

Министерство образования Российской Федерации
Санкт-Петербургский государственный горный институт им.Г.В.Плеханова
(технический университет)

В.Б.КУСКОВ, М.В.НИКИТИН

ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное пособие

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2002

УДК 622.7(075.80)

ББК 33.4

К94

Приведены сведения о технологических процессах обогащения полезных ископаемых и переработке продуктов обогащения. Первый раздел работы посвящен вопросам обогащения твердых полезных ископаемых. В нем рассмотрены теоретические основы подготовительных, основных, вспомогательных процессов обогащения, дано описание конструкции и принципа действия используемых аппаратов. Во втором разделе приводятся основные положения процессов переработки минерального сырья с получением различных металлов и химических продуктов. Приведены схемы плавильных агрегатов и различной гидрометаллургической аппаратуры.

Пособие предназначено для студентов экономических специальностей: 060500 «Бухгалтерский учет, анализ и аудит»; 060800 «Экономика и управление на предприятии (в горной промышленности и геологоразведке)» и 061100 «Менеджмент организации».

Научный редактор проф. *О.Н.Тихонов*

Рецензенты: ген. директор ОАО «Институт «Механобр» *В.А.Арсентьев*, нач. отд. САПР ЗАО «Механобр Инжиниринг» *В.Г.Логинов*.

Кусков В.Б.

К94. Обогащение и переработка полезных ископаемых: Учеб. пособие / *В.Б.Кусков, М.В.Никитин*; Санкт-Петербургский горный ин-т (технический университет). СПб, 2002. 84 с.

ISBN 5-94211-083-2

УДК 622.7(075.80)

ББК 33.4

ISBN 5-94211-083-2

© Санкт-Петербургский горный институт им. Г.В.Плеханова, 2002 г.

Введение

Полезными ископаемыми называют твердые, жидкие и газообразные вещества, добываемые из земных недр для использования человеком. Твердые полезные ископаемые, в свою очередь, подразделяются на горючие (торф, сланец, уголь) и негорючие, которые бывают: агрономические (апатитовые и фосфоритовые), неметаллические (кварцевые, баритовые и др.) и металлические (руды черных и цветных металлов). Эффективность использования того или иного полезного ископаемого зависит, прежде всего, от содержания в нем ценного компонента и наличия вредных примесей. Добываемые полезные ископаемые только в тех случаях подвергаются непосредственной переработке металлургическими, химическими и другими методами, когда качество их соответствует требованиям, предъявляемым к данному сырью. Такие полезные ископаемые в природе встречаются редко. Содержание полезных компонентов в добываемом сырье может составлять от долей процента (медь, никель, кобальт и др.) до нескольких процентов (свинец, цинк и др.) и нескольких десятков процентов (железо, марганец, ископаемый уголь и некоторые другие неметаллические полезные ископаемые). Непосредственная переработка таких полезных ископаемых технически и экономически невыгодна, поэтому в большинстве случаев полезные ископаемые подвергают специальной подготовке с целью их обогащения.

І. ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

І.1. ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов механической переработки минерального сырья с целью извлечения ценных компонентов и удаления пустой породы и вредных примесей, которые не представляют практической ценности в данных технико-экономических условиях. В результате обогащения из руды получают концентрат, качество которого выше, чем качество руды. Качество концентрата характеризуется содержанием ценного компонента (оно выше, чем в руде), содержанием полезных и вредных примесей, влажностью и гранулометрической характеристикой.

Полезными примесями называют отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Например, полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и др. *Вредными примесями* называют отдельные элементы и природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние на качество извлекаемых ценных компонентов. Например, в железных рудах вредными примесями являются сера, мышьяк, фосфор, в коксующихся углях – сера, фосфор, в энергетических углях – сера и т.д.

Предварительное обогащение полезных ископаемых позволяет:

- увеличить промышленные запасы сырья за счет использования месторождений бедных полезных ископаемых с низким содержанием ценных компонентов;
- повысить производительность труда на горных предприятиях и снизить стоимость добываемой руды за счет механизации горных работ и сплошной выемки полезного ископаемого вместо выборочной;
- повысить технико-экономические показатели металлургических и химических предприятий при переработке обогащенного сырья за счет снижения расхода топлива, электроэнергии,

флюсов, химических реактивов, улучшения качества готовых продуктов и снижения потерь полезных компонентов с отходами;

- комплексно использовать полезные ископаемые, так как предварительное обогащение позволяет извлечь не только основные полезные компоненты, но и сопутствующие, содержащиеся в малых количествах;

- снизить расходы на транспортирование к потребителям более богатых продуктов, а не всего объема добываемого полезного ископаемого;

- выделить из минерального сырья те вредные примеси, которые при дальнейшей его переработке могут загрязнять окружающую среду и тем самым угрожать здоровью людей и ухудшать качество конечной продукции.

Обогащение, как и любой другой технологический процесс, характеризуется показателями. Основные технологические показатели обогащения следующие:

- масса продукта (производительность) – Q , C , T , выражается обычно в тоннах в час, тоннах в сутки и т.д.;

- содержание ценного компонента в продукте – α , β , ϑ – это отношение массы ценного компонента в продукте к массе продукта; содержание различных компонентов в полезном ископаемом и в полученных продуктах принято вычислять в процентах;

- выход продукта – $\gamma_{и}$, $\gamma_{к}$, $\gamma_{хв}$ – это отношение массы продукта к массе исходной руды; выход любого продукта обогащения выражают в процентах, реже в долях единицы;

- извлечение ценного компонента – $\varepsilon_{и}$, $\varepsilon_{к}$, $\varepsilon_{хв}$ – это отношение массы ценного компонента в продукте к массе этого же компонента в исходной руде; извлечение выражается в процентах, реже в долях единицы.

Рассмотрим вариант, когда в результате обогащения получают *только два продукта*. В этом случае выход концентрата

$$\gamma_{к} = (C/Q)100.$$

Этой формулой можно пользоваться, если известна масса продуктов. Однако часто она неизвестна. А вот содержание полезного компонента в продуктах известно практически всегда.

Выход концентрата и хвостов через содержания определяется следующими формулами:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} 100; \gamma_{xb} = \frac{\beta - \vartheta}{\alpha - \vartheta} 100; \gamma_k + \gamma_{xb} = 100.$$

Извлечение полезного компонента в концентрат

$$\varepsilon_k = \frac{C\beta}{Q\alpha} 100, \text{ или } \varepsilon_k = \frac{\gamma_k\beta}{\alpha}, \varepsilon_{xb} = \frac{\gamma_{xb}\vartheta}{\alpha}; \varepsilon_k + \varepsilon_{xb} = 100.$$

Полезные ископаемые на обогатительных фабриках проходят целый ряд последовательных операций, в результате полезные компоненты отделяются от примесей. Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, вспомогательные и основные.

К *подготовительным* относят процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации. Их задача – разъединить полезный минерал и пустую породу и создать нужную granulометрическую характеристику перерабатываемого сырья.

К *основным* относят следующие процессы:

- гравитационные, основанные на различиях в плотности разделяемых минералов;
- флотационные (различия в поверхностных свойствах разделяемых минералов);
- магнитные (различия в магнитной восприимчивости разделяемых минералов);
- электрические (различия в электрических свойствах разделяемых минералов);
- специальные (различия в цвете, блеске, форме, естественной или наведенной радиации разделяемых минералов);
- комбинированные, в схему которых помимо традиционных процессов обогащения (не затрагивающих химического состава сырья) включены пиро- или гидрометаллургические операции, изменяющие химический состав сырья.

Задача основных процессов обогащения – разделить полезный минерал и пустую породу.

К *вспомогательным* относят обезвоживание, пылеулавливание, очистку сточных вод, опробование, контроль и автоматизацию. Задача этих процессов – обеспечить оптимальное протекание основных процессов.

Совокупность последовательных технологических операций обработки, которым подвергают полезные ископаемые на обогатительных фабриках, называется *схемой обогащения*. В зависимости от характера сведений, которые содержатся в схеме обогащения, ее называют технологической, качественной, количественной, качественно-количественной, водно-шламовой и схемой цепи аппаратов.

1.2. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ

При обогащении твердых полезных ископаемых приходится иметь дело с зернистым материалом, состоящим из массы зерен различной крупности. На практике за размер зерна принимают размер квадратного отверстия, через которое это зерно проваливается. Материал, прошедший через отверстие l_1 и оставшийся на отверстии l_2 , причем $l_2 < l_1$, называется *классом крупности*. Крупность класса обозначают следующим способом: $-l_1+l_2$ (минус l_1 плюс l_2). Например, класс $-25+10$ мм. Характеристика массы зерен различного размера по крупности называется *гранулометрической характеристикой*. Гранулометрический состав материала в зависимости от крупности определяют одним из следующих способов: ситовой анализ – $d > 50$ мкм, седиментационный анализ – $d \approx 50 \div 5$ мкм; анализ под микроскопом – $d < 5$ мкм. Наиболее часто для контроля процессов грохочения, дробления и измельчения на обогатительных фабриках используют ситовый анализ, т.е. рассев сыпучего материала на стандартных ситах с отверстиями различных размеров. Для ситового анализа применяют два набора стандартных сит:

1) набор, в котором за основу принято сито 200 меш (меш – количество отверстий на одном линейном дюйме), отверстие в этом сите 0,074 мм; каждое последующее сито больше пре-

дыдущего в $\sqrt{2}$ раз, т.е. модуль шкалы этого набора $\sqrt{2}$ (шкала Тейлора);

2) набор, в котором за основу принято сито с отверстием 0,012 мм; каждое последующее сито больше предыдущего в $\sqrt[40]{10}$ (метрическая шкала).

Пробы рассеивают сухим или мокрым способом в зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа. Если не требуется особой точности и материал не слипается, то применяют сухой способ рассева. Массу пробы для ситового анализа принимают в зависимости от крупности наибольшего куска в пробе:

Размер куска, мм	0,1	0,3	0,5	1	3	5	10
Масса пробы, г	25	50	100	200	300	2250	18000

Сита устанавливают сверху вниз от отверстий крупных размеров к мелким. Пробу помещают на верхнее сито и весь набор сит встряхивают на механическом встряхивателе в течение 10-30 мин. Время отсева определяется крупностью материала: при $d < 5$ и $d > 5$ мм время отсева соответственно 30 и 10 мин. Остаток на каждом сите взвешивают. Выход классов получают делением массы каждого класса на массу исходной пробы.

Результаты ситового анализа записывают в таблицу. Вычисляют суммарные выходы, представляющие собой сумму выходов всех классов крупнее (суммарный выход по плюсу) и мельче (суммарный выход по минусу) отверстий данного сита.

Характеристикой крупности называют графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала. Характеристики крупности строят в прямоугольной системе координат. Суммарную характеристику крупности $Y = f(x)$ строят по точкам, положение которых находят по абсциссам x – диаметрам кусков и ординатам Y – суммарным выходам классов мельче или крупнее x .

Если по оси ординат отложены выходы материала, крупнее заданного диаметра, то характеристика построена «по плюс x », если мельче данного диаметра, то «по минус x ». Обе характеристи-

ки зеркально отражают друг друга и, будучи построены на одном графике, пересекаются в точке, соответствующей выходу материала, равному 50 %.

Найденная гранулометрическая характеристика позволяет:

1. По виду кривой судить о преобладании крупных или мелких зерен. Суммарные характеристики «по плюс x » бывают выпуклыми, вогнутыми и прямолинейными. Выпуклая кривая получается при преобладании в материале крупных зерен, вогнутая – при преобладании мелких зерен. Прямолинейная кривая свидетельствует о равномерном распределении в материале зерен по крупности, т.е. на любом участке характеристики на единицу изменения диаметра приходится одинаковое изменение суммарного выхода материала.

2. По кривой суммарной характеристики можно определить выход любого класса крупности.

3. На основании гранулометрической характеристики можно вывести аналитические зависимости для определения удельной поверхности материала.

1.3. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Задача этих процессов – разъединить полезный минерал и пустую породу и создать нужную гранулометрическую характеристику обогащаемой руды.

1.3.1. ГРОХОЧЕНИЕ

Грохочение – процесс разделения зернистых материалов по крупности на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями.

Зерна (куски) материала, размер которых больше размера отверстий сита, остаются при просеивании на сите, а зерна меньших размеров проваливаются через отверстия.

Материал, поступающий на грохочение, называется *исходным*, остающийся на сите – *надрешетным* (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита – *подрешетным* (нижним) продуктом.

Процесс грохочения характеризуется *эффективностью* – выраженным в процентах или в долях единицы отношением массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале. Эффективность грохочения можно также определить как извлечение нижнего класса в подрешетный продукт. Пусть отгрохачивается Q тонн руды, содержащей α процентов мелочи (зерен мельче, чем отверстие грохота), при этом получается C тонн подрешетного продукта, содержащего β процентов мелочи, и T тонн надрешетного продукта, содержащего ϑ процентов мелочи. Тогда по определению

$$E = \frac{C \cdot 100}{Q\alpha} 100, \text{ или } E = \frac{\alpha - \nu}{(100 - \nu)\alpha} 10^4.$$

Эффективность грохочения определяется следующими факторами: гранулометрическим составом исходного материала, его влажностью, углом наклона грохота, амплитудой и частотой колебания грохота. По крупности выделяют три вида зерен: 1) легкие, размер которых меньше, чем отверстие грохота ($d < 0,75l$), такие зерна легко отгрохачиваются и не снижают эффективность; 2) трудные, размер которых близок отверстию грохота ($d \cong l$), такие зерна могут застревать в отверстиях, резко снижая эффективность; 3) затрудняющие, размер которых чуть больше отверстия грохота ($d = 1 \div 1,5l$), такие зерна скапливаются на поверхности решета грохота, снижая эффективность грохочения. Таким образом, чем больше в материале трудных и затрудняющих зерен, тем ниже эффективность грохочения.

Рабочими поверхностями грохотов могут быть колосниковые решетки, набранные из параллельных брусьев (круглые, квадратные, ромбические, в виде рельсов и т.д.), стальные решета со штампованными или сверленными отверстиями, плетеные сетки из стальной или латунной проволоки, резиновые маты со штам-

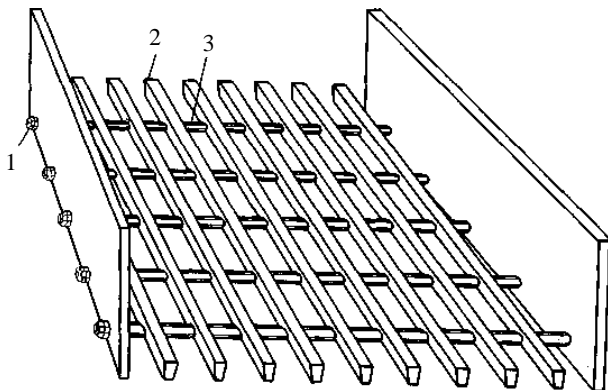


Рис.1.1. Грохот колосниковый неподвижный

1 – стяжной болт; 2 – колосник; 3 – распорная трубка

пованными отверстиями, сита из синтетических материалов (полиуретан, капролак и др.).

Основными типами промышленных грохотов являются: колосниковые, валковые, дуговые, барабанные, вибрационные.

Колосниковые грохоты, устанавливаемые под углом к горизонту, представляют собой решетки, собранные из колосников. Материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием силы тяжести. При этом мелочь проваливается через щели решетки, а крупный класс сходит в нижнем конце (рис.1.1). Эти грохоты применяют, в основном, для крупного грохочения руд. Размер щели между колосниками – не меньше 50 мм, в редких случаях 25-30 мм. Угол наклона решетки зависит от физических свойств грохотимого материала. По практическим данным, угол наклона составляет для руд 40-45°, для углей 30-35°. При переработке влажных материалов угол наклона грохота увеличивают на 5-10°. Эффективность грохочения колосниковых грохотов невысокая, она составляет около 70 %.

Валковый грохот (рис.1.2) представляет собой наклонную площадку, набранную из горизонтальных параллельных осей, которые свободно вращаются в подшипниках. На каждую ось надет ряд металлических дисков (валков), которые располагаются в

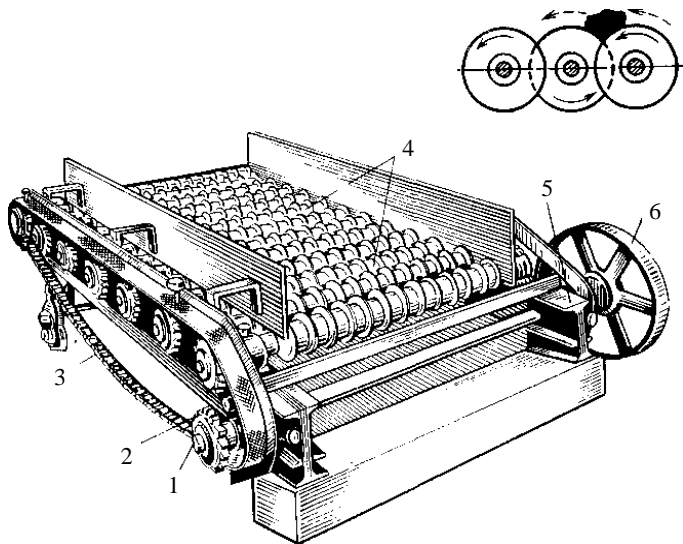


Рис.1.2. Грохот валковый

1 – главный вал; 2 – звездочка; 3 – цепная передача;
4 – валки; 5 – рама; 6 – привод

шахматном порядке. На верхний край грохота подается исходный материал и под действием силы тяжести скатывается по каткам вниз, при этом мелкий материал проваливается сквозь промежутки между валками. Такие грохоты применяют для грохочения сравнительно легких и хрупких материалов, например для крупного грохочения углей. Эффективность их грохочения несколько выше, чем у колосниковых, и составляет около 75 %.

Дуговые грохоты широко используют для мокрого грохочения тонких продуктов. Рабочая поверхность – изогнутая в виде дуги плоскость, которая набрана из поперечной колосниковой решетки. На верхний край дуги подается исходный материал в виде пульпы. Мелкие зерна вместе с водой разгружаются через сито в разгрузочную коробку, а крупные – в конце дугового сита. Поскольку пульпа движется по дуге, возникающая центробежная сила повышает эффективность грохочения, она может достигать 90 %. Дуговые грохоты применяют при ширине щелей от 0,25 до 3 мм.

Барабанные грохоты в зависимости от формы барабана могут быть цилиндрическими или коническими. Боковая поверхность барабана, образованная перфорированными стальными листами или сеткой, служит просеивающей поверхностью грохота. Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом 4-7°, а ось конического барабана горизонтальна. Исходный материал загружают внутрь барабана на верхнем конце, и вследствие вращения и наклона он продвигается вдоль оси барабана. Мелкий материал проваливается через отверстия, крупный – удаляется из барабана на нижнем конце (рис.1.3). Диаметр барабана колеблется от 500 до 3000 мм; длина – от 2000 до 9000 мм.

Вибрационные грохоты являются самыми распространенными в горно-добывающей промышленности. Главной их особенностью является наличие вибрационного устройства, которое сообщает грохоту гармонические колебания (вибрации), необхо-

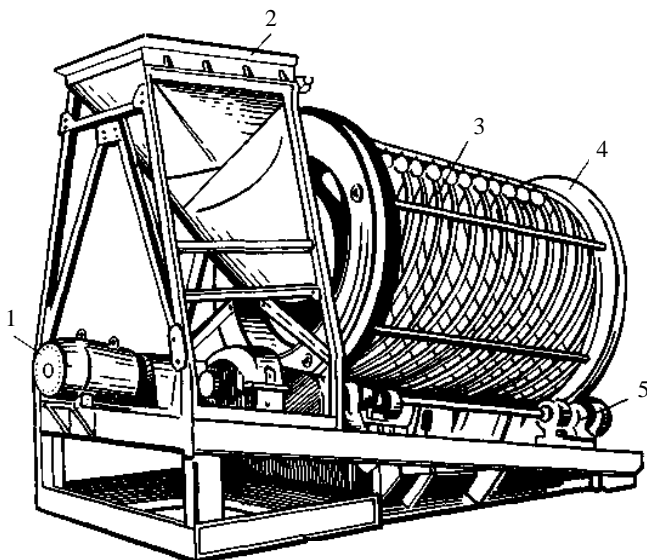


Рис.1.3. Грохот барабанный со спиральными колосниками

- 1 – электродвигатель; 2 – питающая воронка; 3 – колосники;
4 – опорный бандаж; 5 – приводной ролик

полнении. Предпочтение отдается опорным грохотам как более надежным в работе. Вибрационные грохоты характеризуются высокой производительностью и значительной эффективностью (75-85 %) грохочения, поэтому являются самыми распространенными.

1.3.2. КЛАССИФИКАЦИЯ

Классификация – это процесс разделения материала по крупности в жидкости (или газе), основанный на различии скоростей падения в полях гравитационной силы (гравитационная классификация) или центробежной силы (центробежная классификация) зерен различной крупности. В соответствии с используемой средой (вода или воздух) классификация может быть гидравлической или пневматической, наибольшее распространение получила гидравлическая классификация.

Скорость осаждения зерна в жидкости определяется плотностью, размером и формой зерна, а также плотностью и вязкостью жидкости. Например, скорость осаждения зерна в воде можно определить по следующим формулам: мелкого зерна ($d < 0,01$ см)

$$v = 5425d^2(\delta - 1);$$

зерна среднего размера ($d = 0,01 \div 0,27$ см)

$$v = 120d(\delta - 1)^{2/3};$$

крупного зерна ($d > 0,27$ см)

$$v = 55 \sqrt{d(\delta - 1)}.$$

В этих формулах: v – скорость осаждения зерна, см/с; d – размер зерна, см; δ – плотность зерна, г/см³.

Обычно при обогащении полезных ископаемых классификации подвергается продукт, содержащий частицы меньше 6 мм для руд и 13 мм для углей. Гидравлическую классификацию применяют для разделения по граничной крупности 40 мкм и более.

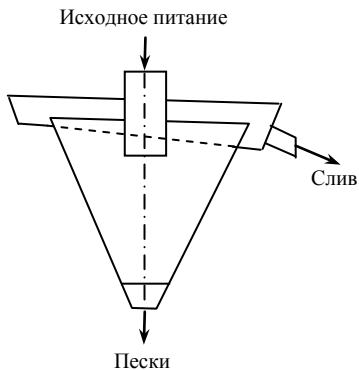


Рис.1.5. Принцип действия классифицирующего конуса

Основными классифицирующими аппаратами являются конусные классификаторы, спиральные классификаторы и гидрциклоны.

Простейшими гидравлическими классификаторами являются автоматические конусы (рис.1.5). На обогатительных фабриках их используют в отдельных случаях во вспомогательных операциях – для отделения песков от шламов при низкой эффективности классификации или обезвоживании обесшламленного мелкозернистого материала, а также как буферные емкости. Разгрузка слива происходит самотеком через сливной порог, а песков – непрерывно через песковые насадки или с применением разного рода затворов периодического действия.

У спирального классификатора (рис.1.6) исходный материал подается в нижнюю треть ванны. Мелкие частицы, у которых скорость падения низкая, удаляются со сливом через порог. Крупные частицы, чья скорость падения выше, оседают на дно и спиралью транспортируются в верхнюю часть ванны, где разгру-

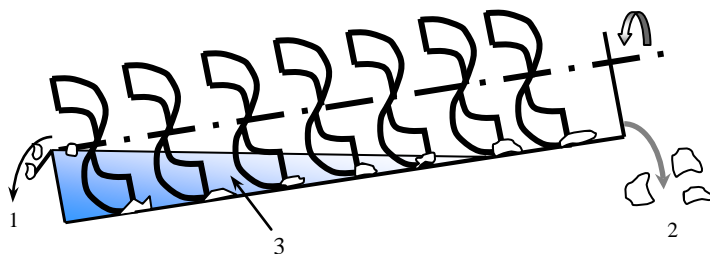


Рис.1.6. Спиральный классификатор

1 – слив; 2 – пески; 3 – исходное питание

жаются через специальное отверстие. На дне аппарата образуется постель из осевших частиц, которая предохраняет ванну от износа. Спиральные классификаторы бывают одно- и двухспиральные.

Гидроциклоны (рис.1.7) – аппараты для классификации тонкоизмельченных материалов по гидравлической крупности в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы. Их применяют также для обогащения мелко- и среднезернистых руд в тяжелых суспензиях. Исходная пульпа подается в гидроциклон под давлением через питающую насадку, установленную тангенциально непосредственно под крышкой аппарата. Пески разгружаются через песковую насадку, а слив – через сливной патрубок, расположенный в центре крышки и соединенный со сливной трубой непосредственно или через сливную коробку. Движущихся деталей в гидроциклоне нет. Главной действующей в гидроциклоне силой является центробежная сила инерции, возникающая при вращении пульпы благодаря тангенциальной подаче питания. Под действием центробежной силы более крупные и более тяжелые частицы твердого отбрасываются к стенке корпуса гидроциклона, опускаются под действием силы тяжести вниз и разгружаются через песковую насадку. Более тонкие и легкие частицы вытесняются к центру гидроциклона и выносятся в слив.

Гидроциклоны применяют в настоящее время в качестве классифицирующих аппаратов на подавляющем большинстве обогатительных фабрик.

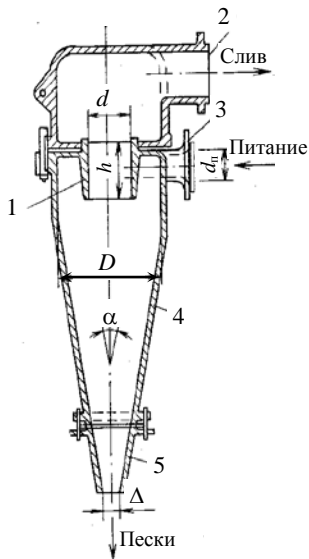


Рис.1.7. Гидроциклон

- 1 – сливной патрубок; 2 – сливная труба; 3 – питающая насадка; 4 – цилиндруконический сосуд; 5 – песковая насадка

1.3.3. ДРОБЛЕНИЕ

Дробление и измельчение – процессы уменьшения размеров кусков (зерен) полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил. Принципиально процессы дробления и измельчения не различаются между собой. Условно считают, что при дроблении получают продукты преимущественно крупнее 5 мм, а при измельчении – мельче 5 мм. Для дробления применяют дробилки, а для измельчения – мельницы.

Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Необходимая крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости каждого полезного ископаемого.

Способы дробления различаются видом воздействия разрушающей силы на куски дробимого материала. Известны четыре основных способа дробления: раздавливание, раскалывание, истирание и удар.

Процесс дробления характеризуют степенью дробления i , которая показывает, во сколько раз уменьшается размер куска при дроблении:

$$i = D/d,$$

где D и d – максимальный размер куска соответственно до и после дробления.

На обогатительных фабриках дробление и измельчение полезных ископаемых перед обогащением производят с высокой степенью сокращения крупности. Например, перед флотационным обогащением полезное ископаемое иногда измельчают до крупности менее 0,1 мм. Если при этом руда поступает из карьеров, то размер максимальных кусков в исходном материале может достигать до 1500 мм. Тогда степень измельчения $i = 1500/0,1 = 15000$.

Получение таких высоких степеней дробления в одной дробильной машине практически невозможно. Вследствие конструктивных особенностей машины для дробления и измельчения эффективно работают только при ограниченных степенях измель-

чения, поэтому рациональнее дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера в нескольких последовательно работающих дробильных и измельчающих машинах. В каждой из таких машин будет осуществлена лишь часть общего процесса дробления или измельчения, называемая *стадией* дробления или измельчения.

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта стадии дробления имеют особые названия: первая стадия – крупное дробление (до 300 мм); вторая стадия – среднее дробление (до 100 мм); третья стадия – мелкое дробление (до 10 мм).

Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется частной, а во всех стадиях – общей,

$$i_0 = i_1 i_2 \dots i_n.$$

Основными типами применяемых дробящих аппаратов являются щековые, конусные, валковые и молотковые (роторные) дробилки.

Щековые дробилки выпускают двух типов – с простым и сложным качанием щеки. В щековой дробилке с простым качанием щеки материал раздавливается между двумя щеками, из которых одна неподвижная, а другая подвижная – качающаяся. Подвижная щека шарнирно подвешена на неподвижной оси и попеременно то приближается к неподвижной щеке, то удаляется от нее. При сближении щек находящиеся между ними куски дробимого материала раздавливаются. Качательные движения щеки создаются вращающимся эксцентриковым валом через передаточный механизм. Исходный материал поступает в пространство между щеками сверху. Дробленый продукт разгружается снизу при отходе подвижной щеки (рис.1.8). В дробилках со сложным качанием

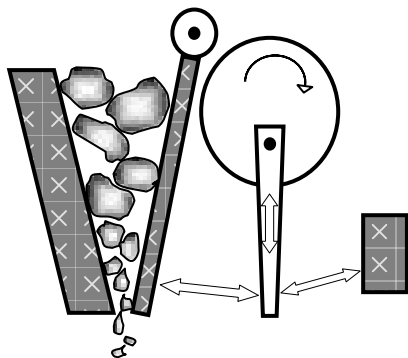


Рис. 1.8. Щековая дробилка с простым движением щеки

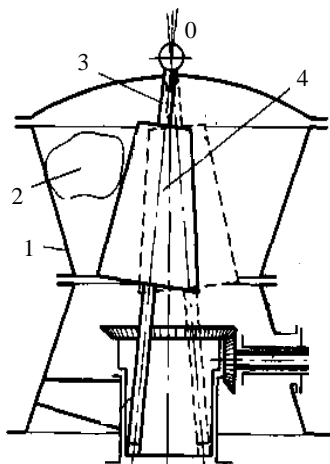


Рис. I.9. Конусная дробилка крупного дробления

щеки подвижная щека висит эксцентрично на вращающемся валу, вращение которого сообщает щеке колебательные движения, достаточные для дробления материала. Щековые дробилки находят применение на обогатительных фабриках, в основном, для крупного и среднего дробления.

По назначению различают конусные дробилки для крупного, среднего и мелкого дробления. В конусных дробилках материал 2 дробится в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической чашей 1 (рис.I.9) (верхней частью стани-

ны дробилки) и расположенным внутри этой чаши подвижным дробящим конусом 4, насаженным на вал 3. У дробилок для крупного дробления вал 3 подвешивается к верхней траверсе, а у дробилок для среднего и мелкого дробления – на сферический подпятник, на который опирается дробящий конус, жестко закрепленный на валу 3. Основное дробящее действие конусных дробилок – раздавливание, но имеет место и разлом кусков при изгибе, возникающем когда кусок зажат между вогнутой поверхностью чаши и выпуклой поверхностью дробящего конуса.

Валковые дробилки используют принцип раздавливания и раскалывания материала, находящегося в рабочем пространстве между движущимися гладкими, рифлеными или зубчатыми цилиндрическими поверхностями.

В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют валковые дробилки следующих типов: одновалковые – для дробления агломерата и угля; двухвалковые (рис.I.10, а) – для дробления горных пород и руд; двухвалковые с зубчатыми валками – для дробления угля и мягких пород; четы-

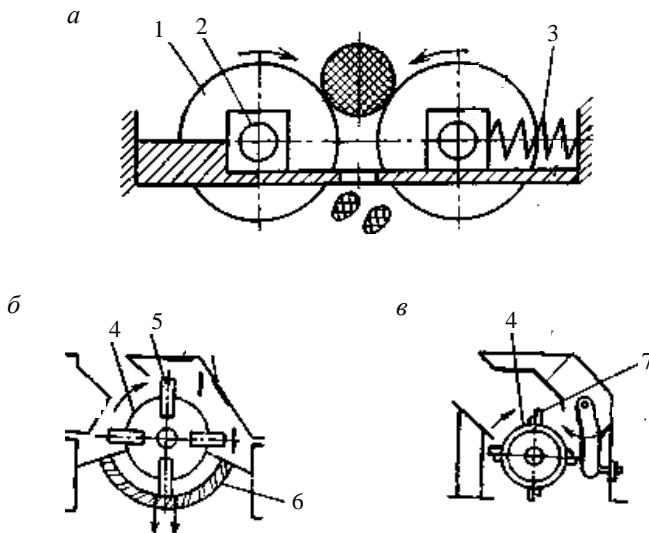


Рис.1.10. Дробилки: *а* – двухвалковая; *б* – молотковая; *в* – роторная
 1 – валок; 2 – ось; 3 – пружина; 4 – ротор; 5 – молоток; 6 – колосниковая
 решетка; 7 – **било**

рехвалковые с гладкими валками для дробления кокса и известняка (на аглофабриках). Наибольшее распространение получили двухвалковые дробилки. В зубчатых дробилках каждый валок состоит из вала и жестко засаженного на него многогранника, к которому болтами крепятся сменные зубчатые сегменты (бандаж) в виде отливок из марганцовистой стали.

Молотковые и роторные дробилки с вращающимся ударным ротором бывают в основном двух типов (**рис.1.10, б, в**): молотковые с шарнирно подвешенными молотками и роторные с жестко закрепленными лопатками (билами).

Молотковые и роторные дробилки применяют для крупного, среднего и мелкого дробления хрупких, мягких и средней твердости полезных ископаемых. Достоинства этих дробилок заключаются в простоте их конструкции, компактности, надежности и относительно высокой степени дробления (10-20 и более).

На обогатительных фабриках дробилки, как правило, работают в паре с грохотами. Если грохот ставится перед дробилкой, то такое грохочение называют предварительным. В этом случае из руды перед дробилкой отсеивают мелкий класс и снижают нагрузку на дробилку. Если грохот стоит после дробилки, то такое грохочение называется поверочным. При этом из дробленого продукта отсеивают готовый класс крупности, а крупную фракцию (надрешетный продукт) возвращают в дробилку. Иногда поверочное и предварительное грохочения совмещают на одном грохоте – смешанное грохочение.

1.3.4. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Измельчение полезных ископаемых производят в мельницах. Их подразделяют на механические (с мелющими телами) и аэродинамические (без мелющих тел). В качестве мелющих тел применяют металлические стержни и шары, рудную «галю» и крупные куски самой руды (самоизмельчение).

На обогатительных фабриках применяют, в основном, цилиндрические барабанные шаровые или стержневые мельницы и мельницы самоизмельчения.

Барабанная мельница (рис.1.11) представляет собой пустотелый барабан, закрытый торцовыми крышками и на 40-45 %

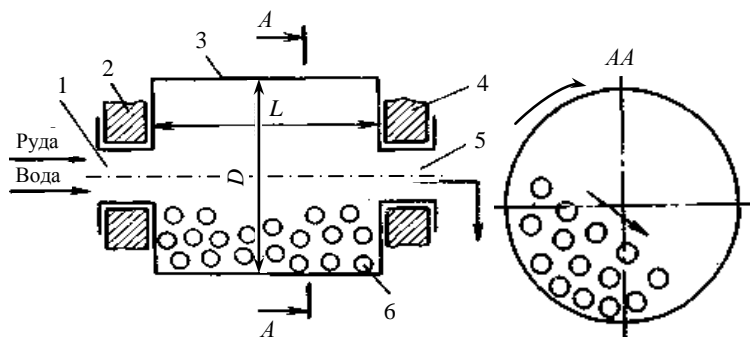


Рис.1.11. Шаровая мельница

1, 5 – загрузочная и разгрузочные цапфы; 2, 4 – подшипники;
3 – барабан; 6 – измельчающая среда

объема заполненный измельчающими телами. Загрузочная и разгрузочная полые цапфы барабана помещены в подшипники, которые опираются на железобетонные опоры. При вращении подаваемая в барабан руда вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем скатывается или падает вниз, подвергаясь измельчению за счет сил ударов и трения в слоях измельчающей среды. Различают каскадный, смешанный и водопадный режимы движения измельчающей среды. Какой будет режим – зависит от скорости вращения барабана. При малом числе оборотов барабана наблюдается каскадный режим, при увеличении скорости вращения наступает водопадный и, наконец, при еще большей скорости (критическая) измельчение прекращается. Объясняется это тем, что при скорости вращения барабана, равной или большей критической, мелющие тела (шары или стержни) центробежной силой прижимаются к внутренней поверхности барабана (центрифугируют). Критическая скорость вращения мельницы в оборотах в минуту

$$N_{кр} = 42,3/\sqrt{D},$$

где D – диаметр барабана, м.

Обычно на практике скорость вращения мельницы составляет около 80 % от критической.

Чаще всего стержневые мельницы применяют или при грубом измельчении мелковкрапленных руд для их последующего обогащения, или в первой стадии (в открытом или замкнутом цикле) при двух- и многостадийном измельчении для подготовки материала к последующему измельчению. Расход стали (шаров или стержней) при измельчении руд составляет около 1 кг/т руды.

Снизить расход стали позволяет самоизмельчение, которое бывает двух видов: рудное и рудно-галечное. В первом случае измельчающей средой являются куски самой неклассифицированной руды, во втором – руда узкого класса крупности или какой-либо другой твердый материал («гала»). Поскольку измельчающая способность кусков руды значительно ниже, чем стальных шаров (стержней), мельницы самоизмельчения имеют диаметр намного больше (до 11 м), чем шаровые (стержневые). При

этом, падая с большей высоты, руда лучше сама себя измельчает. Самоизмельчение осуществляется или в воде в мельницах «Каскад», или на воздухе в мельницах «Аэрофол». Самоизмельчение имеет определенные преимущества: при рудном самоизмельчении можно измельчить руду крупностью 350-0 мм; уменьшается переизмельчение руды, снижается расход стали и в некоторых случаях улучшаются технологические показатели последующего обогащения.

I.4. ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Задача основных процессов обогащения – разделить полезный минерал и пустую породу. В их основе лежат различия в физических и физико-химических свойствах разделяемых минералов.

I.4.1. ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Гравитационными методами обогащения называют такие, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером и формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в текучих средах под действием силы тяжести и сил сопротивления. Гравитационные методы занимают ведущее место среди других методов обогащения. Они могут быть собственно гравитационными (разделение в поле силы тяжести – обычно для относительно крупных частиц) и центробежными (разделение в центробежном поле – для мелких частиц). Если разделение происходит в воздушной среде, то процессы называют пневматическими; в остальных случаях – гидравлическими. Наибольшее распространение в обогащении получили собственно гравитационные процессы, осуществляемые в воде.

По типу используемых аппаратов гравитационные процессы можно разделить на отсадку, обогащение в тяжелых средах и обогащение на наклонной плоскости в потоке воды: концентрацию на столах, обогащение на шлюзах, в желобах, винтовых сепараторах. Применяют также относительно новые гравитацион-

ные процессы – обогащение в вибрационных концентраторах, противоточных сепараторах, обогатительных циклонах с водной средой и др.

Наиболее распространенным методом гравитационного обогащения является отсадка. *Отсадкой* называется процесс разделения минеральных частиц по плотности в водной или воздушной среде, пульсирующей относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении.

Этим методом можно обогащать материалы крупностью от 0,1 до 400 мм. Отсадка применяется при обогащении углей, сланцев, окисленных железных, марганцевых, хромитовых, касситеритовых, вольфрамитовых и других руд, а также золотосодержащих пород. В процессе отсадки (рис. I.12) материал, помещенный на решетке отсадочной машины, периодически разрыхляется и уплотняется. При этом зерна обогащаемого материала под влиянием сил, действующих в пульсирующем потоке, перераспределяются таким образом, что в нижней части постели сосредотачиваются частицы максимальной плотности, а в верхней – минимальной (размеры и форма частиц также оказывают влияние на процесс расслоения). Часто на решетку укладывают искусственную постель из материала, плотность которого больше плотности легкого минерала, но меньше плотности тяжелого. Крупность постели в 5-6 раз больше крупности максимального куса исходной руды. В настоящее время известно около 100 конструкций отсадочных машин. Наиболее распространена гидравлическая отсадка. А среди машин чаще всего применяют беспоршневые.

Обогащение полезных ископаемых **в тяжелых средах** основано на разделении минеральной смеси по плотности. Процесс происходит в соответствии с законом Архимеда в средах с плот-

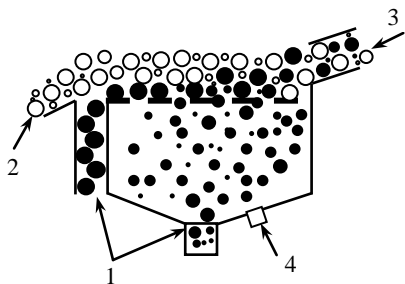


Рис. I.12. Принцип действия отсадки

1 и 2 – соответственно тяжелая и легкая фракции; 3 – исходное питание; 4 – подрешетчатая вода

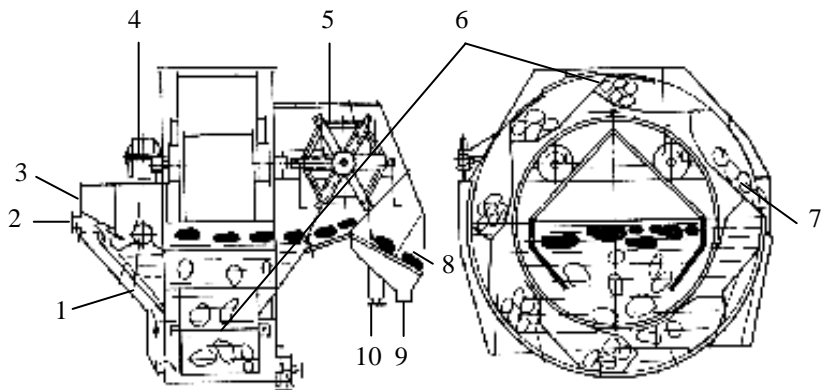


Рис. I.13. Тяжелосредный колесный сепаратор

1 – корпус с ванной; 2 – подача суспензии; 3 – исходный материал; 4 – привод элеваторного колеса; 5 – гребковое устройство; 6 – элеваторное колесо; 7 – легкий продукт; 8 – тяжелый продукт; 9,10 – сброс суспензии

ностью, промежуточной между плотностью удельно-легкого и удельно-тяжелого минерала. Удельно-легкие минералы всплывают, а удельно-тяжелые погружаются на дно аппарата. Обогащение в тяжелых средах широко применяют в качестве основного процесса для углей трудной и средней категорий обогатимости, а также сланцев, хромитовых, марганцевых, сульфидных руд цветных металлов и др. Эффективность разделения в тяжелых средах выше эффективности обогащения на отсадочных машинах (это самый эффективный гравитационный процесс).

В качестве промышленной тяжелой среды используют тяжелые суспензии, т.е. взвесь мелких удельно-тяжелых частиц (утяжелителя) в среде, которой обычно является вода. Гидравлические суспензии называют просто суспензиями. Наиболее часто утяжелителями являются магнетит, галенит и ферросилиций. Тяжелосредные гравитационные сепараторы можно разделить на три основных типа – конусные, колесные и барабанные. Колесные сепараторы (рис.I.13) применяют для обогащения материала крупностью 400-6 мм. Чаще всего используют СКВ – сепаратор колесный с вертикальным элеваторным колесом.

Технологические схемы обогащения в тяжелых суспензиях практически одинаковы для большинства работающих установок. Процесс состоит из следующих операций: подготовка тяжелой суспензии, подготовка руды к разделению, разделение руды в суспензии на фракции различной плотности, дренаж рабочей суспензии и отмывка продуктов разделения, регенерация утяжелителя.

Обогащение в потоках, текущих по наклонным поверхностям, производится на концентрационных столах, шлюзах, в желобах и винтовых сепараторах. Движение пульпы в этих аппаратах происходит по наклонной поверхности под действием силы тяжести при малой (по сравнению с шириной и длиной) толщине потока. Обычно она превышает размер максимального зерна в 2-6 раз.

Концентрация (обогащение) *на столах* – это процесс разделения по плотности в тонком слое воды, текущей по слабонаклонной плоскости (деке), совершающей асимметричные возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно направлению движения воды. Концентрацию на столе применяют при обогащении мелких классов – $3+0,01$ мм для руд и $-6(12)+0,5$ мм для углей. Данный процесс используется при обогащении руд олова, вольфрама, редких, благородных и черных металлов и др.; для обогащения мелких классов углей, в основном для их обессеривания. Концентрационный стол (рис. I.14) состоит из деки (плоскости) с узкими рейками (рифлями); опорного устройства; приводного механизма. Угол наклона деки $\alpha = 4 \div 10^\circ$. Для легких частиц преобладающими являются гидродинамическая и подъемная турбулентная силы, поэтому легкие частицы смывает в перпендикулярном к деке направлении. Частицы промежуточной плотности попадают между тяжелыми и легкими частицами.

Шлюз представляет собой наклонный желоб прямоугольного сечения с параллельными бортами, на дно которого укладывают улавливающие покрытия (жесткие трафареты или мягкие коврики), предназначенные для удержания осевших частиц тяжелых минералов. Шлюзы применяют для обогащения золота, пла-

тины, касситерита из россыпей и других материалов, обогащаемые компоненты которых значительно различаются по плотности. Шлюзы характеризуются высокой степенью концентрации. Материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафаретов не заполнятся преимущественно частицами плотных минералов. После этого загрузку материала прекращают и производят сполоск шлюза.

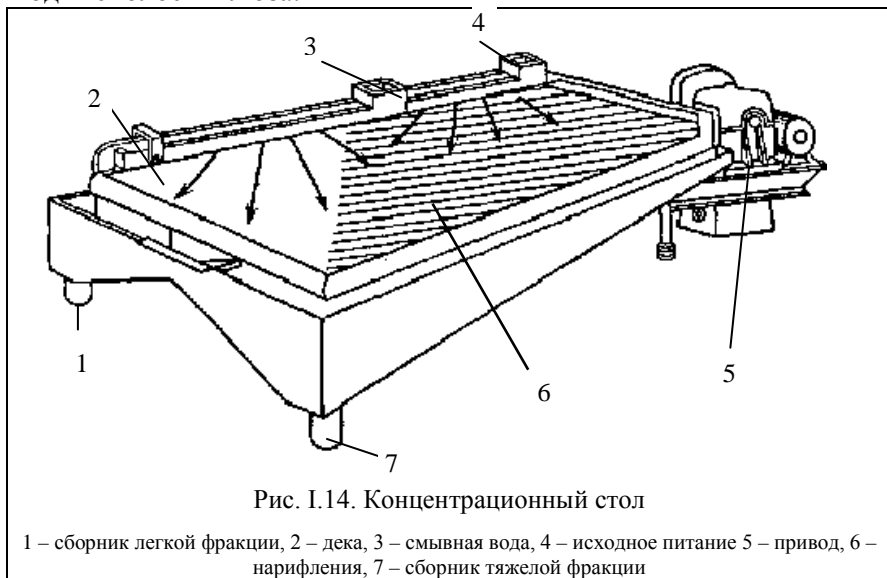


Рис. I.14. Концентрационный стол

1 – сборник легкой фракции, 2 – дека, 3 – смывная вода, 4 – исходное питание 5 – привод, 6 – нарифления, 7 – сборник тяжелой фракции

Струйный желоб имеет плоское днище и сходящиеся под некоторым углом борта. Пульпа загружается на широкий верхний конец желоба. У конца желоба в нижних слоях располагаются частицы большей плотности, а в верхних слоях – меньшей. В конце желоба специальными рассекателями разделяется на концентрат, промпродукт и хвосты. Суживающиеся желоба применяют при обогащении россыпных руд. Аппараты типа суживающихся желобов делят на две группы: 1) аппараты, состоящие из набора отдельных желобов в различных компоновочных вариантах; 2) конусные сепараторы, состоящие из одного или нескольких конусов, каждый из которых представляет собой как

бы набор радиально установленных суживающихся желобов с общим днищем.

У *винтовых сепараторов* неподвижный наклонный гладкий желоб выполнен в виде спирали с вертикальной осью (рис. I.15), их используют для разделения материала крупностью от 0,1 до 3 мм. При движении в закрученном потоке помимо обычных гравитационных и гидродинамических сил, действующих на зерна, развиваются центробежные силы. Тяжелые минералы концентрируются у внутреннего борта желоба, а легкие – у внешнего. Затем продукты разделения разгружают из сепаратора при помощи либо рассекателей, стоящих в конце желоба, либо отверстий, расположенных по ходу желоба.

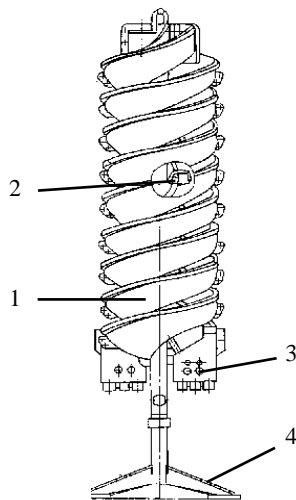


Рис. I.15. Винтовой сепаратор

1 – винтовой желоб; 2 – устройство для подачи смывной воды; 3 – пульсоделиватель; 4 – станина

I.4.2. ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Флотацию применяют для обогащения большинства руд цветных металлов, апатитовых, фосфоритовых, графитовых, флюоритовых и других руд, широко используют в сочетании с другими методами при обогащении руд черных металлов, угля. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов, обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных минералов.

Флотация основана на различном закреплении частиц разделяемых минералов на межфазной границе, что определяется

различием в поверхностных свойствах минералов. При пенной флотации, наиболее применяемой в промышленности, пульпу насыщают газом и частицы некоторых минералов прилипают к пузырькам газа и всплывают на поверхность, образуя минерализованную пену, которая легко удаляется механическим путем. Другие минералы не прилипают и остаются в объеме пульпы.

По способу насыщения пульпы газом различают несколько видов пенной флотации, однако наибольшее распространение получило насыщение пульпы воздухом.

Способность частицы минерала прикрепляться к пузырьку воздуха хорошо объясняется с позиции смачивания. Минералы, поверхность которых легко смачивается водой, называются гидрофильными (кальцит, кварц), а минералы, плохо смачиваемые водой, – гидрофобными (сера, графит, тальк, молибденит). Гидрофобность поверхности минералов оценивается различными методами. Наиболее распространенным методом оценки является определение краевого угла смачивания (θ), измеряемого от 0 до 180°. *Краевым углом смачивания* называется угол между касательной к поверхности воздушного пузырька (или к поверхности капли воды в любой точке трехфазного периметра смачивания) и поверхностью минерала. Его принято отсчитывать в сторону жидкой фазы. Капля жидкости, нанесенная на поверхность твердого (минерала), будет растекаться до тех пор, пока не наступит равновесие между силами поверхностного натяжения на границе твердое – газ $\sigma_{т-г}$, жидкость – газ $\sigma_{ж-г}$ и твердое – жидкость $\sigma_{т-ж}$. Исходя из этого равенства, легко найти косинус краевого угла смачивания:

$$\cos \theta = (\sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж}) / \sigma_{ж-г}.$$

При полной гидрофильности, когда капля полностью растекается по поверхности твердого, краевой угол стремится к нулю, а косинус – к единице. При полной гидрофобности краевой угол стремится к 180°, а косинус к – единице.

Чем хуже смачивается минерал, тем лучше он прикрепляется к пузырьку воздуха, легче флотируется. Почти все природные минералы хорошо смачиваются водой (краевой угол смачи-

вания у них меньше 50°). Исключением являются некоторые естественно-гидрофобные минералы (сера, графит, уголь, тальк и молибденит), у которых краевой угол составляет около 90° .

Для регулирования смачиваемости разделяемых минералов (соответственно результатов флотации) применяют различные флотореагенты. Их подразделяют на собиратели, вспениватели, депрессоры, активаторы и регуляторы среды.

Задача *собирателей* – повысить гидрофобность извлекаемого минерала. Собиратели – это органические вещества, содержащие в своей молекуле углеводородную цепочку. В зависимости от строения молекулы собиратели бывают аполярными и гетерополярными.

Молекулы аполярных собирателей (керосин, смазочные масла) содержат только углеводородную цепочку. Их широко применяют при флотации естественно-гидрофобных минералов (уголь, сера и др.)

Молекулы гетерополярных собирателей имеют сложную асимметричную структуру, состоящую из двух частей, отличных по своим физико-химическим свойствам: углеводородной цепочки и активной группы ($-\text{COOH}$, $-\text{SH}$ и др.). Такие молекулы в воде диссоциируют, и в зависимости от того, в каком ионе оказывается цепочка, гетерополярные собиратели бывают анионо- или катионоактивными. Наиболее распространенным анионоактивным собирателем являются ксантогенаты – жирные соли дитиоугольной кислоты. Ксантогенаты являются основным собирателем при флотации сульфидных руд цветных металлов.

Из катионоактивных собирателей наибольшее практическое значение получили первичные алифатические амины RNH_2 и четвертичные аммониевые основания, например лауриламмоний хлоридный ($\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_3\text{Cl}$), который широко применяют при флотации солей и полевого шпата.

Назначение *вспенивателей* – способствовать созданию устойчивой минерализованной пены. В качестве вспенивателей используют органические соединения, в основном, из класса спиртов. Одним из распространенных вспенивателей является сосновое масло, которое применяют на многих обогатительных фабриках.

Назначение *депрессоров* – повысить гидрофильность неизвлекаемого минерала. В качестве депрессоров применяют различные минеральные соли, кислоты и основания. Например, цианистые соли (NaCN) используют для подавления флотации медных минералов.

Задача *активаторов* – усилить действие собирателя на извлекаемый минерал. В качестве активаторов применяют различные минеральные соли, кислоты и основания. Например, сульфид натрия (Na_2S) широко используется для улучшения флотации окисленных минералов.

Назначение *регуляторов среды* – поддерживать рН пульпы в требуемых пределах. Если необходимо сдвигать рН в кислую область (< 7), то чаще используют серную кислоту; если в щелочную (> 7), то щелочи (CaO , Na_2CO_3 , NaOH).

Подбирая соответствующие реагенты, их комбинацию и количества, добиваются оптимальных показателей флотационного обогащения.

Флотационными машинами называют аппараты, в которых осуществляют флотацию. Широкое применение флотации для обогащения самых разнообразных полезных ископаемых привело к созданию большого числа типов и конструкций флотационных машин.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы. По этому признаку машины разделяют на механические, пневматические и пневмомеханические.

Механическая флотационная машина (рис.1.16, а) состоит из последовательного ряда камер 1. В центральной части каждой камеры внутри трубы 4 размещен вращающийся вал 2 с импеллером 3. При вращении импеллера проходящая через него пульпа эжектирует (засасывает) атмосферный воздух и выбрасывает его в камеру, заполненную пульпой. Образование воздушных пузырьков и аэрация пульпы происходят в результате турбулизации пульповоздушной смеси, поступающей из импеллера в камеру. Пенный продукт (обычно концентрат) с помощью гребкового устройства 5 направляется на обезвоживание (или перечистку). Камерный продукт самотеком поступает в следующую камеру

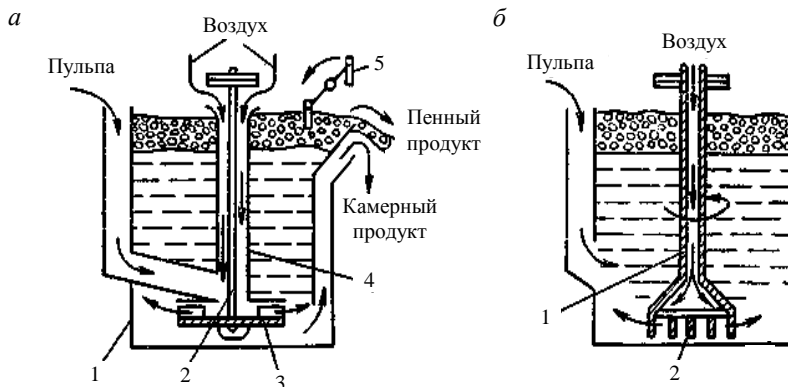


Рис.1.16. Схемы механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

или выдается в качестве хвостов (из последней камеры машины). Пневмомеханическая флотационная машина (рис.1.16, б) отличается от механической тем, что в ней на валу 1 установлена мешалка (аэратор) 2, назначение которой – перемешивать пульпу и подаваемый от воздуходувки под давлением воздух.

Пневматическая (аэрлифтная) флотомашина конструктивно является наиболее простой. Она представляет собой емкость, вытянутую вверх, прямоугольного или круглого сечения, с коническим дном, внутри которой расположена аэрлифтная труба. В трубу под давлением подается сжатый воздух, который интенсивно перемешивает пульпу и насыщает ее пузырьками. Образующаяся на поверхности пена самотеком разгружается в желоба.

Схема флотации – определенная последовательность операций флотации в сочетании с операциями измельчения и классификации. При выборе схемы флотации учитывают характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в руде и флотируемость, требования к качеству концентратов и ряд технико-экономических факторов. Начальная операция флотационного процесса в схеме при извлечении одного или нескольких металлов называется основной флотацией, флотация концентрата

основной флотации – перечистой флотацией, а флотация хвостов основной флотации – контрольной флотацией.

Совокупность основной, контрольной и перечистных операций, при которых выделяется один или несколько готовых (не подвергаемых дальнейшей флотации) продуктов, образует цикл флотации.

Флотация бывает прямой и обратной. Если полезный минерал переходит в пенный продукт, то флотация называется прямой; если он остается в камерном продукте, то обратной. В практике обогащения применяют, в основном, прямую флотацию.

Флотация является основным процессом обогащения сульфидных руд всех цветных металлов.

1.4.3. МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Магнитные методы обогащения основаны на различиях в магнитных свойствах разделяемых минералов. Их широко применяют при обогащении руд черных металлов, доводке концентратов редких и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удалении железистых примесей.

Основной силовой характеристикой магнитного поля является напряженность. Напряженностью H магнитного поля называется сила, с которой поле воздействует на единицу положительной магнитной массы, помещенной в данной точке поля. Единицей напряженности в СИ является ампер на метр (А/м), в системе СГСМ – эрстед (Э).

Магнитные свойства минералов характеризуются удельной магнитной восприимчивостью, которую измеряют в кубических сантиметрах на грамм. По ее значению все природные минералы разделены на три группы: сильномагнитные, слабомагнитные и немагнитные.

К сильномагнитным, или ферромагнитным, относятся в основном железосодержащие минералы (магнетит, пирротин и др.) с удельной магнитной восприимчивостью не менее $3 \cdot 10^{-3} \text{ см}^3/\text{г}$, извлекаемые на сепараторах со слабым полем напряженностью $H < 1500 \text{ Э}$ (до 120 кА/м).

К слабомагнитным относится большая группа минералов (например, гематит, ильменит, гранат) с меньшей удельной магнитной восприимчивостью: от $3 \cdot 10^{-3}$ до $15 \cdot 10^{-6}$ см³/г. Извлечение этих минералов при магнитном обогащении производится на сепараторах с сильным полем напряженностью 10000-20000 Э (от 800 до 1600 кА/м).

К немагнитным относятся минералы (кварц, апатит и др.), обладающие удельной магнитной восприимчивостью менее $15 \cdot 10^{-6}$ см³/г и не извлекаемые методами магнитной сепарации на современных сепараторах с полем напряженностью до 20000 Э.

Сила, действующая на частицу в магнитном поле, определяется выражением

$$F = \chi H \text{grad} HM,$$

где M – масса частицы, г.

Чем выше удельная магнитная восприимчивость, тем при прочих равных условиях с большей силой магнитное поле воздействует на минеральное зерно. Минеральные зерна, для которых магнитная сила больше суммы противодействующих механических сил (тяжести, инерции, центробежной, сопротивления среды и т.д.), будут притягиваться к полюсам магнитной системы сепаратора и извлекаться в магнитный продукт. Минеральные зерна с низкой магнитной восприимчивостью практически не меняют намагниченности, не взаимодействуют с внешним магнитным полем и движутся в магнитном поле по траектории, зависящей от воздействия только механических сил. Эти минеральные зерна выделяются в немагнитный продукт.

В зависимости от типа устройства для транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитной силы различают барабанные, валковые, роликовые, дисковые, ленточные, шкивные и другие сепараторы. В свою очередь, барабанные, валковые, роликовые и ленточные сепараторы бывают с верхней и нижней подачей обогащаемого материала. Такие сепараторы можно использовать для сухой и мокрой сепарации. Барабанные, валковые, шкивные и ленточные сепараторы предусмотрены для обогащения сильномагнитных руд, роликовые, валковые и дисковые – для слабомагнитных руд.

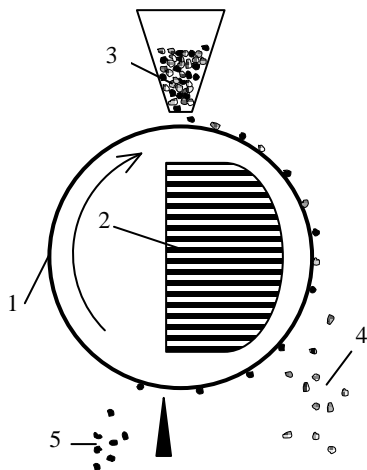


Рис.1.17. Магнитный сепаратор

- 1 – вращающийся барабан; 2 – магнитная система; 3 – бункер исходного питания; 4 – немагнитная фракция, 5 – магнитная фракция

Для обогащения полезных ископаемых крупностью от 3 до 100 мм применяется сухая магнитная сепарация, мельче 3(6) мм – обычно мокрая.

Барабанные сепараторы для мокрой сепарации в зависимости от направления движения потока пульпы в ванне и вращения барабана бывают прямоочными, противочными и полупротивочными (рис.1.17). Для материала крупностью до 6 мм предназначены сепараторы с прямоочной ванной; для мелкозернистого материала крупностью 2-3 мм и менее – сепараторы с противочной ванной и для тонкозернистого материала крупностью

не более 0,5 мм – сепараторы с полупротивочной ванной. Часто комплектуют по три-четыре барабана в одном агрегате.

Схемы магнитного обогащения полезных ископаемых характеризуются большим разнообразием, обусловленным особенностями физико-химических свойств обогащаемых полезных ископаемых.

1.4.4. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Электрическое обогащение основано на различиях в электрических свойствах разделяемых минералов и осуществляется под влиянием электрического поля.

Из многочисленных электрических свойств минералов в основу работы промышленных сепараторов положено два: электропроводность и трибоэлектрический эффект.

Мерой электропроводимости вещества служит удельная электропроводность (λ), численно равная электропроводности проводника длиной 1 см с поперечным сечением 1 см², измеряемая в омах в минус первой степени на сантиметр в минус первой степени. В зависимости от электропроводности все минералы условно делят на три группы: проводники, полупроводники и непроводники (диэлектрики).

Минералы-проводники характеризуются высокой удельной электропроводностью ($\lambda = 10^6 \div 10 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$). К ним относятся самородные металлы, графит, все сульфидные минералы. Полупроводники имеют меньшую удельную электропроводность ($\lambda = 10 \div 10^{-6} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$), к ним относятся гематит, магнетит, гранат и др. Диэлектрики в отличие от проводников обладают очень высоким электрическим сопротивлением. Их электропроводность ничтожно мала ($\lambda < 10^{-6} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$), они практически не проводят электрический ток. К диэлектрикам относится большое число минералов, в том числе алмаз, кварц, слюда, самородная сера и др.

Трибоэлектрический эффект – это возникновение электрического заряда на поверхности частицы при ее соударении с другой частицей или со стенками аппарата.

Сущность электрического способа обогащения состоит в том, что на частицы, имеющие различный заряд, в электрическом поле действует разная по значению сила, поэтому они движутся по различным траекториям.

Процесс электрической сепарации можно условно разделить на три стадии: подготовка материала к сепарации, зарядка частиц и разделение заряженных частиц.

Зарядка (электризация) частиц может осуществляться разными способами: а) контактная электризация осуществляется непосредственным соприкосновением частиц полезного ископаемого с заряженным электродом; б) зарядка ионизацией заключается в воздействии на частицы подвижными ионами; наиболее распространенный источник ионов – коронный разряд; в) зарядка частиц за счет трибоэлектрического эффекта.

Для разделения материалов по электропроводности применяют электростатические, коронные и коронно-электростати-

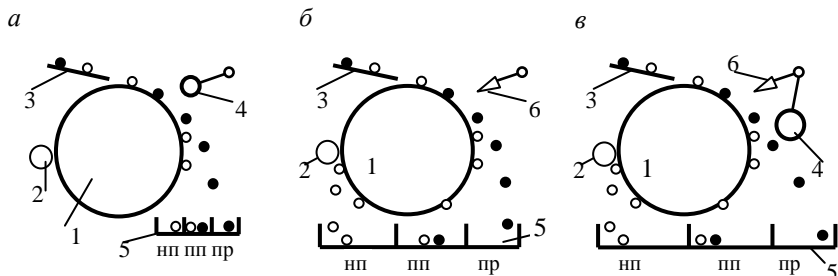


Рис.1.18. Сепараторы для разделения по электропроводности: *а* – электростатический, *б* – коронный, *в* – коронно-электростатический

ческие сепараторы. По конструктивному признаку наибольшее распространение получили барабанные сепараторы.

В барабанных электростатических сепараторах (рис.1.18, *а*) электрическое поле создается между рабочим барабаном 1 (являющимся электродом) и противопоставленным цилиндрическим электродом 4. Материал питателем 3 подается в рабочую зону. Электризация частиц осуществляется за счет контакта с рабочим барабаном. Проводники получают заряд, одноименный с зарядом барабана, и отталкиваются от него. Диэлектрики практически не заряжаются и падают по траектории, определяемой механическими силами. Частицы собираются в специальный приемник 5, разделяемый при помощи подвижных перегородок на отсеки для проводников (пр), непроводников (нп) и частиц с промежуточными свойствами (пп). В верхней зоне коронного сепаратора (рис.1.18, *б*) все частицы (и проводники и диэлектрики) приобретают одноименный заряд, сорбируя ионы, образовавшиеся за счет коронного разряда коронирующего электрода 6. Попадая на рабочий электрод, частицы-проводники моментально перезаряжаются и приобретают заряд рабочего электрода. Они отталкиваются от барабана и попадают в приемник проводников. Диэлектрики фактически не разряжаются. За счет остаточного заряда они удерживаются на барабане, их снимают с него при помощи очищающего устройства 2.

Наиболее распространенный коронно-электростатический сепаратор (рис.1.18, *в*) отличается от коронного дополнительным

цилиндрическим электродом 4, на который подается такое же напряжение, как на коронирующий. (Радиус кривизны цилиндрического электрода значительно больше, чем коронирующего, но меньше, чем рабочего барабана – электрода.) Цилиндрический электрод способствует более раннему отрыву проводящих частиц и позволяет «растянуть» проводники-диэлектрики на большее расстояние по горизонтали.

Электрические методы обогащения широко применяют при переработке руд редких металлов, они особенно перспективны в засушливых районах, так как не требуют воды.

1.4.5. СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Они включают ручную рудоразборку, радиометрическое обогащение, обогащение по трению и форме, обогащение по упругости, термоадгезионное обогащение, а также обогащение, основанное на селективном изменении размера куска при дроблении.

Наибольшее распространение из перечисленных методов получило радиометрическое обогащение, основанное на различии в способности минералов отражать, испускать и поглощать различные виды излучения.

Радиометрическое обогащение широко применяют при переработке руд цветных металлов (радиоактивных, редких, тяжелых и др.), алмазов, флюоритовых руд. Например, основным способом обогащения алмазов является рентгено-люминесцентный метод, основанный на том, что под действием рентгеновских лучей кристаллы алмазов начинают холодно светиться (люминесцировать). Этот сигнал улавливается специальными приборами и кристаллы алмазов направляются в сборник концентрата.

Скорость движения частиц по наклонной плоскости различна: круглые движутся быстрее, чем плоские; частицы материалов, имеющих разные коэффициенты трения, будут перемещаться с разной скоростью. Эти свойства используют при обогащении алмазной мелочи, асбестовых руд, слюды, разделении абразивов и других материалов.

I.4.6. КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

В комбинированных методах наряду с традиционными способами обогащения используются пиро- или гидрометаллургические операции, приводящие к изменению химического состава сырья. Используемые пирометаллургические операции – обжиг, плавка, конвертирование; гидрометаллургические – выщелачивание, осаждение, экстракция, сорбция.

Например, обжиг применяют для изменения магнитных свойств слабомагнитных минералов железа (карбонатов, оксидов, гидроксидов). При нагревании до 600-800 °С гематит (красный железняк Fe_2O_3) восстанавливается газообразными или твердыми восстановителями (окись углерода, водород, природный газ, уголь и др.) до сильномагнитного магнетита Fe_3O_4 . Процесс этот иногда называют восстановительным обжигом. Обоженную руду обогащают на магнитных сепараторах со слабым магнитным полем аналогично обогащению природных магнетитовых руд.

I.5. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Задача вспомогательных процессов – обеспечить оптимальное протекание основных процессов. К ним относят обезвоживание, пылеулавливание, очистку сточных вод, опробование, контроль и автоматизацию.

I.5.1. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ

В большинстве случаев получаемые продукты обогащения содержат значительное количество воды и не пригодны для транспортирования и металлургической обработки. Для удаления воды (влаги) из продуктов обогащения применяют ряд операций, называемых в общем случае обезвоживанием. В более широком смысле под *обезвоживанием* понимают процесс отделения жидкой фазы от твердой.

Влажность материала определяется отношением массы воды в продукте к общей массе влажного материала и обычно выражается в процентах:

$$W = (Q_1 - Q_2)100/Q_1,$$

где Q_1 – масса влажного материала; Q_2 – масса сухого материала.

Для характеристики продуктов обогащения часто используют разжижение R , определяющее отношение массы жидкости в продукте к массе твердого. Влажность продукта в процентах определяется через разжижение выражением

$$W = R \cdot 100/(R + 1).$$

Получаемые на фабриках при обогащении руд продукты, как правило, представлены жидкими пульпами. Присутствующую в продуктах влагу подразделяют на внутреннюю и внешнюю.

Внутренней влагой называют влагу, содержащуюся в кристаллической решетке минерала. Ее именуют кристаллизационной, если она присутствует в виде молекул H_2O (например $CuSO_4 \cdot 5H_2O$), или конституционной, если присутствует в виде ионов OH^- , H^+ , H_3O^+ (например, $Cu(OH)_2$). Удалить ее можно при обжиге или прокаливании материала.

Внешнюю влагу делят на гравитационную, капиллярную, пленочную и гигроскопическую:

- свободная (гравитационная) удаляется под действием сил тяжести; продукты обогащения представляют собой суспензии;

- капиллярная удерживается силами капиллярного давления и удаляется с помощью внешних сил; продукты называются влажными (мокрыми);

- пленочная удерживается на поверхности частиц силами молекулярного притяжения между молекулами воды и частиц; продукты называют воздушно-сухими;

- гигроскопическая содержится в сухих продуктах и удерживается на поверхности частиц адсорбционными силами в виде мономолекулярных пленок.

В зависимости от крупности материала и его влажности используют различные методы обезвоживания: для сравнительно

крупных частиц – дренирование, иногда центрифугирование; для мелких частиц – сгущение и фильтрование. Часто последовательно применяют несколько способов обезвоживания. Последней операцией обезвоживания является сушка.

1.5.2. ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ

Пылеулавливание нужно для предотвращения загрязнения окружающей среды и соблюдения санитарно-гигиенических нормативов в производственных помещениях. Пыль образуется в процессе сушки, при дроблении, сухом измельчении, сухой магнитной сепарации, при перегрузке продуктов и т.д. Как правило, места пылеобразования изолируют и применяют отсос запыленного воздуха с последующей его очисткой. Для этой цели разработаны и применяют различные типы пылеулавливающих аппаратов. Тип используемых аппаратов обусловлен количеством очищаемого газа, необходимым качеством очистки, концентрацией пыли в газе, перспективой утилизации пыли и другими факторами. Пылеулавливающие аппараты чаще всего устанавливают последовательно по два и более. В первом аппарате (1-я стадия) отделяется основная масса пыли, более крупной по составу, во втором (2-я стадия) – менее крупной и в последнем производится очистка от тончайших частиц.

Различают сухой, мокрый и электрический методы очистки газов. Сухой метод применяется чаще всего в 1-й стадии, мокрый и электрический – в последних.

1.5.3. ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД

Характеристика сточных вод обогатительных фабрик зависит от состава сырья и способов его обогащения, а также от свойств применяемых реагентов. В идеале движение воды на фабрике должно быть замкнутым, т.е. все осветленные воды после тщательной очистки должны полностью возвращаться в процесс обогащения.

Для очистки воды применяют механический, химический, физико-химический и биологический способы.

Механический метод сводится к удалению из сточных вод грубодисперсных примесей путем осаждения их под действием силы тяжести и центробежных сил.

Химический (реагентный) способ заключается во введении в воду реагентов для образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей.

К физико-химическим методам очистки сточных вод относят сорбцию, экстракцию, коагуляцию, флотацию, электролиз, ионный обмен, кристаллизацию, дезактивацию, обессоливание.

В биохимических (биологических) способах под действием микроорганизмов и других факторов происходит минерализация органических загрязнений.

II. ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Как уже говорилось, переработка руды осуществляется в несколько стадий. В первом приближении это добыча, обогащение и переработка продуктов обогащения (редко руды) с получением конечных материалов. Если конечным продуктом переработки являются металлы (или их соединения), то такую переработку принято относить к металлургической (металлургия); если неметаллы, – то к химической.

Подавляющее большинство переделов, относящихся к стадии «Переработка», основано на химических или физико-химических превращениях компонентов сырья, обеспечивающих получение конечного продукта.

Для успешного протекания процессов переработки необходимы различные вспомогательные материалы.

II.1. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ

К ним относят: 1) топливо (электроэнергию); 2) огнеупоры; 3) флюсы; 4) химические реактивы.

Расходование больших количеств топлива обусловлено широким применением при производстве процессов, проводимых при высоких значениях температуры. При этом используют все виды топлива – твердое, жидкое и газообразное. Основные разновидности топлива имеют органическое происхождение и состоят из различных соединений углерода, водорода и часто серы, образующих горючую массу. Кроме того, в топливе могут присутствовать компоненты негорючей массы – азот и вода, а в твердом топливе – и зола, состоящая из Al_2O_3 , SiO_2 , CaO и др. При сжигании выделяется теплота, количество которой тесно связано с химическим составом топлива и условиями его сжигания. Теплота сгорания топлива, или его теплотворная способность, выражается в килоджоулях на килограмм (кубический метр или моль). Для сравнительной оценки различных видов топлива введено понятие условного топлива с теплотой сгорания 29300 кДж/кг. Так, жидкое топливо с теплотой сгорания 45000 кДж/кг эквивалентно $45000 : 29300 = 1,53$ кг условного топлива.

О качестве некоторых видов топлива можно судить по следующим данным, кДж/кг:

Дрова	18800
Торф	23400
Каменный уголь	21000-29000
Нефть	41900-4600
Природный газ	35600-37700 кДж/м ³

Теплота сгорания топлива может быть рассчитана, если известны его состав и тепловые эффекты реакций окисления составляющих.

Для предохранения аппаратов от разрушения при проведении высокотемпературных процессов используются огнеупоры. Огнеупоры – это изделия из минерального сырья, которые устой-

чивы при высоких значениях температуры. Огнеупоры разделяются по: 1) степени огнеупорности; 2) составу; 3) форме и размерам.

Огнеупорность материала зависит от многих факторов, главнейшими из которых являются состав кристаллической фазы, чистота материала, а также структура минералов, входящих в состав огнеупора. По степени огнеупорности огнеупоры делят на огнеупорные (1580-1770 °С), высокоогнеупорные (1770-2000 °С), высшей огнеупорности (>2000 °С).

Сырьем для производства огнеупоров служат оксиды, силикаты, карбиды, нитриды и силициды металлов, а также кокс и графит. Они не плавятся и не разлагаются до температур, °С (около):

Al_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	Cr_2O_3
2050	1713	2580	2800	2275
ZrO_2	SiC	ZrC	HfC	TiB_2
2700	2600	3500	3900	2980

Наиболее ходовые огнеупорные материалы (см. таблицу) состоят из дешевых и доступных оксидов, которые при высоких значениях температур могут быть кислотными (SiO_2), основными (CaO , MgO) либо амфотерными (Al_2O_3 , Cr_2O_3), последние в зависимости от среды проявляют свойства кислот или оснований.

По форме и размерам огнеупоры выпускают в виде порошка, кирпича и крупных блоков.

Флюсами называют минеральные добавки, используемые в пирометаллургических процессах для корректирования состава получающихся шлаков. В качестве флюсующих добавок используют, как правило, кварц и известняк.

Состав огнеупоров

Огнеупор	Содержание, %	Огнеупорность, °С
Динас	$SiO_2 > 90,0$	1710-1780
Шамот	$Al_2O_3 + TiO_2 > 30, SiO_2 \sim 70$	1670-1750
Магнезит	$MgO > 80$	2000
Хромомagneзит	$Cr_2O_3 8-18, MgO 55-75$	2000

Флюсы в пирометаллургических процессах следует расходовать разумно. Добавки их в чрезмерных количествах ведут к увеличению выхода шлаков, что может привести к увеличению абсолютных потерь извлекаемых металлов. Кроме того, добавка флюсов во всех случаях приводит к снижению удельного проплава печей по рудному материалу и увеличению энергетических затрат.

В качестве реагентов в процессах переработки используют минеральные соли, кислоты и основания, а также различные органические соединения.

II.2. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Металлы делят на две основные группы – черные и цветные. В промышленности принята следующая условная техническая классификация металлов:

Черные	Железо, марганец, хром
Цветные:	
тяжелые	Свинец, медь, никель, цинк, олово (иногда)
легкие	Алюминий, магний, кальций
благородные	Золото, серебро, платина, осмий, иридий, палладий, рутений, родий
редкие	
легкие	Литий, бериллий, рубидий, цезий
тугоплавкие	Титан, цирконий, гафний, ванадий, ниобий, тантал, молибден, вольфрам
рассеянные	Галлий, индий, теллур, германий, селен
редкоземельные	Скандий, лантан и все лантаноиды и актиноиды
радиоактивные	Радий, торий, уран
малые	Мышьяк, сурьма, висмут, кадмий, ртуть, кобальт

Черные металлы широко применяют в современной технике в виде чугунов, сталей и сплавов на железной основе.

Цветные металлы используют как самостоятельно, так и в виде различных технических сплавов.

К подгруппе цветных тяжелых относят металлы, плотность которых $7-11 \text{ г/см}^3$, а к подгруппе легких – металлы плотностью менее 4 г/см^3 .

Подгруппу цветных благородных образуют металлы, не окисляющиеся в условиях земной атмосферы и устойчивые к воздействию минеральных кислот.

Подгруппу редких цветных (41 металл) составляют легкие, тугоплавкие (температура плавления – от 1660 до $3400 \text{ }^\circ\text{C}$), рассеянные (не образуют собственных промышленных руд); редкоземельные (в том числе и лантаноиды) и радиоактивные (источники ядерной энергии) металлы.

Потребность в малых (младших) цветных металлах незначительна ($10-20$ тыс.т каждого). Кобальт часто относят к тяжелым цветным металлам, так как он почти всегда сопутствует меди и никелю.

Среднее содержание металлов в земной коре различно. Наиболее распространены, %: алюминий (7,45), железо (4,2), кальция (3,25), натрия (2,4), калий (2,35) и молибден (2,35). Общее содержание этих металлов составляет 22 %, суммарное содержание всех остальных металлов – только 1 %. Причем большая часть из них приходится на долю титана (0,6 %) и марганца (0,1 %). Содержание радия в земной коре составляет всего лишь $2 \cdot 10^{-10} \%$, золота $5 \cdot 10^{-7} \%$, ртути $5 \cdot 10^{-6} \%$.

Основным видом металлургического сырья являются концентраты (руды), состоящие из природных минералов, в которых содержание металла достаточно велико, чтобы при современном уровне развития техники оказалось возможным и экономически целесообразным извлекать его. При этом достаточно большое значение имеет потребность промышленности в данном металле.

Помимо руд источником для получения металлов может быть вторичное сырье – отходы от обработки металлов, металлолом, шламы пиритные огарки и др.

Процесс получения металлов или сплавов из концентратов (руд) состоит из ряда физико-химических операций, применяемых для отделения металла от пустой породы, а также очистки (рафинирования) от случайных и вредных примесей.

Эти физико-химические процессы проходят либо при высоких значениях температуры (пиromеталлургические процессы) либо в водных растворах кислот или щелочей (гидрометаллургические процессы). Широко используется также электролиз солевых расплавов, ионообменные процессы и др.

Типичные пиromеталлургические процессы – обжиг, восстановительная, окислительная или ликвационная плавка, конвертирование, электролиз расплавов.

Гидрометаллургические процессы включают выщелачивание, концентрирование растворов солей металлов (экстракция, сорбция, кристаллизация) и осаждение металлов или их соединений из растворов (электролиз растворов).

II.2.1. ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА И СТАЛИ

Чистое железо (Fe) – вязкий и ковкий металл, плотность его $7,87 \text{ г/см}^3$ при $20 \text{ }^\circ\text{C}$, температура плавления $1535 \text{ }^\circ\text{C}$, кипения $2450 \text{ }^\circ\text{C}$.

Железо с углеродом образует различные железоуглеродные сплавы. Сплавы, содержащие до 2 % углерода, называют *стальми*; сплавы с большим содержанием углерода – *чугунами*. Содержание углерода определяет свойства сплавов. Чугун тверд, хрупок и трудно поддается обработке. С увеличением содержания углерода повышается твердость и прочность стали и одновременно понижается ее пластичность.

Помимо углерода в чугуне обычно присутствуют кремний, хром, марганец, случайные и попутные металлы, а также вредные примеси – сера и фосфор, газы – кислород, водород, азот.

Сера сообщает металлу свойство красноломкости (непрочность при температуре красного каления). Фосфор делает металл хрупким при обычных и пониженных значениях температуры.

Современная металлургия железа включает две основные стадии, или передела: 1) восстановительная плавка железных концентратов в доменной печи с получением чугуна; 2) рафинирование чугуна в сталеплавильных агрегатах различных типов с

получением стали. Разрабатываются также процессы получения стали или железа непосредственно из руд (бездоменные).

По химическому и минералогическому составу железные руды подразделяют на четыре типа: бурый, красный, магнитный и шпатовый железняки. Бурый железняк – это гидроксид железа $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Красный железняк, или гематит, содержит железо в виде безводного оксида железа Fe_2O_3 . Магнитный железняк содержит магнетит Fe_3O_4 . Шпатовый железняк, или сидерит, представляет собой карбонат железа FeCO_3 . Распространены также руды, в которых железо представлено ильменитом (FeTiO_3). Из перечисленных минералов наибольшее распространение получил магнетит, поэтому железные руды обогащают, в основном, магнитными методами. Получаемые концентраты содержат 60-65 % железа. Их подвергают шихтовке, окускованию и затем плавят в смеси с коксом в доменной печи.

Шихтовка концентратов проводится с целью усреднения их состава, а также смешения с требуемыми флюсами. Флюсы в доменной плавке применяют для связывания оксидов пустой породы и золы кокса в шлаки определенного состава, обеспечивающего необходимые физические свойства шлаков (вязкость, плотность и др.). В качестве флюса обычно используют известняк.

Окусование шихты необходимо по условиям работы доменной печи. Наличие в шихте мелкого материала резко ухудшает газопроницаемость столба шихты в печи, вызывает большие потери материала с пылевыносом. Оптимальная крупность материала для доменной плавки 30-100 мм. Окусование может осуществляться двумя методами: агломерирующим обжигом и окатыванием.

Агломерирующий обжиг проводится на ленточных агломашинах, лента которых состоит из секций (паллет), имеющих дырчатую поверхность. На ленту укладывают слой шихты, состоящей из железного концентрата (40-50 %), оборотного агломерата (20-30 %), угля (4-6 %), флюсов (15-20 %), влаги (6-9 %). При движении ленты каждая секция (паллета) попадает сначала под зажигательный горн, где воспламеняется уголь, содержащийся в шихте. При дальнейшем движении сквозь секции просасывается

воздух, продолжается горение угля и развивается высокая температура (1500 °С). В результате происходит частичное оплавление материала и он спекается в крупные куски (агломерат). После схода с машины агломерат охлаждают, дробят и отгрохачивают до нужного класса крупности.

При окучковании окатыванием железный концентрат в смеси с флюсом окатывают в шарики (окатыши) диаметром 20-35 мм в чашевых или барабанных грануляторах. Для механического упрочнения окатышей их подвергают высокотемпературному (900-950 °С) обжигу.

Таким образом, первым основным исходным продуктом доменной плавки является агломерат или окатыши.

Второй обязательный исходный продукт плавки – кокс, который служит восстановителем оксидов металлов и источником тепла для плавки. Он должен отвечать следующим требованиям: 1) обладать высокой теплотой сгорания; 2) характеризоваться достаточной прочностью и термостойкостью; 3) обладать неспекаемостью в условиях доменного процесса; 4) иметь достаточную чистоту по содержанию вредных примесей – серы и фосфора.

Третьим исходным продуктом доменной плавки является воздушное дутье. Воздух необходим для сгорания кокса.

Третьим исходным продуктом доменной плавки является воздушное дутье. Воздух необходим для сгорания кокса.

Доменная печь имеет объем от 2000 до 5000 м³ и более. Собственно доменная печь – это печь шахтного типа (рис. II.1), состоящая из фундамента, горна, заплечиков, распара, шахты, колошниковой конструкции и засыпного аппарата. Печь армирована стальным водоохлаждаемым кожухом и футерована внутри шамотным кирпичом или графитовыми блоками. В верхней

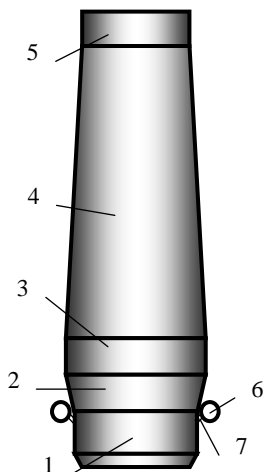


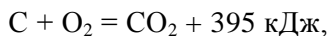
Рис. II.1. Схема доменной печи
1 – горн; 2 – заплечики; 3 – распар;
4 – шахта; 5 – колошник; 6 – воздуховод; 7 – фурма

части горна печи имеется фурменная зона, где расположены 18-20 фурм для вдувания в печь нагретого воздуха. Чугун и шлак выпускают через летки, представляющие собой каналы в кирпичной кладке, расположенные соответственно на расстоянии 0,5 и 1,4-1,9 м от уровня лещади. В промежутках между выпусками чугуна и шлака летки закрывают.

Сверху через колошник в печь порциями загружают агломерат (окатыши) и кокс, а снизу через фурмы подают воздух. Доменная плавка – это совокупность химических, физических, теплообменных и механических процессов, в результате которых из загруженных в доменную печь исходных материалов – агломерата (окатышей), кокса и флюса – получают продукты плавки – чугун, шлак и колошниковые газы. В процессе плавки шихтовые материалы перемещаются сверху вниз, а газы – снизу вверх. Скапливающиеся в горне печи чугун и шлак периодически выпускают.

Основными процессами, протекающими в печи, являются: горение топлива; восстановление оксидов; образование чугуна и шлака.

В районе фурм происходит интенсивное горение кокса за счет кислорода ддуваемого воздуха. Углерод сгорает преимущественно по реакции

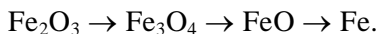


в результате чего развивается температура 1700-1900 °С.

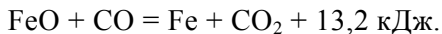
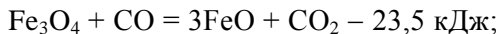
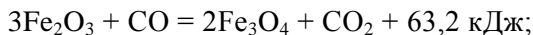
По мере продвижения газов к оси печи и уменьшения содержания в них кислорода углекислый газ реагирует с кусками раскаленного кокса по реакции



Восстановление высшего оксида железа Fe_2O_3 при температуре выше 570 °С происходит ступенчато:



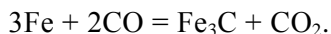
Восстановителем могут являться твердый кокс и оксид углерода (СО), содержащийся в печных газах. Кинетически предпочтительней оксид углерода, который и является основным восстановителем железа:



Основная масса оксидов железа восстанавливается в доменной печи в зонах нижнего горизонта шахты, распара и заплечиков. При высоких значениях температуры (более 1000 °С) в этих зонах и при наличии в шихте кусков кокса развиваются реакции прямого восстановления оксидов железа твердым углеродом:

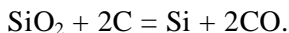
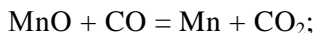


Восстановление оксидов железа сопровождается его науглероживанием по реакции



Науглероженное железо плавится на уровне распара и заплечников и каплями стекает по кускам кокса, дополнительно растворяя углерод.

Одновременно с железом могут восстанавливаться и примеси, содержащиеся в шихте, основные из которых марганец, кремний, хром, фосфор:



Восстановленное, науглероженное железо плавится, растворяет в себе восстановившиеся примеси и в виде слоя расплавленного чугуна скапливается на дне горна. Следует отметить, что реакция науглероживания железа полезна с энергетических позиций, так как температура плавления науглероженного железа на 300-400 °С ниже, чем чистого.

Минералы пустой породы взаимодействуют друг с другом а также с оксидами флюсов, образуют легкоплавкие соединения и в виде слоя расплавленного шлака скапливаются над слоем чугуна. Доменный шлак в основном состоит из трех оксидов: 30-40 % SiO_2 , 10-20 % Al_2O_3 и 40-50 % CaO .

Таким образом, конечными продуктами доменной плавки являются чугун, шлак и колошниковый газ.

Чугун выпускается, в основном, двух типов – перерудный и литейный. Они отличаются содержанием примесей (в литейном их больше). Перерудный чугун служит сырьем для получения стали, а литейный поступает на изготовление малоответственных чугунных деталей. В доменной печи выплавляют также специальные чугуны (фосфористый, зеркальный) и ферросплавы – ферромарганец и ферросилиций.

Шлак, выпускаемый из печи, обычно гранулируют в воде, и он используется в строительстве.

Колошниковый газ, содержащий 8-12 % CO_2 , 27-32 % CO , 0,2-0,4 % CH_4 , 2,5-4 % H_2 и 57-58 % N_2 , после трехстадиальной очистки от пыли используется как топливо для внутренних нужд предприятия.

Необходимым условием для нормальной работы доменной печи является подогрев исходного воздушного дутья до 1000-1100 °С. Современная доменная печь потребляет в сутки 15-20 тыс.т воздуха, для подогрева которого применяют подогреватели (3-4 шт. на одну печь).

Подогреватель представляет собой вертикальный металлический цилиндр (диаметр около 9 м, высота до 36 м), внутренняя полость которого по вертикали разделена на две части. Одна часть является топкой, в которой в струе воздуха сгорает колошниковый газ. Другая часть заполнена насадкой из пористого огнеупорного материала. Поверхность насадки 25-30 м²/м³. Горячие газы, образующиеся в топке, проходят сквозь насадку, отдавая ей свое тепло. После того, как температура насадки достигнет порядка 1100 °С, сжигание колошникового газа прекращают. И в подогреватель в обратном направлении подается холодный воздух, который, проходя насадку, нагревается и поступает из нагревателя в доменную печь. Подогреватели работают попеременно: одни нагреваются, другие подогревают воздух.

Производство стали – второй этап двухстадиальной схемы извлечения железа из руд путем передела чугуна и металлоотходов в сталь.

Чтобы понять сущность сталеплавильных процессов, необходимо представлять различие в составе чугуна и стали: чугун

$Fe + C$ (больше 2 %) + примеси;

сталь

$Fe + C$ (меньше 2 %) + легирующие добавки.

При этом примеси в чугуне – это случайные элементы, попадающие в него при доменной плавке. Их состав и количество определяется составом перерабатываемой руды (в основном это кремний, марганец, фосфор и сера). Легирующие добавки в стали – это строго определенные элементы, добавляемые в заданном количестве.

В нашей стране существует ГОСТ 1050-60 на обозначение легирующих и маркировку стали:

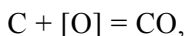
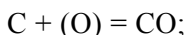
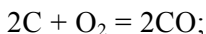
Легирующая добавка	C	Mn	Si	Cr	Ni	Mo	W	V	Al	Ti
Обозначение стали	У	Г	С	Х	Н	М	В	Ф	Ю	Т

В соответствии с маркировкой стали цифра перед буквами обозначает десятые доли процента углерода, цифры после буквы – содержание легирующих добавок в процентах. Если после буквы нет цифры, то содержание легирующей составляет около 1 %. Следовательно, сталь марки 2Х2Н4М содержит: 0,2 % углерода, 2 % хрома, 4 % никеля и 1 % молибдена.

Для превращения чугуна в сталь необходимо: уменьшить в нем содержание углерода; удалить все примеси и добавить необходимое количество легирующих.

Процессы получения стали из чугуна включают:

1. Окисление углерода и примесей (кремния, марганца, фосфора, серы и др.). Окислителем является кислород. Источником же кислорода могут быть: воздух или технический кислород, оксиды железа, кислород, растворенный в металле. Поэтому реакцию окисления углерода чугуна можно записать так:



где O_2 – газообразный кислород; (O) – кислород оксидов; [O] – кислород, растворенный в металле.

В промышленных способах получения стали наибольшее значение имеют две первые реакции. Таким же способом окисляются и примеси. Реакции окисления углерода и примесей сильноэкзотермичны, и их тепла с избытком хватает для проведения процесса получения стали.

2. Ошлакование окислившихся примесей. Оксиды примесей вступают во взаимодействие с другими оксидами (шлакующими) и образуют легкоплавкие соединения – шлак, который скапливается на поверхности расплавленного металла. Источником шлакующих оксидов являются футеровка агрегата и добавляемые флюсы. Образующийся шлак по мере накопления удаляют с поверхности металла.

3. Раскисление стали. В результате окисления металл насыщается избыточным кислородом. Для его удаления (раскисления) в металл после удаления шлака добавляют кремний или алюминий (обычно в виде сплава с железом). Поскольку эти элементы имеют большое сродство к кислороду, они взаимодействуют с ним, образуют оксиды и шлакуются.

4. Легирование стали. В очищенный металл вводят необходимые легирующие добавки в требуемом количестве.

Все эти процессы обязательны независимо от того, каким способом получают сталь.

Основные способы получения стали из чугуна: 1) конвертерный (~60 %); 2) мартеновский (~20 %); 3) электропечной (~20 %).

Сущность конвертерного способа состоит в том, что через расплавленный чугун продувают воздух (томасовский и бессемеровский процессы) или технический кислород (кислородно-конвертерный процесс). В настоящее время наибольшее распространение получил последний.

Кислородный конвертер представляет собой цилиндрический сосуд с суживающимся верхом (горловиной). Изнутри он футерован огнеупорным кирпичом (рис. II.2). В районе горловины имеется летка для слива шлака и выпуска стали. Конвертер может поворачиваться вокруг горизонтальной оси. Сначала в конвертер

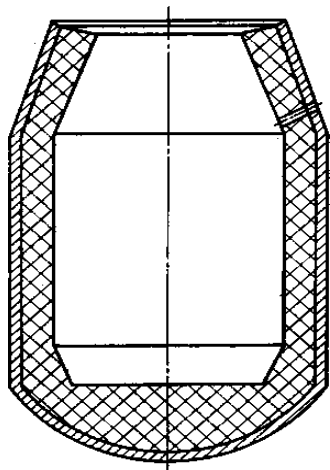


Рис.П.2. Схема кислородного конвертера

через горловину заливают жидкий чугун, добавляют необходимые флюсы и опускают в него водоохлаждаемую трубу – фурму, по которой подают под высоким давлением (9-14 ат.) технический кислород. Струя кислорода перемешивает ванну жидкого чугуна, при этом происходит интенсивное окисление углерода и примесей. Одновременно образуется шлак. После окончания процессов окисления и ошлакования подачу кислорода прекращают, фурму выводят из конвертера и его наклоняют для выпуска сначала шлака, а затем стали. Сталь выпускают в ковши, при этом в

струю металла вводят раскислители. Легирование стали осуществляется в ковшах.

Емкость конвертеров составляет 50-400 т стали. Процесс кислородно-конвертерного получения стали характеризуется очень высокой интенсивностью. Так, например, варка стали в 300-тонном конвертере занимает всего 20-40 мин.

Сущность мартеновского способа состоит в том, что чугун перерабатывают в сталь на поду пламенной отражательной печи. В обычной печи невозможно достичь температур, необходимых для получения стали. П.Мартен предложил подавать в печь топливо и воздух, предварительно подогретые до 1100 °С, используя для подогрева тепло отходящих газов. Это позволяет поднимать температуру в печи до 1800 °С.

Мартеновская печь – это емкость прямоугольной формы, подина, стенки и свод которой футерованы огнеупором. С торцевых сторон печи имеются головки, в которых расположены фурмы для подачи воздуха и топлива, а также каналы для отвода печных газов. Печь с каждой стороны снабжена двумя регенераторами (полости, заполненные пористой огнеупорной насадкой).

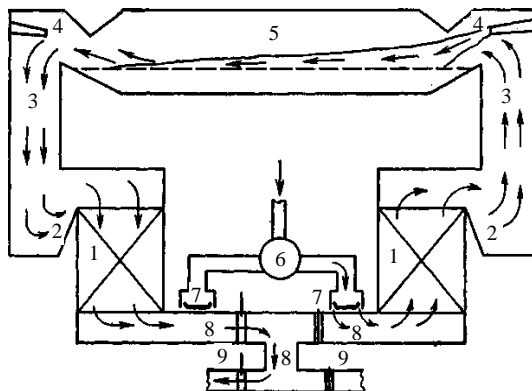


Рис. II.3. Схема мартеновской печи

1 – регенераторы; 2 – шлаковики; 3 – вертикальные каналы; 4 – головки;
 5 – рабочее пространство; 6 – вентилятор; 7 – переводные клапаны;
 8 – горизонтальные каналы; 9 – задвижки

Движение газов в печи периодически изменяется (реверсируется). Сначала через предварительно нагретую пару регенераторов в печь подают топливо и воздух, а горячие печные газы отводят через другую пару регенераторов (рис. II.3). По мере нагрева второй пары генераторов и остывания первой пары направление газов автоматически изменяют. Теперь в нагретые регенераторы начинает поступать топливо и воздух, а в остывшие – печные газы. В передней стенке печи имеются закрывающиеся рабочие окна, через которые производится загрузка исходных продуктов плавки.

Для окисления примесей чугуна необходим кислород и, хотя атмосфера в мартеновской печи окислительная, кислорода печных газов недостаточно для ведения процесса окисления. Поэтому необходимым условием мартеновской плавки является присутствие в исходных продуктах железного лома (скрапа), кислород оксидов которого и является окислителем примесей чугуна. Если не хватает и его, то в шихту добавляют железную руду. Мартеновский способ получения стали – трудоемкий, длительный процесс (одна плавка занимает 7-12 ч), поэтому в настоящее время вытесняется более прогрессивными (например, конвертерным).

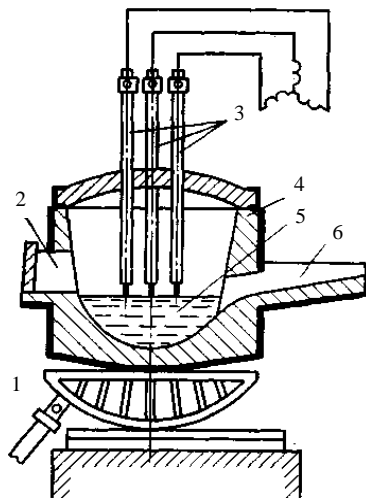


Рис. 11.4. Схема дуговой электропечи

- 1 – механизм качания; 2 – рабочее окно;
 3 – электроды; 4 – огнеупорная футеровка;
 5 – жидкая ванна металла; 6 – выпускное
 отверстие с желобом

Сущность электропечного способа состоит в том, что сталь из чугуна получают в электродуговой печи. Она представляет собой емкость круглого сечения, футерованную изнутри огнеупорным кирпичом (рис.П.4). Через свод печи в нее опущены три графитовых электрода. Электродуга, возникающая между электродами и ванной расплава, является источником тепла для плавки. Такие печи выпускаются емкостью 12, 25, 50, 100 и 200 т. Большими преимуществами электроплавки являются: возможность быстрого достижения высокой температуры, точная регулировка температуры, создание в

печи любой атмосферы. В настоящее время все высококачественные стали получают электропечным способом.

П.2.2. ПЕРЕРАБОТКА КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

К подгруппе тяжелых цветных металлов относят медь, никель, свинец, цинк и, иногда, олово. Плотность этих металлов 7000-11000 кг/м³

Медные концентраты. Медь (Cu) – металл красного цвета, плотность 8920 кг/м³, температура плавления 1083 °С. Благодаря своим уникальным свойствам медь находит широкое применение в промышленности: 1) чистая медь покрывается пленкой основных солей, препятствующих дальнейшему окислению, поэтому медь широко применяют как антикоррозионное покрытие; 2) со многими

металлами медь дает ряд ценных сплавов (латунь, бронза, мельхиор и др.), поэтому широко используется в машиностроении; 3) медь характеризуется очень высокой электропроводностью, поэтому основная доля меди используется в электротехнической промышленности.

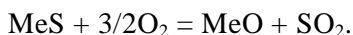
В связи с этим производство металлической меди во всем мире неуклонно растет (около 12 млн т/год), а цена на медь в 2001 г. составила 1620 долларов/т.

Медные руды обогащают, в основном, флотацией с получением концентратов, содержащих 10-35 % меди. Медь может быть представлена следующими минералами: халькопиритом (CuFeS_2), борнитом (Cu_5FeS_4), ковеллином (CuS), халькозином (CuS_2), купритом (Cu_2O), теноритом (CuO), малахитом [$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$], азури-том [$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$], хризоколлой ($\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$). Помимо меди концентраты почти всегда содержат ценные примеси (золото, серебро, цинк, свинец, висмут, кадмий и др.).

Для получения меди из флотоконцентратов наибольшее распространение получил способ, включающий обжиг, плавку, конвертирование, огневое рафинирование черновой меди с последующим электролизом.

Первой операцией этого способа является *окислительный обжиг*. Эта операция применяется, если концентрат содержит много серы. Задача процесса – выжечь частично сульфидную серу, чтобы при дальнейшей плавке получить более богатые по меди штейны. Осуществляется она в печах кипящего слоя при температуре 1000-1100 °С.

Печь кипящего слоя – это агрегат круглого сечения, футерованный изнутри огнеупорным кирпичом. В подину печи вмонтированы вертикальные фурмы, через которые в печь поступает сжатый воздух. Сбоку на подину подается концентрат. Поскольку он мелкозернистый, в струе сжатого воздуха концентрат находится во взвешенном состоянии (кипит), при этом интенсивно протекают реакции окисления сульфидов:

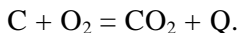


Реакции окисления всех сульфидов сильно экзотермичны, и их тепла с избытком хватает для поддержания высокой температуры

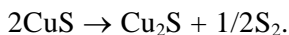
в печи. Образующийся огарок самотеком выгружается с противоположной (загрузке) стороны печи, а печные газы, содержащие сернистый газ, удаляют через свод печи и после пылеочистки направляют на производство серной кислоты.

Задача *плавки* – перевести медь в штейн, сконцентрировать в нем все ценные компоненты и ошлаковать пустую породу. Плавку осуществляют в шахтных, отражательных, электрических печах или печах взвешенной плавки при 1200-1400 °С. Одним из распространенных агрегатов для плавки медных концентратов является отражательная печь. Она выполнена, обычно, в виде параллелепипеда с дуговым сводом. Внутри вся печь футерована огнеупором. В передней торцевой стенке печи имеются фурмы, через которые подается топливо и воздух. Топливо, сгорая, образует внутри печи факел, тепло которого, отражаясь от стенок и свода печи, плавит шихту, находящуюся на подине печи. Поэтому печи такого типа называются отражательными. Шихта для плавки подается через свод печи сквозь продольные (вдоль длинной оси печи) щелевые отверстия. В задней стенке печи имеются дымоходы для отвода печных газов. В период плавки в печи протекают следующие основные процессы:

1. Горение топлива



2. Разложение высших сульфидов



Из многих сульфидов меди и железа устойчивыми при высокой температуре являются только простые FeS и Cu₂S.

3. Штейно- и шлакообразование. Простые сульфиды меди и железа плавятся, растворяются друг в друге, коллектируют в себе ценные примеси и в виде слоя расплавленного штейна скапливаются на дне печи. Оксиды пустой породы и оксиды флюсов взаимодействуют друг с другом, образуют легкоплавкие соедине-

ния и в виде слоя расплавленного шлака скапливаются над слоем штейна. Плотность штейна около $5000-5500 \text{ кг/м}^3$, плотность шлака примерно $3000-3500 \text{ кг/м}^3$.

Образовавшиеся в результате плавки штейн и шлак через соответствующие лотки периодически выпускают в ковши. Штейны отражательной плавки содержат 15-55 % меди, 15-50 % железа и 20-30 % серы. Шлаки состоят в основном из SiO_2 , CaO , Al_2O_3 и FeO .

Задача конвертирования – удалить из штейна сульфид железа, выжечь серу и получить черновую медь.

Осуществляется обычно в горизонтальных конвертерах при $1200-1300 \text{ }^\circ\text{C}$. Конвертер представляет собой большую металлическую бочку, футерованную изнутри огнеупорным кирпичом (рис. II.5). Сверху имеется отверстие (горловина конвертера), через которую происходит загрузка и разгрузка продуктов. Для проведения этих операций конвертер поворачивают вокруг горизонтальной оси. Сбоку, вдоль длинной образующей бочки имеется воздуховод, из которого через фурмы в конвертер подается сжатый воздух. Сначала предварительно разогретый конвертер поворачивают и в него заливают расплавленный штейн. Затем подают сжатый воздух и конвертер поворачивают так, чтобы фурмы оказались погруженными в штейн, начинается продувка. Процесс конвертирования медного штейна состоит из двух периодов. В период окисления сульфида железа и его ошлакования в конвертер подают кварцевый песок и в нем протекает реакция

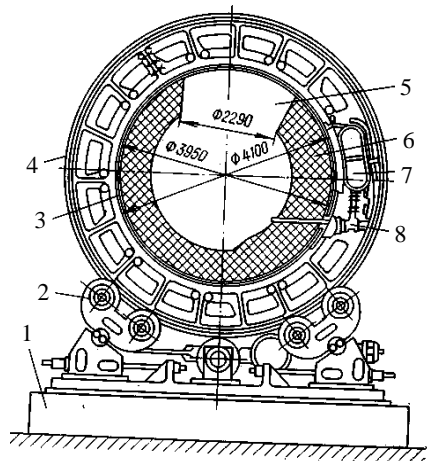
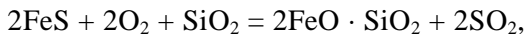
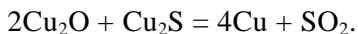
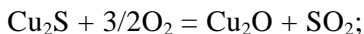


Рис. II.5. Горизонтальный конвертер для продувки штейна

- 1 – фундамент; 2 – опорные ролики; 3 – бочка;
- 4 – опорный обод; 5 – горловина; 6 – футеровка;
- 7 – воздушный коллектор; 8 – фурма



железо при этом образует легкоплавкое соединение (фаялит $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$) и переходит в шлак. После удаления шлака начинается второй период – окисление сульфида меди:



Таким образом, в конвертере накапливается металлическая медь, которая концентрирует в себе ценные примеси. Такая медь называется черновой (красной). После окончания процесса конвертер поворачивают и выливают полученную медь в ковши.

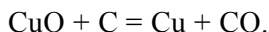
Задача *огневого рафинирования* – удалить из черновой меди основную часть примесей (железо, никель, цинк, свинец и др.). Осуществляется процесс в круглых или прямоугольных печах при 1200-1300 °С. Рафинирование состоит из двух периодов. Сначала через расплавленную медь продувают воздух, при этом происходит окисление примесей кислородом. По возрастанию сродства к кислороду элементы располагаются в ряд:

Au, Ag, Se, Te, Cu, S, Bi, Pb, Sb, Ni, As, Sn, Fe, Zn,

и в первую очередь будут окисляться элементы, которые расположены в ряду правее меди, однако, поскольку примесей очень мало, схема их окисления следующая:



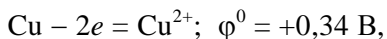
Образующиеся оксиды примесей всплывают на поверхность меди в виде шлака. В этот период медь насыщается кислородом, который удаляется во втором периоде. При этом через расплавленную медь продувают какой-либо восстановитель (газ, мазут):



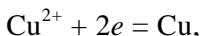
Очищенную медь на специальных машинах разливают в аноды – пластины площадью около 1 м² и толщиной 8-10 см.

Анодная медь содержит еще некоторое количество примесей. Задача *электролиза* (электролитического рафинирования) –

получить чистую медь и извлечь ценные примеси. Проводится электролиз в электролизных ваннах, выполненных из бетона и футерованных изнутри кислотостойким материалом. В ванны за-вешивается (устанавливается) 30-40 анодов и на один меньше ка-тод. Катоды выполняют из тонких листов чистой меди. Электро-литом в ванне служит серно-кислый раствор сульфата меди, со-держащий 40 г/л меди и 170-200 г/л серной кислоты. Температура электролита 60-65 °С. При подаче напряжения на ванну на анодах протекает реакция



т.е. медь переходит в раствор. На катоде проходит обратная реакция:



медь из раствора осаждается на катоде в чистом виде.

Примеси, содержащиеся в анодах, ведут себя по-разному. Первую группу составляют металлы, потенциал которых более электроположительный, чем у меди. Они не растворяются на ано-де и выпадают на дно ванны в виде тонкого шлама. К ним отно-сятся все благородные металлы. Вторая группа – металлы, потен-циал которых более электроотрицательный, чем у меди. Они рас-творяются вместе с медью на аноде, на катоде не осаждаются и накапливаются в растворе. К ним относятся железо, цинк, кобальт и др. Третья группа – металлы, потенциал которых близок к по-тенциалу меди. Они растворяются на аноде и могут соосаждаться вместе с медью на катоде, загрязняя ее. К ним относятся мышьяк, сурьма и висмут. От этих металлов стремятся избавиться на пре-дыдущих передлах (обогащение, плавка, конвертирование). Для улучшения показателей электролиза в ваннах предусматривается перемешивание (циркуляция) электролита: с одной стороны ван-ны подается чистый электролит, а с противоположной выводится загрязненный. Скорость циркуляции составляет 15-20 л/мин на одну ванну. После наращивания катодов (2-3 суток) их извлекают из ванн, тщательно отмывают от солей и режут до требуемых размеров. Анодные шламы периодически выгружают со дна ванн, они служат сырьем для получения благородных металлов. Выпус-

каемая катодная медь характеризуется высокой чистотой (99,9-99,99 %). Расход электроэнергии составляет около 350 кВт·ч на 1 т катодной меди.

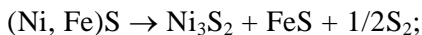
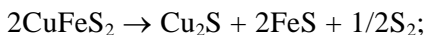
Никелевые концентраты. Никель (Ni) – металл серебристо-белого цвета. Плотность никеля 8900 кг/м^3 , температура плавления $1455 \text{ }^\circ\text{C}$. Никель широко используют в промышленности, в основном, как легирующую добавку при создании специальных сортов стали. Стоимость никеля в 2000 г. составила 5950 долларов/т.

Основными источниками получения никеля являются окисленные и сульфидные руды. В окисленных рудах никель представлен сложными силикатами с общей формулой $n\text{NiO} \cdot m\text{MgO} \cdot k\text{SiO} \cdot b\text{H}_2\text{O}$, в сульфидных – минералом пентландитом $(\text{Ni}, \text{Fe})\text{S}$. Основные запасы никеля во всем мире сосредоточены в окисленных рудах, однако в настоящее время большую часть никеля добывают из сульфидных руд, поскольку содержание никеля в них больше и переработка рентабельнее.

Сульфидные руды обогащают флотацией с получением концентратов, содержащих 5-15 % никеля. Как правило, в них содержится в соизмеримых количествах медь, а также могут присутствовать кобальт, платиновые металлы, селен и теллур. Обязательно присутствует пирротин Fe_7S_8 . Такие концентраты перерабатывают обычно по схеме, включающей плавку на штейн, конвертирование штейна, флотационное разделение файнштейна с получением богатого никелевого концентрата, который подвергают обжигу с последующей восстановительной плавкой огарка на анодный никель, очищаемый электролизом.

Задача *плавки* – перевести никель в штейн, сконцентрировать в нем все ценные компоненты и ошлаковать пустую породу. Плавку осуществляют в рудно-термических электропечах (РТП) при $1400\text{-}1500 \text{ }^\circ\text{C}$. По конфигурации РТП похожа на отражательную печь, только у нее отсутствуют форсунки, а через свод в центре вдоль длинной оси печи опущены три или шесть электродов. Электроды представляют собой тонкостенные металлические трубы диаметром 1000-1200 мм, заполненные угольной массой. Их опускают в слой расплавленного шлака, и тепло для плавки получают за счет прохождения электрического тока между электродами.

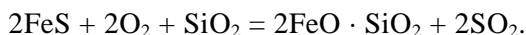
В период плавки в печи протекают два основных процесса: 1) разложение высших сульфидов



2) штейно- и шлакообразование.

Простые сульфиды никеля, меди и железа плавятся, растворяются друг в друге, коллектируют в себе ценные примеси и в виде слоя расплавленного штейна скапливаются на дне печи. Оксиды пустой породы и флюсов взаимодействуют друг с другом, образуют легкоплавкие соединения, и в виде слоя расплавленного шлака скапливаются над слоем штейна. Образовавшиеся в результате плавки штейн и шлак через соответствующие летки периодически выпускают в ковши. Штейны электроплавки содержат 9-15 % никеля, 5-10 % меди, 0,3-0,5 % кобальта, 25-35 % железа и 23-25 % серы.

Задача *конвертирования* – удалить из штейна сульфид железа. Осуществляется обычно в горизонтальных конвертерах при 1200-1300 °С. По конструкции конвертеры аналогичны используемым для продувки медных штейнов. Основная реакция конвертирования никелевых штейнов

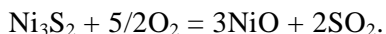


Таким образом, железо шлакуется, а в конвертере накапливается *файнштейн* – сплав сульфидов никеля и меди (Ni_3S_2 и Cu_2S). Получаемый *файнштейн* содержит 30-35 % никеля, 30-35 % меди, 0,5-1 % кобальта, 2-3 % железа и 23-24 % серы. Его выливают в ковши и разливают в специальные изложницы для медленного охлаждения.

Медленное охлаждение необходимо для лучшей кристаллизации сульфидов меди и никеля, длительность его 2-3 суток. После охлаждения *файнштейн* дробят, измельчают до крупности 90 % класса –0,04 мм и подвергают флотации для разделения сульфидов меди и никеля. Флотацию проводят в щелочной среде (NaOH) ксантогенатом. При этом сульфид меди переходит в пен-

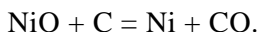
ный продукт, а сульфид никеля остается в камерном продукте. Получаемые концентраты содержат: медный – 68-69 % меди, 4-5 % никеля, 0,2 % кобальта, 2-3 % железа и 21-22 % серы; никелевый – 66-68 % никеля, 4-5 % меди, 1-1,2 % кобальта, 2 % железа и 23-24 % серы. Медный концентрат направляют на медный завод, а никелевый поступает на следующую операцию.

Задача *обжига* – выжечь сульфидную серу. Обжиг осуществляется в печах кипящего слоя при 1000-1100 °С. Основная реакция обжига



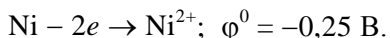
Печные газы, обогащенные сернистым ангидридом, поступают на производство серной кислоты, а огарок (практически чистая закись никеля) в дальнейшую переработку.

Задача *восстановительной плавки* – получить металлический никель. Осуществляется в электродуговых (сталеплавильных) печах при 1500-1600 °С. Для восстановления никеля к огарку добавляют уголь. Основная реакция плавки

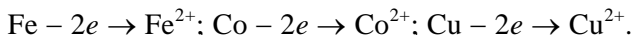


Вместе с никелем восстанавливаются металлы-примеси (медь, кобальт и др.), которые концентрируются в металлическом никеле. Полученный никель разливают в аноды, которые содержат 88-89 % никеля, 1,5-2,2 % кобальта, 4-6 % меди, 2-2,5 % железа.

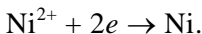
Задача *электролиза (электролитического рафинирования)* – получить чистый никель и извлечь все ценные примеси. Осуществляется в электролизных ваннах, в которые завешиваются 31-45 анодов и на один меньше катодов. Катоды выполнены из тонких листов чистого никеля. Электролитом в ваннах служит сульфат-хлоридный раствор, содержащий 60-65 г/л никеля, температура электролита 55-65 °С. На аноде никель переходит в раствор:



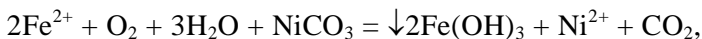
Вместе с никелем в раствор переходят металлы примеси:



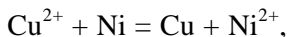
На катоде происходит осаждение никеля из раствора:



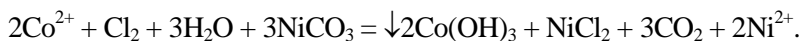
Вместе с никелем на катоде могут соосаждаться металлы-примеси и вновь загрязнять его. Поэтому каждый катод помещают в мешок из фильтровальной ткани (диафрагма), в который подают чистый никелевый раствор (католит). Скорость подачи католита выбирают такой, чтобы уровень его в диафрагме был выше, чем в ванне. За счет гидростатического давления католит медленно фильтруется в ванну, препятствуя доступу ионов примесей к катоду, и на нем осаждается только никель. Электролит, содержащий металлы-примеси (анолит), постоянно вытекает из ванн и подвергается последовательной очистке от них: сначала удаляют железо кислородом воздуха



затем медь никелевым порошком



потом кобальт газообразным хлором



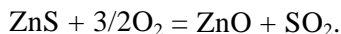
Очищенный анолит корректируется по составу, подогревается и в виде католита возвращается в процесс. Благородные металлы на аноде не растворяются и выпадают на дно ванн в виде тонкого шлама. Его периодически выгружают и направляют в производство. После наращивания катодов (2-3 суток) их извлекают из ванн, тщательно отмывают от солей и режут до требуемых размеров. Катодный никель содержит 99-99,5 % никеля, расход электроэнергии на его получение составляет 290-350 кВт·ч/т.

Цинковые концентраты. Цинк (Zn) – металл серебристого цвета, плотность 7130 кг/м³, температура плавления 419,5 °С и температура кипения 906 °С. Мировая добыча цинка превышает 4 млн т в год, стоимость 850-1070 долларов/т. Большая часть цинка используется как антикоррозионное покрытие железа и для получения различных сплавов (например, латуни). Основным источником цинка

являются цинковые, свинцово-цинковые, медно-цинковые и полиметаллические сульфидные руды. Все эти руды обогащают флотацией с получением цинковых концентратов, содержащих 50-57 % цинка и 30-35 % серы, в которых цинк представлен, в основном, сфалеритом (ZnS). Кроме цинка концентраты всегда содержат ряд ценных примесей (золото, серебро, висмут и др.), попутное извлечение которых повышает рентабельность производства.

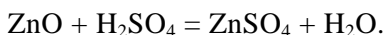
Переработка цинковых концентратов может осуществляться пирометаллургическим или гидрометаллургическим способами. Во всем мире преобладает последний как более универсальный, обеспечивающий высокое извлечение цинка и всех ценных сопутствующих элементов. Технологическая схема гидрометаллургического способа включает обжиг флотоконцентратов, серно-кислотное выщелачивание огарков, очистку получаемых цинксодержащих растворов от примесей с последующим электроосаждением цинка из растворов.

Задача *обжига* – выжечь сульфидную серу и перевести цинк из сульфида в оксид. Осуществляется в печах кипящего слоя при 1000-1100 °С. Основная реакция обжига



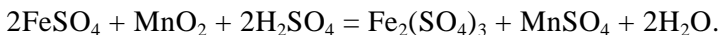
Печные газы, обогащенные сернистым ангидридом, направляют на производство серной кислоты, а горячий огарок поступает на следующую операцию.

Задача *выщелачивания* – перевести цинк в раствор, по возможности оставив все другие элементы в нерастворимом остатке (кеке). Выщелачивание проводят в два этапа: на стадии нейтрального выщелачивания (pH = 5,2÷5,5) в раствор переходит часть цинка и практически не переходят железо, алюминий и др., а на стадии кислого выщелачивания в раствор поступает оставшаяся часть цинка и значительное количество примесей (железо, медь и др.). Цинк переводят в раствор по реакции

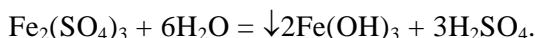


Цинксодержащий раствор отделяют от нерастворимого остатка в стужителях и на фильтрах.

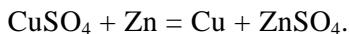
Задача *очистки раствора от примесей* ясна: очистить цинксодержащий раствор от металлов-примесей, неизбежно попадающих в раствор при выщелачивании огарка. По способам очистки все примеси делят на четыре группы. Первая группа – металлы, которые выводят из раствора в виде гидратов на стадии нейтрального выщелачивания (железо, алюминий, мышьяк, частично медь и др.). Железо в растворе может присутствовать в виде двухвалентного и трехвалентного иона. Показатель кислотности осаждения гидрата трехвалентного железа значительно ниже, чем двухвалентного (1,6 и 6,7 соответственно), поэтому растворы после кислого выщелачивания перед возвратом на нейтральное проходят стадию окисления, осуществляемую пиролюзитом (MnO_2):



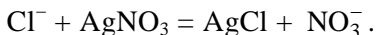
Окислившееся железо выделяется практически до следов, гидролизуясь на стадии нейтрального выщелачивания:



Вторая группа – металлы, которые выводят из раствора цементацией цинковым порошком (медь, кадмий, никель, кобальт и др.):



Третья группа – элементы, которые выводят из раствора химическим путем, связыванием их в труднорастворимое соединение каким-либо реактивом (хлор, фтор, кобальт). Например, хлор легко выводится серебром:

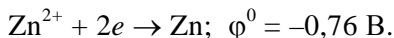
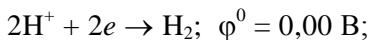


Четвертая группа – элементы, которые выводят из процесса вместе с частью раствора (калий, натрий, марганец).

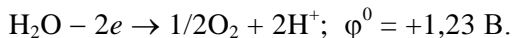
Очищенный цинковый раствор содержит 120-160 г/л цинка и миллиграммы на литр примесей.

Задача *электролиза (электроэкстракции)* – осадить цинк из раствора в виде металла. Осуществляется в электролизных ваннах, в которые завешивается 28-33 катода и на один больше анод. Аноды выполнены из свинца, содержащего 1 % серебра, а катоды – из

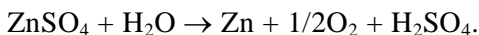
алюминия или из титана. Поперечное сечение ванны – около 1 м², длина 1-4 м. Электролитом служит очищенный раствор сульфата цинка. На катоде могут протекать реакции:



Судя по потенциалам, на катоде должен выделяться только водород, однако на практике с большим выходом по току выделяется и цинк. Это объясняется тем, что разряд ионов водорода на катоде сопровождается большим перенапряжением, т.е. для того, чтобы водород с заметной скоростью разряжался на катоде, потенциал катода необходимо сильно сдвигать в отрицательную сторону. Размер перенапряжения зависит от материала катода, состояния его поверхности, от температуры и кислотности электролита, от плотности тока. А у разряда ионов цинка такого перенапряжения нет, и они разряжаются на катоде с большой скоростью. На аноде происходит реакция разложения воды:



Суммарную реакцию, протекающую в ванне под действием электрического тока, можно представить так:



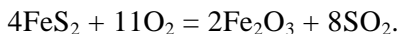
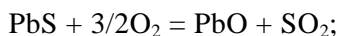
Таким образом, на катоде наращивается металлический цинк, из раствора выделяется газообразный кислород, а в растворе накапливается серная кислота. Чтобы ее использовать, отработанный электролит направляют на выщелачивание огарка. При прохождении электрического тока через ванну (плотность тока при электролизе цинка 600-650 А/м²) происходит нагрев электролита, что нарушает процесс электролиза. Поэтому предусмотрено принудительное охлаждение электролита, которое осуществляется или водоохлаждаемыми змеевиками в каждой ванне, или централизованно в специальных аппаратах. После наращивания катода извлекают из ванн, отмывают от солей, и с них механически сдирают осевший в виде тонких пластин цинк. Этот цинк переплавляют в индукционных печах и разливают в чушки. Получае-

мый цинк характеризуется высокой чистотой (99-99,5 %), расход электроэнергии составляет 2900-3200 кВт·ч/т.

Свинцовые концентраты. Свинец (Pb) – металл синева-то-серого цвета, плотность 11340 кг/м³ и температура плавления 327,4 °С. Свинец находит широкое применение в технике. Он используется в химической промышленности, в электротехнике для изготовления оболочек кабелей и аккумуляторов, в атомной энергетике и др. Мировая добыча свинца около 2 млн т/год, стоимость 460-490 долларов/т.

Основным источником получения свинца являются сульфидные свинцовые, свинцово-цинковые и полиметаллические руды. Все их обогащают флотацией с получением свинцовых концентратов, содержащих 45-70 % свинца и 15-25 % серы, свинец в них представлен галенитом (PbS). Как правило, в них всегда присутствуют цинк, медь, золото и серебро, висмут и другие примеси. Свинец из сульфидных концентратов извлекают пирометаллургическим методом, включающим агломерирующий обжиг, шахтную плавку агломерата и огневое рафинирование черного свинца.

Задача *агломерирующего обжига* – выжечь сульфидную серу, перевести свинец из сульфида в оксид и окомковать материал. Осуществляется на ленточных агломашинах при 1100-1200 °С. Агломашина представляет собой ленточный транспортер, лента которого набрана из коробок, имеющих дно с отверстиями (паллеты). Шихта, составленная из свинцового концентрата и флюсов, ровным слоем насыпается на паллеты и при движении ленты сначала попадает в зажигательный горн, где температура составляет 1000-1200 °С. При этом сквозь слой шихты снизу вверх продувается воздух и начинаются реакции окисления сульфидов:



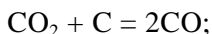
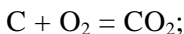
При выходе из горна продувка воздуха не прекращается и продолжают реакции окисления сульфидов, которые сильно экзотермичны. Поэтому в слое огарка развивается высокая температура и происходит частичное оплавление материала, за счет чего он сплавляется в крупные куски (агломерат). Готовый агломерат

охлаждается, дробится до нужного размера и поступает на плавку. Газы агломашин, обогащенные сернистым ангидридом, направляют на производство серной кислоты.

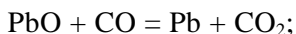
Задача *шахтной плавки* – получить металлический свинец и ошлаковать пустую породу. Осуществляется в шахтных печах при 1100-1200 °С.

Шахтная печь для плавки свинцовых агломератов напоминает доменную печь, только она имеет прямоугольное сечение. Сверху через колошник подается порциями агломерат и кокс, снизу в районе горна через фурмы поступает сжатый воздух. В области фурм кокс сгорает, развивается высокая температура, образовавшиеся горячие газы поднимаются вверх, пронизывают весь столб шихты и в печи происходят необходимые процессы. Основные процессы, протекающие в печи:

1) горение топлива



2) восстановление оксидов



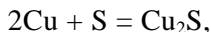
3) образование чернового свинца – восстановившийся свинец плавится, в виде дождя пронизывает слой шихты, растворяет в себе другие восстановившиеся примеси и скапливается на дне горна;

4) шлакообразование – оксиды пустой породы и флюсов взаимодействуют друг с другом, образуют легкоплавкие соединения и в виде слоя расплавленного шлака скапливаются над слоем жидкого свинца.

Черновой свинец и шлак периодически выпускают в ковши через соответствующие отверстия (летки) в стенках горна. Колошниковый газ, выходящий из печи, очищают от пыли и используют для внутренних нужд завода. Получаемый черновой свинец содержит 92-99 % Pb, остальное – примеси. Основные из них медь, цинк, золото, серебро, мышьяк, сурьма, олово и висмут. Черновой свинец направляется на огневое рафинирование, кото-

рое осуществляется в несколько стадий в специальных чугунных котлах, подогреваемых топливом или электричеством.

Задача *удаления меди* – очистить свинец от меди. Обезмеживание проводится в два приема. Вначале выполняют грубое обезмеживание ликвацией, черновой свинец, выпускаемый из печи, имеет температуру 800-900 °С. В котле его охлаждают до 330-340 °С, при этом снижается растворимость меди в свинце и она всплывает на поверхность свинца в виде твердой корки, которую удаляют дырчатым совком (медный шликер). Второй прием – тонкое обезмеживание, при 330-340 °С в жидкий свинец специальной мешалкой вмешивают элементарную серу. Оставшаяся медь взаимодействует с ней:



образовавшийся сульфид меди всплывает на поверхность свинца и также удаляется механическим путем.

Для *удаления мышьяка, сурьмы и олова (щелочное рафинирование)* в котел с обезмеженным свинцом опускают специальное приспособление, позволяющее перекачивать жидкий свинец через слой расплавленных солей ($\text{NaNO}_3 + \text{NaCl} + \text{NaOH}$) при 420-450 °С. При этом мышьяк, сурьма и олово окисляются и в виде соответствующих солей задерживаются этим расплавом, а свинец от них очищается.

Для *удаления золота и серебра (обессеребривание)* в свинец вмешивают металлический цинк при 330-340 °С. Золото и серебро с цинком образуют ряд интерметаллических соединений (AuZn , Au_3Zn_5 , AgZn и др.). Эти соединения всплывают в виде твердой корки (пена), которую удаляют механическим путем.

Для *удаления цинка* свинец нагревают до 580-590 °С и над котлом создают вакуум. Цинк при этом удаляется из свинца, переходя в газовую фазу.

Для *удаления висмута* в расплавленный свинец при 340-350 °С вмешивают металлические кальций и магний, которые с висмутом образуют ряд интерметаллических соединений. Эти соединения всплывают на поверхность свинца и их удаляют механическим путем.

На этом рафинирование свинца заканчивается. Иногда для более глубокой очистки в конце вводят еще одну операцию щелочного рафинирования. Очищенный свинец разливают в слитки, а все полупродукты (медные шликеры, щелочные плавы, золото-серебряная пена, висмутовые дрессы) поступают на извлечение соответствующих металлов.

II.2.3. ПЕРЕРАБОТКА РУД И КОНЦЕНТРАТОВ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Одним из самых распространенных благородных металлов является золото. Золото (Au) – металл желтого цвета с плотностью 19300 кг/м³ и температурой плавления 1063 °С. Прежде всего, это валютный металл, кроме того, золото, из-за своих уникальных физических и химических свойств, широко используется в приборостроении, в электротехнической, химической и ювелирной промышленности. Цена золота в настоящее время составляет около 12 долларов/г, мировая добыча 1100-1200 т/год.

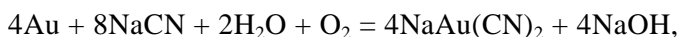
Основными источниками получения золота являются коренные и россыпные золотые руды, а также полупродукты цветной металлургии. Доминирующую роль играют коренные руды. В этих рудах золото представлено мелкими включениями металлического золота, как правило, с небольшой примесью других металлов (серебро, медь, железо, платина и др.). В зависимости от крупности включений золото по-разному ведет себя на различных технологических переделах: *крупное золото* ($d > 70$ мкм) хорошо вскрывается при измельчении, хорошо извлекается гравитационными способами обогащения и амальгамируется, плохо флотируется и плохо цианируется; *мелкое золото* ($5 < d < 70$ мкм) вскрывается при измельчении, плохо амальгамируется и плохо извлекается гравитацией, хорошо флотируется и цианируется; *тонкодисперсное золото* ($d < 5$ мкм) не вскрывается при измельчении и не извлекается традиционными способами. В коренных рудах преобладает мелкое золото. При переработке коренной золотой руды обычно крупное золото извлекают гравитационным обогащением

и амальгамацией, а мелкое – цианированием. Содержание золота в руде составляет 8-15 г/т. Для вскрытия золота руду дробят и измельчают до крупности ~90 % класса –0,074 мм.

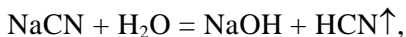
Задача *гравитационного обогащения* – вывести из процесса крупное золото. В классическом узле измельчения мельница – классификатор крупные золотины, которые не изменяют своей массы во время измельчения, так как золото ковкий металл, будут накапливаться в песках классификатора. Для вывода крупного золота обычно на разгрузке мельниц предусматривается гравитационное обогащение, осуществляемое на стандартных гравитационных аппаратах (отсадочные машины, концентрационные столы и др.). В получаемых гравитационных концентратах содержание золота составляет от нескольких сотен граммов до нескольких килограммов на тонну.

Задача *амальгамации* – извлечь золото из гравитационных концентратов. Осуществляется в амальгамационных бочках (шаровая мельница периодического действия) при помощи жидкой ртути. Амальгамация основана на том, что золото, в отличие от других металлов, хорошо смачивается жидкой ртутью и переходит в амальгаму, которая вследствие высокой плотности легко отделяется от пустой породы. Золотая амальгама – это жидкая ртуть, в которой диспергированы частицы золота. Удаление ртути из полученной амальгамы осуществляется в две стадии. На первой основную массу жидкой ртути отфильтровывают на фильтр-прессах через плотный материал (замшу), на второй стадии остатки ртути удаляют отгонкой в ретортных печах при 720 °С, ртуть при этом переходит в газовую фазу, из которой затем конденсируется. Отделенную ртуть возвращают в процесс, а полученное золото является конечным продуктом предприятия.

Основная масса золота (мелкого) остается в хвостах гравитационного обогащения, поэтому задачей *цианирования* является перевод мелкого золота в раствор. Осуществляется в реакторах с механическим или воздушным перемешиванием в присутствии цианистых солей (NaCN, KCN или Ca(CN)₂). В этих условиях золото переходит в раствор по реакции

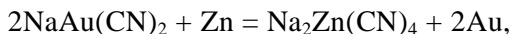


при этом другие металлы и минералы пустой породы практически не затрагиваются. Цианирование проводят в присутствии извести, чтобы предотвратить реакцию гидролиза цианида, приводящую к ненужным потерям дорогостоящего реагента:



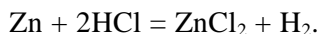
присутствие извести сдвигает реакцию гидролиза влево. Золото-содержащий раствор отделяют от пустой породы в сгустителях и на фильтрах.

Задача процесса *осаждения золота* – выделить золото из цианистого раствора. Осуществляется обычно на вакуум-фильтрах металлическим цинком. Поскольку цинк – металл более электроотрицательный, чем золото, протекает реакция



при которой золото осаждается в виде металла. Процесс осуществляют следующим образом. Сначала на фильтр набирают слой цинковой пыли, а затем через него фильтруют золотосодержащий раствор. В этот момент и происходит цементация золота цинком. Получаемый золотоцинковый осадок содержит 5-15 % Au.

Основную массу осадка составляет цинк, кроме него присутствуют и другие примеси (медь, свинец, железо и др.). Поэтому осадок подвергается *очистке*, которая осуществляется в две стадии. Сначала осадок обрабатывают соляной кислотой, при этом в раствор переходит цинк и некоторые другие элементы:



Во второй стадии остаток плавится с различными флюсами, при этом оставшиеся примеси удаляются в шлак и получается золото, которое может содержать серебро (Доре-металл). Природное золото практически всегда содержит в качестве примеси серебро в большем или меньшем количестве. Серебро в технологическом процессе во всех операциях ведет себя аналогично золоту, поэтому золото, получаемое по рассматриваемой схеме, всегда «грязное», и его отправляют на аффинажный завод, где получают золото высокой чистоты (99,999 %).

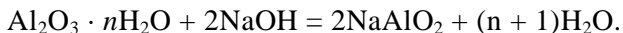
II.2.4. ПЕРЕРАБОТКА РУД И КОНЦЕНТРАТОВ ЛЕГКИХ МЕТАЛЛОВ

Из легких цветных металлов наибольшее значение имеет алюминий. По своему значению он занимает второе место после железа.

Алюминий (Al) – металл серебристо-белого цвета, плотность 2700 кг/м³, температура плавления 660 °С. Его широко применяют в машиностроении, электронике, химической и пищевой промышленности. Мировая добыча алюминия превышает 7 млн т/год, стоимость – около 800 долларов/т. Основными источниками получения алюминия являются: бокситы, в которых алюминий представлен минералом с общей формулой $Al_2O_3 \cdot nH_2O$; нефелины $(Na, K)_2O \times Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$; алуниты и каолины. Наиболее рентабельным сырьем являются бокситы, содержащие 30-70 % Al_2O_3 .

Схема получения алюминия состоит как бы из трех ветвей: получение глинозема, получение криолита и создание электродов. Затем продукты сливают, что в операции электролиза позволяет получить металлический алюминий.

Наибольшее распространение для *получения глинозема* из бокситов имеет способ щелочного выщелачивания (способ Байера). Бокситы дробят и измельчают, а затем выщелачивают в автоклавах раствором щелочи при 150-250 °С в течение 1-3 ч. Концентрация щелочи в растворе составляет 270-320 г/л. В этих условиях алюминий переходит в раствор:



Полученный алюминатный раствор отделяют от нерастворимого остатка (красный шлам) сгущением и фильтрацией.

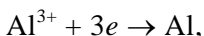
Из чистого раствора осаждают твердую гидроксид алюминия. Операцию называют декомпозицией или выкручиванием. Заключается она в том, что раствор охлаждают до 40-46 °С и выдерживают в течение 50-70 ч в присутствии затравки (заранее приготовленные частицы гидроксид алюминия). При этом алюминий осаждается:



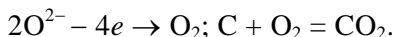
Образующуюся гидроокись алюминия отделяют от раствора сгущением и фильтрацией и направляют на прокалку (кальцинацию), осуществляемую в трубчатых печах при 950-1200 °С. При этом гидроокись теряет воду и получается чистый глинозем:



Алюминий из глинозема получают *электролизом* в расплаве в ваннах (электролизерах) при 930-940 °С. Электролизер представляет собой железную ванну, дно и стенки которой изнутри выложены угольными плитами (электродами). Последние подсоединены к отрицательному полюсу и являются катодом. Ванна заполнена расплавом солей, служащим электролитом, который состоит из криолита и глинозема (8 %). Сверху в расплав опущены два угольных блока, которые подсоединены к положительному полюсу и служат анодом. На катоде протекает реакция



а на аноде происходит выделение кислорода, в котором сгорает угольный анод:



Таким образом, на дне электролизера накапливается жидкий алюминий, плотность которого больше, чем расплавленного электролита. По мере накопления алюминий удаляется из ванн специальным приспособлением, работающим под вакуумом. Процесс электролиза алюминия очень энергоемкий, расход электроэнергии на 1 т алюминия составляет 15-17 тыс.кВт·ч. В настоящее время используются электролизеры громадной единичной мощности, сила тока в которых достигает 250-300 тысяч амперов.

II.2.5. ПЕРЕРАБОТКА КОНЦЕНТРАТОВ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

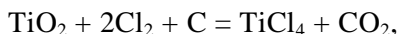
Группа редких металлов самая многочисленная из цветных металлов. Большинство редких металлов имеют низкое содержание в земной коре. Руды этих металлов требуют глубокого обогащения и организации комплексной переработки с извлече-

нием всех ценных составляющих. Задача усложняется тем, что часто необходимо обеспечить разделение близких по свойствам элементов и получить конечный продукт высокой чистоты. Производство редких металлов рассмотрим на примере тугоплавких, одним из которых является титан.

Титан (Ti) – металл серебристо-белого цвета с плотностью 4540 кг/м³ и температурой плавления 1725 °С. Из-за своих уникальных физических и химических свойств (малая плотность, высокая антикоррозионность, механическая прочность и т.д.) находит широкое применение в промышленности, особенно в ракетостроении, химии и приборостроении. Стоимость титана в настоящее время составляет 8500 долларов/т. Одним из основных источников получения титана являются железотитановые руды, в которых титан представлен минералами: ильменитом (FeTiO₃), титаномагнетитом (Fe₂O₃ · TiO₂), сфеном (CaO · TiO₂ · SiO₂). Железотитановые концентраты, получаемые при обогащении таких руд, перерабатываются по следующей схеме: электроплавка, хлорирование, восстановление.

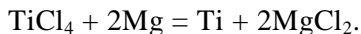
Задача *электроплавки* – получить чугуны и перевести весь титан в шлак. Осуществляется в дуговых электропечах при 1650-1750 °С, для восстановления железа к концентрату добавляют уголь. Состав получаемого шлака: 48 % Ti (80 % TiO₂), 2 % Fe, 3-5 % SiO₂, 2,5-4 % CaO, 2-4 % MgO. Шлак после охлаждения дробят и измельчают, смешивают с коксом и хлорируют.

Задача *хлорирования* – перевести титан в виде хлорида в газовую фазу. Осуществляется в специальных аппаратах-хлораторах при 800 °С в расплаве хлористых солей (NaCl, KCl, CaCl₂) в присутствии кокса. При продувании газообразного хлора протекает реакция



и титан переходит в газовую фазу в виде тетрахлорида. Поскольку он содержит какое-то количество примесей, его подвергают очистке, которая проводится сначала с газовой фазой, а затем, после конденсации тетрахлорида, с жидкой. В результате этой операции получается чистый тетрахлорид титана.

Задача *восстановления* – получить металлический титан. Осуществляется в специальных ретортах металлическим магнием при 800-900 °С в атмосфере аргона. Титан образуется по реакции



Поскольку титан при этом оказывается в смеси с магнием и хлористым магнием, эту смесь подвергают возгонке – нагревают под вакуумом. В результате последней операции получают чистую титановую губку.

II.3. ХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

II.3.1. КОКСОВАНИЕ И ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЕЙ

Ископаемые угли представляют собой твердые горючие горные породы растительного происхождения. По составу материнского вещества угли подразделяются на гумусовые, сапропелевые и гумусосапропелевые. Наибольшее распространение имеют гумусовые угли (бурые и каменные). Большая часть добываемых углей (>80 %) являются энергетическими, т.е. используются для производства тепла. Меньшая часть перерабатывается на различные химические продукты. Химическая переработка углей включает два таких масштабных процесса, как пиролиз и газификация.

Пиролиз углей (коксование и полукоксование) – это процесс нагревания угля без доступа воздуха до 400-1200 °С. Задачей коксования каменных углей является получение кокса, коксового газа и ценных химических продуктов (бензол, нафталин, смолы и др.). Для коксования используются смеси каменных углей (шихты), дающие прочный кусковой кокс. Коксование проводят в коксовых печах, которые для удобства обслуживания компонуют в батарею, состоящую из 45-71 печи.

Коксовая печь представляет собой прямоугольную плоскую камеру, изнутри футерованную огнеупорным кирпичом. Продольные стенки камеры пустотелые, и в них сжигается топли-

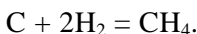
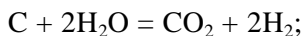
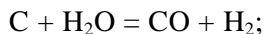
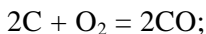
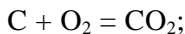
во, обычно коксовый газ. Исходная шихта загружается сверху по всей длине камеры через специальные отверстия. Тепло от стенок передается внутрь камеры и нагревает «пирог» до нужной температуры (1100-1200 °С). При постепенном нагреве в камере протекают следующие процессы: в начальной стадии нагрева (100-110 °С) из шихты удаляется влага и часть сорбированных газов (кислород, азот и др.); при 300-350 °С начинается частичная деструкция цепей молекул угля с отщеплением низкомолекулярных соединений; при 480-550 °С – разложение угля с образованием и выделением жидких и газообразных продуктов, образуется твердый полукокс; при 550-1000 °С полукокс подвергается дальнейшей деструкции и усадке с образованием твердого продукта высокотемпературного кокса. Таким образом, конечными продуктами коксования являются кокс, коксовый газ и каменноугольная смола.

Кокс после выпуска из печи подвергают охлаждению водой и сортировке по крупности. Каждый класс крупности используется по своему назначению. Например, кокс крупнее 40 мм направляется в доменное производство, а меньше 5-10 мм – в агломерацию руд. К каждому классу предъявляются требования не только по крупности, но и по составу, механической прочности, пористости и теплотворной способности.

Коксовый газ после выделения из него смолы, аммиака, сырого бензола и других химических продуктов используется в качестве горючего.

Каменноугольная смола содержит до 10 % свободного углерода и ряд ценных ароматических и гетероциклических органических соединений, которые выделяются на химических заводах. В настоящее время из смолы получают до 100 различных продуктов.

Газификацией углей называется процесс превращения органической массы угля в горючие газы. Он основан на горении и неполном окислении угля. Газификация осуществляется воздухом и водяным паром при высокой температуре (1000-1500 °С) в специальных аппаратах, называемых газогенераторами, в которых протекают реакции:



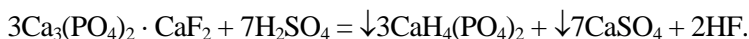
Таким образом, газы, выходящие из газогенераторов, насыщаются оксидом углерода, водородом и метаном, т.е. компонентами, являющимися прекрасным топливом. Поэтому их используют, в основном, как теплоноситель, иногда как восстановитель.

II.3.2. ПЕРЕРАБОТКА АПАТИТОВЫХ И ФОСФОРИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Основным ценным компонентом в таких концентратах является фосфор, который содержится в апатите $[3\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \times \text{Ca}(\text{F},\text{Cl})_2]$ и фосфорите $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$. Фосфорсодержащие соединения являются хорошими минеральными удобрениями, поэтому большая часть апатитовых и фосфоритовых концентратов, получаемых на обогатительных фабриках, перерабатывается в удобрения. Различают несколько видов фосфорных удобрений: фосфорная мука, простой суперфосфат, двойной суперфосфат, аммофос и преципитат.

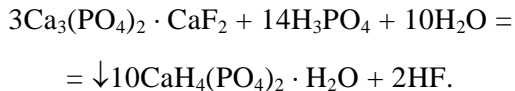
Фосфорная мука получается простым дроблением исходного фосфоритового концентрата. Считается самым дешевым и малоэффективным удобрением.

Простой суперфосфат получают, обрабатывая апатитовый концентрат серной кислотой при 100-120 °С:

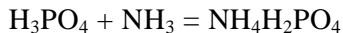


Как видно из реакции, получаемая фосфорная соль сильно разбавляется гипсом, который неизбежно выпадает в осадок.

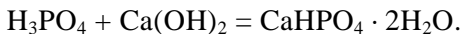
Этого недостатка лишен двойной суперфосфат, который получают обработкой апатитового концентрата фосфорной кислотой:



Кроме того, из этих концентратов получают фосфорную кислоту, используя которую производят аммофос:



и преципитат:



Амофос и преципитат считаются наиболее эффективными удобрениями.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
I. БОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	4
I.1. Основные характеристики	4
I.2. Гранулометрический состав	7
I.3. Подготовительные процессы обогащения	9
I.3.1. Грохочение	9
I.3.2. Классификация	15
I.3.3. Дробление	18
I.3.4. Измельчение	22
I.4. Основные процессы обогащения	24
I.4.1. Гравитационные методы обогащения	24
I.4.2. Флотационные методы обогащения	29
I.4.3. Магнитные методы обогащения	34
I.4.4. Электрические методы обогащения	36
I.4.5. Специальные методы обогащения	39
I.4.6. Комбинированные методы обогащения	40
I.5. Вспомогательные процессы обогащения	40
I.5.1. Обезвоживание	40
I.5.2. Пылеулавливание	42
I.5.3. Очистка сточных вод	42
II. ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	43
II.1. Вспомогательные материалы для процессов переработки	44
II.2. Металлургическая переработка продуктов обогащения	46
II.2.1. Производство чугуна и стали	48
II.2.2. Переработка концентратов тяжелых цветных металлов	58
II.2.3. Переработка руд и концентратов благородных металлов	74
II.2.4. Переработка руд и концентратов легких металлов	77
II.2.5. Переработка концентратов редких металлов	78
II.3. Химическая переработка полезных ископаемых	80
II.3.1. Коксование и газификация углей	80
II.3.2. Переработка апатитовых и фосфоритовых концентратов	82