух. Выщелачивание руд растворами соды проводят в аппаратах с механическим перемешиванием при атмосферном давлении при температурах 70 - 90°C или в автоклавах при 115 - 140°C (для руд, содержащих первичные минералы).

2.7.4. Разделение твердой и жидкой фаз

После выщелачивания необходимо отделить продукционный раствор от твердой фазы, а затем отмыть отбрасываемую твердую фазу от смачивающего ее продукционного раствора.

Процесс обезвоживания осуществляется путем последовательного проведения сгущения, фильтрации. В результате сгущения получается пульпа с влажностью 40–50%. При большом содержании твердой фазы применяется фильтрация, в результате которой можно получить продукт с влажностью 7–30%. Для сгущения используются сгустители, гидроциклоны, осадительные центрифуги. Для фильтрации, в зависимости от проницаемости осадка, - вакуум-фильтры и фильтр-прессы.

Полученный после сгущения и фильтрации осадок смочен товарным раствором урана. Чтобы уменьшить потери водо-растворенного урана нужно снизить концентрацию урана в растворе, смачивающем осадок. Это достигается путем неоднократного разбавления в фильтрационно-репульпационном цикле. Отмывку урановорудных пульп можно проводить в системе непрерывной противоточной декантации, состоящей из ряда последовательно соединенных классификаторов с организацией противоточного движения песков и промывной жидкости (рис. 2.9).

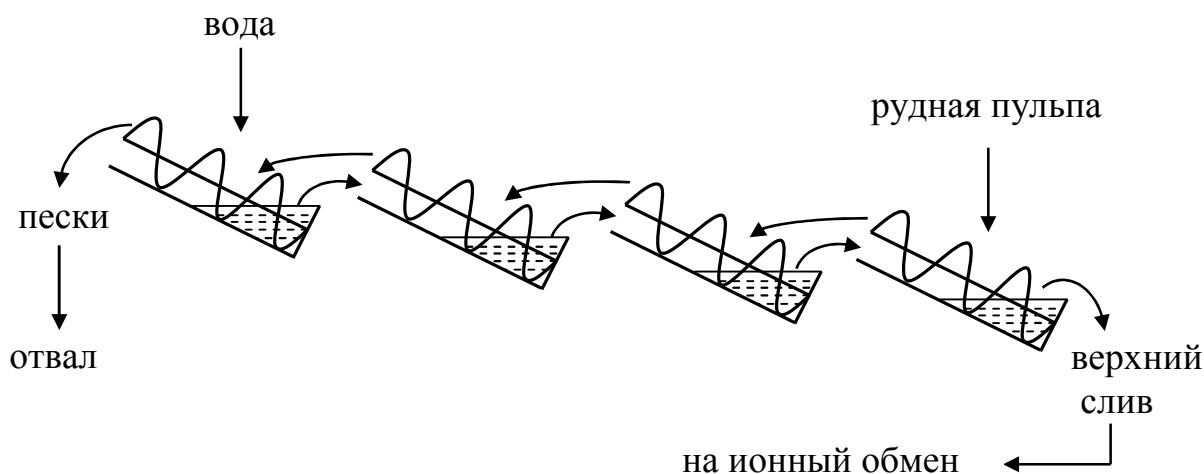


Рис.2.9. Схема противоточной отмывки песков.

2.7.5. Выделение урана из растворов

Для выделения урана из растворов можно использовать химическое осаждение, ионообменные процессы и экстракцию.

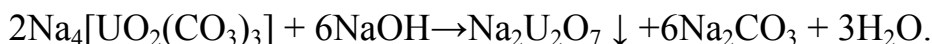
Химическое осаждение урана из растворов.

Этот метод может быть применен лишь к хорошо осветленным растворам. При выщелачивании получается два типа растворов: кислые и карбонатные с различным соотношением урана и примесей. При проведении осаждения стремятся к уменьшению потерь с маточными растворами, а также к освобождению от примесей.

Наиболее простой способ выделения урана из кислых растворов – щелочное осаждение. При действии NaOH на раствор урана осаждается полиуранат натрия:



Для выделения урана из карбонатных растворов используется аммиачное осаждение. Данный способ требует большого расхода кислоты на разрушение карбонатного комплекса. Применение едкого натра позволяет осадить уран из карбонатного раствора без предварительного разрушения карбонатного комплекса и избытка соды. В сильно щелочной среде при $\text{pH} > 12$ едкий натр разрушает комплекс и осаждает уран:



Процесс осаждения осуществляется или периодически в одном агитаторе или чаще непрерывно – в каскаде агитаторов. При проведении процесса осаждения стремятся провести мероприятия, способствующие образованию хорошо отстаивающихся, легко фильтруемых крупнокристаллических осадков. Общая длительность осаждения составляет 1–6 часов.

В настоящее время химическое осаждение для выделения урана из растворов после выщелачивания практически не применяется. Причины: малая селективность, большой расход реагентов. Поэтому на данной стадии осадительный передел практически полностью вытеснен ионообменными и экстракционными процессами. Но осадительные процессы сохраняют свое значение для выделения урана из регенератов ионообменного процесса и из реэкстрактов.

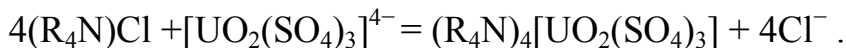
Выделение урана из растворов (пульп) с применением ионного обмена.

При выделении урана из растворов (пульп) наибольшее практическое значение имеют иониты на основе синтетических ионообменных смол.

Уран в сернокислых растворах в основном может находиться в виде катиона уранила UO_2^{+2} , недиссоциированной молекулы уранилсульфата и в виде сульфатных комплексных анионов $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$, соотношение между которыми зависит от pH среды. При $\text{pH} < 1$ уран почти полностью находится в виде

комплексного аниона $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$. Поэтому для извлечения урана из раствора в основном используются аниониты: полимеризационные смолы АМ, АМП, АН-2Ф, ЭДЭ-10П и другие.

В этом случае «сорбция» урана идет следующим образом:



Аниониты проявляют большую селективность по отношению к урану, чем катиониты. Это связано с двумя обстоятельствами. Во-первых, аниониты «сорбируют» уран в виде четырехзарядного анионного комплекса, в то время как заряд катиона уранила (+2). Во-вторых, большая часть примесей находится в катионной форме, не давая анионных комплексов и, следовательно, не участвуя в обмене.

После насыщения смолы производится ее регенерация (десорбция) путем вытеснения анионных комплексов ионами NO_3^- при повышении их концентрации. Десорбцию урана со смолы большей частью проводят 1М растворами нитрата аммония NH_4NO_3 , подкисленный 0,1 М HNO_3 . Получают растворы, содержащие 20 - 60 г/л урана.

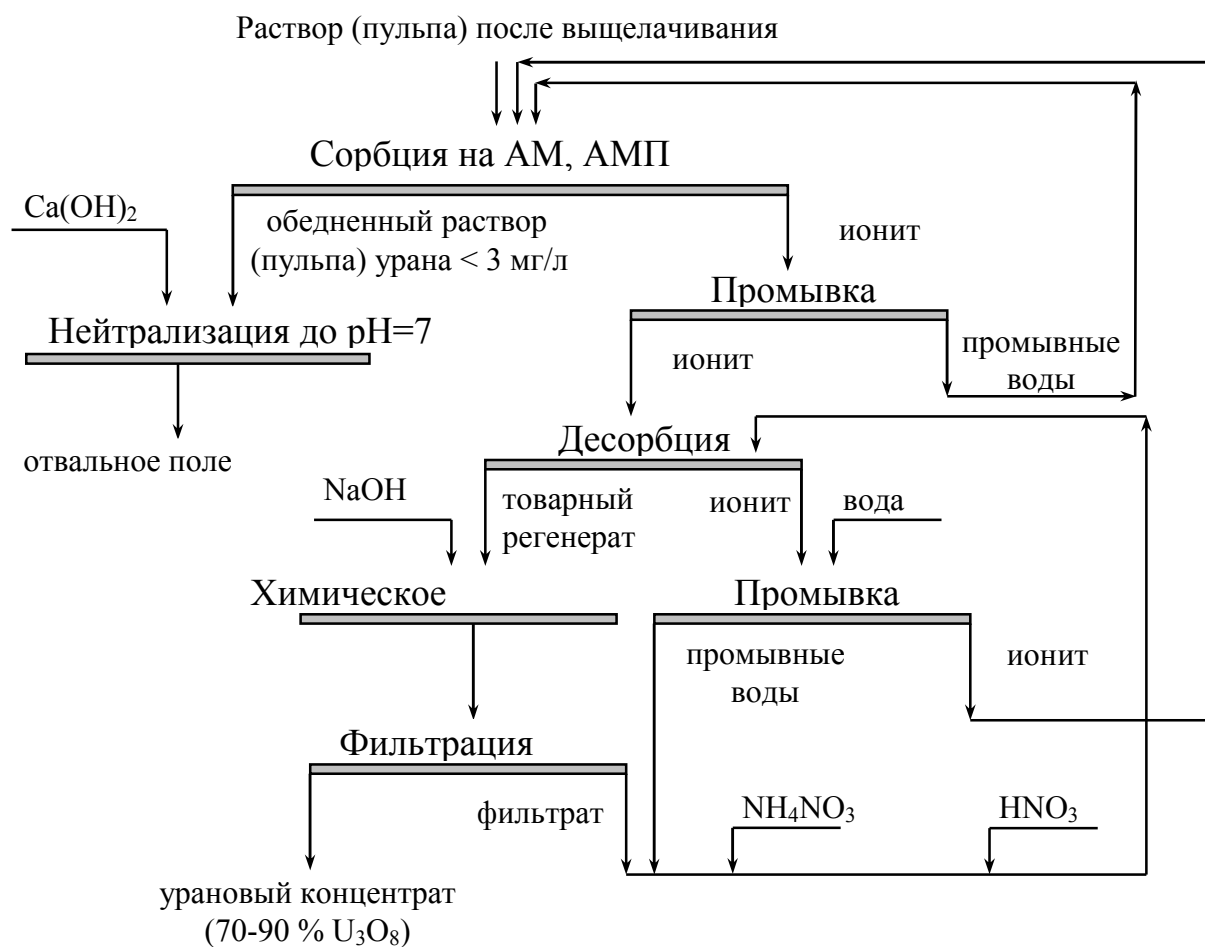
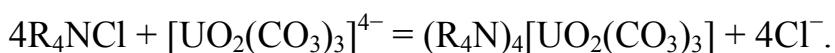


Рис. 2.10. Технологическая схема анионообменного извлечения урана из сернокислых растворов (пульп)

Из таких растворов путем щелочного осаждения можно получить концентрат урана с содержанием 70–90% U_3O_8 , фильтраты можно повторно использовать для приготовления десорбирующего раствора. Схема анионообменного извлечения урана из сернокислых растворов (пульп) приведена на рис. 2.10.

Ионообменную сорбцию на анионитах используют также для извлечения урана из карбонатных щелоков. После карбонатного выщелачивания уран находится в растворе в виде комплексного аниона $[UO_2(CO_3)_3]^{4-}$. Выбор анионитов ограничен в связи с тем, что среда – щелочная. В промышленности используются только сильноосновные аниониты, работающие при всех значениях pH.

Процесс извлечения урана идет следующим образом:



При остаточной карбонатности 20–40 г/л ёмкость по урану составляет 175–140 мг U_3O_8 /г, что несколько больше, чем для сильноосновных смол при извлечении урана из сернокислых растворов. Обедненный раствор после «сорбции» урана можно повторно использовать для карбонатного выщелачивания. Десорбция урана производится 2М раствором нитрата натрия $NaNO_3$, содержащим 5 г/л Na_2CO_3 .

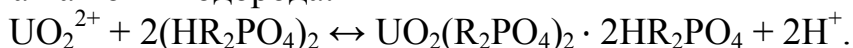
Концентрация урана в товарном регенерате составляет ~25 г/л, что примерно в 50 раз больше, чем в исходном растворе. Из товарного регенерата путем химического осаждения можно получить концентрат, содержащий более 90% U_3O_8 .

С целью исключения операций отстаивания и фильтрации пульп ионообменную сорбцию осуществляют непосредственно из пульп в каскаде аппаратов с пневматическим перемешиванием и эрлифтной транспортировкой смолы и пульпы. Сорбцию ведут из плотных пульп (Т:Ж = 1:1). Используют механически прочные пористые смолы с зернами размерами 0,5 - 1,5 мм, которые должны превосходить крупность частиц рудной пульпы.

Извлечение урана из растворов экстракцией органическими растворителями.

Для осветленных растворов (после сгущения и фильтрации) вместо ионообменной сорбции для извлечения и концентрирования урана можно использовать жидкостную экстракцию. Эффективными экстрагентами для извлечения урана из сернокислых растворов являются ди-(2этилгексил)-фосфорная кислота (Д2ЭГФК) и соли аминов.

Для извлечения урана из сернокислых растворов используется 0,1М раствор ЭГФК в керосине. Экстракция Д2ЭГФК протекает по механизму катионного обмена на ионы водорода:



Предел насыщения этого раствора ураном 7–8 г/л. Растворы ЭГФК хорошо экстрагируют и UO_2^{2+} и U^{4+} .

Противоточная экстракция осуществляется в каскаде из четырех смесителей-отстойников при О:В=1:5 или 1:6. Содержание урана в экстракте составляет 5–6 г/л, в рафинате менее – 3 мг/л. Реэкстракция проводится 1М раствором соды Na_2CO_3 (при О:В=5–6) в противоточном каскаде из двух смесителей-отстойников. Получающиеся при этом гидроксиды, карбонаты и оксокарбонаты железа отделяются от уранового раствора путем фильтрации. Осадок возвращается на рудное выщелачивание, так как уран из него полностью не отмывается. Маточник фильтрации содержит 30–36 г/л урана. После разрушения карбонатного комплекса кислотой уран осаждается аммиаком. В концентрате (на сухую массу) содержится более 75% U_3O_8 .

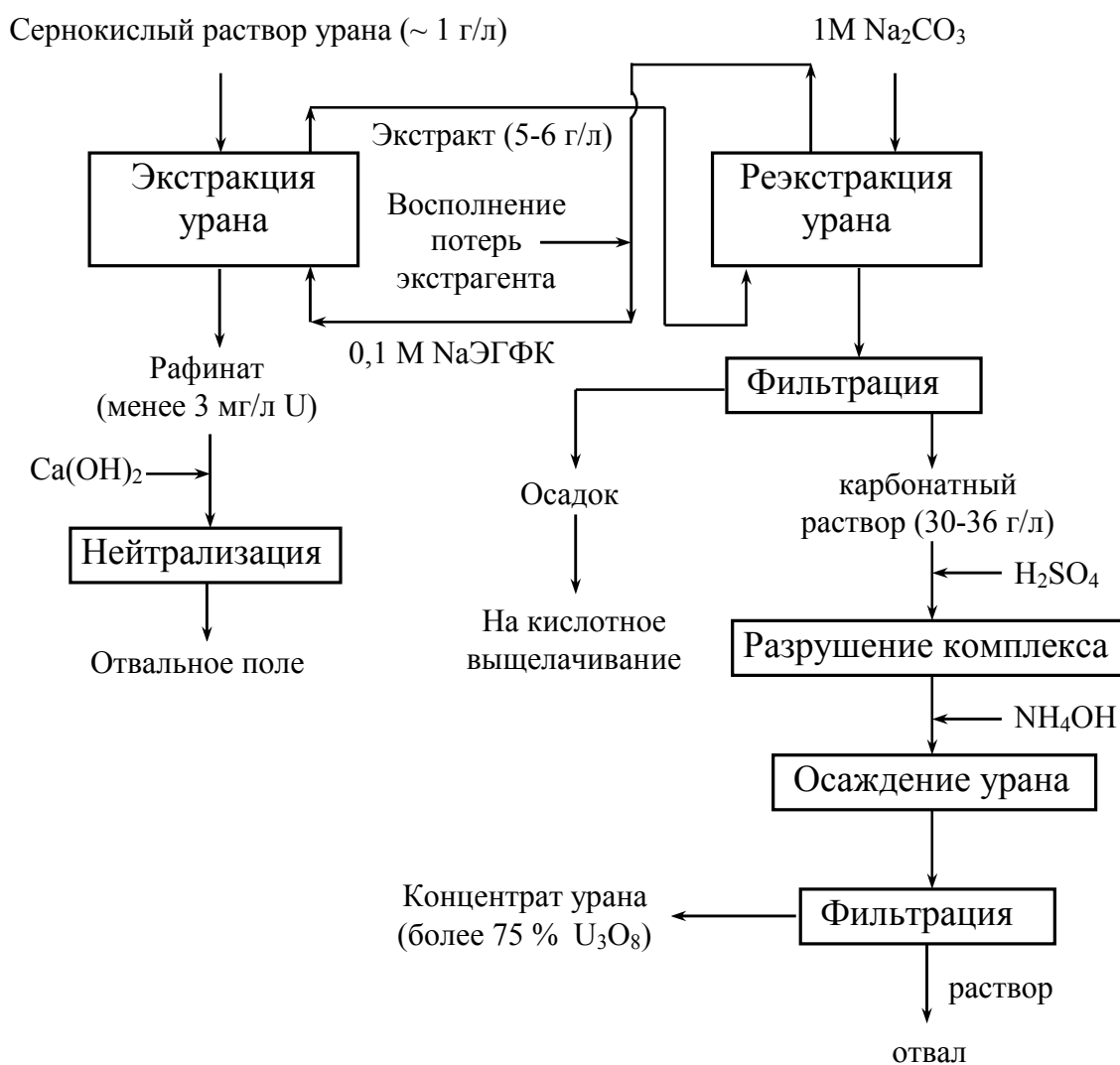


Рис. 2.11. Технологическая схема экстракции урана растворами ЭГФК.

Экстракция урана из сернокислых растворов солью амина может протекать в зависимости от кислотности и концентрации ионов SO_4^{2-} по механизму присоединения или ионного обмена.

Для извлечения урана преимущественно используются третичные амины. В промышленности используются: три-н-октиламин $(\text{C}_8\text{H}_{17})_3\text{N}$ (ТОА), дилауриламмин $(\text{C}_{12}\text{H}_{25})_2\text{HN}$ (ДЛА) и другие.

Алкиламины разбавляются высоко кипящей фракцией ароматических углеводородов (например, Амско-95) до концентрации 0,1М. Оптимальное значение рН при экстракции составляет 1–2.

Преимущества аминов перед Д2ЭГФК состоят в большей избирательности в отношении урана. Главный недостаток солей аминов - неприменимость их для экстракции плохо осветленных растворов вследствие адсорбции ионов на твердых частицах. Экстракцию проводят в каскаде смесителей-отстойников или пульсационных колоннах.

Реэкстракция легко осуществляется растворами нитратов, хлоридов или соды. После реэкстракции урановый раствор (20–40 г/л U) направляется на аммиачное осаждение. Процесс осаждения ведется при температуре 60-80°С в чанах или колоннах в несколько ступеней.

Для отделения твердой фазы от жидкой эффективно используются центрифуги непрерывного действия. Получаемый влажный осадок концентратов подвергается сушке. Для сушки применяют сушилки различных конструкций: полочные, шнековые, барабанные и др. Сушка позволяет снизить влажность до 2-5 %.

После сушки осадок диураната аммония прокачивают во вращающихся барабанных печах при температуре 700 – 900 °С до закиси-окиси урана, являющейся конечным продуктом (химическим концентратом) уранорудных заводов.

Химический концентрат после контрольного анализа упаковывают в герметичную металлическую тару и отгружают на урановый металлургический завод для аффинажа и последующего получения чистых соединений урана и металлического урана.

Список рекомендуемой литературы:

1. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. / В.М.Авдохин. – М.: Изд - во Моск.гос.горн. ун-та, 2006. – Т. 1: Обогащительные процессы. – 417 с.
2. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т./ В.М.Авдохин. – М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2006. – Т. 2: Технология обогащения полезных ископаемых. – 310 с.
3. Никитин, М.В. Специальные и комбинированные методы обогащения: конспект лекций для студентов спец. 090300 / М.В. Никитин; Санкт-Петербург. горн. ин-т.- СПб, 2001. – 68 с.
4. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения: учеб. пособие /О.Н. Тихонов, Е.Е. Андреев, В.Б. Кусков, М.В. Никитин; Санкт-Петербург. гос. горн. ин-т.- СПб, 2004. – 103 с.
5. Кравец, Б.Н. Специальные и комбинированные методы обогащения /Б.Н.Кравец. - М.: Недра, 1986. – 304 с.
6. Самилін, В.Н. Спеціальні методи збагачення корисних копалин /В.Н.Самилін, В.С.Білецький . – Донецьк: Схід. видав. дім, 2003. – 116 с.
7. Справочник по обогащению руд: спец. и вспомогат. процессы. - М. : Недра, 1983. – 383 с.
8. Кусков, В.Б. Обогащение и переработка полезных ископаемых: учеб. пособие / В.Б. Кусков, М.В. Никитин; Санкт-Петербург. горн. ин-т. - СПб, 2002. – 84 с.
9. Полькин, С. И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов: учеб. для вузов /С.И.Полькин. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 482 с.
10. Брагина, В. И. Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых: учеб. пособие / В. И. Брагина. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 228 с.
11. Абдурахманов, Э.А. Технология обогащения нерудных полезных ископаемых / Э.А.Абдурахманов, Н.А.Донияров. - Навои, 2008. –144 с.
12. Кобзев, А.С. Предварительное обогащение золотосодержащих руд: месторождения Сухой Лог полихромным фотометрическим методом сепарации. автореф. дис. ... канд. техн. наук / А.С.Кобзев. - М., 2008. - 18 с.
13. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации (PPC) / Ю.О.Федоров, О.В.Коренев, В.А.Короткевич и др. // <http://www.rados.ru/info-article.html?st=1>
14. Небера, В. П. Флокуляция минеральных суспензий / В.Н.Небера. - М.: Недра, 1983. –288 с.
15. Белецкий, В. С. Теория и практика селективной масляной агрегации угля /В.С.Белецкий, П.В.Сергеев, Ю.Л.Папушин. - Донецк, 1996. – 264 с.
16. Масляная грануляция угольных шламов Кузбасса / М.С.Клейн, А.А.Байченко, Е.В.Почевалова // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2006. - № 6. – С. 59-62.
17. Дерябина, Н. А. Извлечение мелкого золота с применением адгезионно-масляной сепарации: автор. дис. ... канд. техн. наук. -Чита, 2004. - 18 с.

18. Макшанин, А.В. Повышение эффективности извлечения золота из техногенного минерального сырья на основе агломерационной флокуляции: автореф. дис. ... канд. техн. наук. - Красноярск, 2012. - 18 с.
19. Келль, М. Н. Комбинированные процессы обогащения полезных ископаемых. - Л., Изд-во ЛГИ, 1988. – 67 с.
20. Аренс, В. Ж. Физико-химическая геотехнология: учеб. пособие.– М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2001.– 656 с.
21. Бочаров, В. А. Технология золотосодержащих руд / В. А. Бочаров, Д. В. Абрютин. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. – 420 с.
22. Технология урана: учеб. пособие /А. А. Маслов, Г.В. Каляцкая, Г.Н. Амелина и др. – Томск: Изд-во Томск. политехн. ун-та, 2007. – 97 с.
23. Тураев, Н.С. Химия и технология урана: учеб. пособие для вузов/Н.С. Тураев, И.И. Жерин. – М. ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005. – 407с.
24. Кошелев, Ф.П. Технологии ЯТЦ и экология: учеб. пособие / Ф.П.Кошелев, М.Е.Силаев, О.В.Селиваникова. – Томск: Изд-во ТПУ, 2008. – 208 с.

АВТОР УЧЕБНОГО ПОСОБИЯ:

САМОЙЛИК ВИТАЛИЙ ГРИГОРЬЕВИЧ



кандидат технических наук, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых» (ОПИ) ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет» (ДонНТУ).