

Федеральное агентство по образованию

Государственное образовательное учреждение высшего
профессионального образования

"СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ"

Юргинский технологический институт,
филиал Томского политехнического университета

Ю.В. Пожидаев, Н.Г. Кривошеина

Подготовка и переработка минерального сырья

Рекомендовано учебно-методическим объединением
по образованию в области металлургии в качестве
учебного пособия для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по направлению «Металлургия» (150000)

Новокузнецк – Юрга
2005

УДК 622.7: 622.34
П46

Рецензенты:

Доктор технических наук, профессор,
начальник технического отдела ОАО «Кузнецкий ГОК»
В.В. Ерастов

Доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой
автоматизации производственных процессов КузГПА
В.И. Веревкин

П46 Пожидаев Ю.В., Кривошеина Н.Г.

Подготовка и переработка минерального сырья: учеб. пособие
/СибГИУ. – Новокузнецк, 2005. – 187 с.

ISBN 5-7806-0215-8

Приведены сведения о теоретических основах извлечения черных металлов из природного сырья, его свойствах, подготовке к экстрагированию элементов, относимых к черным металлам, о методах практического их извлечения.

Предназначена для студентов специальности «Металлургия черных металлов» (150101).

УДК 622.7: 622.34

ISBN 5-7806-0215-8

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2005
© Юргинский технологический
институт, филиал Томского
политехнического университета, 2005
© Пожидаев Ю.В., Кривошеина Н.Г., 2005

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	4
ВВЕДЕНИЕ	6
1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПРИРОДНОГО СЫРЬЯ	8
2 ОСНОВНЫЕ ОЦЕНОЧНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ РУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ	16
2.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОНЯТИЯ «РУДА». СОСТАВ РУДЫ	16
2.2 ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	21
2.3 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ОЦЕНКИ РУДНОГО СЫРЬЯ.....	26
2.4 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД.....	32
2.5 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МАРГАНЦЕВЫХ РУД	39
2.6 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД КРЕМНИЯ	43
2.7 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ХРОМОВЫХ РУД	44
2.8 ФЛЮСЫ.....	46
2.9 ЗАМЕНИТЕЛИ РУД И ФЛЮСОВ	48
3 ПОДГОТОВКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ	51
3.1 НЕОБХОДИМОСТЬ ПОДГОТОВКИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ	51
3.2 ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ	52
3.3 СЕЛЕКТИВНОЕ РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛОВ	67
4 ОБОГАЩЕНИЕ РУД	71
4.1 ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ	71
4.2 ОБОГАЩЕНИЕ ПРОМЫВКОЙ.....	73
4.3 ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	76
4.4 ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ	84
4.5 МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ	95
4.6 ОБЖИГ	105
4.7 ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ.....	114
4.8 ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ	118
4.9 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК.....	120
5 ОБЕЗВОЖИВАНИЕ	123
5.1 ДРЕНИРОВАНИЕ	123
5.2 СГУЩЕНИЕ.....	124
5.3 ФИЛЬТРОВАНИЕ.....	126
5.4 ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЕ	128
5.5 СУШКА.....	129
6 УСРЕДНЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ	131
7 ОКУСКОВАНИЕ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ	138
7.1 АГЛОМЕРАЦИЯ	138
7.2 ПРОИЗВОДСТВО ОКАТЫШЕЙ.....	154
7.3 БРИКЕТИРОВАНИЕ	162
7.4 КАЧЕСТВО ОКУСКОВАННОГО МАТЕРИАЛА.....	164
8 МЕТОДЫ ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ	168
9 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	179
9.1 ОСОБЕННОСТИ ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ	179
9.2 ОБЕСПЫЛИВАНИЕ	179
9.3 ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ	183
9.4 ХВОСТОХРАНИЛИЩЕ	184
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	186

ПРЕДИСЛОВИЕ

Соответствующая и необходимая подготовка природного сырья к металлургическому переделу с целью получения черных металлов и сплавов имеет первостепенное значение для получения качественного и конкурентоспособного продукта. Поэтому вполне естественно при подготовке инженеров-металлургов введение в учебные программы дисциплины «Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья» в соответствии с образовательным стандартом. Анализ многочисленной и разнообразной литературы для металлургов показал, что использование ее для получения материала, в рамках учебной программы и в соответствии со стандартом специалиста инженера-металлурга, не всегда оптимально по следующим причинам. Основная масса такой литературы ориентирована для подготовки специалистов по обогатительному циклу, либо доменному производству. В первом случае наиболее полно информация представляется по методам обогащения минерального сырья и мало или совсем не связана с дальнейшим использованием обогащенного материала в металлургии. Во втором случае достаточно полно приводятся сведения о металлургической подготовке руд, например, окомковании, обжиге, особенно агломерации, как наиболее широко применяемой при производстве чугуна в доменных печах. Но при этом, в меньшей степени уделяется внимание вопросам подготовки к извлечению и самому извлечению нужных компонентов.

Все это предопределило необходимость написания данного учебного пособия, которое на взгляд авторов наиболее полно отражает содержание дисциплины в рамках образовательного стандарта.

В предлагаемом учебном пособии последовательно изложен весь цикл экстракции компонентов: описаны основные свойства и показатели минерального сырья, подготовка его к извлечению, способы извлечения и металлургическая подготовка к переделу. Освоение этого материала пред-

полагает знание теоретических основ процессов, а для этого нужна предварительная подготовка по химии, физике и другим дисциплинам. Учитывая, что учебные программы предлагают изучение дисциплины «Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья» на первых годах обучения, изложение некоторых методов и способов извлечения, наиболее сложных в теоретическом плане, например, флотации, магнитного обогащения, агломерации, предваряется введением общих теоретических основ. Это, на наш взгляд, должно способствовать лучшему усвоению изучаемого материала.

Следует обратить внимание читателя на некоторые особенности использования термина «экстракция» в металлургических процессах. Обычно, под термином «экстракция» или «экстрагирование» понимают извлечение из какой-либо системы компонента в виде готового продукта. Например, извлечение (экстракция) серебра из серебросодержащих растворов, золота, растворенного в растворах кислот и др. Черные металлы и их сплавы в природных соединениях не находятся в свободном виде и извлечь, экстрагировать их из этих соединений просто в готовом виде нельзя. Требуется специфическая особая переработка их, связанная с различными химическими превращениями, чаще всего окислительно-восстановительными (пирометаллургические процессы, процессы гидрометаллургии). Предварительно природное сырье подвергается подготовке, заключающейся в дроблении, измельчении, классификации и концентрации извлекаемого компонента. Процессы концентрации традиционно называют в горно-обогатительной практике обогащением. Однако, учитывая конечную цель многостадийной подготовки природных минералов – получение черных металлов, при изложении материала пособия были использованы равнозначные, с этой точки зрения, понятия «обогащение», «экстракция», «извлечение» или вообще «переработка».

Предлагаемое учебное пособие по этой дисциплине издается впервые, поэтому авторы с благодарностью примут все замечания и пожелания по дальнейшему улучшению объема и методики изложения учебного материала.

Авторы выражают благодарность и признательность заведующему кафедрой Металлургия чугуна СибГИУ В.А. Долинскому, сделавшему много ценных замечаний и предложений для улучшения содержания пособия, а также сотрудникам кафедры «Электрометаллургия, стандартизация и сертификация» СибГИУ, принявшими участие в обсуждении данного пособия.

Авторы выражают глубокую признательность и рецензентам, проявившим желание и нашедшим время ознакомиться с данным пособием, сделанными ими ценными замечаниями и предложениями, позволившими значительно улучшить структуру и содержание пособия.

ВВЕДЕНИЕ

История человечества неразрывно связана с развитием производства и использования металлов.

Промышленная классификация делит металлы на черные и цветные. К черным относятся железо и его сплавы – чугун, сталь, ферросплавы, а также марганец и хром. Все остальные металлы объединены в группы: цветных, подразделяющихся на легкие и тяжелые, благородных, а также редких и радиоактивных металлов.

Металлургия чугуна вместе с металлургией стали и электрометаллургией составляют одну из технических наук – черную металлургию, которая изучает процессы и технологию производства железа, марганца, хрома и их сплавов из природных соединений этих металлов, т.е. железных, марганцевых и хромовых руд. Применение того или иного металла (или сплава) в значительной мере определяется практической ценностью его свойств; существенное значение имеют и другие обстоятельства, в первую очередь, природные запасы, доступность и рентабельность его добычи.

Развитие черной металлургии способствовало развитию новых способов добычи и переработки руд. Получение из руды только одного металла приводит к потерям других ценных компонентов сырья и большому количеству отходов. В настоящее время практически все руды следует считать комплексными, а не железными, марганцевыми, медными, никелевыми и т.д., поскольку все руды содержат сопутствующие металлы, а также компоненты нерудной части, которые можно использовать. Комплексная переработка сырья с извлечением всех ценных составляющих при применении процессов, не создающих выбросов в окружающую среду и не на-

рушающих сложившегося кругооборота веществ в природе, соответствует и экологическим требованиям к современному производству. При комплексном использовании сырья отходы одних процессов становятся сырьем для других. Все это определяет поиск таких технологий, которые обеспечивают повышение степени извлечения полезных металлов из руд и комплексную переработку сырья с организацией малоотходных и безотходных производств.

Если исчерпаемость рудных месторождений в настоящее время - удел некоторых металлов, то обеднение рудных месторождений является характерным для всех руд, из которых получают черные и цветные металлы. Причина этого в интенсивной, часто выборочной разработке наиболее богатых месторождений.

Естественно, производство металла не может основываться на переработке бедных руд. Эффективной мерой противостояния этому является рудоподготовка, в результате которой, после обогащения рудных материалов концентрация ведущего элемента в товарной руде увеличивается.

Подготовка руд к плавке связана, не только с необходимостью обогащать, приводить истощенные, обедненные руды к лучшему составу, но и с необходимостью изменить физико-химические свойства рудных материалов. Подготовка сырых материалов, улучшение их технологических свойств, повышение в них концентрации извлекаемого металла, уменьшение вредных примесей, окускование и т.п. оказывают сильнейшее воздействие на технологию экстрагирования металла, ускоряют отдельные процессы, облегчают их технологически и энергетически, интенсифицируют производство.

Подготовка руд эффективна в пределах рентабельности всего производственного цикла. Повышение содержания металла в концентрате рентабельно до тех пор, пока выход концентрата и его стоимость повышают эффективность всего производственного цикла. В настоящее время ни один вид металлургического сырья не используется без той или иной подготовки. Масштабы переработки руд в мире велики.

Получаемые в результате обогащения концентраты поступают на металлургические предприятия для непосредственного получения из них тех или иных металлов и сплавов.

1 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПРИРОДНОГО СЫРЬЯ

Металлы обладают естественным свойством вступать в химическое взаимодействие с другими элементами. Поэтому в реальных условиях земной атмосферы (наличие кислорода, внешнее давление, гравитация) они находятся не в свободном состоянии, а в виде различных соединений. Сродство к кислороду приводит к образованию оксидов, самопроизвольный характер взаимодействия с серой – к образованию сульфитов и сульфатов, взаимодействие с углеродсодержащими газами – карбонатов. Лишь весьма немногие, так называемые благородные металлы – золото, серебро, платина, могут находиться в чистом неокисленном самородном состоянии. Все эти соединения в условиях земной коры (огромные давления и высокие температуры) образуют еще более сложные соединения, состоящие из оксидов железа, марганца, кремния, карбонатов, хромитов и других. Эти соединения представляют многообразную гамму минеральных образований в земной коре. Для жизненных потребностей, однако, нужны не названные соединения, а металлы и различные их сплавы, так как только они обладают свойствами, необходимыми для тех или иных практических целей. Например, оксиды железа не могут служить конструкционными материалами, а сплавы железа с другими компонентами, обладая достаточной прочностью и вязкостью, можно использовать в различных областях промышленности – мостостроении, станкостроении, автомобильной, химической и многих других. Отсюда возникает проблема извлечения из добытого минерального природного сырья металлов и их сплавов.

Каким же образом можно решить названную проблему? В принципе речь идет о возможности тем или иным путем ослабить связи в природных соединениях между элементами и разрушить их, отделить один элемент от другого и экстрагировать, т.е. извлечь в отдельную фазу. К настоящему времени сложилось несколько направлений решения этой задачи.

Рассмотрим возможности получения металлов из оксидов. Самопроизвольный процесс образования оксидов можно представить в виде химической реакции взаимодействия металла (Me) и кислорода (O₂)



Получение металла можно выразить обратной реакцией, иначе реакцией диссоциации оксида металла



Принципиальная возможность осуществления реакции (1.2) может быть оценена методом термодинамического анализа с использованием уравнения изотермы химической реакции.

В наиболее простейшем случае, когда твердые или жидкие фазы (MeO, Me) не образуют между собой растворов и сами не растворены в других веществах, например в шлаке или других материалах, уравнение изотермы для реакции (1.2) запишется

$$\Delta G_{(2)} = RT(\ln P_{O_2}^{\text{факт}} - \ln P_{O_2}^{\text{равн}}), \quad (1.3)$$

где $\Delta G_{(2)}$ – изменение энергии Гиббса при реакции разложения (1.2);

$P_{O_2}^{\text{равн}}$ – равновесное парциальное давление кислорода при данной температуре T ; эта величина определяет прочность данного оксида. Другими словами, $P_{O_2}^{\text{равн}}$ служит мерой сродства металла к кислороду;

$P_{O_2}^{\text{факт}}$ – фактическое парциальное давление кислорода при данной температуре T в зоне реакции.

Реакция (1.2) будет происходить самопроизвольно при условии $\Delta G_{(2)} < 0$, т.е. если $P_{O_2}^{\text{факт}} < P_{O_2}^{\text{равн}}$. Фактическое содержание кислорода в условиях земной атмосферы равно 0,21 атм. (21 кПа). Равновесное содержание кислорода (уравнение реакции (1.2)) для абсолютного большинства металлов много меньше 0,21 атм., поэтому условие для получения металлов $P_{O_2}^{\text{ф}} < P_{O_2}^{\text{р}}$ практически невыполнимо.

С повышением температуры равновесное парциальное давление кислорода увеличивается, а прочность оксида соответственно уменьшается. Но даже при высоких температурах для многих оксидов величина $P_{O_2}^{\text{факт}}$ остается очень малой величиной, значение $\Delta G_{(2)} < 0$, что свидетельствует о том, что в атмосферных условиях большинство металлов в свободном виде находиться не могут (таблица 1.1).

Даже для неполной диссоциации оксидов требуется довольно высокие температуры, чтобы обеспечить необходимые условия. Например, для реакции



температура начала разложения на воздухе равна 1424 °С. Только при этой температуре равновесное парциальное давление кислорода достигает 21 кПа. Для реакции



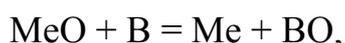
температура начала диссоциации равна 940 °С.

Таблица 1.1 – Термодинамические характеристики реакций диссоциации оксидов

Реакция	Т, К	Средние значения указанного интервала температур	
		ΔG_{1500}° , КДж/моль O ₂	P _{O₂} , Па, 1500 К
$2\text{NiO}_T = 2\text{Ni}_T + \text{O}_2$	1500–1725	166	0,17
$2\text{FeO}_T = 2\text{Fe}_\gamma + \text{O}_2$	1500–1650	311	$1,5 \cdot 10^{-6}$
$2\text{MnO}_T = 2\text{Mn}_\text{ж} + \text{O}_2$	1500–2000	495	$5,9 \cdot 10^{-13}$
$\text{SiO}_{2T} = \text{Si}_\text{ж} + \text{O}_2$	1685–1985	592	$2,5 \cdot 10^{-6}$

Таким образом, и при относительно высоких температурах получение металлов путем термического разложения оксидов практически невозможно.

Для извлечения металлов из природного сырья используют представление о химических реакциях как окислительно-восстановительных. В общем виде такую реакцию, применительно к оксидам металлов, можно записать:



где В – восстановитель.

В качестве восстановителя используются элемент или вещество, которое обладает большим сродством к кислороду, чем восстанавливаемый металл. Анализ таких реакций показывает реальную возможность и целесообразность извлечения металлов из их оксидов. Однако и в этом случае для осуществления процесса требуются достаточно высокие температуры. Обычно в качестве восстановителя используют углерод- и водородсодержащие материалы (уголь, кокс, оксид, углерод, водород). В этом случае процесс извлечения металла называют углетермическим. Используют и металлы, но для этого процесса пригодны только те металлы, восстановительная способность которых выше, чем таковая для восстанавливаемого металла. Все металлы по величине химического сродства к кислороду можно расположить в ряд, например, Fe, Mn, Si, Al, Ca, из которого видно,

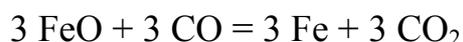
что для восстановления железа можно использовать Mn, Si, Al и Ca, для восстановления марганца – Si, Al, Ca и т.д.

Процесс, в котором для извлечения металлов из руд используют металлы-восстановители, называют металлотермическим. Если в качестве восстановителя оксидов применяют кремний или алюминий, то процесс называют силикотермическим или алюмотермическим соответственно. Марганец обычно не используют из-за относительно низкой восстановительной способности. Следует отметить, что наибольшее применение в промышленности находит углетермический способ извлечения металлов из их соединений, как экономически более приемлемый. Использование же металлов-восстановителей весьма затратно, так как получение их само по себе представляет большую технологическую проблему. Поэтому металлотермические способы используют только тогда, когда невозможно по разным причинам использовать углетермический. Например, силикотермическим процессом получают магний, кальций, металлический марганец, безуглеродистый феррохром, ферромolibден. Алюмотермический способ применяют для производства феррованадия, ферротитана и других сплавов.

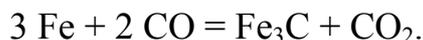
Углетермический способ извлечения металлов имеет свои особенности, которые можно отнести к существенным недостаткам. При восстановлении оксидов железа твердым углеродом (коксом) или оксидом углерода получается железо, которое при высоких температурах процесса растворяет углерод, в результате конечный продукт представляет собой сплав железа с углеродом, называемый чугуном. Максимальное содержание углерода в железе достигает 6,67 %.

Процесс науглероживания можно представить следующими реакциями.

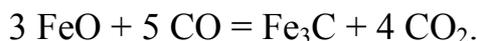
Если восстановителем является оксид углерода, то одновременно с реакцией восстановления



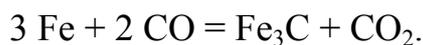
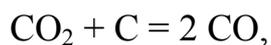
протекает реакция



Суммарной реакцией будет реакция восстановления вюститита с образованием в металле соединения Fe_3C (цементита)



При наличии в системе твердого углерода происходит регенерация образующейся CO_2 (реакция газификации углерода) и оксид углерода опять растворяется в жидком железе с образованием цементита.



Обычно указанные процессы восстановления осуществляют в печах шахтного типа, например, доменной печи. Загружаемые сверху материалы, постепенно опускаясь, попадают в зону высоких температур и высоких содержаний оксида углерода. Создаются благоприятные условия для науглероживания восстанавливаемого металла.

Чугун обладает высокой твердостью (а значит и хрупкостью), довольно значительной коррозионной стойкостью, высокими литейными качествами. Это позволяет использовать чугун для производства отливок различного назначения, других изделий. Основная же масса производимого в металлургической промышленности чугуна подвергается переделу в сталь – это так называемый передельный чугун. Сущность передела заключается в уменьшении содержания растворенного в чугуне углерода до двух и менее процентов. Этот процесс осуществляется в мартеновских печах и конвертерах, в которых основным процессом является реакция выгорания углерода за счет кислорода, подаваемого в реакционную зону (жидкий чугун):



где $[\text{C}]_{\text{Fe}}$ – содержание углерода, растворенного в железе.

В результате получают продукт с содержанием углерода менее двух процентов, который называют сталью. Сталь обладает необходимыми свойствами (прочность, твердость, пластичность, ударная вязкость, легко поддается механической обработке, хорошо сваривается), позволяющими использовать ее в качестве конструкционных материалов. Кроме того, за счет введения в состав сталей специальных добавок (легирующих элементов), можно получать сталь с особыми свойствами. Это так называемые качественные и высококачественные легированные стали, а также стали особого назначения, например, нержавеющие, кислотоупорные, жаростойкие, электротехнические, трансформаторные, инструментальные, рельсовые и многие другие.

Таким образом, сложился, как говорят, двухстадийный процесс получения железа и его сплавов: получение передельного чугуна (первая стадия) и получение непосредственно сталей (вторая стадия). Экономически более выгодна такая технология, когда производство чугуна и дальнейший его передел осуществляются в рамках одного предприятия, т.е. имеется возможность передела жидкого чугуна. В этом случае можно существенно снизить суммарные затраты на производство металлов и сплавов, напри-

мер, за счет использования тепла жидкого чугуна. Как правило, современные металлургические заводы и используют такую технологию.

Одним из существенных недостатков описанного двухстадийного способа производства сплавов на основе железа является невозможность использования большого количества металлолома. По различным причинам (ржавление, механические повреждения, моральный износ, старение и т.п.) накапливается много лома. Частично его можно переработать в мартеновских печах, очень немного – в конвертерах. Необходимо отметить, что производство стали в мартеновских печах к настоящему времени резко снизилось, в связи с развитием и совершенствованием кислородно-конвертерного процесса, как более высокопроизводительного. Но при этом снизилась общая доля перерабатываемого лома, так как кислородно-конвертерный передел позволяет использовать не более 20 – 30 % лома от общей загрузки. Накапливаемый постоянно лом создает проблему экологического характера. В то же время металлолом – это достаточно дешевое сырье, из которого можно получать те же стали, минуя двухстадийный процесс. Отсюда получило распространение другое направление получения сплавов черных металлов – получение его в установках с использованием, в качестве источника тепла, электрической энергии. Эту область металлургии называют электрометаллургией.

Плавка стали в электросталеплавильных печах позволяет перерабатывать значительные количества металлического лома. Электрометаллургические процессы решают и такую важную проблему как значительное улучшение качества стали, достигаемое технологиями, возможными только при использовании электрической энергии: электрошлаковый переплав, внепечное вакуумирование жидкой стали, плавка стали и сплавов в вакуумных индукционных печах, вакуумный дуговой переплав и др. Однако и электросталеплавильный процесс не решает всех проблем. Он позволяет из вторичных черных металлов получать высокого качества товарную продукцию, но не может обеспечить необходимые масштабы его производства, так как не позволяет переработку большого количества жидкого чугуна.

Двухстадийный процесс получения сплавов на основе железа в настоящее время является основным. И хотя постоянно ведутся работы по его совершенствованию не только в России, но и в других промышленно-развитых странах, основные недостатки исключить не удастся. Выплавка чугуна в доменных печах требует использования кокса, получаемого из специальных сортов коксующихся углей, причем достаточно мало содержащих серу. Месторождения и запасы таких углей ограничены. При переработке получаемого в доменных печах чугуна в конвертерах количество переплавляемого лома недостаточно, а в электросталеплавильных агрегатах такой проблемы нет, но возникает другая – переработка жидкого чугуна. Поэтому во всем мире интенсивно ведутся работы по изысканию эф-

фективных способов получения железа и его сплавов непосредственно из природного сырья, минуя доменный процесс. Такие способы называют внедоменными, прямыми, процессами металлизации. Все эти термины отражают те или иные особенности процесса. К настоящему времени разработано и используются несколько способов прямого восстановления руд. Они отличаются, главным образом, устройством установки для получения восстановительного газа и устройством реактора, в котором осуществляется восстановление оксидов. Наибольшее распространение в промышленных масштабах получили способы восстановления в шахтных печах и ретортах: Мидрекс-процесс, процесс Пурофера, процесс ВНИИМТ, процесс Охалата и Ламина, а также процессы в кипящем слое. Более подробно эти процессы рассмотрены в специальной главе.

Как уже отмечалось выше, процессы извлечения черных металлов требуют достаточно высоких температур, которые можно обеспечить за счет источников тепла (тепло за счет горения топлива твердого или газообразного, теплота экзотермических реакций, электрическая энергия). Возможность осуществления восстановительных процессов технологических операций с жидкими металлами и их сплавами реализуются только при высоких температурах. В то же время высокотемпературные процессы сильно усложняют технологию, организацию их, приводят к большим потерям металла за счет испарения, пылегазообразования, что, в конечном итоге, приводит к снижению эффективности производства и значительному ухудшению экологии в районах этого производства.

Относительно новым, но достаточно обнадеживающим направлением получения металлов и сплавов, является отказ от применения высоких температур и использование способности многих металлов растворяться в щелочах или в отдельных труднорастворимых соединениях в самостоятельную фазу. Эта область металлургии называется гидрометаллургией.

Гидрометаллургические процессы заключаются в извлечении, например, методом выщелачивания металлов из руд, концентратов, производственных полупродуктов и отходов путем их обработки водными растворами химических реагентов с последующим выделением из раствора металла или его химического соединения. Наиболее эффективными методами гидрометаллургии являются жидкостная экстракция, ионный обмен, осаждение металлов газами под давлением.

Необходимость очистки урана, извлечение его из растворов после выщелачивания рудного сырья и переработки облученного урана, привела к возникновению и развитию экстракции. Затем сфера применения экстракционных процессов расширилась и стала самостоятельной областью металлургии. Экстракция получает все более широкое использование для извлечения металлов из растворов кучного выщелачивания, шахтных вод и выходящих растворов, то есть в тех случаях, когда извлечение металлов из руд непосредственно неэффективно. Другим направлением широкого ис-

пользования экстракции является извлечение многих ценных металлов из комплексных руд, которые частично теряются за счет неполного извлечения во флотационно-пирометаллургических процессах. С точки зрения получения черных металлов процессы экстрагирования железа из растворов после выщелачивания промышленных стоков возможны. Далее это железо можно перевести в концентрат и переработать на металлургических заводах. Однако из-за малой экономической эффективности в настоящее время лишь на очень немногих заводах за пределами России практикуют экстракционное извлечение железа. В будущем эти процессы получают распространение из-за необходимости экономии природных запасов и сохранения окружающей среды. Следует добавить, что масштабы производства металлов методом гидрометаллургии не могут покрыть огромную потребность народного хозяйства в них. Поэтому на сегодняшний день основным видом производства черных металлов остаются доменное, сталеплавильное и электросталеплавильное производства.

2 ОСНОВНЫЕ ОЦЕНОЧНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ РУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

2.1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОНЯТИЯ «РУДА». СОСТАВ РУДЫ

Железо является распространенным в природе элементом. Его содержание в земной коре (кларк) составляет 4,2 %. Оно входит в состав 350 минералов.

Рудными ископаемыми, или рудами, называют такие минеральные массы (горные породы), из которых экономически целесообразно извлечение металла или необходимого элемента. В соответствии с этим *железные рудами* называют горные породы, из которых возможно извлечение железа.

Промышленным месторождением руд считается такое месторождение руд, когда запасы руды составляют не менее 100 млн. т. Только в таком случае обоснована экономичность этой разработки, так как вкладывать средства в строительство, например, шахт или карьеров, жилья, коммуникаций целесообразно только при достаточно длительной эксплуатации месторождения. При определении промышленной ценности железорудных месторождений, кроме металлургических свойств руды, экономического фактора учитывается также фактор географический: близость месторождения к железным дорогам, речным и морским портам; наличие в районе месторождения крупных населенных пунктов, а также климатические условия играют немаловажную роль.

Образование рудных тел относительно поверхности земли может быть глубоким (глубокое залегание) и близким к поверхности. Соответственно, применяются два способа добычи руд: а) закрытый способ (строительство шахт); б) открытый способ (строительство карьеров).

Руда состоит из рудного (рудообразующего) минерала, пустой породы и примесей. Извлекаемый элемент находится в рудном минерале.

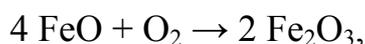
Железо обладает сравнительно большим сродством к кислороду и в силу этого в земной коре не обнаруживается в чистом виде, а находится главным образом в соединениях с кислородом и диоксидом углерода.

Рудные минералы железных руд представляют собой оксиды железа, карбонаты железа и некоторые другие соединения. Главными из них являются:

1. *Гематит*, имеющий химический состав Fe_2O_3 – безводный оксид железа. Гематит содержит 70 % железа. Руда, образованная из гематита, называется красным железняком и является самым распространенным типом руды. Он обычно характеризуется высоким содержанием железа и малым содержанием вредных примесей. Типичным месторождением гематитовых руд является, например, Криворожское месторождение.

2. *Магнетит*, имеющий химический состав Fe_3O_4 – магнитный оксид железа. Он содержит 72,4 % железа. Отличается от других минералов промышленных железных руд магнитными свойствами, которые теряются при нагреве выше 570°C . Магнетит можно представить как сложную молекулу, состоящую из оксидов железа $\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$. Руды, образованные магнетитом, называют магнитными железняками, или магнетитами. Они менее распространены, чем гематиты, характеризуются высоким содержанием железа, повышенной восстановимостью, часто сопровождаются присутствием серой.

Магнетит под действием влаги и кислорода атмосферы окисляется. Моноксид железа в молекуле $\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ реагирует с кислородом воздуха по реакции



то есть переходит в безводный оксид железа. Образовавшийся минерал по своему химическому составу является гематитом, однако из-за отличия в кристаллической решетке называется *мартитом* (смесь гематита и магнетита). В природе встречаются руды с разной степенью перехода магнетита в мартит. Мерой этого перехода является величина отношения $k = \frac{\text{Fe}_{\text{об}}}{\text{Fe}_{\text{FeO}}}$, которая для чистого магнетита равна 3, а для чистого мартита – бесконечно велика. Принято, что при $k \leq 3,5$ руда называется магнетитом, при $k = 3,5 - 7,5$ – полумартитом и при $k > 7,5$ – мартитом. Очень часто верхние слои магнетитовых месторождений окисляются и переходят в мартит.

3. *Бурые железняки* – $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ – водные оксиды железа. В зависимости от значения n образуются разные гидроксиды. Выделяются такие водные оксиды железа: $n \sim 0,1$ – гидрогематит; $n \sim 1,0$ – гетит; $n \sim 1,5$ лимонит и др. Наиболее часто встречаются бурые железняки на основе лимонита $2 \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3 \text{H}_2\text{O}$, которые называются лимонитовыми. Бурые железняки характеризуются пониженным содержанием железа, рыхлы, часто содержат марганец, фосфор, обладают высокой пористостью и восстановимостью.

4. *Сидерит*, имеющий химический состав FeCO_3 – карбонат железа, содержит 48,2 % Fe. Образованная сидеритом руда называется шпатовым железняком или сидеритом. Сидериты распространены гораздо меньше, чем другие руды, характеризуются высокой восстановимостью, низким содержанием железа из-за незначительного содержания его в рудном минерале и большого количества пустой породы. Под воздействием влаги и кислорода атмосферы сидериты могут переходить в бурые железняки, так как моноксид железа в молекуле $\text{FeO}\cdot\text{CO}_2$ окисляется и поглощает влагу.

Поэтому встречаются месторождения, в которых верхние слои руды являются бурыми железняками, а нижние, коренные – сидеритами.

5. *Ильменит*, имеющий химический состав FeTiO_3 – железная соль титановой кислоты. Ильменит содержит 36,8 % Fe и 31,8 % Ti. Встречается всегда в сростках с обычным магнетитом, т.е. в виде $\text{FeTiO}_3 \cdot \text{Fe}_3\text{O}_4$. Образующие ильменитом руды называются титаномагнетитами. Титаномагнетит является плотной трудновосстановимой рудой, которая дает густые и тугоплавкие титанистые шлаки. Обладает магнитными свойствами и хорошо обогащается магнитной сепарацией. Часто сопровождается ванадием.

6. *Пирит*, химический состав FeS_2 – сульфид железа или серный колчедан. Он содержит 46,6 % железа. Пирит железные руды не образует. Он используется в химической промышленности, где его сжигают для отделения серы. Железо при этом окисляется и в виде пиритных огарков применяется при производстве агломерата.

Пустой породой железных руд называются балластные соединения, не содержащие железа или содержащие в небольших количествах. Указанные выше рудные минералы в чистом виде практически не встречаются, они всегда сопровождаются большим или меньшим количеством пустой породы, которая может входить органически в структуру руды, а может и примешиваться в процессе добычи. Количественное соотношение рудного минерала и пустой породы, прежде всего, определяет богатство руды.

Пустая порода железных руд состоит из различных сложных минералов, составными частями которых являются: кремнезем SiO_2 , глинозем Al_2O_3 , известь CaO и магнезия MgO . В идеальном случае порода при расплавлении должна давать готовый шлак. Одной из важнейших характеристик шлака является основность, которой называют отношение содержания основных оксидов к содержанию кислых оксидов. Например основность шлака можно выразить отношением:

$$O_{\text{ш}} = \frac{\text{CaO} + \text{MgO} + \text{MnO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{P}_2\text{O}_5}$$

Нормальный доменный шлак характеризуется отношением:

$$O_{\text{ш}} = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,9 - 1,4,$$

где CaO , MgO , Al_2O_3 , SiO_2 – содержание соответствующих оксидов в шлаке.

Именно такой состав шлака обеспечивает нужные температуры плавления, вязкость, способность поглощать серу из металла. Это отношение называется *основностью*, или *индексом основности*, шлака. Если состав пустой породы не соответствует этому отношению, то его необходимо

создать, добавляя либо основные, либо кислотные оксиды. Но так как в подавляющем большинстве случаев в породе руд преобладают Al_2O_3 и SiO_2 , то необходимо добавлять CaO и MgO в виде кускового известняка, например, в доменную печь или дробленый известняк, известь, ракушечник, мел непосредственно в агломерационную шихту на аглофабрике.

Наиболее ценной является так называемая самоплавкая руда, имеющая основность пустой породы около 1,0.

В зависимости от преимущественного содержания того или иного оксида или соединений в пустой породе руды классифицируют на:

1. *Руды с кремнистой пустой породой.* Основным компонентом пустой породы является кварц SiO_2 и его соединения, главным образом силикаты. Силикаты входят в состав целого ряда горных пород: гранита, гнейса, базальта, различных сланцев, асбеста. Например, асбест имеет состав $CaO \cdot 3MgO \cdot 4SiO_2$. Многие драгоценные камни (изумруд, топаз, аквамарин) представляют собой хорошо образованные кристаллы природных силикатов.

2. *Руды с глиноземистой пустой породой.* Основу породы составляют сложные природные соединения глинозема Al_2O_3 – алюмосиликаты кальция, магния, железа, калия и др. Алюмосиликаты – это силикаты, содержащие оксид алюминия. Одним из распространенных алюмосиликатов являются полевые шпаты, в состав которых, кроме оксидов кремния и алюминия, входят еще оксиды калия, натрия или кальция. Например, обычный полевой шпат, или ортоклаз, содержит K_2O , его формула $K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$. К алюмосиликатам относятся также слюды, отличающиеся способностью раскалываться на тонкие гибкие пластинки. В их состав входят водород, калий или натрий, в состав некоторых слюд входят также кальций, магний и железо. Обычно белая слюда имеет состав $K_2O \cdot 3Al_2O_3 \cdot 6SiO_2 \cdot 2H_2O$. Каолин, составляющий основу различных глин, описывается формулой $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$. Граниты и гнейсы состоят из кристаллов кварца, полевого шпата и слюды.

3. *Руды с магнезиальной пустой породой.* Основу этих пород составляют соединения оксида магния с другими оксидами типа шпинелей $MgO \cdot Al_2O_3$, $MgO \cdot FeO \cdot 2SiO_2$.

В железных рудах всегда встречается некоторое количество примесей, т.е. элементов, содержащихся в руде в силу различных геологических условий ее образования. Эти примеси могут быть полезными и вредными.

Полезными примесями являются марганец (Mn), хром (Cr), никель (Ni), ванадий (V), вольфрам (W), молибден (Mo) и др. Полезность их определяется, главным образом, влиянием на качество получаемой стали.

Наиболее распространенная примесь – марганец, в химическом отношении – аналог железа. В обычных условиях плавки марганец вводится в чугуны за счет марганцевой руды, подаваемой в аглошихту. Наличие марганца в железной руде позволяет устранить расходы на марганцевую руду

и снизить себестоимость чугуна. Значительные количества марганца содержатся в рудах Керченского, Атасуйского месторождений.

Хром и никель являются ценными легирующими элементами, переходящими сначала в чугун, а затем и в сталь и улучшающими ее качество. Они позволяют снизить расход дорогих феррохрома и ферроникеля. Содержание хрома и никеля в рудах обычно небольшое и составляет от десятых долей до нескольких процентов. Характерными в этом отношении являются руды Орско-Халиловского месторождения (0,5 % Ni и 1 % Cr) и Кубинские руды (1,7 – 2 % Cr и 0,8 – 1 % Ni).

Ванадий в значительных количествах обычно содержится только в титаномагнетитах. Ванадий в процессе доменной плавки частично переходит в шлак, из которого затем извлекается по специальной технологии. В небольших количествах содержится в керченских рудах – 0,1 %, гораздо больше в качканарских – до 0,35 %.

Вольфрам и молибден являются полезными примесями, однако встречаются крайне редко.

Вредными примесями железных руд являются сера, фосфор, мышьяк, цинк и свинец.

Сера вызывает снижение прочности стали при повышенных температурах (свойство «красноломкости») и поэтому во всех случаях является примесью вредной. По действующим стандартам, содержание ее в перепельном чугуне не должно превышать 0,015 – 0,06 %. Основное количество серы в доменную печь вносится коксом, иногда много ее вносится и рудой. Наиболее часто сера встречается в магнетитах, где содержание ее не должно превышать 0,2 %. Если же руда подвергается агломерации, то этот предел может быть значительно повышен (до 2 %). Такое резкое изменение объясняется тем, что при агломерации уходит с газами до 95% всей серы. В рудах сера находится в виде сульфидов FeS_2 , сульфатов $CaSO_4$, $BaSO_4$. Сульфатная сера переходит в металл интенсивнее, чем сульфидная.

Фосфор вредно влияет на качество стали, снижает ее прочность при низких температурах (придает свойство «хладноломкости») и поэтому является вредной примесью. В рудах он содержится в виде апатита $Ca_5(Fe, Cl)(PO_4)_3$ и вивианита $Fe_3(PO_4)_2 \cdot 8H_2O$. В доменной печи фосфор восстанавливается, полностью переходит в чугун, а затем частично и в сталь. Поэтому содержание его в рудах должно быть низким и составлять сотые доли процента. В некоторых случаях повышенное содержание фосфора в чугуне не только допустимо, но и необходимо. Так, томасовский чугун выплавляют с содержанием 1,6 – 2 % фосфора. Фосфористые сорта литейных чугунов могут содержать 0,3 – 0,7 % и даже до 1,2%. Фосфористые чугуны обладают высокой текучестью и хорошо заполняют форму. Наиболее фосфористыми рудами являются керченские и ковдорские, где содержание фосфора доходит до 1 %.

Мышьяк (As) в химическом отношении аналогичен фосфору, и действие его на качество стали примерно такое же. В доменной печи мышьяк полностью восстанавливается и переходит в чугун. В рудах находится в виде FeAsS, при агломерации почти не удаляется. Мышьяк содержится в керченских рудах (до 0,15 %).

Цинк (Zn) является вредной примесью, хотя и не переходит в чугун. Цинк, возгоняясь в нижней части доменной печи, конденсируется в кладке верха печи и вызывает ее расширение. Это приводит к разрыву верхней части кожуха печи, разрушению кладки. Цинк имеется, например, только в железных рудах Горно-Шорского района (вблизи г. Новокузнецка).

Свинец является вредной примесью. Скапливается в горне печи, он разрушает кладку.

2.2 ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

При изучении полезных ископаемых, разведке и исследовании на обогатимость и возможность извлечения нужных компонентов оцениваются следующие основные свойства, оказывающие решающее воздействие на показатели дальнейшей их переработки.

1. *Содержание извлекаемого компонента.* Это основной показатель, определяющий его ценность и рентабельность переработки при металлургическом переделе. Этот показатель используют при классификации сырья, например, железных руд на природно-богатые, бедные (требующие обогащения) и забалансовые, то есть такие руды, которые в настоящее время не могут быть использованы как железорудное сырье, то есть могут относиться к пустым породам. Существует некоторое минимальное (граничное) содержание компонента, при котором он имеет практическую ценность. Значение нижнего предела для различных руд различно и не постоянно и находится в интервале 5 – 50 %. Оно определяется развитием техники и технологии обогащения, а также экономическими факторами. Например, нижний предел содержания железа в природно-богатых рудах следующий, %:

– магнетитовые руды с кислой пустой породой	– 62
– магнетитовые руды с основной пустой породой	– 50
– гематитовые руды с кислой пустой породой	– 60
– гематитовые руды с основной пустой породой	– 48
– бурожелезняковые руды	– 46
– сидеритовые руды	– 35

Промышленная ценность руд определяется содержанием в них не только основного извлекаемого компонента, но и содержанием сопутствующих компонентов. Например, кроме железа, некоторые комплексные руды содержат титан, ванадий, медь, кобальт, золото, платину и другие

элементы. Из нерудных минералов в них могут присутствовать апатит, бор, барит и др. Поэтому при промышленной оценке руд часто даже бедные по содержанию руды, учитывая огромные масштабы переработки их и содержание других ценных элементов пусть при малом их содержании, можно квалифицировать как промышленные руды. Переработка таких руд может обеспечить производство значительного количества концентратов цветных, редких металлов и полезных нерудных компонентов.

2. *Вещественный (минеральный) состав.* Он характеризует, в какой из минералов входит извлекаемый элемент, как изменяется химический состав минерала в процессе промышленной разработки. Минеральный состав определяет способность руд к обогащению или, другими словами, степень извлечения полезного компонента. Так, если из магнетита (Fe_3O_4) максимально можно извлечь 72,4 % железа, то из карбоната железа (FeCO_3) – лишь 48,3 %. Кроме того, вещественный состав как естественное свойство природного сырья определяет и полноту извлечения. В связи с этим на практике используют такие понятия, например, применительно к железным рудам, как рудное, промышленное и технологическое железо.

Железо, которое может быть максимально извлечено в концентрат из руды при металлургическом переделе, называют рудным железом. Это понятие является не только технологическим, но и экономическим и экологическим. Оно охватывает свойства руд, технологические параметры обогащательного и металлургического процессов, а также экономические критерии производства металла и экологические вопросы по охране недр и безотходному использованию минеральных ресурсов.

Содержание рудного железа может быть определено и как содержание металла в руде, извлечение которого может обеспечить получение концентратов, удовлетворяющих современным требованиям металлургического передела. Понятие «рудное железо» имеет наибольшее значение при оценке запасов руд эксплуатируемых и разведываемых месторождений.

Практическая ценность железорудного сырья оценивается промышленным содержанием железа. Это часть рудного железа, которая может быть в настоящее время извлечена по наиболее прогрессивным схемам обогащения (магнитная, гравитационная, флотация и др.), освоенными промышленностью. Если обозначить α_p – содержание рудного железа, α_n – промышленное содержание железа, то

$$\alpha_n = K_c \cdot \alpha_p,$$

где K_c – коэффициент совершенства, зависящий от современного уровня технологии обогащения.

При практической оценке промышленного содержания железа по результатам технологических анализов определяют или рассчитывают выход концентрата γ_k с принятым и наиболее предпочтительным для металлургии-

ческого производства содержанием железа β_k в концентрате. Тогда промышленное содержание железа в руде можно оценить по формуле

$$\alpha_{\text{п}} = \gamma_k \cdot \beta_k.$$

Железо, извлекаемое по данной технологии обогащения, называют технологическим. Его значение может быть определено с помощью технологических анализов по схеме обогащения, принятой для переработки данной руды на конкретном предприятии.

Значительное влияние на содержание железа в металлургической шихте оказывает минеральный состав нерудных минералов. Его влияние сказывается двояко. С одной стороны – это повышение содержания железа за счет летучей нерудной составляющей, находящейся в руде или концентрате, когда она представлена минералами типа кальцит, доломит или водными минералами (каолинит, силикаты), с другой стороны – снижение содержания железа за счет доводки известняка и доломита для поддержания в печи необходимой основности. Величина этого изменения содержания железа зависит в итоге от соотношения основных и кислых пород в товарных рудах или концентратах.

3. *Вкрапленность рудных и нерудных минералов.* Вкрапленность характеризует распределение компонентов в кусках минерального сырья. При его добыче и последующем дроблении возможно получение кусков со следующим распределением (рисунок 2.1).



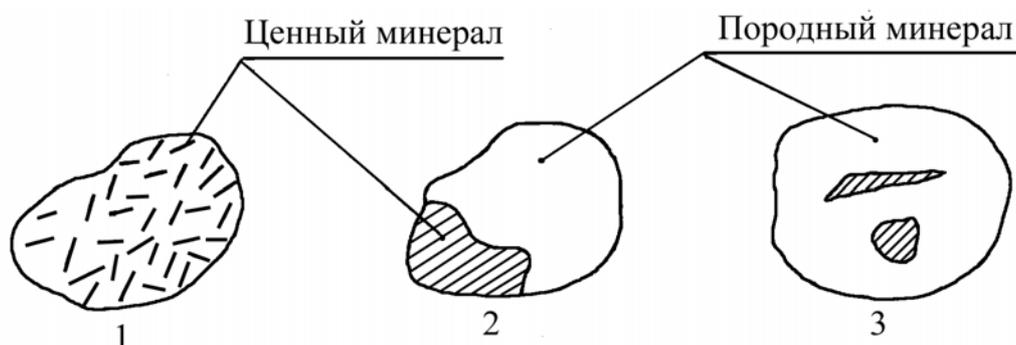
a – куски, содержащие только полезный минерал; *б* – куски, содержащие только породные минералы; *в* – куски-сростки, содержащие полезные и природные минералы

Рисунок 2.1 – Распределение ценного компонента в кусках

Наибольшую трудность при разделении рудной и нерудной части представляют куски-сростки. Их наличие и характер строения определяют необходимую крупность дробления и измельчения руд, что в свою очередь, отражается на энергоёмкости переработки. Наиболее экономичные

показатели извлечения могут быть получены при отсутствии сростков или их минимальном содержании или, как говорят, при полном раскрытии минералов. Но это достигается высокой степенью дробления и измельчения.

В свою очередь, распределение извлекаемого компонента в куске-сростке может быть различно. Например, рассматривают три формы такого распределения (рисунок 2.2).



1 – равномерное по всему объему сростка с выходом на поверхность отдельных вкраплений; 2 – концентрированное, при котором ценный компонент имеет выход на поверхность куска; 3 – концентрированное, при котором ценный компонент не имеет выхода на поверхность

Рисунок 2.2 – Формы распределения ценного минерала в сростках

Количественно вкрапленность характеризуется максимальным линейным размером зерен и их агрегатов в массиве, определяемом под микроскопом только по одной плоскости среза, что не учитывает конфигурации зерна. Наиболее полно вкрапленность оценивается удельной поверхностью рудных и нерудных зерен или их агрегатов. Этот параметр учитывает не только геометрическую форму вкраплений, но и определяет энергетические затраты, необходимые для вскрытия минералов. Для определения удельной поверхности может быть использован способ попеременного селективного растворения вкрапленных рудных и нерудных минералов, с последующим определением их гранулометрического состава. Оценка вкраплений минералов, представленных в виде нерастворимых остатков, производится по среднему размеру зерна.

Применяется следующая классификация руд по вкрапленности (на основе исследования магнетитовых кварцитов) в м²/кг:

- | | |
|----------------------------|--------------|
| 1) массивные | – 0 – 25; |
| 2) крупновкрапленные | – 25 – 100; |
| 3) тонковкрапленные | – 100 – 150; |
| 4) весьма тонковкрапленные | – более 150. |

Оценка вкрапленности позволяет уже при ее определении наметить технологические схемы обогащения. Например, руды с удельной поверх-

ностью срастания менее 100 м²/кг могут успешно обогащаться по одно- и двухстадийным схемам, а их концентраты использоваться для металлизации и прямого получения железа. Тонковкрапленные и весьма тонковкрапленные с удельной поверхностью срастания более 150 м²/кг требует применения многостадийных или комбинированных схем обогащения для получения концентратов, металлургический передел которых возможен металлизацией и электроплавкой.

4. *Гранулометрический состав.* Гранулометрический состав, как свойство полезного компонента формируется в процессе добычи, транспортирования и подготовки к потреблению. При этом основное влияние на его формирование оказывает физико-механические свойства минералов, способы добывания, методы перегрузки и транспортирования.

Формирующийся гранулометрический состав имеет большое значение как на подготовительных стадиях к извлечению полезных компонентов (дробление, измельчение, классификация), так и непосредственно в процессе переработки. Различное содержание одних и тех же фракций в измельченном до одинаковой крупности продукте является основным фактором снижения как общей, так и истинной удельных производительностей измельчения по готовому классу. Последнее связано с возможностью разрушения руды по контактам срастания, что влияет на раскрытие руд.

С точки зрения технологичности процесса известно, что железо, например, восстанавливается из руд тем быстрее, чем меньше размер кусков, но до известного предела, за которым дальнейшее уменьшение размера не ускоряет восстановительный процесс, так как наличие мелких частиц в слое шихты сильно ухудшает ее газопроницаемость восстановительными газами. Оптимальными обычно считают максимальный размер куска руды 50 – 80 мм, минимальный 6 – 10 мм.

При оценке обогатимости минерального сырья оптимальным верхним пределом размеров частиц, отправляемых на сортировку, принимают 300 мм, а нижний зависит от применяемого метода разделения и чаще всего находится в пределах 25 – 5 мм.

5. *Контрастность свойств рудного минерала.* Это – различие содержания ценного компонента в кусках руды. Для оценки колебания содержания его большинством исследователей принято среднее взвешенное относительное отклонение содержания компонента в отдельном куске от среднего содержания в руде. Этот показатель применяют для определения контрастности узкого класса крупности.

6. *Обогатимость минерального сырья.* Необходимость оценки природного сырья с точки зрения его обогатимости вызвана с одной стороны истощением запасов легкообогатимых руд, обеднением минеральных месторождений, с другой стороны – все развивающимися требованиями к высокому качеству концентратов с минимальным содержанием пустых пород, вредных примесей. Основным направлением использования бедных

рудных месторождений является разработка и освоение в промышленных масштабах технологий обогащения таких руд. Практика передовых горно-обогатительных комбинатов показывает возможность извлечения, например железа из железных руд, в концентрат с содержанием его до 66 – 68 %. Однако при обогащении увеличиваются эксплуатационные и капитальные затраты, причем так, что выгода, полученная за счет повышенного содержания железа в концентрате, может не окупиться при дальнейшем металлургическом переделе. Поэтому необходимо учитывать противоположный характер соотношения этих двух факторов. Оптимальным, по-видимому, будет такой уровень обогащения, который обеспечит минимальные приведенные затраты на получение металла в общем процессе: добыча – обогащение – транспорт – подготовка к металлургическому извлечению – металлургический передел. Количественным критерием такого подхода является соотношение затрат на производство 1 т металла при непосредственном использовании необогащенной руды в металлургическом производстве и после ее обогащения. На основании этого соотношения руды разделяют на три категории.

К *первой категории* относят природно-богатые руды, не требующие обогащения, так как затраты на него не компенсируются экономией при дальнейшем переделе этих руд.

Ко *второй категории* относят руды, подлежащие обогащению. При этом эта категория руд подразделяется на две группы:

а) руды, металлургический передел которых малоэффективен. Например, чугуны, полученные из концентратов обогащения железных руд, являются дорогим, несмотря на снижение затрат по сравнению с плавкой необогащенной руды;

б) руды, эффективность обогащения которых для дальнейшего извлечения металла несомненна.

К *третьей категории* относятся руды, металлургический передел которых при современном техническом уровне горно-металлургического производства нецелесообразен, т.е. обогащение таких руд экономически не оправдано, так как затраты на обогащение превышает эффект, полученный за счет этого обогащения.

2.3 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ОЦЕНКИ РУДНОГО СЫРЬЯ

С точки зрения эффективности технологического процесса главным фактором, определяющим металлургическую ценность промышленных руд, является содержание извлекаемого материала. Металлургическая ценность железных руд и концентратов определяется содержанием железа, соотношением и химическим составом рудных и нерудных минералов, наличием сопутствующих компонентов, гранулометрическим составом, физическими свойствами и затратами на обогащение. Основным показателем

все же является содержание железа в концентрате, так как оно определяет расход кокса и флюсов, производительность печей, т.е. технико-экономические показатели производства. Кроме того, учитываются и другие оценочные показатели.

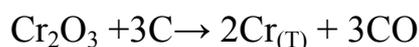
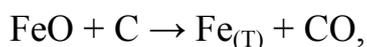
1. *Восстанавливаемость руды*. Оценивается по скорости восстановления металла из его оксидов. Чем выше восстанавливаемость руды, тем меньше времени ее пребывания в восстановительном агрегате. При одинаковом же времени пребывания в нем восстановится больший процент руды.

Количественно восстанавливаемость руды можно оценить по степени восстановления. Эта величина определяется отношением количества восстановленного оксида к исходной массе оксида в долях или процентах. Количество восстановленного оксида определяется обычно косвенным путем по потере массы оксида при восстановлении за счет освобождения связанного с металлом кислорода и удаления его из реакционной зоны в виде CO и CO₂

$$\alpha = \frac{\Delta m}{m} \quad \text{или} \quad \alpha = \frac{\Delta m}{m} \cdot 100 \%$$

По этому показателю руды относятся к трудновосстановимым, легковосстановимым и к рудам средней восстановимости. Наивысшей восстановимостью обладают обычно бурые железняки и сидериты. За ними по мере уменьшения восстановимости следует гидрогематит, гематит и магнетит.

Отнесение руды к той или иной степени трудности восстановления можно производить и по температуре начала восстановления основного оксида руды, получаемой расчетным или опытным путем. Чем выше эта температура, тем труднее осуществить процесс восстановления. Например, температуры начала восстановления чистых оксидов твердым углеродом с получением чистых восстановленных элементов по реакции вида



и т.д. приведены в таблице 2.1.

2. *Кусковатость (или обратный ей показатель – пылеватость) и пористость*. Эти свойства руды сильно влияют на газопроницаемость столба шихты, а следовательно, на скорость восстановления руды. Кусковатость зависит от физико-механических свойств минералов и от способов разработки рудных месторождений. Влияние кусковатости на степень восстановления может быть выражена зависимостью

$$\alpha = 1 - [1 - (2i/d)]^3,$$

где α – степень восстановления;

i – глубина распространения зоны реакции, принимаемая за постоянную величину, мм;

d – размер куска, мм.

Таблица 2.1 – Температура начала восстановления оксидов

Восстанавливаемый оксид	Температура начала восстановления, °С	Восстанавливаемый оксид	Температура начала восстановления, °С
FeO	700	TiO ₂	1700
Cr ₂ O ₃	1230	HgO	1880
MnO	1420	Al ₂ O ₃	2050
SiO ₂	1540	CaO	2140

Прямое использование пылеватых руд практически невозможно в любых агрегатах из-за выноса рудных частиц менее 2 – 3 мм газовыми потоками (прямые потери руды), запыления окружающей среды и других причин. Добыча и использование пылеватых руд, поэтому требует строительства дорогостоящих фабрик по агломерации и их окомкованию. Количество мелочи особенно велико при добыче бурых железняков, гидрогематитовых и гематитовых руд. Например, богатые руды Курской магнитной аномалии при добыче дают до 85 % мелочи, нуждающейся в окусковании. Средний выход фракций более 10 мм из богатых криворожских руд не превышает 32 %; выход фракций больше 5 мм при добыче Керченского железняка не более 5 %.

При данном фракционном составе большое значение приобретает пористость рудных кусков. Характер пористости во многом предопределяет поверхность взаимодействия газообразного восстановителя с веществом руды. Принято характеризовать общую пористость руды и распределение пор по крупности. Общая пористость Π определяется выражением

$$\Pi = \frac{(\rho_{\text{ист}} - \rho_{\text{каж}})}{\rho_{\text{ист}}} \cdot 100\%,$$

где $\rho_{\text{ист}}$ – истинная плотность руды, г/см³. Это масса 1 см³ абсолютно плотного вещества руды (при отсутствии пор);

$\rho_{\text{каж}}$ – кажущая плотность руды, г/см³. Это масса 1 см³ пористого вещества руды.

Чем выше пористость, тем выше качество руды с точки зрения ее восстановления. Например, обожженные окатыши, полученные из магне-

титовых концентратов, считают более качественными по сравнению с агломератом, полученным из той же шихты, так как пористость окатышей на 3 – 8 % выше, чем пористость агломерата. Опыт показывает, что при изменении пористости с 10 до 60 % продолжительность восстановления может уменьшиться в три с лишним раза.

Магнетит весьма плотный материал (насыпная плотность составляет 3,8 – 4,0 т/м³, пористость 7 – 12 %) и обычно он трудновосстановим. При обжиге магнетит окисляется в гематит, что приводит к некоторому разрыхлению кусков, пористость увеличивается (до 20 % и более), улучшается и восстановимость. Бурожелезняковые и сидеритовые руды легко восстанавливаются вследствие их высокой пористости (10 – 30 %), растрескивания и удаления летучих и влаги при обжиге. Силикаты железа имеют низкую восстановимость, так как железо в них прочно связано в плотные структуры с кислыми оксидами. В обычных условиях гематит восстанавливается лучше, чем магнетит. Это можно объяснить тем, что зерна магнетита крупнее зерен гематита и имеют более плотную упаковку, а следовательно, и меньше микропор. Кроме того, поры в гематитовой руде более вытянуты и более доступны проникновению газа.

3. Прочность руды. Характеризует ее способность разрушаться под действием разных факторов. Различают прочность руды под действием физических нагрузок, прочность при сушке, нагреве и восстановления.

При использовании руды в устройствах шахтного типа частицы рудного сырья испытывают давление вышележащих слоев материала, трение друг о друга, о стенки агрегата и, если прочность их недостаточна, то могут разрушаться. Образуется много мелкой фракции, ухудшающей газопроницаемости этого столба материалов. Механическая прочность требуется и в других процессах, а также при транспортировании руды и при погрузочно-разгрузочных работах.

Механическую прочность количественно оценивают по содержанию мелочи в барабанной пробе. Это испытание материала на прочность заключается в следующем. В специальный металлический барабан загружают определенное количество сырья (руда, окатыши, агломерат) фракции, например 25 – 100 мм и вращают некоторое время (5 – 10 мин.) с определенной скоростью. Затем определяют количество мелочи (0 – 5 мм) в процентах. Чем больше мелочи, тем меньше прочность. Если барабанная проба низкая, например, для агломерата около 20 %, то прочность его достаточно высокая, если барабанная проба составляет 30 % и более, то прочность – низкая. Все параметры барабанной пробы (время и скорость вращения барабана, загрузка, выход мелочи) устанавливаются ГОСТами для каждого испытываемого материала.

Прочность кусков руды при сушке зависит от влажности руды и скорости сушки. Слишком быстрая сушка может вызвать распыление кусков руды под действием водяных паров.

В состав руды входят минералы с разными коэффициентами термического расширения. При нагреве в кусках руды возникают значительные внутренние напряжения, вызывающие их разрушения с образованием мелочи.

Более сильное действие на прочность руды оказывает ее восстановление газами CO и H₂. Одна из причин разрушения железорудных материалов при восстановлении заключается в том, что процесс восстановления сопровождается перестройкой кристаллических решеток оксидов и появлением больших внутренних напряжений за счет изменения параметров решетки. Например, при переходе гематит – маггемит (тригональная решетка переходит в тетрагональную или кубическую) объем куска увеличивается на 8,6 – 18,3 %, что неизбежно приводит к разрушению кусков руды. Гематитовые руды именно поэтому имеют низкую прочность при восстановлении. Другая причина разрушения руды состоит в анизотропии кристаллов оксидов железа: скорость восстановления их в различных направлениях различна. Например, имеет место преимущественный рост волокнистого железа по отдельным направлениям в кристаллах вюститита (FeO).

Основным показателем разрушаемости руды в восстановительных условиях является величина перепада давления газа между давлением под восстанавливаемым слоем и над восстанавливаемым слоем, находящемся под некоторым давлением за счет внешней нагрузки

$$\Delta P = P_H - P_K ,$$

где P_H – начальное давление газа (под колосниковой решеткой, на которой находится слой руды), Па;

P_K – конечное давление газа над слоем руды, Па.

Уменьшение давления ΔP является следствием того, что при разрушении увеличивается количество мелочи, газопроницаемость слоя руды ухудшается, растут потери напора газа при его прохождении через слой.

Опыты, осуществленные на специальной установке, показывают, что прочность некоторых гематитовых руд оценивается величиной $\Delta P = 2000$ – 5000 Па при степени восстановления 50 %. Величина ΔP исходной руды оценивается в 25 – 30 Па. В то же время многие магнетитовые руды почти не разрушаются при восстановлении. При степени восстановления 60 % величина ΔP превышает исходную примерно на 10 Па.

Прочность рудного сырья при восстановительных условиях, или так называемая горячая прочность, характеризуется и барабанной пробой. В барабан определенных ГОСТом размеров загружается проба массой, например, 500 г, фракции 10 – 15 мм. Барабан вращается со скоростью 10 об/мин в температурном поле (например, в печи). С определенной скоростью повышают температуру в печи до 800 °С и одновременно в барабан

подают восстановительный газ определенного состава (32 – 34 % CO). Через некоторое установленное время барабан (вместе с печью) охлаждают до комнатной температуры и извлекают содержимое барабана. Мерой прочности материала служит содержание фракции более 10 мм в пробе после испытания. Показателем разрушаемости и истираемости сырья служат соответственно содержания фракции 0,5 и 5 мм в пробе после испытания.

4. *Размягчаемость руды.* Эта характеристика очень важна с точки зрения совершенства технологического процесса. В рудовосстановительных печах легко размягчаемые массы сырых материалов создают значительное сопротивление проходу печных газов.

Метод определения размягчаемости материала основан на заметном уменьшении объема (или высоты) нагреваемого слоя руды, находящегося под определенным давлением, при достижении некоторой температуры. Изменение высоты слоя обусловлено началом появления жидких капель, объем которых во много раз меньше объема твердых частиц слоя руды.

Обычно процесс размягчения происходит плавно, т.е. в интервале температур. Поэтому используют понятия температур начала и конца размягчения, а также интервал размягчения.

Началом размягчения (t_n) условно принято считать температуру, при которой начинается резкое уменьшение высоты слоя испытуемой руды. Концом размягчения (t_k) принято считать момент, когда первоначальная высота слоя материала уменьшилась на 40 %. Разность ($t_k - t_n$) называется интервалом размягчения (Δt).

Наиболее оптимальный режим работы печи достигается на рудах с высокой температурой начала размягчения. В этом случае руда не размягчается в зоне низких температур, что благоприятно сказывается на газопроницаемости столба шихты в печи. Чем короче интервал размягчения, тем быстрее тестообразные массы превращаются в жидкий подвижный расплав, не представляющий большого препятствия для потока газов. Поэтому предпочтительнее использовать руды с коротким интервалом размягчения при любом уровне начала размягчения.

5. *Естественная влажность руды.* Особое значение этот показатель имеет в зимний период, когда из-за чрезмерной влажности руда смерзается. Смерзание может серьезно осложнить погрузочные и разгрузочные работы, например разгрузку руды из вагонов, погрузку штабеля с помощью грейферного крана. Как следствие, это может привести к нарушению ритмичности работы цехов, а значит и к уменьшению экономической эффективности производства. Повышенная влажность может вызвать и разрушение кусков руды при нагреве их при сушке.

В связи с этим установлены пределы влажности для разных руд: магнетиты, например, до 4 %, гематиты и мартиты – до 5 %, бурые железняки – до 6 %.

Содержание влаги учитывается при оценке стоимости руды. Если оно отличается от установленных норм, то делают либо скидку, либо приплату в определенных пределах за каждый процент влаги.

2.4 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

2.4.1 Требования к качеству железных руд

Для получения высоких технико-экономических показателей работы доменных печей и всех сталеплавильных агрегатов, железорудные материалы (железные руды, агломераты, окатыши) должны отвечать определенным требованиям к химическому составу, физико-химическим и физическим свойствам.

Требования к химическому составу:

1. Высокое содержание железа (богатство по железу). Нижний предел содержания железа в руде определяется многими факторами: составом пустой породы, содержанием полезных и вредных примесей, транспортными расходами и т.п. Ориентировочно можно считать, что руды, содержащие 60 – 70 % Fe, являются богатыми, 50 – 60 % – средними по богатству и 40 – 50 % – бедными.

2. Состав пустой породы должен приближаться к самоплавкому. Практически из-за того, что подавляющее большинство руд имеют кислую с преобладанием кремнезема породу, ценность руды определяется содержанием в ней основных оксидов – CaO и MgO.

3. Минимальное содержание вредных примесей. Для магнетитов это сера, для гематитов – фосфор, для бурых железняков – фосфор, иногда мышьяк. Конечно, наряду с этим желательным является наличие полезных примесей – Mn, Cr, Ni, V и др.

4. Постоянство состава, минимальные колебания содержания Fe, SiO₂, а также S и P. Это требование объясняется стремлением создать стабильные условия плавки, так как колебание состава шихты вызывает нарушения теплового состояния, перерасход кокса, изменение шлакового режима. Главным условием, обеспечивающим стабильность работы печи, является низкое колебание содержания железа, которое в современных условиях должно укладываться в диапазоне $\pm 0,2$ % от среднего содержания. Для этого руды и агломерат усредняются на всех этапах – от забоя до колошника печи. Усреднение является обязательной операцией подготовки сырья.

Требования к физико-химическим свойствам руд сводятся к одному – возможно более высокой восстановимости. Восстановимость руд определяется их пористостью и минералогическим составом. С точки зрения минералогического состава наиболее трудновосстановимыми являются маг-

нетиты, легче восстанавливаются гематиты, затем бурые железняки и сидериты. Практическое значение оценки восстановимости железных руд не существенно, так как подавляющая часть их подвергается обогащению и агломерации.

Требования к физическим свойствам:

1. Высокая газопроницаемость насыпной массы, которая обеспечивается кусковатостью, отсутствием мелких фракций, высокой прочностью и слабой истираемостью. Кусковатость руд характеризуется гранулометрическим составом. В доменных рудах необходимо минимальное содержание мелких фракций. По условиям работы доменных печей нижний предел крупности руд должен составлять 8 – 12 мм. Максимальный размер куска должен быть 30 – 50 мм, но практически бывает 60 – 100 мм. Техническими условиями всегда определяются верхний и нижний пределы куска (крупные куски трудно восстанавливаются), а иногда и предельные содержания мелких фракций.

2. Прочность руд, это свойство руд важно только для доменных руд, т.е. руд, загружаемых непосредственно в доменную печь. Для руд предназначенных для агломерации или направляемых на обогащение прочность никакого значения не имеет.

3. Пористость руд важна для руд, предназначенных для непосредственного использования в печах, желательна максимальная.

Таким образом, основными требованиями к качеству руд являются: высокое содержание железа; минимальное содержание вредных примесей; высокое содержание основных оксидов в пустой породе (самоплавкая пустая порода); постоянство химического состава; высокая восстановимость; высокая газопроницаемость насыпной массы, отсутствие мелких фракций. Следует учитывать, что требования высокой восстановимости и газопроницаемости не относятся к рудам, направляемым на обогащение и окускование.

Единых норм для всех руд, естественно, не существует, но для каждого месторождения имеются технические условия, где определены количественно все необходимые показатели качества. Эти количественно определенные требования называют кондиционными.

2.4.2 Основные виды железных руд

Известно довольно большое число минералов, содержащих железо, однако промышленный интерес представляют лишь следующие.

Безводный оксид железа, или гематит Fe_2O_3 (70,1 % Fe). Железная руда, содержащая гематит, называется красным железняком. Это богатые железные руды (55-60 % Fe), содержащие малое количество вредных примесей. Кроме красного железняка (красного, синего и других цветов) в за-

висимости от особенности кристаллизации минерала могут быть разновидности: железный блеск (черного цвета), железная слюдка.

Красные железняки, содержащие 40-50 % Fe и 30-40 % SiO₂ в пустой породе, называют кварцитами.

Водный оксид железа Fe₂O₃ · H₂O - минерал гетит. В зависимости от количества связанной воды различают: 2 Fe₂O₃ · H₂O – турьит, 3 Fe₂O₃ · 4 H₂O – гидрогетит, 2 Fe₂O₃ · 3 H₂O – лимонит, Fe₂O₃ · 3H₂O – лимнит, являющиеся твердыми растворами H₂O в гетите.

Руды с этими минералами называют бурыми железняками. Это руды осадочного происхождения. В основном рыхлые, порошковатые; если куски, то рыхлого строения, легко превращаются в мелочь и пыль. Бурые железняки пористы, содержат много химически связанной, адсорбированной и гигроскопической влаги. Цвет руды обычно бурый или желтый. Бурые железняки бедные железом, содержат от 25 до 50 % Fe. Они образуются при выветривании и окислении железных руд других типов. При разработке их залежей обычно смешаны с глиной, песком, кварцем. В большей части руды загрязнены вредными примесями – фосфором, серой, мышьяком. Например, фосфора может быть до 1 %. Из таких руд в доменных печах получают специальные фосфористые чугуны.

Бурый железняк наиболее распространен в природе, требует обогащения. Но это обогащение не всегда эффективно, поэтому его используют сравнительно в небольшом количестве.

Магнитный оксид железа Fe₃O₄ - магнетит, отличается от других железорудных минералов магнитными свойствами. Руду, содержащую в основном магнетит, называют магнитным железняком или магнетитовой рудой. Магнетит можно рассматривать как сложный оксид железа FeO · Fe₂O₃, в котором наряду с Fe³⁺ имеется значительное количество Fe²⁺. Верхние слои магнетитовых месторождений, расположенных вблизи земной поверхности, под действием влаги и кислорода атмосферы окисляются, при этом FeO магнетита переходит в Fe₂O₃. В зависимости от степени перехода магнетита в гематит руды называют полумартитами и мартитами.

Для характеристики окисленности магнетита принято пользоваться отношением Fe_{общ} / Fe_{FeO}. К магнитным железнякам обычно относят руды, в которых это отношение меньше 3,5. при отношении, равном 3,5 – 7 руды относят к полумартитам, а при отношении, большем 7 – к мартитам.

Магнитный железняк встречается в виде крепких, плотных кусковых руд с мелкокристаллическим строением. В окисленных слоях магнетитовые руд бывают чистые от вредных примесей и сильно загрязнены серой (до 6,0 5) в неокисленных слоях. Пустая порода разнообразна, чаще всего кислая, преимущественно состоит из полевых шпатов (например, ортоклаз KAlSi₃O₈, анортит CaAl₂Si₂O₃). Рудное тело богато железом (50-60 % Fe), имеет плотное кристаллическое строение, блестящего черно-синего цвета.

Одной из разновидностей магнитных железняков известен титаномагнетит FeTiO_3 ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) – железная соль титановой кислоты. Минерал, отвечающий этой формуле, называется ильменитом и встречается всегда в сочетании с обычным магнетитом.

Углекислое железо или карбонат железа FeCO_3 в руде находится в виде минерала сидерита, а руды его содержащие называются шпатовым железняком. Они обычно встречаются в виде плотных и крепких пород или глинистых железняков. Сидерит рекомендуется обжигать или спекать. После обжига он становится пористым и малопрочным.

2.4.3 Месторождения железных руд

Сырьевая база каждого металлургического района имеет свои специфические особенности, которые в значительной степени определяют технологию всего цикла металлургического завода и его экономику.

Для точной оценки сырьевой базы металлургии необходимо учитывать количество железа в этих рудах. Наибольшую часть запасов России и стран ближнего и дальнего зарубежья составляют кварциты, гематиты и магнетиты.

Оленегорское месторождение расположено к югу от Мурманска. Руда представляет собой железистый кварцит, в котором рудным минералом является смесь 75 % магнетита и 25 % гематита. Содержание железа 31 %, пустая порода кремнистая, есть фосфор – 0,035 % и очень мало серы – 0,06 %. Руда на месте добычи обогащается магнитно-гравитационным методом до 62 % Fe, и концентрат поставляется для агломерации.

Ковдорское месторождение расположено западнее Оленегорского на Кольском полуострове. Руда представляет собой магнетитовый кварцит, содержащий 31 – 32 % Fe. Обогащение проводится магнитной сепарацией на месте добычи, дает концентрат с 63,5 % Fe. Порода руды состоит в основном из MgO , CaO , P_2O_5 . Индекс основности породы составляет около 1,6, причем содержание магнезии выше, чем извести. В процессе обогащения удаляется почти вся известь и в концентрате содержится 0,86 % CaO , 6,22 % MgO и 1,58 % SiO_2 , т.е. индекс основности составляет уже 4,4, что приводит к получению шлаков с высоким содержанием MgO . Вторым важным отличием ковдорской руды является высокое содержание фосфора, которое в сырой руде составляет 2,7 – 2,9 % и только в процессе обогащения снижается до 0,18 – 0,2%.

Костомукшское месторождение (в Карелии) представляет собой магнетитовые руды, содержащие 32 % Fe, залегают полосой протяженностью 12 км, шириной – до 3 км, мощность пласта – от 40 до 50 м. Обогащается методом магнитной сепарации. Концентрат используют на Костомукшском горнообогатительном комбинате для производства окатышей.

Курская магнитная аномалия (КМА) – располагается на территории шести областей: Курской, Брянской, Харьковской, Белгородской, Орловской, Калужской, является самым крупным железорудным районом мира. Основные запасы месторождения – магнетитовые кварциты. Содержание железа в руде 50 – 60 %. Кроме того, руды содержат 0,1 – 0,6 % S, 0,02–0,09 % P. Вследствие низкого содержания фосфор никаких затруднений в ходе плавки не возникает, в то время как сера осложняет плавку. Лучшим способом удаления серы является агломерация руд. В настоящее время из большей части обогащенных кварцитов производятся окатыши.

Нежелательной особенностью состава пустой породы является высокое содержание в ней глинозема, оно составляет 2,5 – 3,5 % при 8 – 9 % SiO₂. Низкое отношение SiO₂:Al₂O₃ = 2,3 – 3,6 приводит к получению шлаков с высоким содержанием глинозема, густых и малоподвижных. Это заставляет плавить курскую руду в смеси с кремнистой криворожской, не допуская повышения содержания глинозема в шлаке более 12 %.

На КМА можно выделить несколько месторождений. Это разрабатываемые Михайловское, Лебединское, Стойленское, Южно-Коробковское.

Михайловское месторождение разрабатывается открытым способом. Состоит из гематитовых руд с содержанием железа около 55 %. Руда дробится, сортируется на агломерационную (0 – 10 мм) и доменную (10 – 80 мм)

Лебединское месторождение разрабатывается открытым способом. Руда залегает на глубине до 100 м. Месторождение включает запасы гематитовых руд и магнетитовых кварцитов. Руда содержит 55 – 57 % Fe при 2 – 2,5 % Al₂O₃ и 5 – 7 % SiO₂.

Стойленское месторождение, расположенное рядом с Лебединским, включает руды с содержанием 51 % Fe и кварцитов.

Южно-Коробковское месторождение магнетитовых кварцитов разрабатывается закрытым способом. Кварцит с содержанием 35 % Fe обогащается мокрой магнитной сепарацией до 60 % и частично агломерируется.

Белгородский железорудный район имеет большую перспективу развития. В этом районе открыто несколько крупных месторождений: *Яковлевское*, *Гостищевское*. Руды этих месторождений высокого качества, содержат 60 – 61 % Fe. Находятся они на глубине 500 м и покрыты несколькими водоносными слоями, что сильно усложняет их добычу.

Важнейшим горнорудным районом нашей страны является Урал, где находится около 15 % всех учтенных запасов железных руд, а добыча составляет 22 % общероссийской. Рассмотрим главные месторождения этого района.

Качканарское месторождение титано-магнетитов, расположенное к северу от Нижнего Тагила, является крупнейшим и самым перспективным. Рудными материалами являются магнетит и ильменит. Содержание железа крайне низкое – 16 – 17 % в среднем, но после магнитного обогащения

концентрат содержит около 61 % Fe. Основность пустой породы составляет 0,8 – 0,9. Важнейшей особенностью руд является содержание в них ванадия (в среднем около 0,15 %). Качканарский ГОК (горно-обогатительный комбинат) производит концентрат, агломерат и окатыши.

Тагило-Кушвинский железорудный район имеет несколько месторождений магнетитовых и мартитовых руд с содержанием железа 32 – 55 %: Гороблагодатское, Высокогорское, Лебяжинское. В рудах содержится серы до 0,1 и фосфора – до 0,2 %, пустая порода – глиноземистая. Руда обогащается и агломерируется на месте.

Магнитогорское месторождение представлено магнетитами и в незначительной части мартитами с содержанием железа 40 – 59 %, в среднем – 55 – 56 %. Нижние коренные руды содержат до 2 % серы в виде сульфидов. Она удаляется в процессе агломерации. Особенностью магнитогорской руды является наличие в ней глиноземистой пустой породы, в которой отношение $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3$ составляет около 4,0.

Байкальское месторождение бурых железняков и сидеритов, расположенное на западе от Челябинска, является вторым перспективным месторождением Урала. Верхний слой месторождения представляет собой продукты окисления сидеритов – бурые железняки, в то время как в коренных слоях находятся сидериты. Содержание железа в сидеритах – 32 %, а в бурых железняках – 48 %. Руды чистые по сере и фосфору с повышенным (до 2 %) содержанием марганца. Подготовка руды заключается в дроблении, сортировке и агломерации.

Горно-Шорский железорудный район расположен южнее Новокузнецка и состоит из нескольких отличающихся по составу руд месторождений: Темир-Таусского, Одрабашского, Таштагольского, Шерегешского, Шалымского, Казского. Руды этих месторождений в основном магнетитовые и реже мартитовые, с низким содержанием железа – 30 – 49 %. Характерной особенностью некоторых шорских руд является наличие в них цинка, содержание которого изменяется от 0,1 до 1,1 %. Содержание серы в руде доходит до 1,1 – 3 %. Основность пустой породы – 0,5 – 0,7. Руды предварительно дробятся, сортируются, обогащаются магнитной сепарацией и затем агломерируются на Мундыбашской и Абагурской обогатительно-агломерационных фабриках.

Абаканское и Тейское месторождения находятся восточнее Новокузнецка в Хакасии. Это месторождения магнетитовых руд. Абаканская руда содержит в среднем 45 % Fe, 2,5 % S и 0,19 % P, обогащается на месте добычи до 55 % Fe и на Абагурской фабрике до 60 % Fe.

Ангаро-Питский железорудный район находится к северу от Красноярска. Он включает Нижнеангарское и Ишимбинское месторождения. Руды этих месторождений в основном гематитовые, труднообогатимые, содержат около 30 – 40 % Fe, пустая порода – кремнеземисто-глиноземистая.

Ангаро-Илимский крупный железорудный район находится Севернее Иркутска, состоит из месторождений Коршуновского и Рудногорского. Руда этих месторождений магнетитовая, содержит 38 – 50 % Fe, 0,03 % S и 0,8 % P. Характерной особенностью ангаро - илимских руд является то, что пустая порода почти самоплавкая, основность ее 0,8 – 1. Порода глиноземистая, отношение $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,2$, поэтому плавить эту руду одну невозможно. Коршуновский ГОК производит концентрат с 62,5 % Fe и направляет ее на Западно-Сибирский металлургический комбинат.

Соколовское, Сарбайское и Качарское месторождения магнетитовых руд находятся в Кустанайской области (Казахстан). Это месторождения магнетитовых руд, содержащих Fe – от 38 до 58 %, 0,7 – 3 % S и 0,12 % P. Основность пустой породы 0,3 – 0,5. Добычу ведут открытым способом. Добываемая руда обогащается до 65 % Fe и поставляется на заводы Урала в виде концентрата или окатышей. Запасы легкообогатимых руд этого района – 3,6 млрд. т.

Лесковское и Аякское месторождения находятся западнее Кустаная. Это крупные месторождения бурых железняков. Руды характеризуются низким содержанием железа – 35 – 37 % и повышенным содержанием фосфора – 0,4 – 0,5 %, пустая порода – кремнеземисто-глиноземистая. Гравитационное обогащение и магнитная сепарация позволяют получить концентрат с содержанием железа 49 %. После восстановительного обжига при помощи магнитной сепарации получают концентрат с содержанием железа 60 %.

Атасуйское месторождение магнетито-гематитовых руд находится в центральной части Казахстана. Руда этого месторождения в основном магнетитовая, содержит около 55 % Fe, до 0,3 % S, пустая порода – кремнеземисто-глиноземистая. Руда дробится на месте добычи и агломерируется на Карагандинском заводе.

Криворожское месторождение гематитовых и мартитовых руд располагается в Днепропетровской области в районе Кривого Рога (Украина). Разработка ведется как закрытым, так и открытым способом. Половина всей добычи ведется открытым способом. Основная масса руд представляет собой гематиты и мартиты. Содержание железа в рудах колеблется в пределах от 46 до 60 %. Пустая порода исключительно кремнеземистая и состоит практически только из SiO_2 . В отношении вредных примесей руда исключительно хорошая: серы – 0,05 %, фосфора – 0,02 – 0,04 %. На месте добычи руду дробят и делят по крупности на фракцию 0 – 10 мм, которая направляется на аглофабрики, и фракцию > 10 мм, которая направляется непосредственно в доменный цех.

Керченское месторождение, расположенное возле Керчи, является одним из самых мощных месторождений бурых железняков. Руда осадочного происхождения залегает отдельными линзами, так называемыми

мульдами, из которых разрабатываются самые крупные – Камыш-Бурунская и Эльтигенская. Разработка ведется открытым способом.

Руда представляет собой оолитовый (зернистый) бурый железняк, содержащий 34 – 39 % железа, но в коренных слоях имеется сидерит. Руды месторождения делятся на коричневые (окисленные), расположенные по краю мульды; икряные, рассыпающиеся, расположенные на поверхности; табачные – плотные, коренные руды в центре мульды. Добываются и используются пока только коричневые. В керченских рудах содержится много примесей: 2 – 3 % Mn, около 1 % P, 0,05 – 0,07 % V и 0,05 – 0,15 % As. Если марганец и ванадий повышают ценность руды, то высокое содержание фосфора затрудняет передел чугуна в сталь и требует добавки в доменные печи малофосфористой криворожской руды. Особенно заметно снижает качество руды наличие мышьяка, который не удаляется и переходит в металл. Обогащается руда пока только промывкой, затем агломерируется.

2.5 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МАРГАНЦЕВЫХ РУД

2.5.1 Назначение и виды марганцевых руд

Марганец распространен в природе гораздо меньше, чем железо; содержание его в земной коре составляет всего 0,1 %. Марганцевые руды по праву считаются неотъемлемой частью сырьевой базы черной металлургии. Черная металлургия является главным потребителем марганцевой руды, она расходует 90 – 95 % всей добычи. Это объясняется их ролью в выплавке чугуна и стали высокого качества. Марганец частично переходит в чугун, способствуя увеличению его твердости, вязкости, уменьшая вредное влияние серы. Присутствие марганца в шлаке повышает его жидкотекучесть, создает условия для получения малосернистых чугунов. В определенных количествах марганец необходим для передела чугунов в сталеплавильных агрегатах. Кроме того, марганец в виде ферросплавов вводят в сталь в качестве раскислителя и легирующей добавки.

Минералы, образующие руды марганца, немногочисленны, хотя марганец входит в состав большого количества природных соединений. Основными рудными минералами марганцевых руд являются:

1. *Пиролюзит* MnO_2 – безводная перекись марганца. Чистый пиролюзит содержит 63,2 % Mn. Образованные этим минералом руды называются пиролюзитовыми, они наиболее распространены. В чистом виде пиролюзит не встречается и всегда сопровождается кремнеземом, гидроксидами железа и др.

2. *Псиломелан* $nMnO \cdot MnO_2 \cdot mH_2O$, содержащий 45 – 60 % Mn. Часть MnO может замещаться CaO, BaO и другими оксидами. Образованные этим

минералом руды называются псиломелановыми, по распространенности в природе они следуют за пиролюзитовыми.

3. *Браунит* Mn_2O_3 – оксид марганца, содержит 69,6 % Mn. Браунитовые руды имеют гораздо меньшее распространение.

4. *Гаусманит* Mn_3O_4 – закись-оксид марганца, содержит 72,1 % Mn.

5. *Родохрозит* $MnCO_3$ – карбонат марганца, содержит 47,8 % Mn. Карбонатные или родохрозитовые руды довольно распространены.

Пустая порода марганцевых руд по составу аналогична пустой породе железных руд, в нее входят SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO, образующие сложные минералы. Главными компонентами являются кремнезем и гораздо в меньшей степени – глинозем.

Вредными примесями марганцевых руд являются фосфор и сера. Сера в этих рудах находится в очень небольших количествах (0,07 – 0,3 %), поэтому главной вредной примесью является фосфор, содержание которого доходит до 0,5 %. Особенно опасен фосфор в рудах, предназначенных для выплавки ферросплавов.

При выплавке богатых марганцем ферросплавов нежелательной примесью является и железо – его содержание не должно превышать определенный предел. Это объясняется тем, что из поступающего в печь марганца в чугун (сплав) переходит только 75 – 80 %, в то время как железо (более легко восстанавливаемый элемент) восстанавливается полностью. Поэтому при высоком содержании железа в руде могут создаваться условия для «вытеснения» марганца железом из сплава, что не дает возможности получить сплав с высоким содержанием марганца.

2.5.2 Требования к марганцевым рудам

1. Прежде всего, они должны иметь высокое содержание марганца, причем в зависимости от назначения руды оно может быть разным. Руды, предназначенные для производства передельного чугуна, имеют нижний предел по содержанию марганца – 20 – 22 %, а для выплавки богатого ферромарганца он поднимается до 37 – 47 % и выше. Для оксидных руд этот предел выше, чем для карбонатных, в которых после удаления летучих веществ содержание марганца повышается.

2. Существующие технические условия определяют из вредных примесей только содержание фосфора, оно не должно превышать 0,15 – 0,2 %. Содержание фосфора в некоторых рудах, особенно карбонатных, настолько высоко, что получать из них стандартные по фосфору сплавы невозможно. (Следует учесть, что марганцевые ферросплавы вносят в сталь фосфора в 5 – 10 раз больше, чем другие ферросплавы). Поэтому допустимое ГОСТом содержание фосфора в марганцевых сплавах в стране в 2 – 2,5 раз выше, чем в большинстве зарубежных стран. В последнее время примерно на 30 % повысилось допустимое содержание фосфора даже в

среднеуглеродистом ферромарганце, применяемом для сварочного производства, несмотря на то, что фосфор понижает свариваемость стали и является одной из причин трещин в сварочном шве.

3. Важным показателем качества руды является отношение содержания марганца к содержанию железа, в лучших рудах оно должно быть не ниже 6 – 10. В рудах Украины и Грузии присутствие оксидов железа невелико. Они не препятствуют плавке из них ферросиликомарганца, но делают их непригодными для плавки металлического марганца.

В рудах Сибири, особенно Казахстана, содержание оксидов железа заметно выше. Так, Чиатурские оксидные I сорта содержат 0,77 % Fe_2O_3 , Никопольские оксидные I сорта – 2,57 % Fe_2O_3 , оксидные руды Казахстана I сорта – 6,14 % Fe_2O_3 . Это не позволяет использовать для плавки стандартных сплавов большинства руд Центрального Казахстана.

4. В отношении пустой породы требование сводится к внесению в печь минимального количества кремнезема и максимального – извести. Однако основная порода является редкостью, поэтому в большинстве случаев приходится ограничивать содержание кремнезема. Обычно этот предел колеблется от 8 – 9 % для богатых и до 35% для бедных руд. Пустая порода преимущественно состоит из кремнезема. Так в Чиатурской руде I сорта содержание SiO_2 составляет примерно 65 % от веса пустой породы. Лишь в сравнительно бедных карбонатных рудах содержание основных оксидов CaO и MgO иногда может превышать концентрацию SiO_2 .

5. К физическим свойствам марганцевых руд, идущих для доменного производства, особых требований не предъявляют, так как при выплавке передельных чугунов они задаются в агломерат. При выплавке ферромарганца для повышения газопроницаемости шихты марганцевую руду необходимо агломерировать. Крупность сырой руды определяется техническими условиями в пределах 0 – 100 мм.

2.5.3 Месторождения марганцевых руд

Основными месторождениями марганцевых руд являются Никопольское (~ 80 %) и Чиатурское (~ 20 %).

Никопольское месторождение, расположенное в Днепропетровской обл., является крупнейшим месторождением, запасы его оцениваются в 1 млрд.т. Из всех запасов руд 80 % представляют собой пиролюзит, а остальные – карбонатные руды. Среднее содержание марганца по бассейну составляет 27 – 28 %.

Добываемые руды пиролюзитовые, они более богаты, чем карбонатные. Пустая порода кремнеземистая, содержание в ней SiO_2 20 – 30 % при 6 – 8 % Al_2O_3 . Содержание фосфора 0,1 – 0,3 % вполне допустимо. Добываемая руда обогащается промывкой и в меньшей степени магнитной сепарацией. В концентрат переходит около 75 % марганца. Полученные кон-

центраты по действующим техническим условиям делятся по содержанию марганца на следующие сорта: пиролюзит – > 52 %, сорт А – > 47 %, I сорт – > 43 %, II – 34 – 43 %, III – 25 – 34 %, шламы – 22 – 24 %.

Чиатурское месторождение расположено в Грузии, является вторым после Никопольского по значению и запасам. Запасы его оцениваются в 180 млн. т сравнительно богатой руды двух минералогических типов: смеси пиролюзита с псиломеланом и карбонатных. Содержание марганца колеблется от 25 до 47 %, фосфора – 0,18 – 0,2 %. Низкое содержание железа дает возможность выплавлять богатые сорта ферромарганца. Основная часть руды обогащается промывкой и магнитной сепарацией. Концентрат и поставляемые руды делятся по содержанию марганца на четыре сорта: I – 48 – 50 %, II – 42 – 48 %, III – 34 – 42 %, IV – 22 – 34 %. Карбонатная руда содержит 22 – 30 % Mn и не менее 10 % CaO; пиролюзитовые шламы содержат более 20 % Mn.

Такие месторождения, как Полуночное, Марсятское, Ивдельское на Северном Урале, Джебдинское и Атасуйское в Казахстане, Усинское в Западной Сибири имеют низкое значение из-за меньших запасов и более низкого качества руды. В таблице 2.2 приведены балансовые запасы марганцевых руд некоторых стран.

Таблица 2.2 – Балансовые запасы марганцевых руд

Район	Балансовые запасы, млн.т
Россия:	155,1
В том числе Уральский (Свердловская область)	50,2
Западно-Сибирский (Кемеровская область)	98,5
Дальневосточный (Хабаровский край)	6,4
Украина:	2094,5
Никопольский	985
Большетокмак (Запорожская область)	1109,5
Грузия: Чиатурский	218,3
Казахстан (Карагандинская область)	66,9

Необходимость использования бедных марганцевых руд приводит к нетрадиционным источникам сырья и способам его переработки. Одним из таких перспективных для промышленной разработки источников сырья являются полиметаллические марганецсодержащие конкреции, находящиеся на дне морей и океанов. Наиболее богатым конкрециями районом считают Северо-Восточный район Экваториального пояса Тихого Океана. Запасы конкреций на его дне оцениваются в $1,6 \cdot 10^{12}$ т.

Считают, что образование конкреций вызвано поступлением марганца и железа с речной водой. Первоначально они выпадают в осадок в виде коллоидных гидроксидов, адсорбирующих из раствора другие металлы.

Затем эти осадки уплотняются вокруг центров кристаллизации – минеральных или органических частиц. Химический состав конкреций сильно колеблется, %: 0,8 – 50,4 Mn; 8 – 32,4 Fe; 0,04 – 2,5 Ni; 0,1 – 2,6 Co; 0,014 – 1,9 Cu.

Несмотря на большую глубину залегания (более 4000 м) и относительно низкую мощность пластов (от нескольких метров до 30 см) считают, что переработка некоторых участков с целью извлечения марганца, никеля, кобальта, меди целесообразна. Разработаны технологические схемы переработки этого сырья. Например, аммиачный способ выщелачивания с применением СО в качестве восстановителя в присутствии меди. Разработан способ восстановительной плавки марганцевых конкреций с получением комплексного сплава, в который преимущественно концентрируются цветные металлы, а марганец остается в шлаке, который затем используют для выплавки марганцевых ферросплавов. Изучают возможности селективного восстановления металлов конкреций, электропечных способов.

2.6 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД КРЕМНИЯ

Кремний – один из самых распространенных элементов в земной коре (27 %). Он широко применяется в различных областях производства. Кремний используется в черной металлургии для легирования и раскисления стали и сплавов, в цветной металлургии – для получения сплавов на нежелезной основе (например, силумина). Кремний высокой чистоты используется в полупроводниковой технике. Кристаллы кварцита способны деформироваться под действием электрического поля. Это свойство используют в звукозаписывающей и звуковыводящей аппаратуре для генерации звуковых колебаний.

Кремнезем в виде песка широко применяют в строительстве, производстве стекла, керамики, цементов, абразивов и т.д.

В связи с большим сродством к кислороду кремний в природе встречается только в соединениях с кислородом. Наиболее стойким является диоксид кремния SiO_2 , называемый также кремнеземом. Он встречается как в кристаллическом, так и в аморфном виде. Кристаллический диоксид кремния находится в природе, главным образом, в виде минерала кварца. Чаще всего кварц, как самостоятельный минерал, встречается в виде сплошных полупрозрачных масс, бесцветных или окрашенных в разные цвета. Примером прозрачного, бесцветного кристаллического кварца может служить так называемый горный хрусталь. Горный хрусталь, окрашенный примесями в лиловый цвет, называется аметистом, а в буроватый – дымчатым топазом. К мелкокристаллическим разновидностям кварца относят агат и яшму. Кварц входит также в состав многих сложных горных пород: гранита, гнейса, кварцевого песка, кварцитов, кварцитовидных пес-

чаников. Обычный песок состоит из мелких зерен кварцита. Чистый песок – белого цвета, но чаще он бывает окрашен соединениями железа в желтый или красноватый цвет.

Основным сырьем для производства кремния и его сплавов с другими металлами являются кварциты. Кварциты почти нацело сложены из кварца (96 – 98 %) и относятся к песчаникам, т.е. осадочным породам, состоящим из зерен кварца и связующего цемента – кварцевого, халцедона, опала и др. Цемент – это системы, состоящие из оксидов, из которых главными являются CaO , Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3 , например, $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$.

Пустая порода кварцитов состоит из оксидов алюминия, кальция, титана, фосфора, мышьяка. Эти составляющие кварцитов являются вредными.

Характерной особенностью кварца (кремнезема) является его полиморфизм. Это свойство минеральных веществ кристаллизоваться в разных формах при одном и том же химическом составе (происходит от *polimorfos*, греч. – многообразный). Переход минералов, слагающих руды и шлаки, из одной модификации (формы структуры) в другую называют полиморфным превращением. Для кварца при атмосферном давлении (0,1 МПа) известны десять кристаллических модификаций, отличающихся друг от друга размерами и видом решетки, соответственно плотностью и другими свойствами (например, α -кварц, β -кварц, α -тридимит, β -тридимит, γ -тридимит и др.). При обычных условиях устойчивой формой является β -кварц, поэтому в природе существует кварц и много разновидностей кварца именно β -форме: горный хрусталь, жильный кварц, кварцевые пески, песчаники, кварциты, халцедон, кремний и др.

При нагревании β -кварц переходит в другие модификации. Например, при $T = 816 \text{ K}$ β -кварц переходит α -кварц, при $T = 1143 \text{ K}$ α -кварц переходит α -тридимит и т.п. Быстрым охлаждением расплавленного кремнезема можно получить кремнеземистое (кварцевое) стекло.

2.7 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ХРОМОВЫХ РУД

Среднее содержание хрома в земной коре составляет 0,02 %. Среди горных пород нередко встречаются рудные образования с содержанием 45 – 55 % Cr_2O_3 , т.е. 30 – 37 % Cr.

Количество типичных природных соединений хрома невелико. Около 99,9 % всего содержащего в земной коре хрома находится в кислородных соединениях типа шпинелей.

Хром как трехвалентный элемент часто встречается в незначительных количествах в других минералах, преимущественно в алюмосиликатах.

Основным рудным минералом хромсодержащих руд является хромит $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ (32 % FeO и 68 % Cr_2O_3). Он относится к изоморфным минера-

лам кубической системы, так называемых шпинелей с общей формулой $Me^*O \cdot Me_2O_3$, где Me^* – двухвалентный металл (Mg, Fe), а Me – трехвалентный металл (Fe, Al). В природных минералах хром замещается алюминием, а железо – магнием.

В рудах содержатся следующие основные виды хромшпинелидов:

- магнохромит $MgO \cdot FeO \cdot Cr_2O_3$ или $(Mg, Fe)O \cdot Cr_2O_3$;
- хромпикотит $(Mg, Fe)O \cdot (Cr, Al)_2O_3$;
- алюмохромит $FeO \cdot (Cr, Al)_2O_3$.

Зерна хромшпинелидов сцементированы железным цементитом или серпентином ($3MgO \cdot 3FeO \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$). Компонентами пустой породы являются тальк, хлорит, магнезит, кварц, гидроксид железа и др.

Основной характеристикой хромовых руд является содержание в них оксида Cr_2O_3 . Так, по структуре руды разделяют на несколько типов: сплошные ($> 55\% Cr_2O_3$); густовкрапленные ($45 - 50\% Cr_2O_3$), средневкрапленные ($30 - 45\% Cr_2O_3$) и редковкрапленные ($10 - 30\% Cr_2O_3$), где зерна магнохромотита сцементированы обычно серпентином с незначительными примесями других минералов. Руды с содержанием $45 - 65\% Cr_2O_3$ относятся к богатым рудам. Месторождения со столь высоким содержанием хрома относительно редки. Чаще содержание Cr_2O_3 в рудах разведанных месторождений достигает 35% и менее. К месторождениям, имеющим промышленное значение, относят те, в которых не менее $33\% Cr_2O_3$.

Основным потребителем хромовых руд и концентратов являются:

- ферросплавная промышленность, которая производит различные марки феррохрома и металлического хрома, используемых при производстве стали;
- производство огнеупоров;
- химическая промышленность.

Месторождения хромовых руд в России расположены на Урале.

На Урале имеется большое число месторождений хромовых руд (Сарановское, Верблюжьегорское, Алапаевское, Монетная дача, Халиловское и др.), из них самым важным является Сарановское месторождение, имеющее промышленное значение. Руды этого месторождения содержат $37 - 42\%$ оксида хрома, характеризуются невысоким отношением $Cr_2O_3:FeO$, вследствие чего они используются, главным образом, в огнеупорной промышленности.

Крупнейшее месторождение хромовых руд находится в Казахстане (Кемпирсайское).

В настоящее время добыча хромовой руды ведется на Южно-Кемпирсайском месторождении Донским горно-обогатительным комбинатом (ДонГОК) (Казахстан). Разрабатываются рудные тела Алмазная, Жемчужная и др.

Рудообразующим минералом руд Кимперсайского месторождения является магнохромит, который отличается большим постоянством состава и характеризуется следующими данными: Cr_2O_3 – 63,8 %, $\text{FeO}_{(\text{общ.})}$ – 13,5 %, Al_2O_3 – 8,9 %, MgO – 14,4 %.

По текстуре хромитовые руды Южно-Кемпирсайского месторождения разделяют на несколько типов: сплошные, густовкрапленные, средневкрапленные и редковкрапленные, где зерна магнохромотита сцементированы обычно серпентином с незначительными примесями других минералов.

По физическому состоянию руды подразделяются на массивные (кусковые), рыхлые и порошковые. Рыхлые и порошковые руды, как правило, расположены в верхних слоях залежей, иногда выходящих на поверхность земли. Ниже порошковых, как правило, располагаются рыхлые и еще ниже – кусковые.

В целом для Кемпирсайского массива характерны высокохромистые руды (45 – 65 % Cr_2O_3).

Довольно распространенной разновидностью руды является охристая руда, в которой часть FeO , содержащейся в рудном минерале и в цементирующей породе окисляется до Fe_2O_3 .

Благодаря постоянству состава магнохромотита и высокому содержанию в нем Cr_2O_3 даже самые бедные руды легко поддаются обогащению обычными гравитационными методами.

2.8 Флюсы

Флюсами называются добавки, вводимые в доменную и агломерационную шихту для снижения температуры плавления пустой породы шихтовых материалов и придания доменному шлаку необходимого состава и физических свойств, обеспечивающих очистку чугуна от серы и нормальную работу печи.

В зависимости от состава вносимой в печь пустой породы флюсы бывают основные, кислые и глиноземистые. В подавляющем большинстве случаев пустая порода руд кремнеземистая, а индекс основности шлака должен составлять 0,9 – 1,4, поэтому наиболее широко и часто применяется основной флюс, т.е. породы и материалы, содержащие CaO и MgO и обладающие необходимыми физическими свойствами.

В доменном производстве практически единственным видом *основного флюса* является известняк, представляющий собой природную форму минерала кальцита – CaCO_3 . Чистый кальцит содержит 56 % CaO и 44 % CO_2 . Так как кальцит в чистом виде не встречается, а сопровождается небольшим количеством кремнезема и глинозема (таблица 2.3), то качество известняка можно определить суммой содержания ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$). Вредными примесями известняка являются сера и фосфор, содержание серы

обычно низкое, и она удаляется в процессе плавки, фосфор полностью переходит в чугун и поэтому более опасен. Предельное содержание фосфора по техническим условиям должно быть 0,01 – 0,005 %.

Широкое применение имеет доломитизированный известняк, представляющий собой изоморфную смесь кальцита CaCO_3 и доломита $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$. Применяют его для повышения в шлаке содержания MgO до 6 – 8 %, что увеличивает его подвижность и устойчивость физико-химических свойств при изменении температуры и состава. Известняк является прочным, плотным материалом, который можно загружать в доменную печь после отсева мелких фракций. Производство офлюсованного агломерата изменило требования к физическим свойствам флюса и дало возможность использовать непрочные, дробящиеся, мелкие материалы (известняк-ракушечник, отсева обычного известняка).

Кондиционными требованиями к известнякам устанавливаются нижние пределы содержания CaO и MgO , содержание нерастворимого остатка, т.е. ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$), верхний предел содержания фосфора и серы и размер куска. Специфические особенности отдельных месторождений могут вызвать отклонения от этих условий.

Для известняков, загружаемых непосредственно в доменную печь, устанавливают верхний и нижний предел крупности. Верхний предел равен 80 мм, а нижний – 25 мм. Известняки, поставляемые на аглофабрики, должны иметь крупность 0–25 мм, так как они все равно дробятся до 0–3 мм.

При оценке качества известняка нужно учитывать, что часть его основных оксидов (CaO и MgO) будет израсходована на шлакование собственной пустой породы, т.е. нерастворимого остатка. Поэтому качество флюса можно оценить его флюсующей способностью, под которой понимают содержание свободных основных оксидов, т.е. оксидов, используемых для шлакования пустой породы.

Главными месторождениями известняка являются:

Еленовское находится в 35 км от Донецка. Добыча известняка ведется открытым способом. Имеются известняки обычные (51 – 54 % CaO) и доломитизированные (до 14 % MgO), чистые по сере и фосфору (0,04 % S и 0,01 % P). Добытый известняк на месте дробится, сортируется, обогащается промывкой для удаления глинистых примесей и поставляется на заводы.

Новотроицкое и Каракубское месторождения расположены в Донецкой области и дают известняк, аналогичный Еленовскому.

Балаклавское – расположено в Крыму возле Балаклавы, содержит 54 % CaO при 2,5 % нерастворимого остатка.

Камыш - Бурунское месторождение известняков примыкает к эксплуатируемому участку Камыш - Бурунского железорудного месторождения. Он дает известняк-ракушечник удовлетворительного химического со-

става, но мелкий, непрочный и рассыпающийся. Это делает его очень удобным флюсом для агломерационного производства (таблица 2.3).

Кислые флюсы применяются крайне редко. В большинстве случаев это вынуждены делать из-за высокого содержания глинозема в руде, т.е. с целью снизить содержание его в шлаке до допустимых пределов. В качестве такого флюса используется бедная железная руда с кремнеземистой пустой породой. Например, плавка курской руды обычно требует добавки криворожской, которая фактически является кислым флюсом.

Применение *глиноземистых флюсов* еще более редко. Чистым видом такого флюса являются бокситы ($Al_2O_3 \cdot nH_2O$), однако они представляют собой ценное сырье для алюминиевой промышленности. В черной металлургии применяются железные руды с глиноземистой пустой породой в том случае, когда необходимо повысить содержание глинозема в шлаке.

Таблица 2.3 – Химический состав известняков

Месторождение	Содержание, % (по массе)								
	Fe _{общ}	Mn _{общ}	P _{общ}	S _{общ}	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Еленовское:									
- обычный известняк	0,49	0,01	0,01	0,12	0,70	1,60	0,80	53,5	0,70
- доломитизированный	0,02	0,01	0,01	0,20	0,003	1,60	0,80	40,0	14,0
Аккермановское (Урал)	0,35	–	0,01	0,02	0,50	1,70	0,50	54,0	0,7
Гурьевское (Сибирь)	0,10	–	0,04	0,26	0,15	1,50	0,25	54,0	0,6

Плавиновый шпат, природный материал, содержащий 93-95 % CaF_2 . Его применяют для разжижения чрезмерно густых шлаков. Разжижающее действие плавинового шпата сопровождается заметной десульфурацией металлического расплава. Положительным является тот факт, что добавление плавинового шпата к шихтовым материалам не меняет основность шлака, как в случае известняков или доломитов. Однако широкому использованию его препятствует ограниченность природных запасов и высокая стоимость.

2.9 ЗАМЕНИТЕЛИ РУД И ФЛЮСОВ

На различных этапах передела чугуна в сталь и прокат получают побочные продукты, которые экономически целесообразно использовать в доменной плавке в качестве заменителей руд или флюсов. К таким продуктам относятся:

Шамотный бой – это продукт разрушения огнеупорной кладки металлургических агрегатов (печей, ковшей) из шамотного кирпича при их ремонте. Шамотный кирпич (шамот) имеет состав: 50-60 % SiO_2 , до 42 % Al_2O_3 и 1,5-3,0 % Fe_2O_3 . Шамотные материалы имеют относительно низкую огнеупорность, достаточно инертны, а также дешевы, что способствует их широкому применению.

Мартеновский шлак, содержащий 12 – 20 % Fe, 7 – 10 % Mn, 1 – 2 % P, 50 – 60 % CaO, до 30 % SiO_2 . Его можно рассматривать как заменитель железной руды и флюса.

Конвертерный шлак по химическому составу сходен с мартеновским шлаком. Однако содержит 1,5 – 3,0 % фтора, который сильно разжижает шлак. Поэтому используется в доменной плавке как заменитель руды и флюса и придает доменному шлаку желаемые физические свойства.

Колошниковая пыль, выносимая из доменных печей, подлежит обязательной утилизации введением в агломерационную шихту.

Сварочный шлак является отходом прокатного производства и получается в нагревательных печах прокатных цехов при соединении оксидов железа (окалина) с футеровкой печи. Он содержит около 50 % Fe.

Окалина представляет собой оксиды железа, образующиеся на поверхности слитка при нагреве перед прокаткой. По химическому составу это почти чистый магнитный оксид железа Fe_3O_4 , по физическим свойствам – мелкий сыпучий материал. Поэтому он подается в агломерационную шихту и спекается.

Пиритные или колчедановые огарки являются продуктом обжига серного колчедана FeS_2 при производстве серной кислоты. В процессе этого обжига железо окисляется до Fe_2O_3 и Fe_3O_4 , а сера удаляется с газами. Часть серы остается, огарки содержат до 2,5 – 3,5 % серы. Из-за порошковатости и высокого содержания серы их подают только в агломерационную шихту.

Вопросы для самоконтроля:

1. Приведите теоретические основы извлечения металлов из природного сырья.
2. Назовите основные оценочные показатели рудных материалов.
3. Дайте определение понятия руда.
4. Назовите основные свойства минерального сырья.
5. Приведите металлургические оценки рудного сырья.
6. Назовите основные рудообразующие минералы железных руд.
7. Что называется пустой породой железных руд?
8. Что такое полезные примеси железных руд? Дайте их краткое описание.
9. Что относится к вредным примесям железных руд?

10. Опишите основные требования, предъявляемые к качеству железных руд.
11. Дайте краткую характеристику месторождений железных руд.
12. Дайте краткую характеристику назначения и видам марганцевых руд.
13. Назовите основные рудообразующие минералы марганцевых руд.
14. Укажите требования, предъявляемые к марганцевым рудам.
15. Перечислите основные месторождения марганцевых руд.
16. Дайте общую характеристику руд кремния.
17. Дайте общую характеристику хромовых руд.
18. Что называется флюсами? Какие бывают флюсы?
19. Опишите основные заменители руд.

3 ПОДГОТОВКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ

3.1 НЕОБХОДИМОСТЬ ПОДГОТОВКИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

В настоящее время ни один вид металлургического сырья не используется без той или иной подготовки. Часто все операции по подготовке выполняются на месте добычи руды и готовое сырье (агломерат, окатыши) поставляется металлургическим заводам. Наряду с этим почти все заводы имеют собственные фабрики окускования сырья и получают от горнорудных предприятий подготовленные к окускованию материалы – руду, концентрат, флюсы и др. Работа этих фабрик связана самым тесным образом с доменным цехом и оказывает решающее влияние на его работу.

Подготовка сырья, то есть придание руде определенной крупности, равномерного химического состава, хорошей восстановимости и, главное, высокого содержания железа, а также его окускование, имеет важное значение при производстве черных и цветных металлов. Например, применение прочного высокоосновного агломерата в мартеновских печах и конвертерах, брикетов и агломерата в электросталеплавильных и ферросплавных печах существенно улучшает показатели их работ. Это послужило быстроему развитию окускования материалов для сталеплавильных и ферросплавных агрегатов.

Например, подготовка сырья влияет на доменный процесс в двух направлениях:

1. Снижает количество пустой породы, вносимой в печь, то есть снижает количество шлака. Это приводит к снижению удельного расхода кокса. Освободившийся объем печи заполняется рудой, что приводит к увеличению производительности печи.

2. Повышается газопроницаемость столба шихты в печи, то есть улучшаются газодинамические условия процесса. Это позволяет увеличить количество дутья и повысить производительность печи.

Первое изменение является следствием обогащения руд, а второе – окускования руд и концентратов. Эти процессы взаимно связаны, так как обогащенные руды, т.е. концентраты, представляют собой мелкие пылеватые материалы, которые использовать в печи без окускования невозможно. В техническом и организационном отношении обогащение руд примыкает к технологии горнорудных предприятий, а окускование более тесно связано с доменным производством и фактически составляет с ним единый технологический процесс.

Для получения железорудного сырья с высоким содержанием железа разработаны и внедрены эффективные способы обогащения бедных же-

лезных руд, обеспечивающие получение концентратов, содержащих 63 – 67 % Fe.

В общем комплексе подготовки сырья главными являются обогащение и окускование, однако осуществить их можно только после ряда дополнительных операций. Поэтому всю подготовку сырья делят на: дробление и измельчение, грохочение и классификацию, обжиг, обогащение, усреднение и окускование. Некоторые из этих видов подготовки могут иметь и самостоятельное значение: сортировка кокса и агломерата перед загрузкой в печь, дробление и сортировка руд, используемых без обогащения и т.д.

3.2 ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Крупность добываемых руд в естественном виде различна. При открытой добыче размер отдельных кусков достигает 1000 – 1200 мм, а при подземной 300 – 800 мм. Для дальнейшего использования руда такой крупности должна быть предварительно подвергнута дроблению.

Дроблением или измельчением называют процессы дезинтеграции материала под воздействием внешних сил, необходимых для преодоления внутренних сил сцепления.

Целью дробления и измельчения является придание кускам материала определенной крупности или раскрытие (освобождение) зерен рудного минерала для последующего отделения их от зерен пустой породы при обогащении. В первом случае эта операция имеет самостоятельное значение и не связана с обогащением. Например, дробление добываемой руды с целью снижения ее крупности до необходимой для загрузки в печь, дробление кокса и известняка для введения их агломерационную шихту, дробление агломерата для устранения крупных кусков и т.д. Но дробление и последующее измельчение руды на обогатительных фабриках является подготовительной операцией к обогащению и полностью подчинено ему.

Технологическими показателями процесса дробления являются степень и эффективность дробления. Степенью дробления называется степень уменьшения размера кусков материала в результате дробления. Она определяется из выражения $i = \frac{D}{d}$, где D и d – максимальный размер куска материала до и после дробления соответственно. Эффективность дробления определяется массой дробленого материала, получаемой при расходовании единицы электроэнергии. Она определяется прочностью дробимого материала.

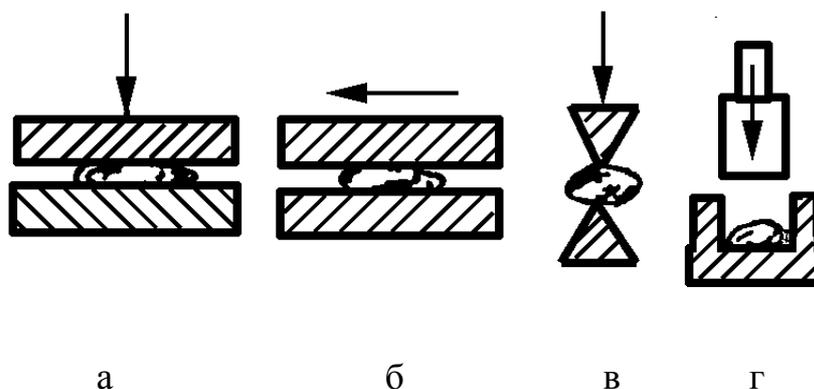
В зависимости от крупности дробимого материала условно различают дробление крупное – от 1500 до 300 мм, среднее – от 300 до 30 мм, мелкое – от 30 до 3–5 мм, тонкое или измельчение от 3–5 до 0 мм. При

крупном дроблении степень дробления составляет 2–5, при среднем – 5–10, при мелком – 10–50 и при измельчении – 50 и выше.

Крупность кусков дробленой руды определяется способом ее дальнейшей переработки и типом руды. Для доменной плавки предел крупности кусков руды составляет 40–100 мм, для мартеновской плавки 20–40 мм, для агломерации 6–10 мм, а для обогащения в ряде случаев требуется получение материала крупностью менее 0,1 мм.

Дробление и особенно измельчение являются весьма энергоемкими и поэтому дорогостоящими операциями. Стоимость дробления и измельчения в себестоимости железорудного концентрата составляет 40 %, а стоимость оборудования для дробления и измельчения доходит до 60 % всех капитальных вложений в строительство обогатительных фабрик.

Дробление может быть осуществлено: раздавливанием, истиранием, раскалыванием, ударом и сочетанием этих способов (рисунок 3.1).



а – раздавливание; *б* – истирание; *в* – раскалывание; *г* – удар

Рисунок 3.1 – Способы дробления

Выбор способа дробления, а следовательно, и типа дробилок зависит от физических свойств материала, подлежащего дроблению, его начальной крупности и требуемой крупности продукта дробления. Для твердых и вязких материалов наиболее рациональным является дробление раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие материалы целесообразно дробить раскалыванием.

При дроблении куски руды разделяются на части, при этом преодолевают силы сцепления частиц. Сопротивление, которое руда оказывает дроблению, называют прочностью, или крепостью руды. Если сопротивление руды раздавливанию не превышает 10 МПа, то такая руда считается мягкой, при сопротивлении раздавливанию 10 – 50 МПа – средней твердости, а при сопротивлении раздавливанию свыше 50 МПа – твердой. Весьма твердые руды оказывают сопротивление раздавливанию – 100 МПа.

При дроблении руды имеют место упругая и пластическая деформации дробимого тела, образование новых поверхностей его и преодоление как внутреннего, так и внешнего трения.

3.2.1 Оборудование для дробления и измельчения

Крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют в установках, называемых дробилками, работающие по способу раздавливания или раскалывания, а для измельчения применяют мельницы, в которых удар сочетается с истиранием.

Щековая дробилка (рисунок 3.2, а) применяется для крупного и реже – для среднего дробления руд, известняков и других материалов. Дробимую руду загружают сверху в зазор между неподвижной щекой 1 и подвижной 2, подвешенной на оси 3. Привод дробилки через шкив 4 вращает эксцентриковый вал 5, при этом шатун 6 движется вверх-вниз. При подъеме шатуна распорные плиты 8 нажимают на подвижную щеку 2, она сближается с неподвижной и происходит дробление кусков руды; при опускании шатуна подвижная щека отходит назад под воздействием пружины 7 и тяги 10, и через зазор между щеками высыпается дробленая руда.

Наиболее крупные дробилки имеют размеры загрузочного отверстия 1500×2000 мм, ширину выходной щели 180 мм и производительность при материале средней твердости до 500 т/ч. Преимуществом щековых дробилок являются надежность и низкие эксплуатационные расходы, а недостатком – низкая производительность, сильная вибрация, залипание щек при влажном материале и т.д.

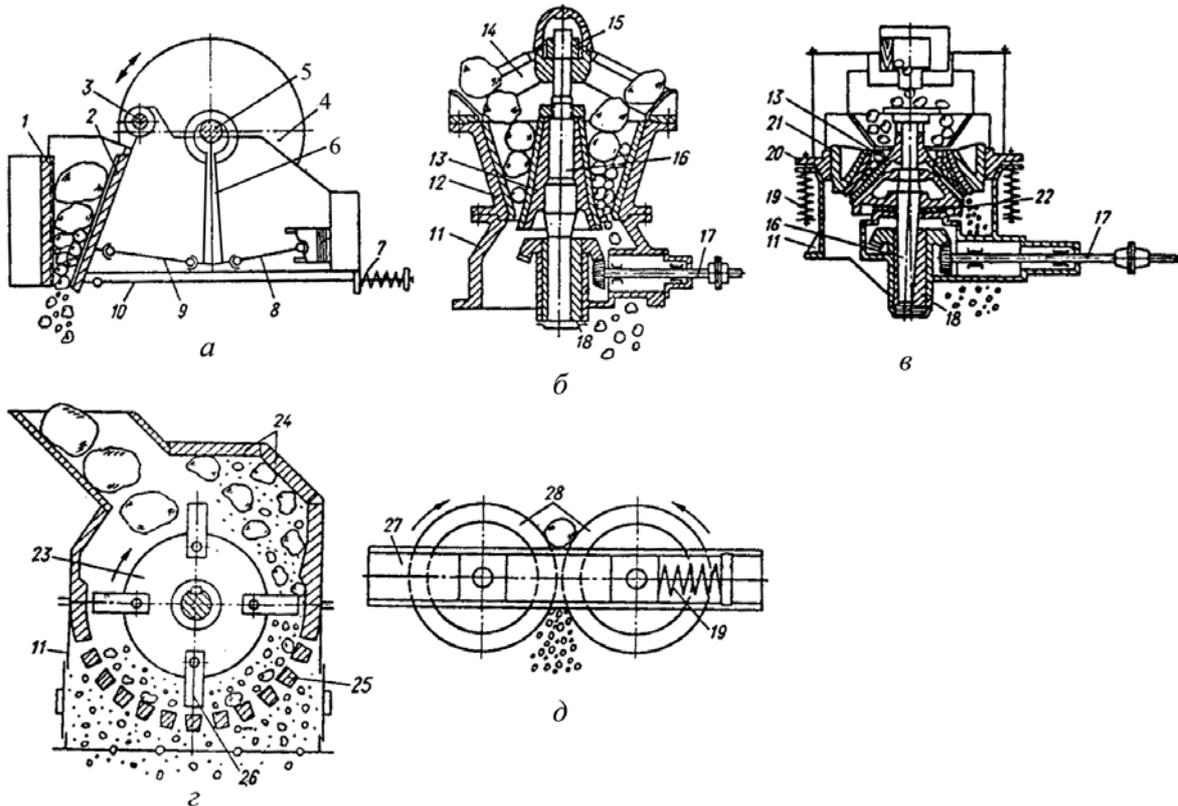
Конусная дробилка (рисунок 3.2, б) является основным дробильным агрегатом крупного и среднего дробления на обогатительных фабриках. Она состоит из полого неподвижного конуса 12, в котором находится сплошной подвижный конус 13, закрепленный на валу. Верхний конец вала подвешен на шарнире, а нижний помещен в эксцентрик 18. При вращении приводного вала 17 ось не вращающегося вала 16 описывает конусную поверхность, в результате чего расстояние между дробящими щеками конусов 12 и 13 изменяется. В месте сближения происходит дробление, а на противоположной стороне щеки расходятся и дробимый материал просыпается вниз.

Дробилки крупного дробления имеют ширину загрузочного отверстия 500 – 1500 мм и производительность 160 – 2300 т/ч.

Короткоконусные дробилки (рисунок 3.2, в) применяют для среднего и мелкого дробления. Они отличаются небольшой высотой подвижного конуса, резко расширяющегося книзу, значительной длиной выходной щели и зоны параллельности дробящих щек. Короткоконусные дробилки имеют предохранительные пружины 19, позволяющие подниматься неподвижному конусу при попадании металлических предметов.

Короткоконусные дробилки среднего и мелкого дробления имеют производительность более низкую – 40 – 580 т/ч.

Конусные дробилки по сравнению со щековыми более сложные и дорогие в эксплуатации. Производительность конусных дробилок высокая, они не требуют специальных питателей, имеют высокую степень дробления (3 – 12) и выдают относительно ровный по крупности продукт.



а – щековой; *б* – конусной; *в* – короткоконусной; *г* – молотковой;
д – валковой; 1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – ось подвижной щеки; 4 – шкив; 5 – эксцентриковый вал; 6 – шатун (механизм изменения ширины выходной щели); 7 – замыкающая пружина; 8 – задняя распорная плита; 9 – передняя распорная плита; 10 – тяга замыкающего устройства; 11 – станина; 12 – неподвижный конус; 13 – подвижный конус; 14 – траверса; 15 – шарнир подвеса конуса; 16 – вал конуса; 17 – приводной вал; 18 – эксцентрик; 19 – амортизационная пружина; 20 – опорное кольцо; 21 – регулирующее кольцо; 22 – подпятник конуса; 23 – ротор; 24 – отбойные плиты; 25 – колосниковая решетка; 26 – молоток; 27 – основная рама; 28 – дробящие валки

Рисунок 3.2 – Конструктивные схемы дробилок

Молотковые дробилки (рисунок 3.2, *г*), предназначенные для мелкого дробления, широко применяются для дробления известняка на аглофабриках, угля на коксохимзаводах и для других целей. Дробилка состоит из

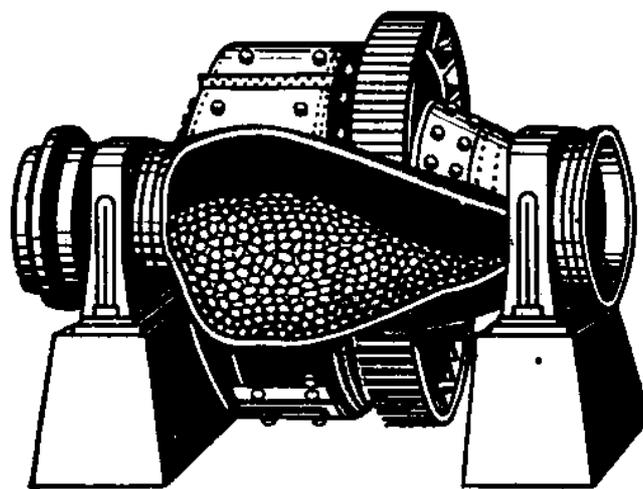
корпуса, внутри которого закреплены массивные отбойные плиты 24. В опорах корпуса установлен вращающийся с большой скоростью вал с насаженными на него несколькими дисками 23, на которых шарнирно закреплены стальные молотки (билы) 26. Дробление происходит в результате ударов, наносимых кускам материала молотками; выдача дробленой руды происходит через отверстия колосниковой решетки 25. Диаметр ротора выпускаемых дробилок составляет 375 – 1700 мм, скорость вращения ротора 580–2800 об./мин. и степень дробления 8 – 12. При дроблении до крупности 0–3 мм производительность доходит до 300 т/ч.

Валковые дробилки (рисунок 3.2, д) предназначены для дробления мелких и хрупких материалов, например коксика на аглофабриках. Материал увлекается вращающимися навстречу друг другу валками и раздавливается. Поверхность валков может быть гладкой и рифленой. Характерной особенностью этих дробилок является малая степень дробления – всего 3-4, поэтому в некоторых случаях ставят две пары валков, расположенных одна над другой. Это увеличивает степень дробления до 10–16. Для дробления коксика применяются именно такие четырехвалковые дробилки. Производительность их при расстоянии между валками 2,5 мм составляет около 16 т/ч. Основным недостатком таких дробилок является быстрый износ валков и необходимость их переточки.

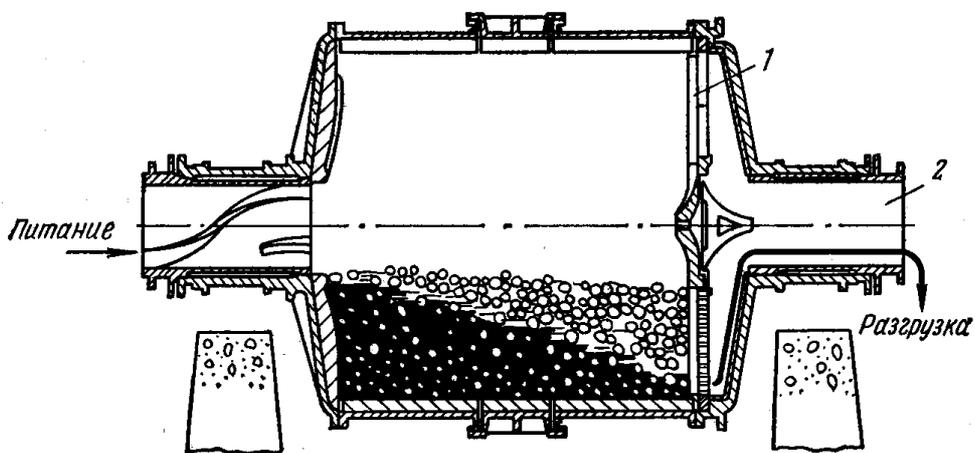
Тонкое измельчение материалов, являющееся подготовительной операцией к обогащению, выполняется в *барабанных* мельницах. Они представляют собой вращающийся барабан, в котором пересыпаются и разрушают дробимый материал дробящие тела: шары, стержни и куски дробимого материала. Мельницы бывают шаровые, стержневые и мельницы самоизмельчения. На обогатительных фабриках наибольшее распространение имеют шаровые мельницы (рисунок 3.3). Барабан мельницы, футерованный стальными плитами, вращается в коренных подшипниках с помощью приводного вала, шестерни и зубчатого венца. Загрузка материала производится через питатель, а выдача – через пустотелую цапфу с помощью спиралей. Так как дробление сухого материала создает много пыли, то обычно в мельницы подают дробимый материал вместе с водой (пульпу), которая и уносит продукт дробления. Мельницы подобного типа имеют диаметр 900 – 4000 мм и длину барабана 800 – 5500 мм. Масса загруженных шаров изменяется от 1,5 до 140 т; скорость вращения 17 – 42 об/мин. Такие мельницы могут измельчать около 95% материала до содержания фракции < 0,074 мм.

В мельницах *самоизмельчения* (рисунок 3.4) дробящим телом являются крупные фракции самого измельчаемого материала. Известны два способа работы таких мельниц: загрузка в нее несортированной руды после крупного дробления в кусках размером до 300 – 500 мм и загрузка дробленой руды крупностью 0–25 мм (дробимый материал) вместе с отсортированными по крупности кусками размером до 125 мм (дробящее те-

ло). Самоизмельчение позволяет без расхода металлических шаров в одном агрегате снизить крупность материала от исходной до необходимой. Измельченный материал удаляется из мельницы либо потоком воздуха (сухое), либо водой (мокрое самоизмельчение).



a



б

a – общий вид конической шаровой мельницы;
б – шаровая мельница с разгрузочной решеткой 1

Рисунок 3.3 – Шаровая мельница

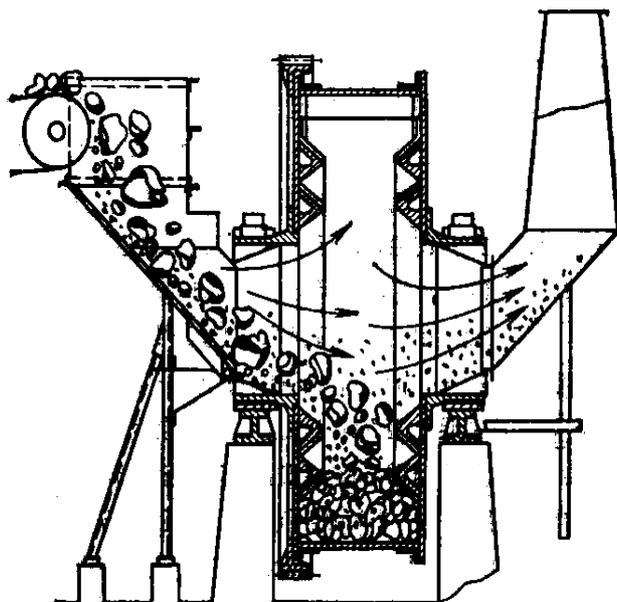


Рисунок 3.4 – Мельница для самоизмельчения

3.2.2 Грохочение и классификация

В технологических схемах дробление и измельчение почти всегда сочетаются с сортировкой и классификацией материалов по крупности.

Разделение, или сортировка, материалов по крупности на механических ситах называется *грохочением*, а разделение материалов при падении в воде или воздухе – *воздушной или гидравлической классификацией*. Грохочением разделяются материалы до крупности 1-3 мм, а более мелкие – классификацией.

Грохочение представляет собой процесс разделения различных по размерам кусков (зерен) руды на классы путем просеивания через сито. Оставшийся на сите материал называют надрешетным (верхним), а прошедший через отверстия сита – подрешетным (нижним) продуктами.

Коэффициент полезного действия грохота или классификатора определяется отношением массы выделенного мелкого (подрешетного) продукта к массе материала этой крупности в исходном продукте:

$$g = \frac{100 \cdot q}{Q \cdot \alpha} \cdot 100\%,$$

где g – к.п.д. грохота или классификатора, %;

Q и q – масса исходного и подрешетного продукта соответственно;

α – содержание выделяемой фракции в исходном продукте, %.

Целью грохочения является полное выделение мелочи (подрешеточного продукта) из исходного материала. Однако полностью выделить мелочь из поступающего на грохот материала не удастся, так как практически нельзя создать условия, обеспечивающие беспрепятственное прохождение зерен нижнего продукта через отверстия сита. Центр минимального сечения зерна должен находиться на осевой линии отверстия. В действительности эти условия не могут быть выполнимы, и часть мелочи всегда остается в крупном материале (надрешеточном продукте).

Большое влияние на процесс грохочения оказывает состав исходного материала по крупности. Зерна, размер которых в два раза меньше размера отверстия сита, проходит через него легко. Процесс грохочения ухудшается и производительность грохота снижается, если в материале содержится много крупных зерен, по своему размеру близких к размеру отверстия сита грохота. Такие зерна называются «трудными».

Фактором, влияющим на процесс грохочения, является также содержание в материале гигроскопической влаги и комкующих примесей. Наибольшее количество влаги содержится в мелком материале; влажные мелкие зерна прилипают к более крупным и слипаются друг с другом, ухудшая процесс грохочения. Комкующие примеси, такие как глина, мел и др., даже при небольшом содержании влаги способствуют образованию комков.

Грохочение можно подразделить на несколько видов: а) предварительное грохочение; б) поверочное; в) окончательное.

При предварительном грохочении происходит крупное разделение по крупности, для улучшения условий последующего дробления, т.е. выделяется материал, размер которого меньше выходной щели дробилки. При этом достигается следующее:

а) дробилка освобождается от балластной нагрузки, растет ее производительность;

б) уменьшается возможность забивания дробилки;

в) уменьшается переизмельчение материала.

Поверочное грохочение применяется в тех случаях, когда обогатительные процессы и требования, предъявляемые к рудам, строго ограничивают верхний предел по крупности.

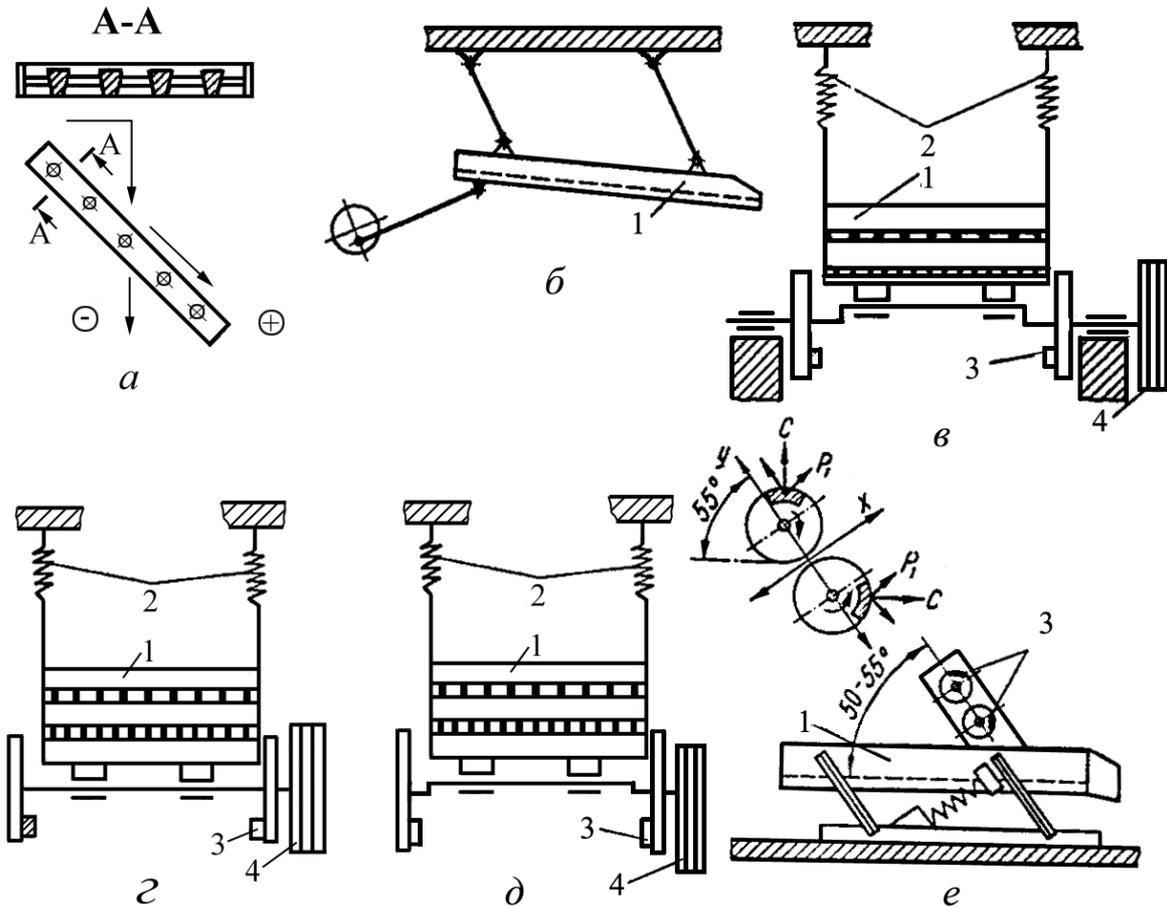
Окончательное грохочение (или сортировка готового продукта) применяется, когда на дробильно-сортировальной фабрике получают конечный продукт. В этом случае получают высокий к.п.д. и может быть получено несколько продуктов одновременно.

Для грохочения используются грохоты различной конструкции.

Принципиальные схемы механических грохотов показаны на рисунке 3.5.

Самым простым, надежным, но и наименее эффективным (к.п.д. всего 50 – 60 %) является *неподвижный колосниковый грохот* (рисунок 3.5, а),

представляющий собой решетку из колосников с зазором 15 – 30 мм, установленную под углом 35 – 45° к горизонту. Такие грохоты наиболее широко применяются для предварительной сортировки руды на месте добычи и агломерата, при разгрузке его с агломерационной машины.



1 – короб с ситом; 2 – пружины; 3 – неуравновешенные грузы; 4 – шкив

Рисунок 3.5 – Принципиальные схемы грохотов

Рама с ситом *качающегося* грохота (рисунок 3.5, б) приводится в движение эксцентриковым валом и колеблется в полости сита. Эффективность грохочения составляет 85 – 90 %, а производительность для самых крупных моделей (размер сита 2000×2700 мм) доходит до 250 т/ч.

Вибрационные грохоты, в которых движение рамы с ситом создается эксцентриковым валом-вибратором, являются более производительными и совершенными по конструкции. В *полувибрационном грохоте* (рисунок 3.5, в) качание создается эксцентриковым валом и возникающие центробежные силы уравниваются грузами. В *вибрационном грохоте* (рисунок 3.5, г) вибрация сита происходит вследствие только инерционных сил, возникающих при вращении грузов 3. В такой конструкции затруднена передача движения от неподвижного мотора к качающемуся шкиву 4.

Самоцентрирующийся грохот (рисунок 3.5, *д*) устраняет этот недостаток – сочетание эксцентрикового вала с инерционным механизмом позволяет подбором грузов сохранить положение оси в пространстве. В подшипниковых опорах короба закреплен вращаемый приводом через шкив эксцентриковый вал, на концах которого имеются диски 3 с противовесами (дебалансами). Вращение вала с дебалансами вызывает перемещение короба по круговой траектории вокруг оси вала с амплитудой 3–6 мм. Частота составляет 520 – 1440 колебаний в минуту.

Создание *самобалансного вибратора* (рисунок 3.5, *е*) позволило сконструировать *самобалансный* грохот, который представляет собой опирающийся на пружины короб с просеивающим решетом. В боковых стенках короба на подшипниках установлены два дебалансных вала (ось вала не совпадает с осью его вращения). Валы вращаются с одинаковой скоростью в противоположных направлениях, при этом возникают инерционные силы, вызывающие колебания короба по направлению стрелок «С», что обеспечивает подбрасывание груза и его перемещение вдоль решета с эффективным просеиванием мелочи. Для самобалансных грохотов частота колебаний составляет 740 – 950 в минуту, амплитуда колебаний 4 – 9 мм, размеры решета достигают 3×6,4 м, производительность – 600 т/ч.

На обогатительных и агломерационных фабриках наибольшее распространение получили самоцентрирующиеся и самобалансные грохоты.

Классификация материалов. Разделение материалов на узкоклассифицированные по размерам фракции при падении в воде или воздухе называется классификацией гидравлической или воздушной.

Воздушная классификация обычно сочетается с сухим измельчением руд в мельницах типа самоизмельчения и сухим обогащением. Кроме того, воздушную классификацию используют для выделения из руды тонких классов с целью ее обеспыливания.

Разделение материалов в сухом виде сопровождается рядом нежелательных процессов: сильное пылеобразование ухудшает не только экологическую обстановку на производстве, но и вызывает технологические трудности из-за забивания сит мелким материалом и окомкованием его. Поэтому, чаще применяют мокрую (гидравлическую) классификацию.

Гидравлическая классификация материала основана на различной скорости падения в воде кусков разной крупности. Падение тела в любой среде происходит под действием гравитационной силы.

Теоретической основой классификации является закон скорости падения частиц в различных средах:

$$V = \sqrt{\frac{3g(\rho_{\text{ч}} - \rho_{\text{с}})d}{4 \cdot r \cdot \rho_{\text{с}}}},$$

где g – ускорение свободного падения;

$\rho_{\text{ч}}$ и $\rho_{\text{с}}$ – плотность частиц и среды;

d – средний размер частиц;

γ – коэффициент сопротивления среды движению частиц.

Как видно из приведенной формулы, влияющими параметрами при прочих равных условиях являются плотность частиц материала $\rho_{\text{ч}}$ (или удельный вес частиц) и средний размер частиц d . Из нее же следуют и основные закономерности мокрой классификации:

а) при одинаковом удельном весе скорость падения в воде более крупных зерен больше, чем скорость падения более мелких;

б) скорость падения равных по крупности зерен, но разного удельного веса, прямо пропорциональна удельному весу;

в) зерна равного веса, но разной формы, падают с различными скоростями;

г) скорость падения зерна уменьшается с увеличением плотности среды, в котором происходит падение;

д) гладкие зерна падают быстрее, чем шероховатые зерна.

На практике падение зерен не свободное, а стесненное. Обычными для практики являются условия, при которых движение зерен происходит в ограниченном пространстве, а сами частицы движутся массой, сталкиваясь друг с другом.

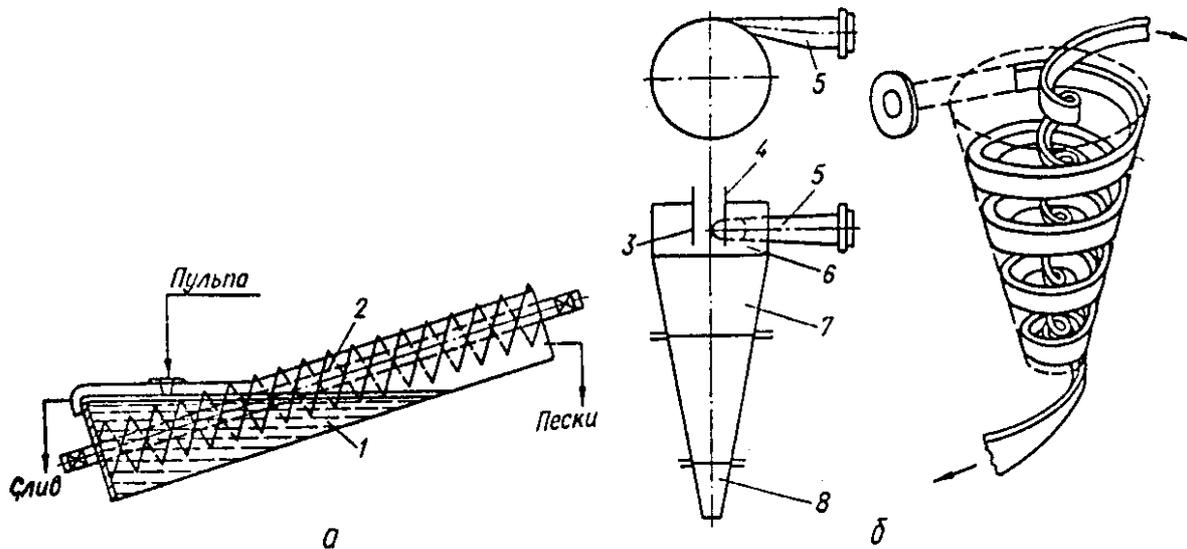
Когда зерна различных размеров, форм и плотностей осаждаются в жидкости или удерживаются в ней во взвешенном состоянии восходящим потоком в виде сплоченной массы, способной еще пропускать через себя отдельные зерна, то такое падение зерен называется *стесненным*. Скорость падения зерен в условиях стесненного падения (когда зерна взаимодействуют друг с другом) всегда меньше скорости падения зерен в условиях свободного падения зерна. Падающему зерну руды в условиях стесненного падения оказывает сопротивление не только среда, но и своего рода механическое сопротивление, связанное со взаимным трением и ударами твердых частиц друг о друга.

На практике гидравлическая классификация осуществляется в водной подвижной среде, представляющей собой непрерывно-восходящие или горизонтально и наклонно текущие потоки. Вода, являясь транспортирующим средством, используется при классификации в качестве разделяющей, главным образом при свободном падении, и в качестве распределяющей среды, главным образом при стесненном падении.

При гидравлической классификации, когда группа рудных зерен падает в восходящей или в горизонтально текущей струе, отдельные зерна будут двигаться со скоростями, равными равнодействующей скорости струи и скорости падения каждого зерна. Можно заставить зерна руды передвигаться в определенном направлении, придавая те или иные скорости и направление струе воды.

Наиболее распространенным устройством для гидравлической классификации является *спиральный классификатор* (рисунок 3.6, а), пред-

ставляющий собой желоб с расположенными в нем вращающимися спиралями.



- 1 – желоб; 2 – спираль; 3 – трубы; 4 – отверстие для слива;
5 – питающая труба; 6 – цилиндрическая часть; 7 – конус;
8 – насадка для слива

Рисунок 3.6 – Схемы спирального классификатора (а) и гидроциклона (б)

Разделяемый материал подается в виде пульпы, которая представляет собой смесь материала и воды 60 – 30 %. Крупные частицы оседают на дно и спиралью выносятся в верхний конец желоба, где сливаются пески (крупная фракция). Мелкий материал уносится водой из нижней части желоба (слив). Реже применяется гидроциклон (рисунок 3.6, б), основанный на действии центробежных сил. Подаваемая в конус 7 пульпа закручивается, крупные частицы отжимаются к периферии, опускаются вниз и уходят через насадку 8. Мелкие же фракции выделяются внизу конуса в отдельный восходящий поток и уходят через отверстие 4.

3.2.3 Технологические схемы дробления и измельчения

Большая энергоемкость процессов дробления и особенно измельчения заставляет подавать в дробилку или мельницу только ту фракцию, которую нужно дробить, предварительно отделяя более мелкие фракции. Это требует комбинирования процессов дробления с грохочением и измельчения с классификацией. Возвращаемый на доизмельчение продукт называют циркулирующей нагрузкой, представляющий собой отношение возвращаемого продукта к исходному.

Дробление и измельчение на дробильно-сортировочных фабриках производят в открытом и замкнутом циклах, основные принципиальные технологические схемы которых приведены на рисунке 3.7.

Открытый цикл без грохочения (рисунок 3.7, а) является неэффективным, так как дробилка загружается мелкой фракцией, имеющейся в исходном материале.

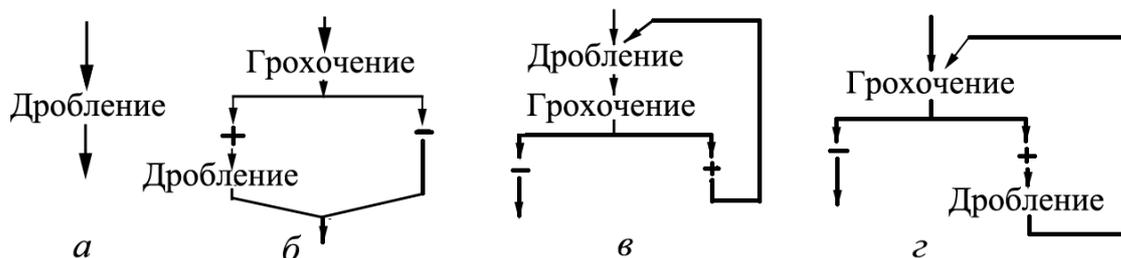


Рисунок 3.7 – Схемы дробления

Открытый цикл с предварительным грохочением (рисунок 3.7, б) позволяет снизить мощность дробилки. Замкнутый цикл с поперочным грохочением (рисунок 3.7, в) дает возможность получить продукт строго заданной крупности, но дополнительно загружает дробилку. Наконец, замкнутый цикл с предварительным грохочением (рисунок 3.7, г) позволяет получить заданную крупность и освобождает дробилку от лишней загрузки.

Наиболее совершенными являются схемы б и г, так как, благодаря выводу из процесса готового продукта по мере его образования дробление и измельчение в замкнутых циклах способствует повышению производительности операции. Схемы б и г рекомендуются, когда в исходном материале много мелочи.

Степень дробления определяется размерами загрузочного и разгрузочного отверстий дробильных устройств. Считают, что наибольшая предельная степень дробления, которая может быть достигнута в дробилке, равна 0,85 отношения этих размеров. Отсюда следует, что размеры кусков материала, соответствующие среднему и мелкому дроблению, нельзя получить в одном цикле дробления, т.е. в одной дробилке. Материал приходится пропускать через ряд дробилок с уменьшающимися размерами разгрузочного отверстия. Поэтому при разработке схем дробления и измельчения предусматривают число необходимых циклов (стадий) дробления и измельчения и соответствующие им устройства.

По числу стадий различают следующие технологические схемы:

а) одностадийные схемы дробления. Они применяются для подготовки руд мягких и средней крепости (бурый железняк, магнетит) к самоизмельчению. Чаще всего по этой схеме перерабатывают руды шахтной добычи. Предварительное грохочение обычно отсутствует, так как грохочение крупного материала имеет определенные трудности. Размеры кусков после первой стадии составляют 250 (300)–0 мм. Этот размер обеспечивается использованием дробилок типа ККД-1500/180 (конусная, крупного

дробления). В некоторых случаях устанавливают щековые дробилки (рисунок 3.8, а);

б) двухстадийные схемы предусматривают среднее дробление, после которого получают размеры кусков 75–0 мм. Среднее дробление чаще всего проводится с предварительным грохочением (рисунок 3.8, б), что заметно увеличивает производительность дробилок. Грохочение проводится обычно по классу конечной крупности дробления. Двухстадийные схемы применяются чаще для обогащения крупновкрапленных руд;

в) трехстадийные процессы позволяют после мелкого дробления получать продукт, идущий далее на измельчение. Дробление производится после предварительного грохочения (рисунок 3.8, в). Надрешеточный продукт доизмельчается и объединяется с подрешетным. Дробление производится до крупности 25 (20)–0 мм. Более мелкий продукт в открытом цикле получить не удается.

Схемы тонкого измельчения приведены на рисунке 3.9. При открытом цикле измельчения (рисунок 3.9, а) материал в мельнице должен находиться более длительное время. При этом материал переизмельчается, а производительность мельницы падает.

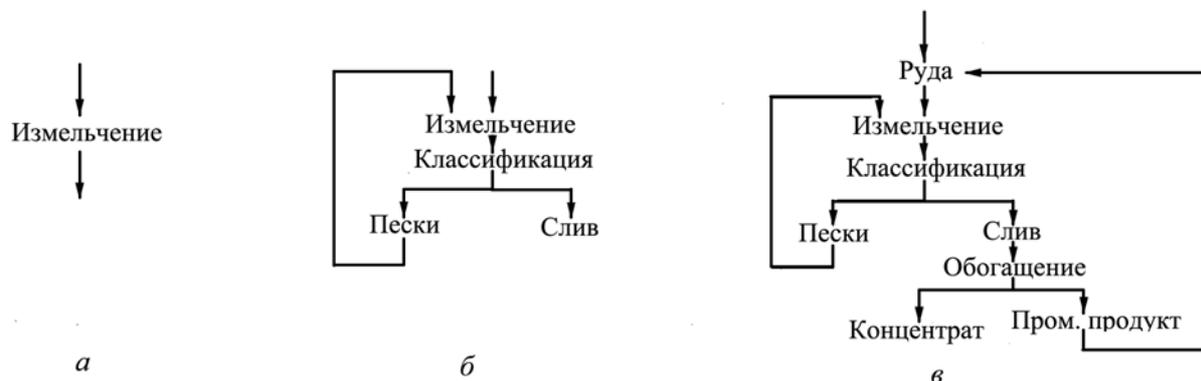
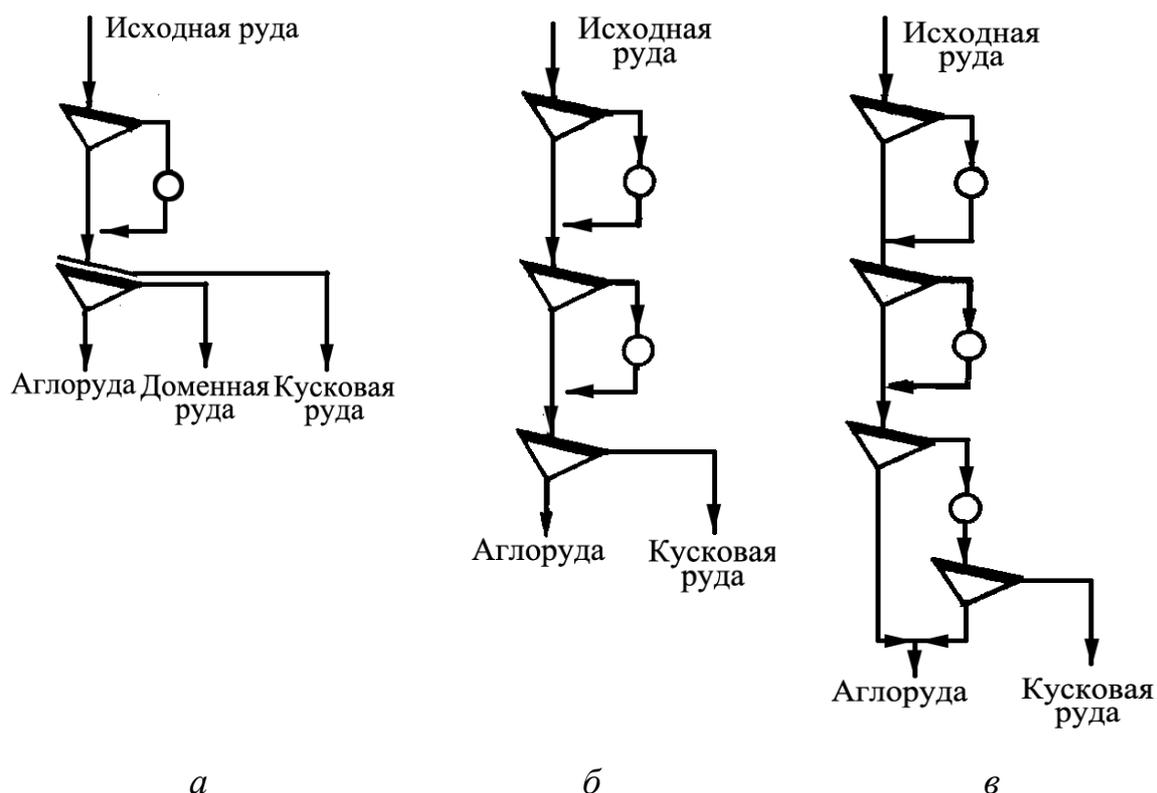


Рисунок 3.8 – Схемы тонкого измельчения

При замкнутом цикле измельчения нет необходимости задерживать материал в мельнице до полного измельчения. При этом в слив попадает материал достаточно измельченный. Более крупный материал попадает в пески и идет на повторное измельчение. Благодаря тому, что из продукта выделяются достаточно измельченные зерна, уменьшается переизмельчение материала. Как показывает практика, до полного измельчения руда должна пройти мельницу от 2-х до 10-ти и более раз.

Отделения тонкого измельчения (рисунок 3.8, в) входят в состав агломерационных фабрик. Обычно отделения тонкого обогащения делаются многосекционными.

Подготовку руд к металлургическому переделу проводят на дробильно-сортировочных фабриках по технологическим схемам, показанным на рисунке 3.9.



а – одностадийная; *б* – двухстадийная с открытым циклом дробления;
в – трехстадийная с открытым циклом дробления

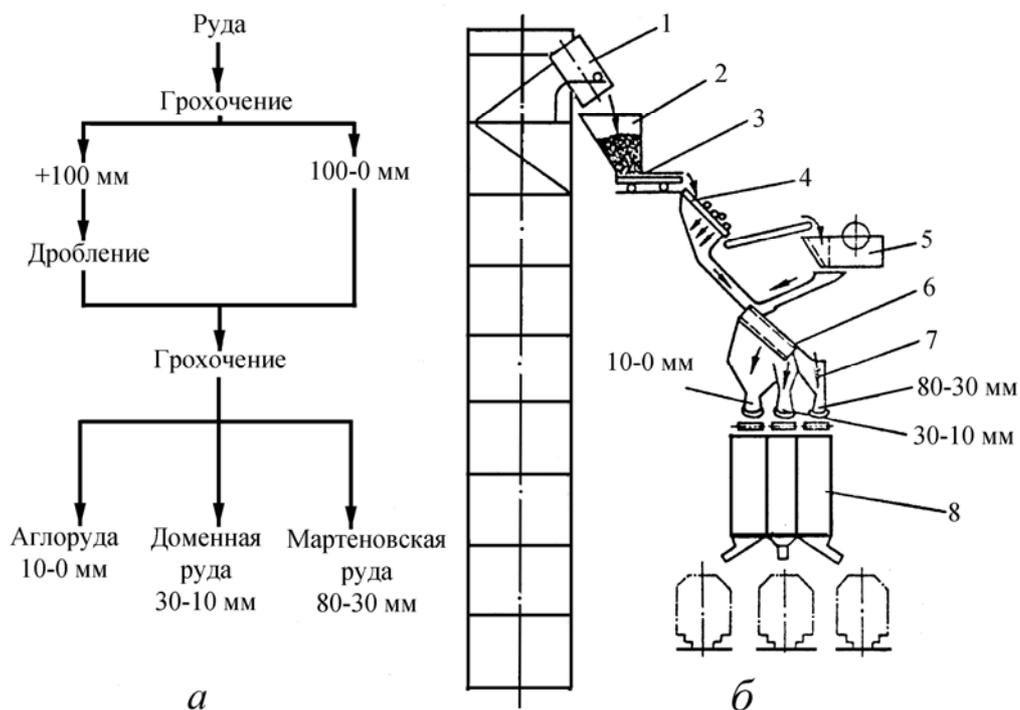
Рисунок 3.9 – Технологические схемы дробильно-сортировочных фабрик

Схемы на рисунке 3.8 (*а, б, в*) применяются для выделения кусковых продуктов и агломерационной руды. Сокращение размеров куска на дробильной фабрике производится в один, два или несколько приемов. Число их, в основном, определяется общей степенью измельчения.

Технологическая схема и схематический разрез дробильно-сортировочной фабрики на шахте показаны на рисунке 3.10. Такие фабрики выполняют предварительную обработку руды, ее дробление и выделяют агломерационную (0–10 мм) и доменную (10–80 мм) руды. Наиболее крупную фракцию (30–80 мм) поставляют мартеновским цехам.

Под селективным раскрытием минералов понимают способы, обеспечивающие разрушение горных пород преимущественно по межфазным границам минеральных компонентов и их агрегатов.

Селективное раскрытие минералов основано на различии физико-механических свойств компонентов полезного ископаемого. Например, при большой природной прочности ценного компонента можно воссоздать усилие, рассчитанное на разрушение породной части. В результате в полученном продукте окажутся куски различной крупности и формы, которые могут быть эффективно разделены грохочением или другими операциями.



- 1 – скип; 2 – приемный бункер; 3 – питатель; 4 – колосниковый грохот;
 5 – дробилка; 6 – грохот; 7 – распределительные конвейеры;
 8 – погрузочные бункеры

Рисунок 3.10 – Технологическая схема (а) и схематический разрез (б) дробильно-сортировочной фабрики на шахте

3.3 СЕЛЕКТИВНОЕ РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛОВ

Природные физико-механические свойства материалов можно направленно изменять с целью обеспечения раскрытия ценного компонента, исходя из закономерностей разрушения твердого тела. Установлено, что на поверхности твердых хрупких тел (горных пород, руд и др.) имеются трещины, понижающие их прочность. Развитие этих трещин обуславливает разрушение твердого тела. Раскрытию минералов способствует то обстоятельство, что на межзерновых поверхностях куска руды отмечается наибольшее развитие микротрещин и наиболее высокая концентрация других дефектов.

С освоением серийного производства виброинерционных машин (конусной инерционной дробилки, виброщечковой инерционной дробилки, вибродисковой инерционной мельницы и др.) следует ожидать более широкого практического применения селективного раскрытия в практике обогащения.

Для *избирательного дробления* материалов различной природной прочности, например, для отделения известняка от более мягкого песчани-

ка, успешно применяют дробилки ударного действия. Напряжения, возникающие при каждом ударе в породе, заставляют ее разрушаться на обломки вдоль контактов зерен и плоскостей спайности. Мягкий песчаник дробится на более мелкие части, чем крепкий известняк, что позволяет отсеивать его на грохоте с отверстиями, равными примерно 5 мм. Надрешетный продукт, состоящий из известняка и более крепкого песчаника, разделяют в тяжелых средах.

Избирательное дробление применяют и для предварительного обогащения вольфрамовых руд. После дробления руды в молотковой дробилке и последующего грохочения вольфрамит концентрируется в мелком классе. В крупном классе остается кварц и сростки кварца с пиритом и другими минералами, растрескивающиеся при нагревании и последующем резком охлаждении.

Различие в микротвердости хромита и сопутствующего серпентина обусловило возможность *избирательного измельчения*, проведенного сухим способом в стержневой мельнице. Разделение осуществляли в воздушном сепараторе, при этом хромит был выделен в песковую фракцию, а серпентин – в шламовую. Предварительный нагрев руды до 300 °С повысил микротвердость хромита, в связи с чем увеличилось различие в измельчаемости и эффективность последующего разделения.

Избирательное измельчение вермукулито-апатитовой руды в стержневой мельнице с последующей классификацией по крупности позволило сосредоточить вермукулит в класс минус 3 плюс 0,5 мм с получением вермукулитового концентрата, а апатит выделить в класс минус 0,5 мм. Избирательное измельчение апатита обусловлено различием в крупности составляющих минералов. Обогащением флотацией получен апатитовый концентрат (фосфоритная руда).

Избирательное истирание применяют для удаления с поверхности минеральных частиц оксидных пленок, плотных примазок и сцементированных примесей без разрушения основных минеральных частиц. Операции оттирки или обдирки предусматривают для обработки стекольных, литейных и других кварцевых песков, а также при регенерации отработанных формовочных песков. Для избирательного истирания используют скрубберы, барабанные мешалки, а также мельницы и различные оттирочные машины несерийного производства.

Раскрытие минералов энергией сжатой газообразной среды. Эффективность селективного раскрытия минералов зависит не только от их свойств, но и от примененного способа раскрытия и соответствующего оборудования. В этой связи представляет интерес способ раскрытия минералов с использованием энергии сжатой газообразной среды. Опыты, проведенные в Уралмеханобре, показали, что при резком сбросе давления газа в камере, где были помещены сростки берилла с пегматитом, раскол происходит по их поверхности срастания. Способ применяют для выделения

драгоценных камней, например изумруда, из вмещающих пород. По прочностным свойствам и открытой пористости – трещиноватости – изумруд и сопутствующий флогопитовый сланец резко различаются. Эти различия позволяют разделять минералы с высокой селективностью и сохранностью кристаллов изумруда.

Декрипитация – избирательное раскрытие, основанное на способности некоторых минералов растрескиваться при нагревании и последующем резком охлаждении.

Причинами разрушения могут быть: находящаяся в минералах кристаллизационная вода, которая при нагревании создает сильное внутреннее давление, вызывающее «взрывание» кристаллов; различная теплопроводность и разные коэффициенты расширения при нагревании и охлаждении, вызывающие сильные местные напряжения, переход кристалла из одной модификации в другую. Минерал сподумен, имеющий плотность $3,15 \text{ г/см}^3$, после обжига при $1100 \text{ }^\circ\text{C}$ переходит к форму сподумена плотностью $2,4 \text{ г/см}^3$, которая отличается хрупкостью. При избирательном измельчении сподумен легко превращается в тонкий порошок, что позволяет отделить его при тонком грохочении или воздушной сепарации от сопутствующих крупно зернистых кварца и полевого шпата. Этим способом получают сподуменовый концентрат с содержанием оксидов лития при извлечении 80 – 90 %.

Декрипитация характерна также для слюды, барита, флюорита, бурсита.

Криогенное измельчение. Одним из способов воздействия на разрушаемый материал с целью изменения его физических свойств, главным образом придания ему хрупкости, для повышения показателей дробимости и измельчаемости является глубокое охлаждение в жидком азоте и других низкотемпературных средах. Материалы после криогенной обработки наиболее эффективно разрушаются механизмами ударного действия. Криогенный способ перспективен для селективного раскрытия минералов различной хрупкости.

Вопросы для самоконтроля:

1. В чем заключается подготовка металлургического сырья к обогащению?
2. Основное назначение процессов дробления и измельчения руд. Какие существуют способы дробления?
3. Дайте краткую характеристику оборудования для дробления материалов.
4. Перечислите основные виды оборудования для тонкого измельчения материалов.

5. В чем заключается сущность процесса грохочения? Опишите конструктивные особенности оборудования для грохочения.
6. Понятие классификации материалов и ее разновидности. Назовите оборудование, применяемое при классификации материалов.
7. Укажите основные технологические схемы дробления и измельчения.
8. Перечислите технологические схемы дробильно-сортировочных фабрик.
9. Охарактеризуйте способы избирательного дробления, измельчения и истирания.

4 ОБОГАЩЕНИЕ РУД

4.1 ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Руды, добываемые из недр земли, часто не удовлетворяют требованиям металлургического производства не только по крупности, но и в первую очередь по содержанию основного металла и вредных примесей, а потому нуждаются в обогащении.

Целью процесса обогащения является повышение содержания полезного элемента в руде и снижение содержания пустой породы и вредных примесей, что достигается отделением рудного минерала от пустой породы. Все методы обогащения основаны на различии физических свойств рудного минерала и породы. Используемое различие определяет метод обогащения. Так, рудоразборка основана на различии цвета и блеска, промывка – на разной промываемости водой, гравитационное обогащение – на разнице плотности, магнитная сепарация – на различии магнитных свойств, флотация – на различии свойств поверхности рудного минерала и породы и т.д.

В результате обогащения поток исходной руды разделяется на *концентрат, хвосты и промежуточный продукт*. Содержание извлекаемого металла в концентрате больше, а в хвостах меньше, чем в исходной руде. Во многих случаях промежуточный продукт (промпродукт) не выделяется и продуктами процесса являются только концентрат и хвосты. Процесс обогащения характеризуется содержанием извлекаемого металла в исходной руде, концентрате и хвостах, а его эффективность – степенью извлечения полезного металла.

Степенью извлечения называется отношение количества извлекаемого металла в концентрате к количеству его в исходной руде

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha},$$

где ε – степень извлечения, %;

α и β – содержание извлекаемого металла в исходной руде и концентрате соответственно, %;

γ_k – выход концентрата от массы исходной руды, %.

Однако практическое определение γ_k затруднено. Обозначая содержание извлекаемого металла в хвостах через ν , из балансовых зависимостей можно получить более удобное выражение

$$\varepsilon = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha} \cdot 100 \%$$

Выход концентрата можно рассчитать по формуле

$$\gamma = \frac{(\alpha - v)}{(\beta - v)} \cdot 100 \%$$

Показатели обогащения статистически связаны со свойствами и раскрытием различных руд, например, для магнетитовых руд различного происхождения получены зависимости

$$\gamma = \frac{\alpha - v}{\beta - v} = a + a_1 \alpha_p - a_2 \alpha$$

Содержание металла в концентрате в этом случае находят по уравнению, связывающему содержание металла в рудных минералах α_p , степень раскрытия сростков K_1 , селективность работы обогатительного аппарата K_2 и общее содержание металла в руде.

$$\beta = \alpha + K_1 \cdot K_2 (\beta_p - \alpha), \%$$

или

$$\beta = a_3 \alpha_p + a_4 \%,$$

где β_p – содержание металла в рудном минерале, %;

α_p – содержание металла в виде извлекаемых при данном процессе обогащения рудных минералов в руде, %;

a, a_1, a_2, a_3, a_4 – коэффициенты, определяемые статистической обработкой результатов испытаний. Они различны для разных минералогических типов руд.

K_1 и K_2 – коэффициенты, характеризующие соответственно степень раскрытия сростков при измельчении и качество разделения минералов при обогащении, $0 < K < 1$. Их можно оценить по данным фракционных анализов руды и продуктов обогащения.

$$K_1 = \frac{\beta_{\text{л}} - \alpha}{\beta_{\text{т}} - \alpha}; \quad K_2 = \frac{\beta - \alpha}{\beta_{\text{л}} - \alpha};$$

где $\beta_{\text{л}}$ – содержание металла в рудной фракции при анализе, %;

$\beta_{\text{т}}$ – содержание металла в руде при измельчении, соответствующем полному раскрытию сростков.

Степень извлечения железа при обогащении железных руд в зависимости от метода обогащения и конструкции аппарата может изменяться от 60 до 95 %.

4.2 ОБОГАЩЕНИЕ ПРОМЫВКОЙ

4.2.1 Устройства для промывки

Обогащение промывкой является наиболее простым и дешевым методом, но оно повышает содержание извлекаемого металла в концентрате всего на 2 – 6 % по сравнению с исходной рудой. Применяется для обогащения бурых железняков, сидеритов, магнетитов с глинистой породой, марганцевых руд и известняков. Для последних это единственный метод обогащения.

Метод основан на том, что глинистая и песчаная пустая порода размывается водой и уносится ею, в то время как на рудный минерал вода практически не действует. Промывка может быть самостоятельным процессом обогащения или подготовительной операцией для других способов обогащения. Обогащительной промывке обычно подвергают крупнокусковые руды, а мелкие классы с водным потоком направляют на дальнейшее обогащение другими методами. Основными агрегатами для промывки являются бутары, скрубберы, корытные мойки и промывочные башни.

Бутара и скруббер представляют собой вращающийся барабан из перфорированного (бутара) или сплошного (скруббер) листового железа, через который пропускается поток воды с рудой.

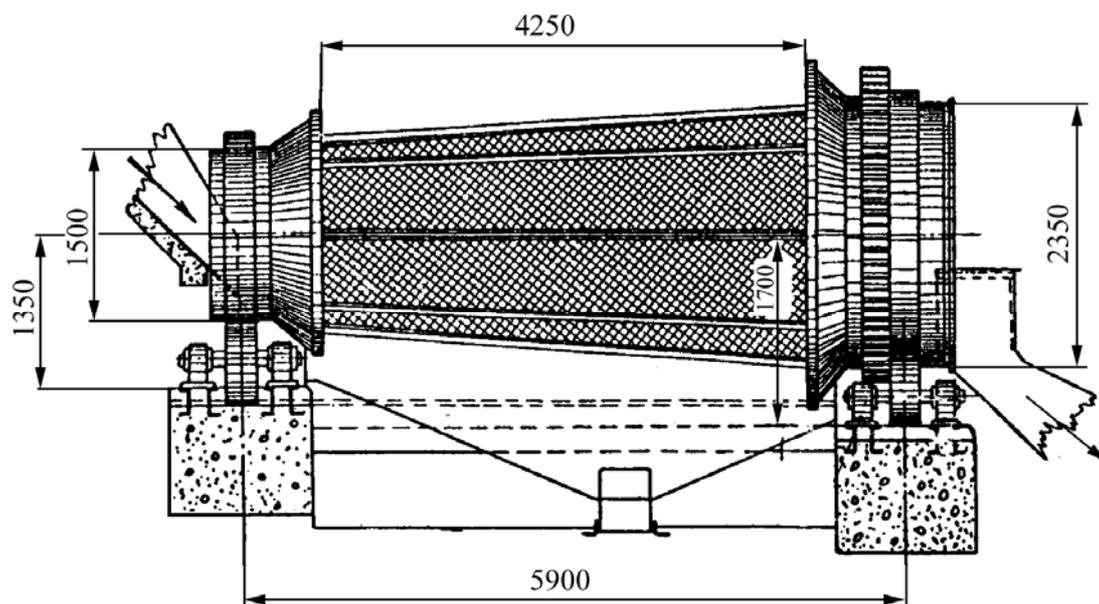


Рисунок 4.1 – Коническая бутара с решетчатой поверхностью

Руда внутри барабана передвигается вперед, скользя и перекатываясь по его стенкам. Ударяясь о короткие уголки, укрепленные внутри бутары под прямым углом к направлению скольжения, куски руды разбиваются. Разрыхлению способствует вода, подаваемая из оросительной трубы, расположенной вдоль барабана. Вода с растворенной частью пустой породы и

мелкими зернами руды проходит через отверстия бутары, а крупный отмытый материал удаляется через разгрузочный конец. Возможно сочетание сплошного и сетчатого барабанов, дающее бутару-скруббер. Диаметр таких устройств доходит до 1700, длина – до 5000 мм, а производительность до 150 – 160 м³/ч. Основным недостатком скрубберов и особенно бутар – высокий расход воды, достигающий до 3 – 5 м³ на 1 т материалов. Выход годного продукта равен примерно 75 % при относительно высоком содержании железа в хвостах (25 – 26 %).

Более совершенными являются корытные мойки (рисунок 4.2), представляющие собой желоб длиной 2,6 – 7,8 м и шириной 0,8 – 2,7 м и глубиной в нижней части до 2,1 м, в котором навстречу друг другу вращаются два вала (шнека) с лопастями, расположенными по винтовой поверхности. Материал подается в опущенный конец желоба, на 2/3 заполненного водой, установленного под углом 5°, и передвигается шнеками к поднятому концу навстречу протекающей воде, которая подается под давлением в верхнюю часть корыта. Вода стекает с нижнего конца мойки и уносит растворенную породу, а промытая руда выдается на верхнем конце.

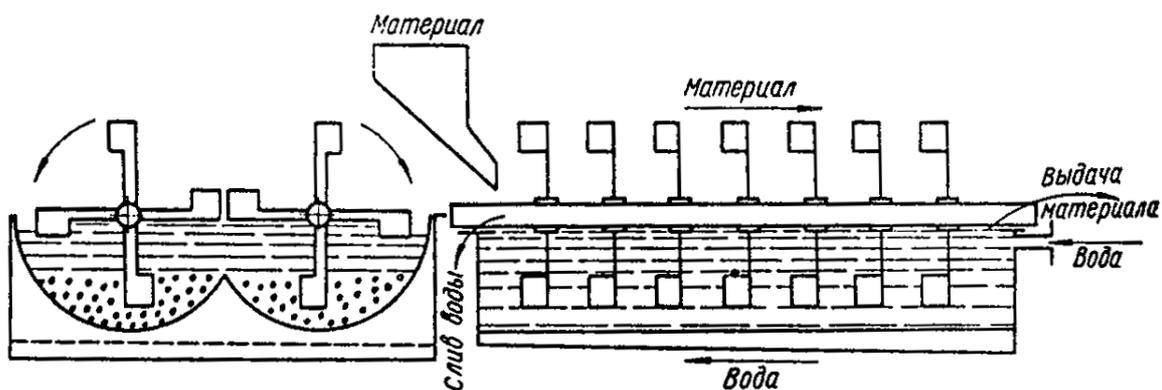
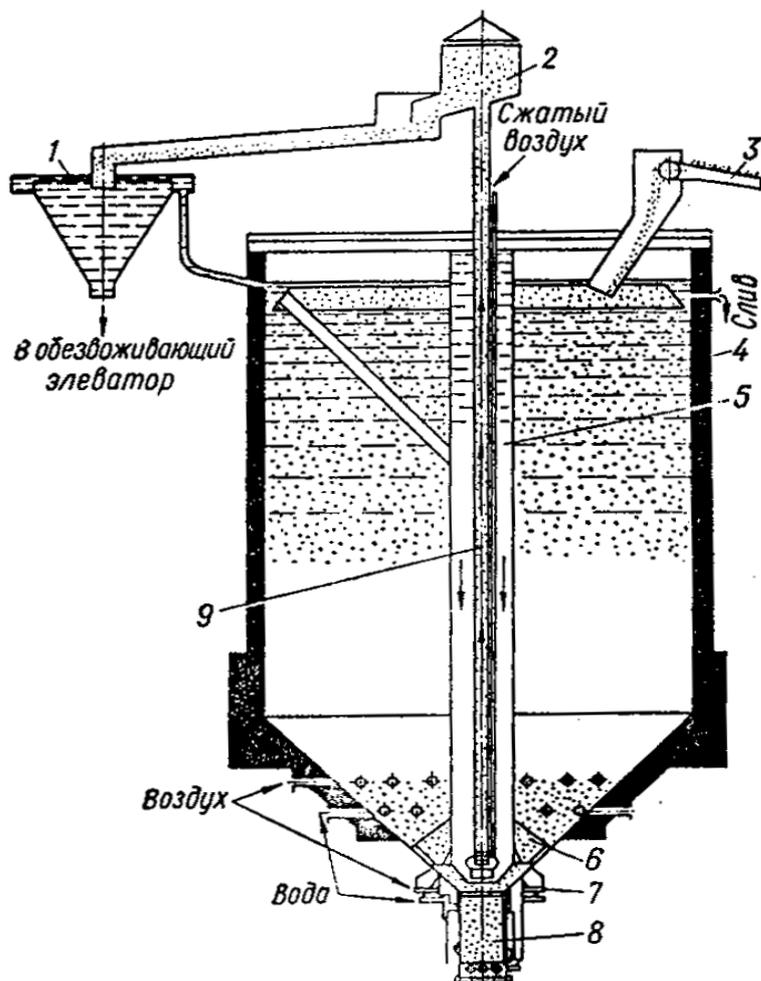


Рисунок 4.2 – Схема корытной мойки

Для промывки марганцевых руд применяют бичевые промывочные машины, отличающиеся от корытной мойки только конструкцией вала – шнеки заменены бичами в виде сабли. Машина состоит из трех ванн, которые руда проходит последовательно. Производительность таких машин достигает 120 – 130 т/ч при расходе воды 3 м³ на 1 т руды.

Перспективным агрегатом для промывки является промывочная башня (рисунок 4.3), представляющая собой железобетонный чан 4 диаметром 5 – 10 и высотой 10 – 20 м с коническим днищем. В середине чана проходит обсадная труба 5, в которой помещается эрлифт 9. Руда загружается питателем 3 и опускается на дно, промываясь восходящими потоками воды, подаваемой снизу через сопла 7. Собравшаяся внизу промытая руда попадает под колпак 6 и отсюда по центральной трубе эрлифта увлекается сжатым воздухом наверх, где отделяется от воды в сгустительной воронке 1. При промывке керченских бурых железняков в башне высотой 4,7 и

диаметром 3 м достигнута производительность около 350 т/сутки при расходе 3 м^3 на 1 т руды.

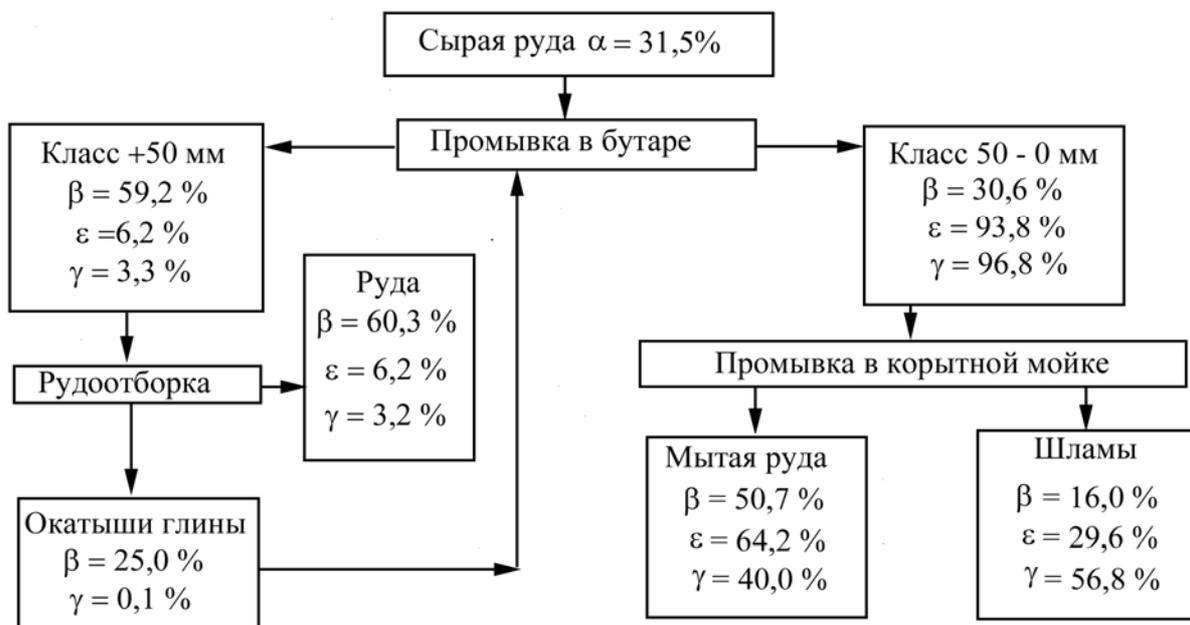


1 – сгустительная воронка; 2 – деаэрационная камера; 3 – загрузочный конвейер; 4 – железобетонный чан; 5 – обсадная труба; 6 – разгрузочный колпак; 7 – сопла для подачи воды и воздуха; 8 – аварийный шлюз; 9 – пневматический подъемник (эрлифт)

Рисунок 4.3 – Схема промывочной башни

4.2.2 Технологическая схема промывки

Процесс промывки руды не ограничивается одним устройством, а включает несколько стадий с использованием нескольких аппаратов. На рисунке 4.4 приведена типовая схема промывки валунчатых железных руд. В секцию входят одна бутара производительностью 150 т/ч и две корытные мойки по 75 т/ч. На схеме приведены также и технологические показатели промывки.



α – содержание железа в исходном материале, ε – степень извлечения,
 γ – выход концентрата

Рисунок 4.4 – Типовая схема промывки валунчатых руд Урала

4.3 ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

4.3.1 Основы гравитационного обогащения

Гравитационное обогащение основано на различных скоростях падения частиц минералов в восходящей струе воды или воздуха, обусловленного разной плотностью минералов.

Гравитационным обогащением называют потому, что гравитационные силы являются основными для расслоения минералов. Кроме сил тяжести, нужно учитывать и действие противоположных сил. Это сопротивление среды, включающее инерцию и вязкость жидкости или газа (воздуха), сопротивление стенок, дна и других частей аппарата, а также силы инерции твердых взвешенных частиц.

В качестве среды используют воздух, воду, жидкости плотнее воды и суспензии – взвеси твердого вещества в жидкости или газе. Воздушная гравитация обычно применяется, когда рудные и нерудные минералы достаточно сильно отличаются по плотности. Во всех остальных случаях применяют метод мокрой гравитации, т.е. в качестве жидкости используют воду, но в некоторых случаях используют и более тяжелые среды.

Термин «гравитационное обогащение» руд не следует отождествлять с термином «гравитационная сепарация». Гравитационная сепарация – это процесс разделения минералов с одинаковой плотностью по размерам

(классификация). Гравитационное обогащение (или гравитационная концентрация) – это только такие процессы, в которых разделение происходит на основании различия в удельных весах разделяемых компонентов. Например, разделение кварцевого песка по крупности в гидравлическом классификаторе является гравитационной сепарацией, а отделение кварцевого песка от железосодержащих минералов есть обогащение.

Методы гравитационного обогащения различны и относительно многочисленны, но принципиально имеется только два вида:

– метод, в котором используется разница в плавучести частиц разного удельного веса;

– метод, в котором, в первую очередь, используется инерция движения частиц, также зависящая от их удельных весов.

В первом случае действует одна сила тяжести. Во втором процессе участвуют всегда силы тяжести, обычно давление жидкости (но не всегда), а также одна или несколько других сил.

Возможность гравитационного разделения зависят от разницы удельных весов и крупности частиц. Критерием обогащения служит величина, равная отношению наибольшего удельного веса к наименьшему минус единица. Если это отношение:

а) отрицательно или положительно и больше 2,5, то разделение в воде возможно для песка различной крупности;

б) равно 1,75, то обогащение рентабельно до фракции 0,21–0,15 мм;

в) при 1,5 нижний предел экономичной работы ограничивается фракцией около 1,65 мм;

г) при 1,25 разделяются только крупные фракции;

д) менее 1,25, то уже необходимо применять плотность минерала увеличением отношения объема к весу, например, обжигом, который делает частицы пористыми, или другим способом.

В черной металлургии гравитационным обогащением перерабатывают железные, марганцевые и хромовые руды. Для обогащения руд черных металлов из гравитационных методов наиболее широко применяется отсадка и разделение в тяжелых суспензиях и на винтовых сепараторах.

4.3.2 Отсадка. Устройства для отсадки

Отсадкой называется разделение зерен минералов разной плотности в восходящем потоке воды, который создается различными способами. При отсадке зерна разного удельного веса расслаиваются под действием струи воды, пульсирующей в вертикальном направлении. При этом более мелкие зерна вытесняются в верхний слой, а более тяжелые – осаждаются вниз. Устройства для отсадки называют отсадочными машинами.

Основным элементами отсадочных машин являются (рисунок 4.5):

- емкость с жидкостью 1, в которую погружается на несколько сантиметров коробка с материалом;
- механическое устройство 2, заставляющее воду пульсировать вверх и вниз через дно коробки, либо путем движения подвижного решета, либо за счет движения поршня. В зависимости от этого различают отсадочные машины с подвижным или неподвижным решетом;
- желоб загрузочный 3 для подачи исходного материала;
- желоб разгрузочный 4, направляющий поток рудных частиц по коробке от одного конца до другого;
- коробка с перфорированным дном 5, через которое свободно проходит вода, но большинство минеральных зерен задерживается. Такое дно называют ситом или решетом. Решето может быть подвижным (вместе с коробом) и неподвижным;
- хвостовой (сливной) порог 8, 9 и 10 для удаления материала с решетки и со дна приспособления.

При непрерывном поступлении смеси частиц различного удельного веса и разной крупности в аппарат, на решетке образуется постель. Необходимая глубина постели определяется крупностью обрабатываемой руды. Например, для руд крупностью 37 мм глубина постели равна 7 – 12 диаметров частицы, при крупности частиц в питании 2 мм – 20 – 30 диаметров.

Постель попеременно расширяется и уплотняется в соответствии с периодическим поступлением воды через решета.

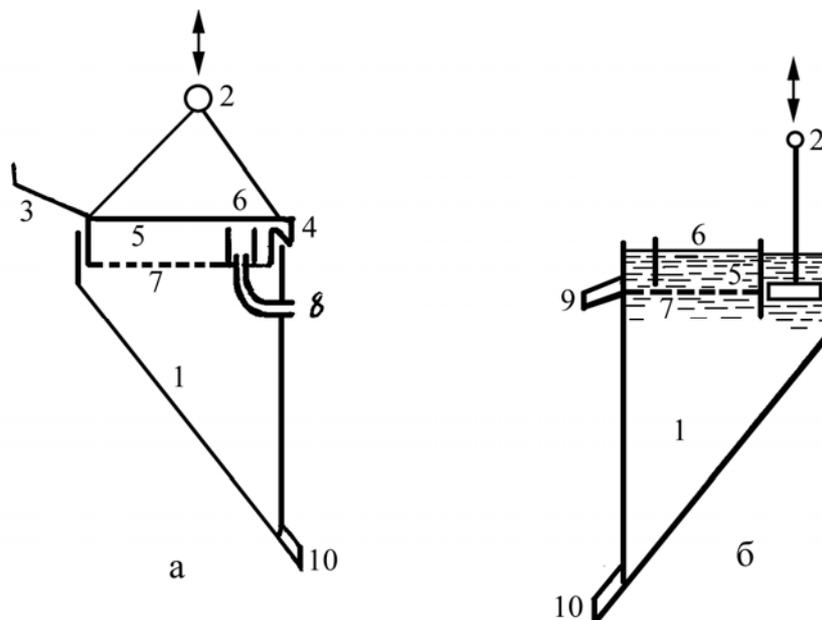
В отсадочных машинах с подвижным решетом подъем его осуществляется эксцентриком, а падение происходит под действием собственной тяжести решета. Падение решета происходит настолько быстро, что постель в течение некоторого времени остается во взвешенном состоянии. Когда рама решета останавливается, частицы постели опускаются вниз и уплотняются. Так как постель с решетом находится в воде, то происходящий процесс можно рассматривать как пульсирующее воздействие на постель потоков воды, просачивающейся через решетку и постель.

В отсадочных машинах с неподвижным решетом пульсирующий поток создается соответствующими движениями подвижного поршня, действующего на воду в камерах машины. Движение потока может быть возвратно-поступательным или прерывистым с движением потока в одном направлении с помощью обратного клапана.

В любом случае вода используется для передачи частицам постели действующей силы, направленной вверх по вертикали.

Частота пульсаций в разных машинах разная и может составлять, например, 100 – 300 ходов в минуту с амплитудой 0,5 – 8 см.

Глубина постели регулируется высотой сливного порога 6.



а – подвижное сито; б – неподвижное сито

Рисунок 4.5 – Элементы отсадочной машины

Более мелкие и легкие частицы переливаются через порог 6, крупные тяжелые частицы разгружаются в точках 8 и 9. Это надрешетный концентрат. Более тонкие тяжелые частицы проходят через решетку и разгружаются из отверстий 10. Это мелкий подрешетный концентрат. Такое разделение материала можно объяснить следующими явлениями.

При образовании пульсирующего потока жидкость поднимается вверх, создавая восходящий поток с большой скоростью. Эта скорость, однако, достигнув максимума, начинает непрерывно уменьшаться. И в момент окончания пульсации образуется нисходящий поток, который по отношению к загрузке имеет всасывающий эффект.

Восходящий поток, действуя на частицы постели, разрыхляет ее, а нисходящий – уплотняет. В отсадочных машинах с подвижным решетом разрыхление постели начинается от днища и развивается вверх через падающую массу. Такое же явление наблюдается в отсадочной машине с неподвижным решетом, когда пульсирующий удар имеет достаточное ускорение, чтобы поднять постель целиком из решета.

В период разрыхления постели происходит процесс, аналогичный последовательному механическому подъему массы частиц, находящихся в обычной спокойной воде или в ниспадающем потоке воды. При уменьшении скорости восходящего потока начинают падать вниз, причем раньше начинают падать более тяжелые частицы, занимая места в разрыхленной постели. При нисходящем потоке жидкости постель уплотняется, и тогда тяжелые частицы проникают в верхний слой постели, вытесняя более мелкие. Такое проникновение тяжелых частиц через постель совершается сту-

пенчато вниз из ряда в ряд за каждый ход поршня или решета на расстояние нескольких диаметров частицы.

Скорость проникновения частицы в узкокласифицированную постель зависит от диаметра частицы, плотность постели и плотности проникающей частицы, длины хода поршня, величины ускорения нисходящего и восходящего потоков и числа ходов в единицу времени.

Таким образом, формируется столб материалов, состоящий из нескольких слоев:

- нижний (концентрат);
- средний (промежуточный продукт);
- верхний (хвосты).

Если питание машины остановить и хвостовой порог 6 постепенно опускать, то можно удалить при работающей машине сначала первый хвостовой слой, а затем и средний. Остается только нижний слой – тяжелый материал, который периодически частично разгружается с помощью разгрузочного устройства.

Разгрузка готового концентрата производится с помощью устройств, зависящих от типа машин.

Отсадочные машины с неподвижным решетом обычно выдают готовый подрешетный концентрат через устройство 10 (рисунок 4.5). В машинах с подвижным решетом концентрат получают на решете и под решетом. Надрешетный концентрат убирается посредством специального разгрузочного устройства (рисунок 4.6).

Оно состоит из вертикальной трубки 2, проходящей через решето 3 машины и камеры 1. Камера нижним концом вдаётся в слой концентрата и предохраняет его от попадания лежащих выше слоев промежуточного продукта и хвостов. Выступающая вверх трубка 2 является разгрузочной. Она определяет глубину слоя концентрата на решете. Изменяя высоту выступа трубки над решетом, регулируют скорость разгрузки концентрата. Нижний конец трубки 2 соединяется с гибким шлангом, отводящим концентрат через стенку камеры.

Отсадочная машина обычно состоит из 3 – 4 камер, через которые руда проходит последовательно.

Производительность отсадки определяется в тоннах в единицу времени на квадратный метр площади решета. Отсадочная машина на одно и два отделения для грубой концентрации крупнозернистого материала со степенью концентрации 2 и более может пропустить до 7,5 т/ч. При питании меньше 10 мм производительность падает до 4 т/ч, а для крупного песка в тех же условиях – до 0,5 – 1 т/ч. Производительность самых крупных машин при размерах решета 1250×1250 мм и 100–250 ходах поршня в минуту достигает 30 т/ч.

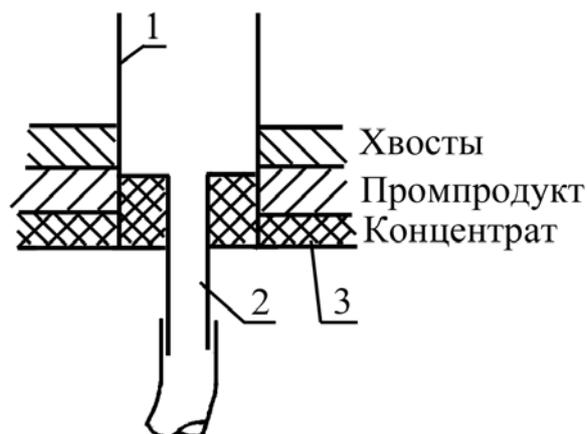


Рисунок 4.6 – Разгрузочное устройство для надрешетного концентрата

Потребление воды при отсадке крупнозернистого материала может достигать 50 на каждую тонну руды.

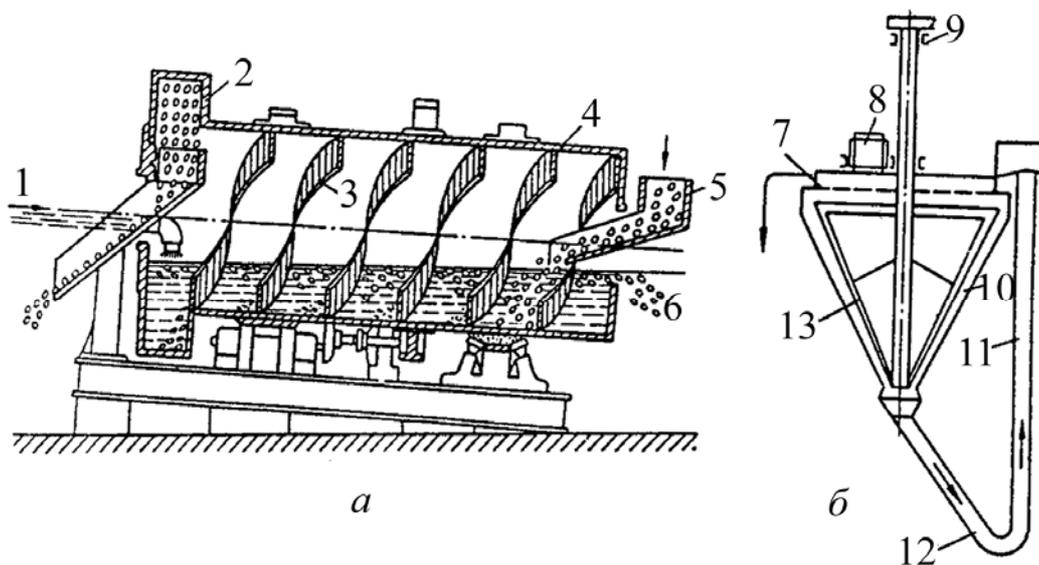
Кроме описанных, существуют и другие способы перемещения воды: подвижная диафрагма, качающийся конус, качающаяся перегородка, воздушный или гидравлический пульсатор. В последнее время получили распространение высокопроизводительные компактные высокочастотные машины, работающие при 1500 – 1400 вибраций в минуту. В пульсирующих машинах создается постоянно направленный пульсирующий поток при частоте до 600 импульсов в минуту. Отсадка в пульсирующем потоке имеет высокое качество при малых затратах энергии. Обогащение бедных руд с 16 – 45 % железа дает концентрат с 60 – 65 % железа, то есть извлечение составляет 75 – 90 %.

Серьезными недостатками отсадки являются невозможность переработать мелкие материалы (тонковкрапленные руды), отсадка требует узкой классификации материала по крупности, так как скорость падения зерна в жидкости зависит от его размера.

4.3.3 Гравитационное обогащение в тяжелых средах

Гораздо большее значение и перспективу имеет разделение в искусственно приготовленных тяжелых суспензиях (т.е. взвесь в воде тонкоизмельченного материала с высокой плотностью). Такая суспензия имеет плотность промежуточную между плотностью минерала и породы – в ней рудный минерал осаждается, а частицы пустой породы всплывают. При обогащении железных руд плотность жидкости должна составлять около 2800 – 3000 кг/м³. Органические жидкости с такой плотностью стоят дорого, поэтому применяют тяжелые суспензии – взвеси тонкого порошка какого-либо твердого тела, например, ферросилиция, магнетита (для обогащения железных руд) или свинцового блеска (для обогащения других руд).

Для того, чтобы плотность была неизменной в любой части аппарата, суспензия должна находиться в непрерывном движении. Кроме того, чтобы уменьшить скорость оседания ферросилиция, в концентрат суспензии добавляют глинистую породу – бентонит. Основными агрегатами для такого обогащения являются барабанный и конусный сепараторы, на рисунке 4.7 показаны принципиальные схемы этого оборудования.



- а – барабанный сепаратор; б – конусный сепаратор:
 1 – место подачи тяжелой суспензии; 2 – черпаковый элеватор; 3 – спирали; 4 – барабан; 5 – желоб для подачи руды; 6 – место разгрузки легкой фракции; 7 – слив легкой фракции; 8 – желоб для подачи руды; 9 – привод; 10 – конус; 11 – эрлифт; 12 – подача сжатого воздуха в эрлифт; 13 – мешалка

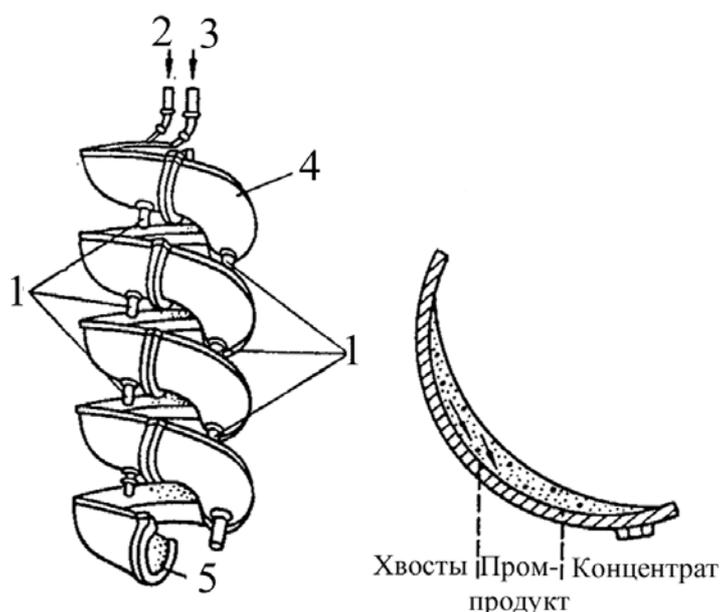
Рисунок 4.7 – Принципиальные схемы устройств для гравитационного обогащения руд

Барабанный сепаратор (рисунок 4.7, а) представляет собой цилиндрический вращающийся барабан 4, внутри которого наварены спирали 3. В барабан через желоб 5 подается обогащаемая руда, а по желобу 1 – тяжелая суспензия. В суспензии руда разделяется – хвосты сливаются через порог 6, а концентрат спиралями и черпаковым элеватором 2 выдается из барабана. Максимальная длина таких барабанов доходит до 6, а диаметр – до 3м, скорость вращения составляет 3 – 6 об./мин, производительность – до 250 т/ч. Крупность обогащаемой руды должна быть более 4 мм.

Конусный сепаратор (рисунок 4.7, б) представляет собой конус 10 с вращающейся мешалкой 13, которая взмучивает поступающую в конус руду в тяжелой суспензии. Легкие фракции, т.е. хвосты, поднимаются кверху и сливаются из конуса, а концентрат опускается на дно конуса и эрлифтом

11 удаляется из него. Диаметр конуса составляет 3 – 6 м, и при крупности руды 4 – 50 мм он перерабатывает до 600 т/ч. Все агрегаты такого типа требуют сложного и дорогого хозяйства для приготовления суспензии и поддержания ее плотности в заданных пределах.

Винтовые сепараторы, представляющие собой винтовой опускающийся желоб (рисунок 4.8) применяются для гравитационного обогащения крупновкрапленных руд с зерном минерала 0,1 – 1 мм. В желоб 4 подается пульпа с обогащаемой рудой и вода. Вода, двигаясь с большой скоростью по желобу, разделяет частицы по плотности: тяжелые зерна, перекатываясь по дну желоба, движутся медленно, а легкие – в потоке воды движутся быстро и относятся центробежной силой на внешнюю сторону. При диаметре желоба около 1200 мм производительность четырехвиткового сепаратора составляет до 20 т/ч.



1 – трубки для вывода концентрата; 2 – трубопровод для воды;
3 – трубопровод для пульпы; 4 – желоб сепаратора; 5 – разгрузка хвостов

Рисунок 4.8 – Принципиальная схема винтового сепаратора

Современное направление гравитационного обогащения железных руд таково, что применение отсадочных машин сокращается и развивается применение тяжелых суспензий: руды крупностью 6-60 мм обогащаются в барабанных сепараторах с ферросилициевой суспензией; более мелкие руды 0,4–6 мм – в конусах с магнетитовой суспензией; мелкие руды 0,1–0,4 мм – на винтовых сепараторах.

Схемы обогащения в тяжелых суспензиях чаще всего используются для сидеритовых руд, хотя известны случаи использования и для бурожелезняковых руд. Схемы обогащения неоднотипны и зависят от вкрапленности рудных минералов. Чем ниже вкрапленность руд, тем сложнее схема

обогащения. Если вкрапленность изменяется в широком диапазоне, то применяют схемы обогащения с различными методами гравитации. Как правило, все применяемые схемы имеют предварительную промывку. Например, схема обогащения гематитовых руд включает двухстадийное дробление до 50 (70)–0 мм, промывку и грохочение по классу 5 мм с последующим разделением его на классы 5–1 и 1–0 мм. Затем руда подвергается разделительному обогащению по классам:

50–5 мм – в тяжелых суспензиях (ферросилиций);

5–1 – отсадкой;

1–0 мм – винтовые сепараторы с предварительным обесшламливанием.

Такая схема позволяет получать из гематитовых руд концентрат с содержанием железа до 65 – 66 %, причем промежуточные продукты в такой схеме отсутствуют.

4.4 ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

4.4.1 Теоретические основы флотации

Процесс флотации протекает в водной среде, а термин «флотация» означает плавание на поверхности. Основные свойства воды, как и всякой жидкости: плотность, вязкость и способность смачивать твердые тела. Свойство жидкости смачивать твердые тела зависит от ее поверхностного натяжения и свойств самих твердых тел. Чем выше поверхностное натяжение жидкости, тем ниже ее способность смачивать твердые тела. Поверхностное натяжение воды чрезвычайно высокое.

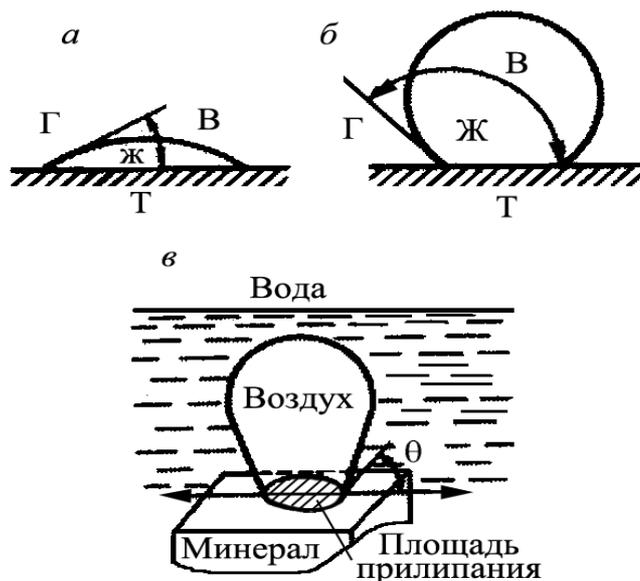
Степень смачивания поверхности твердых тел зависит от ее состояния и особенностей: загрязнения жировыми пленками, неоднородности участков по химическому составу и окисленности, микрорельефа – шероховатости, пористости, наличия микротрещин, а также от особенностей строения кристаллической решетки. При разрушении кристаллов в процессе измельчения вскрываются новые поверхности, которые также определяют степень смачиваемости.

По степени смачивания водой минеральные частицы разделяются на *гидрофильные* и *гидрофобные*. Минералы силикатов, сульфатов и оксидов хорошо смачиваются водой и относятся к гидрофильным. Такие минералы, как сера, графит, тальк, сульфиды, водой не смачиваются и поэтому называются гидрофобными.

Флотация как процесс обогащения основана на практическом использовании гидрофобности и гидрофильности минеральных частиц. Гидрофобные частицы, не смачиваемые водой, прилипают к пузырькам воздуха на поверхности раздела с водой и выносятся ими (флотируются). Гид-

рофильные смачиваются и остаются внутри пульпы. Благодаря этому различию происходит разделение минеральных частиц.

Степень смачивания поверхности минеральной частицы оценивается по краевому углу θ (угол смачивания). *Краевой угол* – это угол наклона поверхности жидкости к смоченной поверхности частицы. Он образуется на твердой поверхности вдоль линейной границы раздела трех фаз (твердое – жидкое – газ) и расположен между касательной к поверхности жидкости или к поверхности пузырьков воздуха и поверхности частицы твердого (рисунок 4.9).



a – частица смачивается жидкостью; *б* – частица не смачивается;
в – прилипание минерала к пузырьку воздуха; (Г – газ, Ж – жидкость,
Т – твердое, В – воздух, θ – краевой угол)

Рисунок 4.9 – Варианты смачиваемости минеральной частицы

Краевой угол смачивания, характеризующий гидрофобность поверхности, является необходимым, но недостаточным признаком флотируемости частиц минералов. В основном флотация характеризуется временем, необходимым для образования комплекса пузырек – частица. Образование этого комплекса определяется дисперсионными силами отталкивания и сопротивлением промежуточной водной прослойки.

Флотируемость частиц зависит также от их формы. Частицы, имеющие острые ребра и выступы, флотируются лучше, чем окатанные.

Способы флотации. Флотационные реагенты. Различают пенную, пленочную и масляную флотации. Наибольшее промышленное значение имеет *пенная флотация*, при которой гидрофобные частицы, прилипшие к пузырькам воздуха, пропускаемого через пульпу, выносятся ими на поверхность пульпы, образуя слой минерализованной пены, которая непрерывно удаляется. Гидрофильные частицы, оставшиеся внутри пульпы, раз-

гружаются отдельно.

При *пленочной флотации* разделение минералов происходит на поверхности воды, на которой гидрофобные частицы остаются, образуя пленку, и переносятся к месту разгрузки, а гидрофильные частицы тонут и удаляются снизу. Этот процесс имеет ограниченное применение из-за низкой производительности. Он используется при флотогравитационном способе доводки концентратов редких металлов.

Масляная флотация отличается прилипанием гидрофобных частиц к каплям масла, добавляемого в пульпу. Всплывая, частицы образуют слой минерализованного масла. Гидрофильные частицы остаются в пульпе. Этот процесс применяется крайне редко, так как неэкономичен. Однако в последнее время как разновидность масляной флотации появились новые технические решения – селективная масляная грануляция (СМГ) и масляная селекция (МС).

Перед флотацией, для получения необходимых свойств обогащаемый материал проходит сложную предварительную обработку различными органическими веществами – так называемыми флотационными реагентами. Реагенты разделяются на три вида: коллекторы, пенообразователи и регуляторы.

Коллекторы (реагенты собиратели) представляют собой органические соединения, которые, закрепляясь на частицах минералов, не обладающих естественной фильтруемостью, гидрофобизируют их, т.е. придают их поверхности свойство не смачиваться водой. Тем самым собиратели способствуют прилипанию частиц минералов к пузырькам воздуха. Собиратели подразделяются на *анионные, катионные и неионогенные*. В качестве коллекторов используются ксантогенаты калия или натрия, олеиновая кислота, таловые масла, нафтеновые кислоты, амины, керосин, нефтяные масла.

Пенообразователи предназначаются для создания пены из достаточно подвижных мелких минерализованных пузырьков воздуха. Пенообразователи представляют собой поверхностно-активные вещества (ПАВ) и должны снижать поверхностное натяжение на границе воздух-вода. К ним относятся спиртовые пенообразователи Т-80 (оксаль), ВВ-2, циклогексанол, кубовые остатки производства бутиловых спиртов, пенореагент, соевое масло, флотационное масло и др.

Флотационная пена должна обладать следующими свойствами:

- удерживать всплывшие с пузырьком частицы флотируемых минералов (рисунок 4.10);
- в пене должно происходить дополнительное обогащение концентрата вследствие выпадения частиц пустой породы;
- пена не должна быть чрезмерно устойчивой (для разрушения после удаления из флотационной камеры).

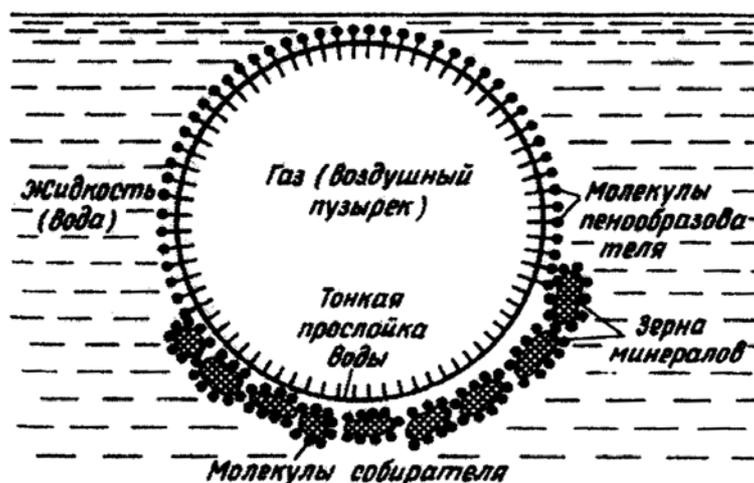


Рисунок 4.10 – Схема закрепления флотируемых частиц на поверхности воздушного пузырька

Чрезмерно устойчивую пену разбивают струей воды в желобах. Пена разрушается при добавке керосина, солярного масла, алюмокалиевых квасцов.

Верхние слои флотационной пены более насыщены извлекаемым минералом, поэтому для получения богатого концентрата пеносъемником снимают верхние слои пены.

Реагенты-регуляторы предназначены для регулирования процесса флотации в направлении повышения селективного действия собирателя на флотируемость минералов. Регулятор, усиливающий действие собирателя на флотируемые минералы, называют активатором, а ослабляющий их действие на минералах, не подлежащих извлечению – подавителем (депрессором).

При активации под воздействием реагентов изменяются поверхностные свойства минералов, улучшаются условия закрепления собирателя путем удаления депрессирующей пленки или образования активирующей пленки. Активаторы подразделяются на катионные и анионные.

В качестве подавителей применяют силикат натрия (жидкое стекло), щелочи, сульфиты, хромовые соли, некоторые органические соединения (крахмал, дубильные вещества) и др.

Для устранения вредного действия на флотацию тонкодисперсных частиц – шламов, налипающих на поверхность минералов и воздушных пузырьков, процесс флотации регулируют реагентами-диспергаторами или реагентами-флокулянтами.

Весь процесс флотации может быть разделен на следующие этапы:

а) адсорбция веществ, улучшающая флотационные качества, на поверхности материала;

б) образование воздушных пузырьков, рассеянных по всему объему пульпы, соединению которых мешают вещества, адсорбированные на по-

верхности;

в) прилипание пузырьков воздуха к зернам минералов с гидрофобной поверхностью;

г) подъем минерализованных пузырьков воздуха на поверхность пульпы и образование минерализованной пены;

д) удаление пены из аппарата;

е) разрушение пены.

Подбором соответствующих реагентов можно заставить любой материал флотировать в пену или уходить в хвосты. При этом ввиду малого размера частиц удельный вес минерала не оказывает влияния на процесс флотации.

Флотация не происходит мгновенно. Для подъема зерен флотируемого материала абсолютная скорость равна

$$V_a = \frac{\gamma}{t},$$

где γ – выход продукта, %;

t – время флотации, мин.

4.4.2 Устройства для флотации

Процесс флотации осуществляется во флотационных машинах, где пульпа перемешивается и насыщается воздухом, который диспергируется на мелкие пузырьки. Пузырьки равномерно распределяются по объему камеры и минерализуются частицами с гидрофобной поверхностью. Флотационные машины должны обеспечить создание спокойной зоны пенообразования на поверхности пульпы и максимальную скорость выделения флотируемых частиц в пенный продукт.

Флотационные машины разделяют по способу подачи воздуха в пульпу: механические, пневматические и комбинированные. В первых для перемешивания пульпы и засасывания воздуха используют механические мешалки, во вторых – воздух подается по специальным трубкам под небольшим давлением, в третьих – перемешивание происходит мешалками с дополнительной подачей воздуха.

Существует и разделение машин по типам, отличающимся местом расположения зоны распределения и способом, которым достигается прикрепление частиц к пузырькам воздуха. Вопрос об отношении машины к тому или иному типу осложняется тем, что существуют машины, являющиеся комбинацией разных типов. В агитационных пенных машинах воздух засасывается в пульпу вследствие разности давлений, создаваемой агитацией, затем выделяется в виде мелких пузырьков и приходит в контакт с частицами минерала, покрытыми гидрофобными пленками. В машинах со столбом пузырьков контакт и прилипание пузырьков происходят

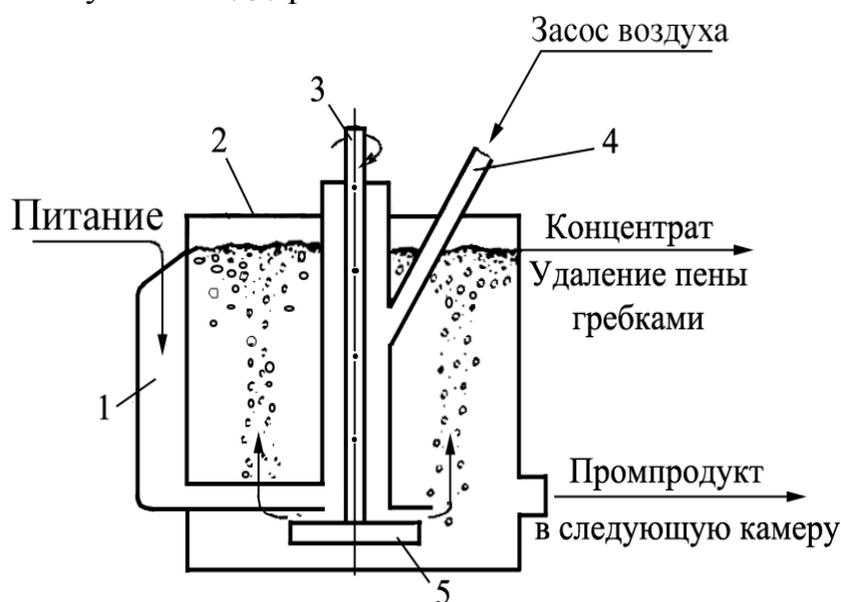
в столбе поднимающихся пузырьков.

На рисунке 4.11 приведено схематическое устройство механической агитационной флотационной машины. Камера флотационной машины представляет собой емкость 2, в центре которой помещается труба 4. Предварительно подготовленная руда поступает в карман 1 и попадает на мешалку 5, которая непрерывно вращается. Она выбрасывает в машину руду и воздух для вспенивания, засасываемый через трубу 4. Гидрофобный рудный минерал увлекается пеной кверху и удаляется из чана, а порода поступает в следующую камеру машины. Обычно флотационная машина состоит из нескольких смежных камер, соединенных в один общий агрегат.

Размер машины определяется диаметром импеллера (300 – 760 мм) и числом камер (1–24). Окружная скорость импеллера находится в пределах от 4,6 до 10 м/с. Высокие скорости обычно соответствуют малым диаметрам, а при данном диаметре – труднофлотируемым пульпам.

Производительность машины полностью зависит от продолжительности флотации, обеспечивающей степень извлечения и качество концентрата, что в свою очередь определяется свойствами обрабатываемой руды. Производительность машины, схема которой приведена на рисунке 4.11 и состоящей из трех камер, составляет 10 – 20 т/ч.

Для стабилизации процесса флотации необходимо поддерживать постоянный уровень пульпы во флотационных машинах. В современных машинах уровень пульпы поддерживается автоматически.



- 1 – карман для исходного продукта;
2 – чан; 3 – вал мешалки; 4 – труба для засоса воздуха; 5 – мешалка

Рисунок 4.11 – Схема камеры флотационной машины

Машины со столбом пузырьков бывают различных конструкций, которые можно свести к двум основным: машины пневматические, в которых воздух для создания столба пузырьков накачивается непосредственно в пульпу; машины каскадные, где столб пузырьков воздуха получается в результате падения массы пульпы, разбитой на струи.

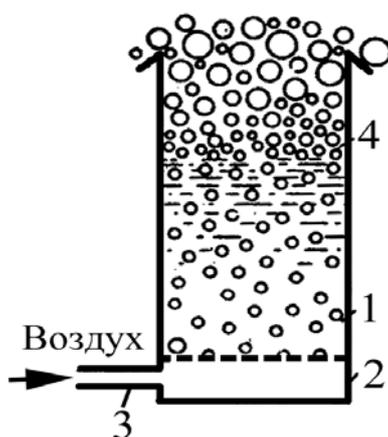
Пневматические машины разделяются на два класса по виду подачи воздуха: воздух подается с наружной стороны камеры, либо посредством погружения труб, подводящих его в пульпу.

Примером машин со столбом пузырьков, применявшихся в промышленности, может служить машина с внешним подводом воздуха (рисунок 4.12).

Корыто машины 1 имеет ложное, пористое днище из ткани, под которую в коробку 2 от воздуходувки подается воздух низкого давления через патрубок 3. Воздух постепенно проходит через поры ткани и образует пузырьки, подобные каплям воды, медленно вытекающим из бюретки.

При подаче в пульпу соответствующих вспенивателей и собирателей на поверхности пульпы образуется столб пузырьков. Пузырьки воздуха поднимаются медленно, причем по мере подъема, коалесцируют и увеличиваются, и затем переливаются через борта корыта. Зоной разделения здесь является столб воздушных пузырьков 4.

Пульпа увлекается в разделительную зону, окружая как бы оболочкой каждый пузырек, поднимающийся через пульпу во время медленного движения ее от одного конца корыта к другому.

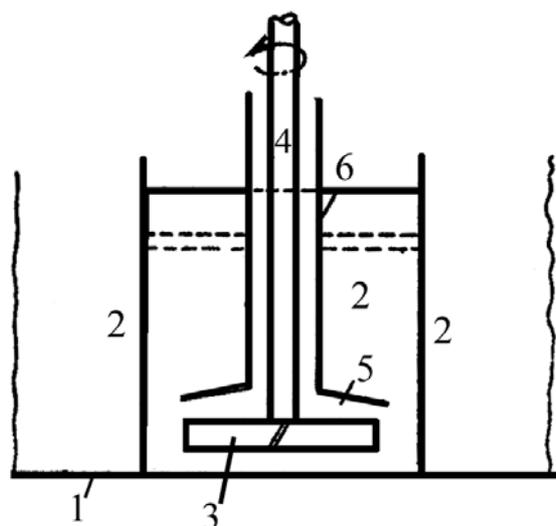


1 – корыто; 2 – коробка; 3 – патрубок; 4 – воздушные пузырьки

Рисунок 4.12 – Схема пневматической флотационной камеры

Хвосты сбрасываются самотеком из нижней части столба пузырьков.

Механические машины с подачей воздуха в пульпу через импеллер называются субаэрационными машинами. Устройство типовой такой машины схематично показано на рисунке 4.13.



1 – длинный ящик; 2 – камера; 3 – импеллер; 4 – шпиндель;
5 – крышка; 6 – труба

Рисунок 4.13 – Схема субаэрационной флотационной машины

Длинный ящик 1 разделен на камеры или ячейки примерно квадратного сечения в плане. В центре каждой камеры вблизи ее днища помещен воздушный насос, состоящий из импеллера 3, смонтированного на нижнем конце вертикального шпинделя 4. Над ротором расположена специальной формы неподвижная часть – крышка 5 и труба 6, окружающая шпиндель 4, верхний конец которой находится выше уровня пены, а нижний – доходит до круглой крышки, прикрывающей сверху импеллер. Уровень пульпы показан пунктирной линией.

В спокойном состоянии пульпа имеет одинаковый уровень снаружи и внутри трубы. При вращении импеллера пульпа под крышкой отбрасывается к стенкам камеры, что создает вакуум под крышкой, и по трубе будет засасываться воздух. Далее воздух поглощается пульпой вследствие завихрений, создаваемых вращением импеллера, и пульпа, насыщенная пузырьками, отбрасывается наружу от крышки. Над крышкой устанавливаются специальные решетки, которые погашают вращательные движения пульпы и способствуют созданию спокойной зоны. Пузырьки воздуха поднимаются, достигают уровня пульпы и образуют наверху слой пены.

Зона разделения располагается в столбе воздушных пузырьков. Повторная циркуляция пульпы через зону аэрации в каждой камере осуществляется через отверстие в трубе. При прохождении пульпы из камеры в камеру уровень в каждой камере поддерживается на желательной высоте, для чего применяют специальные устройства (например, регулируемый порог), а поток пульпы направляется или под импеллер или через воздушную циркуляционную трубу под крышку следующей камеры. Пенный продукт может быть снова перефлотирован в других камерах. Для этого пуль-

пу можно транспортировать с помощью импеллера машины, всасывающее действие которого подобно насосу.

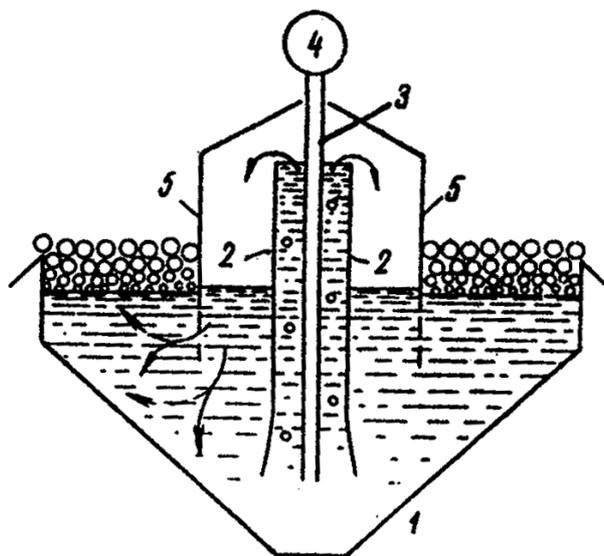
Размер субаэрационных машин определяется диаметром импеллера или размерами камер и их числом. Число камер в одной машине обычно не менее шести. Горизонтальное сечение камеры находится в пределах выше 0,1 м.

В каскадных машинах воздух, необходимый для флотации, вводится вместе с потоком пульпы при падении ее с некоторой высоты на жидкую поверхность (т.е. на поверхность пульпы). Поглощенные пузырьки воздуха потоками пульпы увлекаются вниз и разбиваются на более мелкие. Подобное явление можно наблюдать при бросании камней в чистую и тихую воду.

Для получения аэрации в каскадной машине необходимо соблюдать следующие условия:

- свободное падение небольших масс пульпы в воздухе;
- падение должно происходить на поверхность пульпы;
- падающий поток должен иметь такую форму, чтобы создавалось значительное сопротивление движению вытесненной пульпы после удара о ее поверхность;
- достаточно высокая скорость потока;
- задержка смачивания вводимого потока массой жидкости.

Из каскадных машин чаще всего применяются машины с внутренним подъемом пульпы с помощью аэролифта. На рисунке 4.14 приведена схема устройства одного из таких типов машин.



1 – корыто; 2 – перегородка; 3 – труба; 4 – ресивер; 5 – перегородки

Рисунок 4.14 – Схема аэролифтной флотационной машины

Основными частями машины являются: пирамидальной формы корыто 1, шириной 1220 – 1370 мм, глубиной 915 мм и длиной более 30 м; аэролифтное устройство, состоящее из продольной перегородки 2 по всей длине машины, воздушных труб 3, соединенных с ресивером 4 и другой перегородкой, отражающей брызги пульпы.

Сильно аэрированная пульпа вытесняется из аэролифта слабоаэрированной пульпой, переливается через перегородку, освобождая большую часть воздуха, и падает в виде струй и брызг на поверхность пульпы между перегородками 2 и 5. Пульпа в камере получает свой столб пузырьков, который проходит под перегородкой, и поднимается, как показано на рисунке пунктирными стрелками. Остальной поток пульпы совершает путь по спирали и возвращается к основанию пульпы.

Машины описанного типа, как без пористого днища, так и с пористым днищем требуют довольно высокого расхода воздуха.

4.4.3 Технологические схемы флотационного процесса

Схема флотационного процесса показывает направление движения потоков пульпы и промежуточных продуктов. Обычно от начала движения потока пульпы содержание полезного минерала в ней уменьшается, а концентрат по мере своего перемещения обогащается.

Из многочисленных вариантов технологических схем флотационного обогащения можно выделить два основных типа:

1. Схема основной и промежуточной флотации.
2. Схема основной флотации с перечисткой концентратов.

Они характеризуются в основном видом питания, от которого отбирается окончательный концентрат. Если концентрат выделяется сразу из потока исходной руды в первых камерах машины, а из последующих камер получается промежуточный продукт, возвращаемый в основной поток, то получается схема основной и промпродуктовой флотации. Если окончательный концентрат получается от перечистки концентрата основной флотации, то такая схема называется основной флотацией с перечисткой концентратов. Многие схемы являются комбинацией обоих типов.

Теория и практика процесса убеждает, что в операции обогащения в одну стадию невозможно получить богатые концентраты и бедные хвосты. В каждой машине происходит многократная обработка пульпы с постепенным понижением содержания полезного минерала по длине машины. Но ни в одном типе машин практически нет условий для повторного обогащения пены. Задача получения более богатых концентратов, поэтому решается с помощью ступенчатой или стадийной концентрации.

На схеме рисунка 4.15 представлена машина из 10 камер. В ней пульпа проходит десять ступеней обработки. Продукт снимается отдельно с каждой камеры и состоит из десяти фракций, в то время как пульпа по-

следовательно проходит из камеры в камеру и выгружается из десятой камеры как окончательные хвосты.

Пенные продукты первых трех камер объединяются в один продукт и называются концентратом. Перелив с отдельных семи камер также объединяют и образуют промежуточный продукт, направляемый в первую камеру. Таким образом, машина окончательно выдает только два продукта при двух стадиях концентрации. В первой стадии из трех камер получают два продукта: концентрат и обеднённые хвосты. Во второй стадии из семи камер получается также два продукта: промпродукт и окончательные хвосты. Первая стадия называется основной флотацией, а вторая – промпродуктовой.

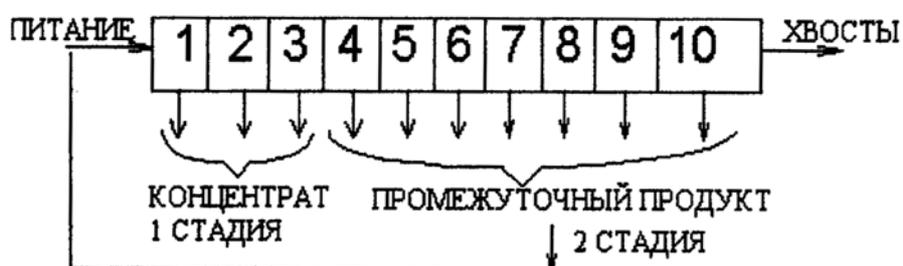


Рисунок 4.15 – Схема основной и промпродуктовой флотации

На рисунке 4.16 приведена другая схема флотации на тех же машинах, но в других условиях.

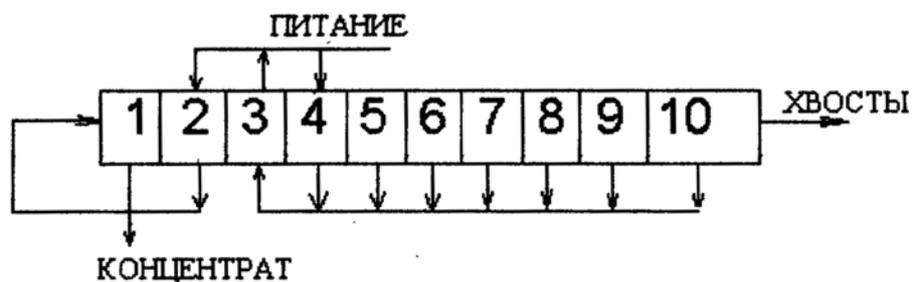


Рисунок 4.16 – Схема основной флотации с перечистками

По этой схеме также получают два окончательных продукта. Однако здесь процесс разбивается на четыре стадии, которые последовательно осуществляются в камерах: с четвертой по десятую, третьей, второй и первой. Первая стадия называется грубой или основной флотацией, а следующие соответственно: первой перечистной, второй перечистной и третьей перечистной.

На фабриках схемы редко бывают такими простыми, как в приведенных примерах. Обычно на практике комбинируют обе схемы по усмотре-

нию оператора, работающего с данной рудой. Кроме того, схемы флотации зависят от числа экстрагируемых компонентов. На рисунке 4.17 приведены схемы флотации руд, содержащих три компонента.

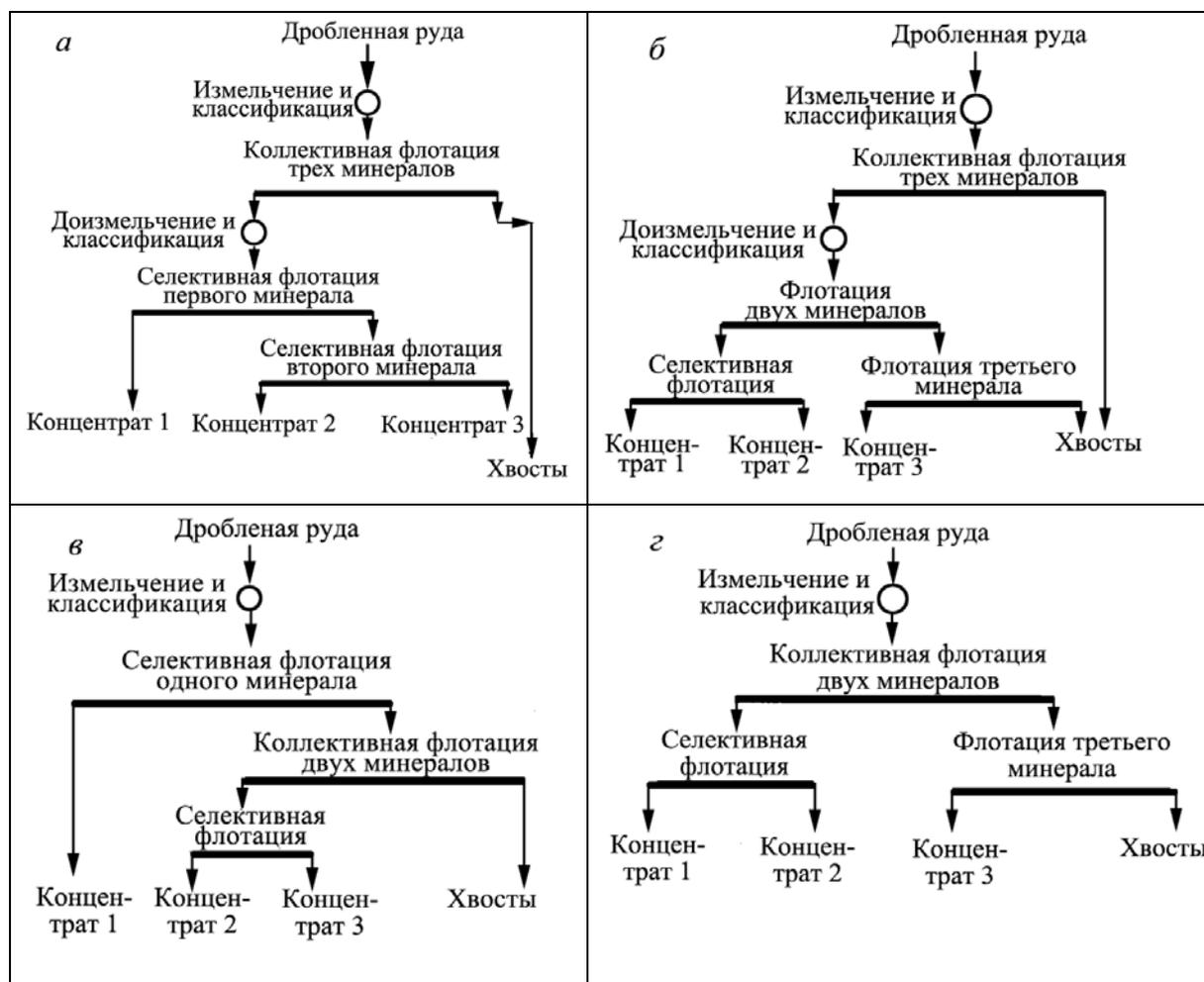


Рисунок 4.17 – Схемы флотации руд, содержащих три компонента

4.5 МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

4.5.1 Основные положения магнитного обогащения

По современным представлениям магнитные свойства тел зависят от расположения их атомов или атомных групп под влиянием внешнего магнитного поля так, что расположенные определенным образом тела увеличивают магнитное действие между частицами и основным полем, в результате чего возникают механические силы между частицами и полем.

Поведение минеральных частиц в магнитном поле описывает ряд экспериментальных факторов, основные из которых можно выразить в виде следующих положений:

1. Если минеральные частицы различных видов расположены в про-

странстве между полюсами магнита, то частицы некоторых видов двигаются в направлении одного полюса, а большинство частиц не двигается. Такое поведение частиц в поле сил между полюсами магнита определяется особым их свойством. Это свойство называется магнитной проницаемостью.

2. Для движения частиц в магнитном поле необходимо, чтобы противоположные поверхности магнитных полюсов не были плоскими, параллельными, одной и той же формы и площади. Максимальный эффект получается в случае, когда один полюс магнита плоский, а другой остроконечный или клинообразной формы и расположен так, что ортогональная проекция точки или острия на плоскость полюса попадает в центр этой плоскости. Движение всегда направлено к полюсу с высшей степенью кривизны.

3. Не двигающаяся частица начнет двигаться, если сила тока, возбуждающая магнит, значительно увеличится.

4. Частицы разных видов движутся в магнитном поле с разной скоростью.

5. Большие частицы данного вида при данном положении вблизи притягивающего полюса могут двигаться, тогда как меньшие частицы того же вида при том же положении не двигаются.

6. Маленькие частицы, которые могут не двигаться по отдельности, стремятся сгруппироваться вместе и после этого двигаться в направлении полюса.

7. Если из обмотки электромагнита удалить железный сердечник или заменить его сердечником из материала, не содержащего Fe, Co, Ni, то фракция ранее чувствительных частиц или полностью исчезает, или частично ослабевает.

8. Некоторые немагнитные вещества, в том числе и чистое железо, становятся магнитными, когда помещаются в магнитное поле.

9. Экспериментально доказано, что на равнодействующую силу (гравитационная, центробежная, силы инерции, силы притяжения электромагнитным полем) влияет размер частиц. Это можно объяснить с помощью закона Кулона, который применительно к магнитным силам можно записать так

$$F_m = \frac{m_{m_1} \cdot m_{m_2}}{l^2},$$

где F_m - сила, действующая на частицу;

m_{m_1} и m_{m_2} – величина так называемого полюса напряжения магнита и наведенных полюсов частицы;

l - длина частицы.

Наведенные полюса частиц неправильной формы обычно находятся на наиболее отдаленных концах частицы. Таким образом, разность в расстоянии от полюса сепаратора до подобного и противоположного полюса частицы больше у крупной частицы, чем у маленькой. В результате этого наблюдается большее магнитное притяжение в случае крупной частицы.

Магнитное обогащение, или магнитная сепарация основана на различии магнитных свойств железосодержащих материалов и пустой породы.

Важнейшая характеристика магнитных свойств вещества – это магнитная восприимчивость, т.е. способность вещества намагничиваться. Она характеризуется показателем удельной магнитной восприимчивости χ , который представляет собой отношение интенсивности намагничивания J тела к его плотности ρ и напряженности намагничивающего поля H

$$\chi = \frac{J}{\rho \cdot H}.$$

Величина H связана с силой тока и числом витков на единицу длины магнитной обмотки.

В системе СИ удельная магнитная восприимчивость измеряется в м³/кг. По этому параметру все минералы делят на сильномагнитные, для которых $\chi > 3 \cdot 10^{-6}$ м³/кг, слабомагнитные – $\chi = 0,6 \cdot 10^{-6}$; $0,015 \cdot 10^{-6}$ м³/кг и немагнитные $\chi < 0,015 \cdot 10^{-6}$ м³/кг. К сильномагнитным железорудным минералам относят магнетиты, титаномагнетиты, а также магнитный оксид железа, сидерит после обжига, магнитный колчедан и слабо окисленные мартиты; к слабомагнитным – гематиты, бурые железняки и сидериты, корунд. К немагнитным относят порообразующие минералы: кварц, кальцит, полевой шпат и др. Среднемагнитными материалами являются полумартиты, мартиты и ильменит.

Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зерен руды в магнитных сепараторах по их магнитной восприимчивости. Дробленая, т.е. с «раскрытыми» зёрнами, руда вводится в магнитное поле, в котором зёрна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (силы тяжести, центробежные, сопротивления водной среды и др.), движутся в одном направлении, в то время как немагнитные зёрна под действием этих сил движутся в другом направлении. На зерно минерала, помещенное в магнитное поле, действует магнитная сила

$$F_{\text{маг}} = \chi H \frac{dH}{dx} = \chi H_{\text{grad}} H,$$

где $F_{\text{маг}}$ – удельная магнитная сила;

χ – удельная магнитная восприимчивость минерала;

H – напряженность магнитного поля;

$\frac{dH}{dx}$ – градиент магнитного поля.

Следовательно, эта сила определяется магнитной восприимчивостью минерала и напряженностью магнитного поля.

Таким образом, хотя принципиальная возможность магнитной сепарации имеется для всех рудных минералов, практически она дает хорошие результаты только для сильномагнитных минералов. Для других минералов необходимо создавать магнитное поле с высокой напряженностью.

Процесс магнитной сепарации отличается сложностью происходящих при этом явлений, поскольку в нем участвует большое количество частиц сепарируемого материала различной крупности, с различными физическими свойствами. Разделение смеси частиц происходит в том случае, когда магнитная сила, действующая на частицы магнитного материала, равна или превышает равнодействующую всех механических сил, которые действуют на эти частицы в направлении, противоположном магнитной силе. При этом магнитная сила, действующая на частицы менее магнитных материалов, должна быть меньше соответствующей равнодействующей механических сил.

4.5.2 Устройства для магнитного обогащения

Магнитное обогащение осуществляют в аппаратах, называемых магнитными сепараторами. В них магнитное поле создается электромагнитами постоянного тока или магнитными системами, состоящими из постоянных магнитов.

Устройство магнитных сепараторов определяется в первую очередь способом разделения частиц.

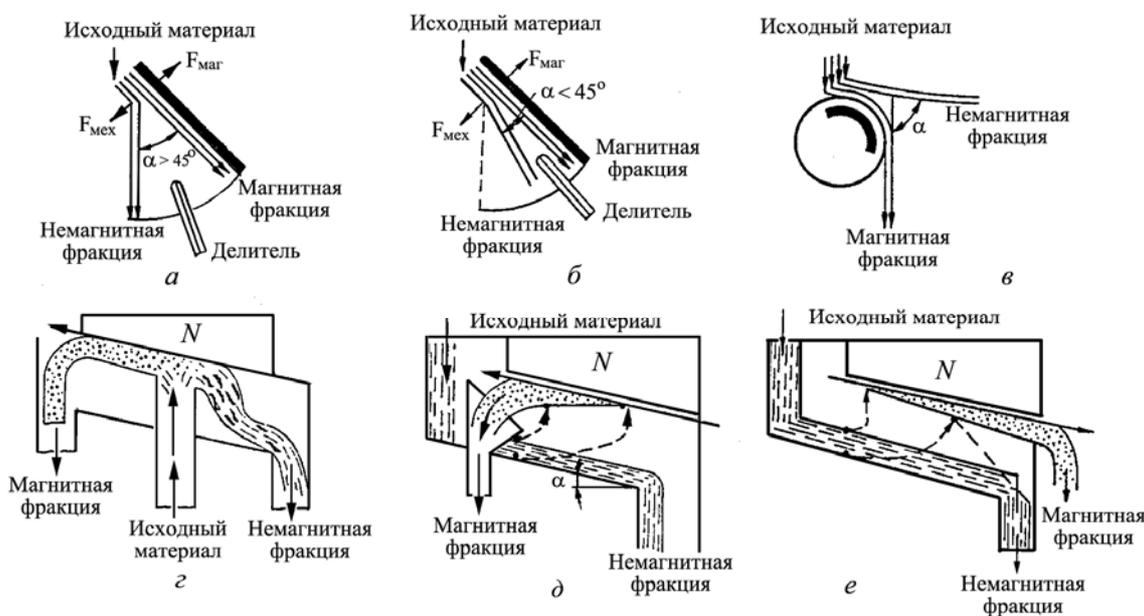
Известны три способа разделения частиц по магнитным свойствам.

1. *Отклонение* магнитных частиц, при котором общий поток материалов, проходящих мимо магнита, разделяется на два потока (рисунок 4.17, *a* и *б*). В зоне разделения (делителя) магнитные частицы попадают под действие силы магнитного поля, направленной к заостренному концу магнита, и отклоняются. Такая схема работает неудовлетворительно из-за низкой производительности, так как необходимо поддерживать тонкий поток материала, чтобы уменьшить столкновение между частицами, а также из-за большого воздушного зазора, необходимого для предотвращения прилипания магнитного материала к полюсным наконечникам сепаратора.

2. *Удерживание* более магнитных частиц при направлении общего потока перпендикулярно поверхности магнита (рисунок 4.18, *в* и *г*);

3. *Извлечение* более магнитных частиц из потока при прохождении его под магнитом (рисунок 4.18, *д*, *е*).

Если требуется более чистое разделение материала по сравнению с рассмотренными схемами, то применяется магнит шкивного или барабанного типа с переменной полярностью. На рисунке 4.19 показан слабомагнитный сепаратор с низкой напряженностью магнитного поля. Он отличается большой численностью полюсов, их близким расположением и чередованием в полярности. В результате такого устройства материал поднимается с питателя 1 и, продвигаясь вдоль нижней стороны снимающей ленты 2, образует маленькие петли, то отставая от нее по пути своего движения из-за уменьшения в магнитном притяжении, то вновь притягиваясь к ленте. В момент отставания материала от ленты захваченная пустая порода и слабоудерживаемый промежуточный продукт падают. Изменение силы, удерживающей частицы, происходит оттого, что при движении ленты они переходят из поля одного магнита в поле смежного магнита противоположной полярности.



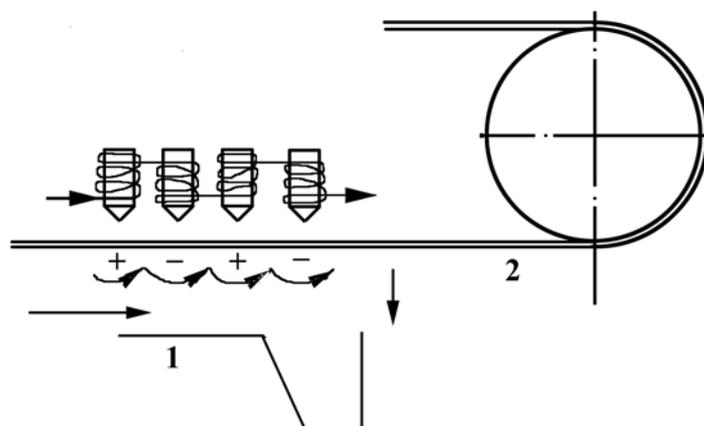
a, б – отклонение магнитных частиц; *в, з* – удержание магнитных частиц; *д, е* – извлечение магнитных частиц

Рисунок 4.18 – Схемы разделения частиц по магнитным свойствам

Магнитное обогащение железных руд осуществляют методами мокрой и сухой магнитной сепарации, а также комбинированными методами (сухая сепарация с последующей мокрой). Так как сухая сепарация сопровождается сильным пылеобразованием, предпочтение следует отдавать мокрой магнитной сепарации. Сухая магнитная сепарация применима только при невысокой влажности руды и отсутствии в ней глинистых и липких примесей. Крупность руды не должна быть более 3–6 мм.

Для обогащения магнитных железных руд крупностью более 3–6 мм применяют только сухую магнитную сепарацию. Обогащать руды и про-

дукты меньшей крупности можно как сухой, так и мокрой магнитной сепарацией, но при этом устраняется пылеобразование. Руды, состоящие из частиц размером менее 0,1 мм, обогащают только мокрой магнитной сепарацией.



1 – питатель; 2 – лента

Рисунок 4.19 – Схема слабомагнитного сепаратора с переменной полярностью

Мокрая сепарация помимо того, что устраняет пылеобразование, позволяет работать непосредственно на продуктах, получаемых при мокром измельчении руд, что в итоге обеспечивает большую производительность сепараторов.

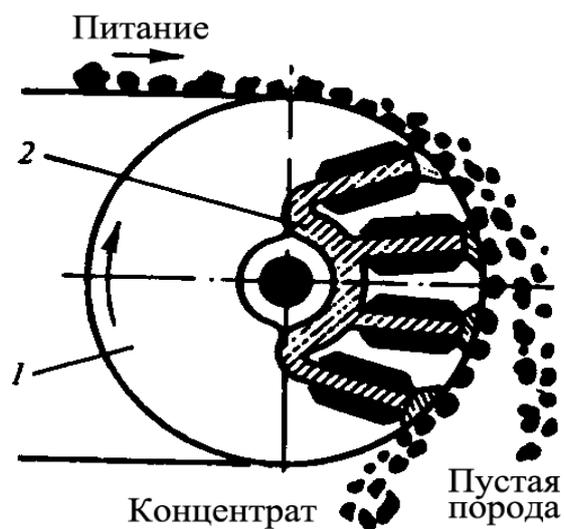
Поэтому, несмотря на более высокие затраты, на подавляющем большинстве обогатительных фабрик для обогащения руд, крупностью ниже 6 мм применяют мокрую магнитную сепарацию. В России на ее долю приходится более 80 % обогащаемой руды, около 15 % приходится на промывку и отсадку, остальное – на другие методы.

Для магнитного разделения руд разного минералогического состава требуются сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащаются на сепараторах со слабым магнитным полем – его напряженность $(32-95) \cdot 10^3$ А/м. Для обогащения слабомагнитных руд применяют сепараторы с магнитным полем, напряженность которого составляет $(143-1270) \cdot 10^3$ А/м. Поле создается электромагнитами, напряженность его регулируется силой тока.

По конструктивным признакам различают сепараторы барабанные, ленточные, шкивные, роликовые и кольцевые. Наибольшее распространение для обогащения магнетитовых руд получили барабанные сепараторы. Схема устройства и работы барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рисунке 4.20.

Внутри вращающегося барабана 1 из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемую руду подают на барабан

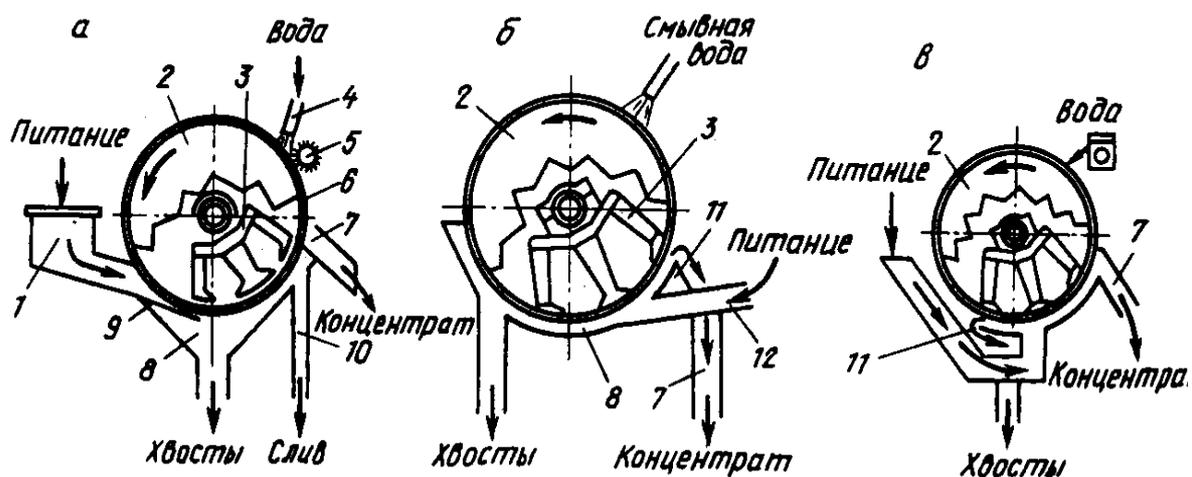
сверху; частицы руды притягиваются электромагнитом к поверхности барабана и перемещаются на ней до выхода из зоны действия магнита. Здесь они под действием силы тяжести падают вниз в приемный бункер концентрата. Немагнитные частицы ссыпаются с барабана там, где его поверхность перестает быть опорой частиц (крайнее правое положение), они падают в бункер пустой породы (хвостов).



1 – барабан; 2 – электромагнит

Рисунок 4.20 – Схема барабанного электромагнитного сепаратора для сухого обогащения крупных руд

Барабанные сепараторы (рисунок 4.21) для мокрого обогащения в зависимости от направления подачи рудного материала и его движения по отношению к направлению вращения барабана подразделяют на три типа: с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами. Барабанный сепаратор с прямоточной ванной (рисунок 4.21, а) применяют для обогащения руд крупностью 0–6 мм. Он включает в себя вращающийся немагнитный барабан 2 с расположенными внутри него неподвижными электромагнитами 3. Рудную пульпу через загрузочную коробку 1 по лотку 9 подают под барабан в направлении, совпадающем с направлением его вращения. Магнитные частицы руды притягиваются к барабану и удерживаются на его поверхности до выхода из зоны действия магнитов, после чего они под действием сил тяжести, гидросмыва 4 и щеткоснимателя 5 попадают в загрузочный лоток 7 концентрата. Пустая порода остается в ванне 8 и удаляется в виде хвостов. Постоянный уровень пульпы в ванне обеспечивается за счет слива ее избытка через патрубок 10. Барабан имеет резиновое покрытие 6.



1 – загрузочное устройство; 2 – барабан; 3 – электромагнит; 4 – гидросмыв; 5 – щеткосниматель; 6 – резиновое покрытие; 7 – загрузочный лоток; 8 – ванна; 9 – лоток; 10 – патрубок; 11 – сливной порог; 12 – лоток загрузочный

Рисунок 4.21 – Схема барабанных сепараторов для мокрого обогащения руд

Сепараторы с противоточной ванной (рисунок 4.21, б) применяются для обогащения мелкозернистой (0 - 2 мм) руды. Рудную пульпу подают по питающему лотку 12 навстречу направлению вращения барабана. Частицы магнетита извлекаются барабаном из ванны в противотоке и в месте окончания зоны действия магнитов 3 выдаются через сливной порог 11 в лоток 7 концентрата. Пустая порода с водой проходит под барабаном и удаляется из ванны с противоположной от места выдачи концентрата стороны (хвосты).

Сепараторы с полупротивоточной ванной (рисунок 4.21, в) применяются для обогащения тонкозернистых руд (частицы < 0,2 мм). Пульпа подается к вращающемуся барабану 2 снизу. Притягиваемые к барабану магнитные частицы разгружаются по ходу вращения барабана через лоток 7, а пустая порода (хвосты) под действием потока воды удаляется с противоположной стороны через сливной порог 11.

Для обогащения слабомагнитных руд ограниченное применение находят валковые сепараторы с сильным магнитным полем, в них пульпа проходит через создаваемое между двумя магнитными полюсами поле напряженностью 1300 кА/м. Однако эти сепараторы сложны по устройству и малопроизводительны.

В последнее время для обогащения гематитовых, маритовых и других слабомагнитных руд начинают применять полиградиентные (т.е. с изменяющимся градиентом магнитного поля) шариковые сепараторы, в которых рабочее пространство между двумя магнитными полюсами заполне-

но стальными шарами. В точке касания шаров создается весьма высокая напряженность магнитного поля, где при пропускании пульпы из нее выпадает выделяемый минерал. Через некоторое время электромагниты выключаются, концентрат смывается водой и цикл повторяется. Этот метод обогащения получил название магнитной сепарации в сильном поле.

Развитие магнитного обогащения осуществляется как в направлении более тонкого измельчения исходной руды, что позволяет получить более высокое содержание железа в концентрате, так и повышения напряженности магнитного поля в сепараторах, что дает возможность обогащать гематито- мартитовые и другие слабомагнитные руды.

4.5.3 Технологические схемы магнитного обогащения руд

Для магнитного разделения руд необходима предварительная подготовка их: дробление, измельчение и классификация. Непосредственно магнитную сепарацию ведут в четыре и даже пять стадий. Обычно на второй и четвертой стадиях обогащают сливы шаровых мельниц. Магнитная сепарация сливов мельниц в замкнутых циклах измельчения позволяет выделить 4–10 % отвальных хвостов с низким содержанием железа, вернуть его в концентрат. Эффективно введение магнитной сепарации в замкнутых циклах первой стадии измельчения.

Пример обогащения бедных руд с исходным содержанием железа 25 – 46 % приведен на рисунке 4.22. На схеме показаны стадии дробления, измельчения и сепарации, а также величины классов, с которыми производится обогащение. При крупности $\leq 0,1$ мм применяют только мокрую магнитную сепарацию. В концентратах содержится 60,6 % Fe, в хвостах – 19 %.

При обогащении слабомагнитных руд, а также для доизвлечения слабомагнитных и немагнитных минералов из хвостов магнитного обогащения наряду с магнитными применяют гравитационные и флотационные методы обогащения.

Широко распространен на горно-обогатительных предприятиях так называемый магнетизирующий обжиг руд, цель которого – повышение магнитной восприимчивости. После этого руды подвергаются обогащению на обычных, более простых, сепараторах.

Схема обогащения, например, окисленных, железистых кварцитов после магнетизирующего обжига и четырехстадийного дробления включает три стадии измельчения и четыре стадии мокрой магнитной сепарации в слабом поле (рисунок 4.23). В результате такой переработки содержание железа повысилось с 42 % в исходной руде до 65 % в концентрате.

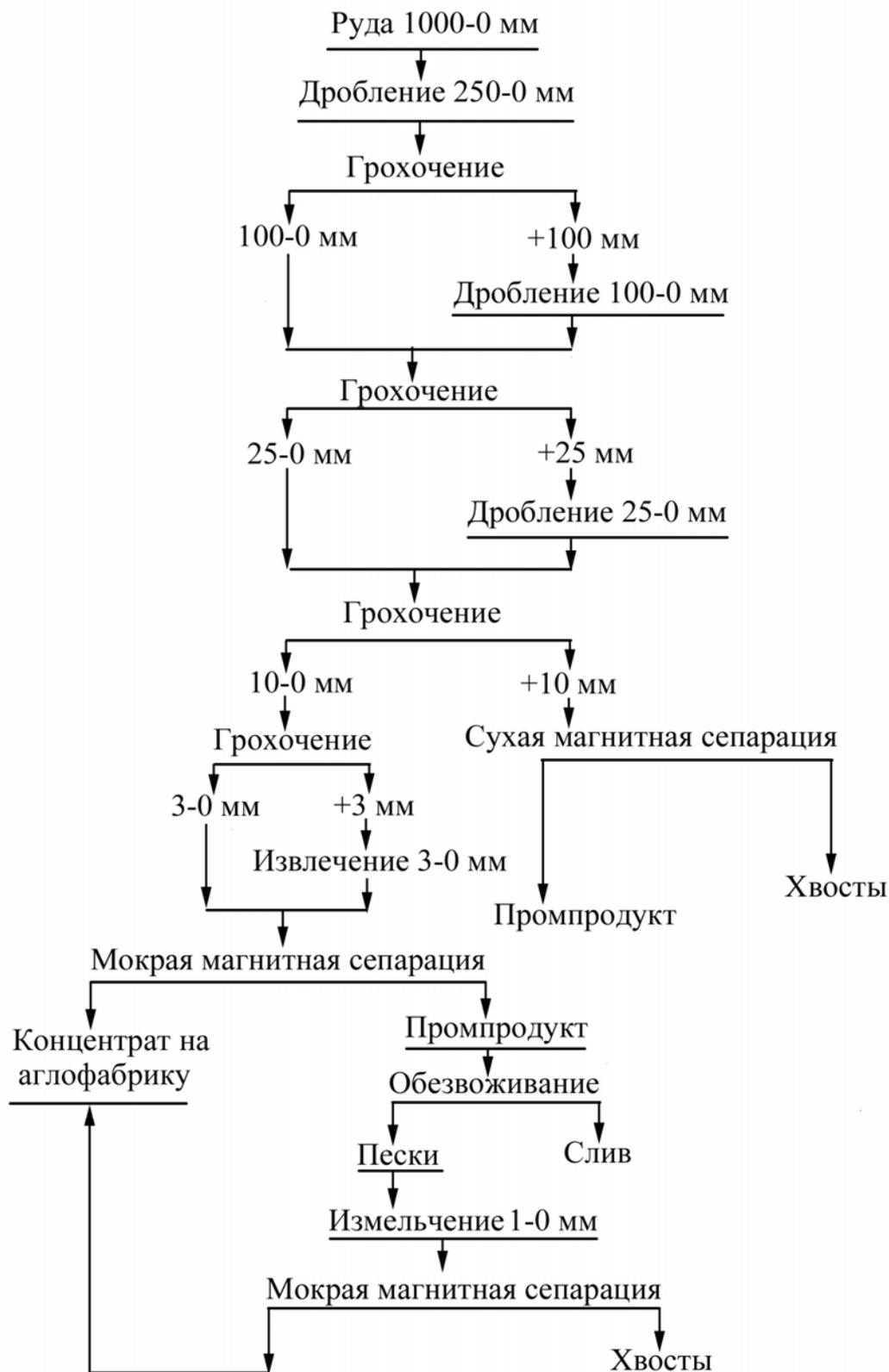


Рисунок 4.22– Технологическая схема обогащения бедных сернистых магнетитов

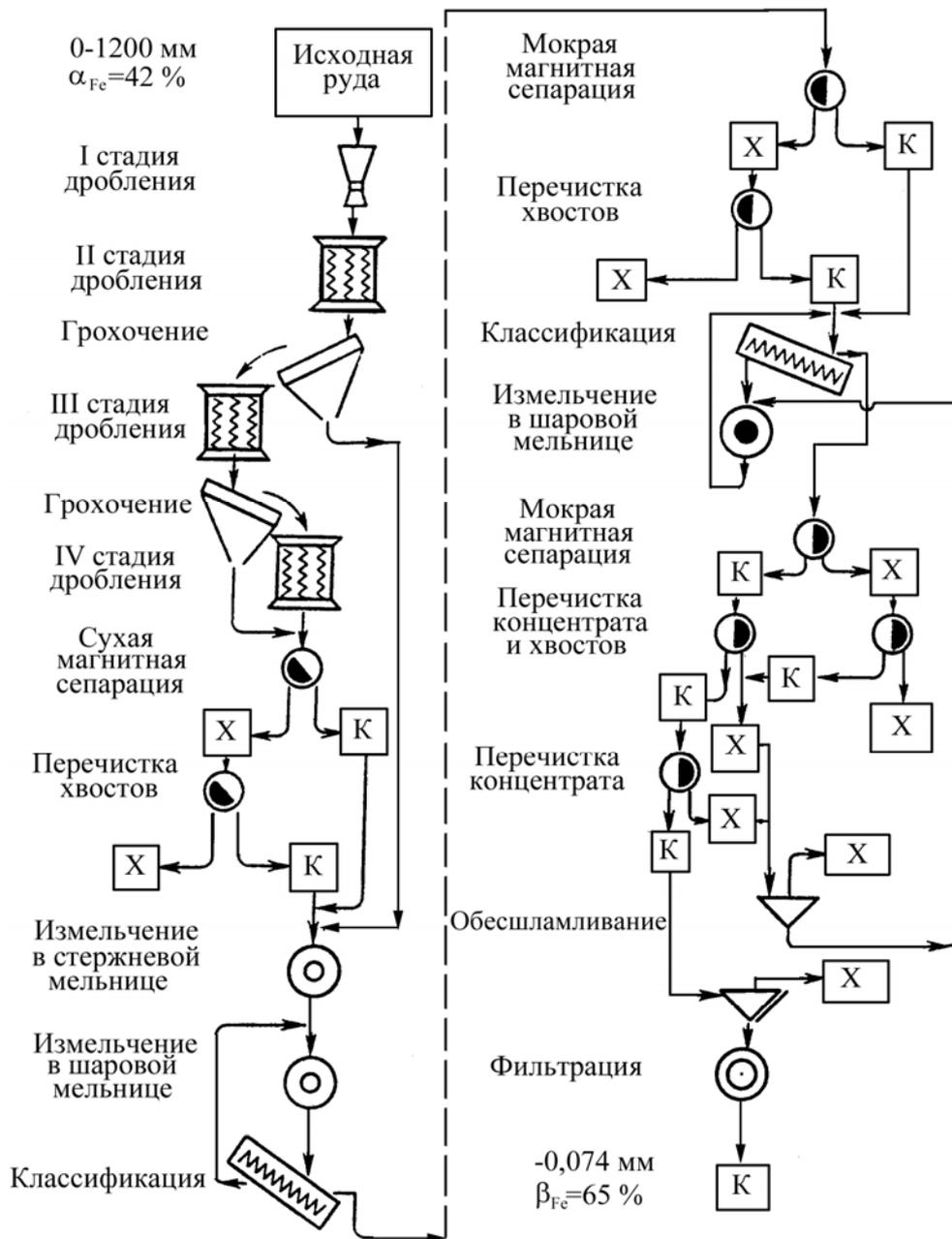


Рисунок 4.23 – Схема магнитного обогащения окисленных железистых кварцитов

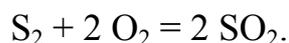
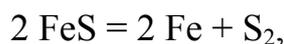
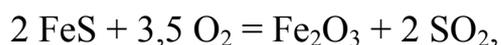
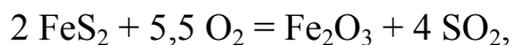
4.6 Обжиг

4.6.1 Назначение и виды обжига

Обжиг руды состоит в нагреве их в различной газовой атмосфере до температур на 200 – 300 °С ниже, чем температуры начала спекания.

Различают окислительный и восстановительный обжиг. Цель окислительного обжига – удаление из руд углекислоты, гидратной влаги, серы, а также разрыхление плотных руд. Обычно окислительному обжигу под-

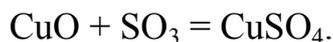
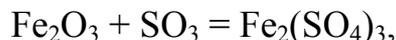
вергают плотные сидериты и магнитные железняки. Сидериты при обжиге теряют до 30 % массы. Магнитные железняки окисляются и становятся более легко восстанавливаемыми, бурые железняки теряют гидратную влагу. Попутно при этом происходит и частичное удаление серы. При обжиге сульфидных руд происходит разложение пирита, окисление серы и сульфидов. Например, возможны следующие процессы



Так же может окисляться и мышьяк в газовой фазе по реакциям



Если при обжиге развиваются невысокие температуры (500 – 600 °С) при большом избытке воздуха или при использовании воздуха, обогащенного кислородом, то будут образовываться сульфиды. Такой обжиг называют сульфатизирующим



Необходимость обогащения больших количеств руд, обладающих слабыми магнитными свойствами, таких как гематито - маритовых, бурых железняков, сидеритов заставила искать пути обогащения их самым производительным и эффективным магнитным методом. Отсюда появилась необходимость нового процесса, имеющего целью перевод слабомагнитных руд в магнитные, т.е. восстановление оксида железа Fe_2O_3 в магнитный оксид Fe_3O_4 . Для увеличения контрастности магнитных свойств обогащаемых руд применяют так называемый магнетизирующий обжиг. Он осуществляется в восстановительной среде, но в отдельных случаях он протекает и в окислительной или восстановительно-окислительной атмосфере.

Необходимый в больших количествах в металлургии оксид кальция получают обжигом карбоната кальция (известняка) или доломита (соединения $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$) в атмосферных условиях при температуре 900 – 1000 °С. При этом происходит разложение



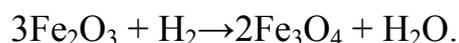
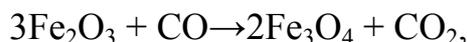
Разложение карбонатов в этом случае производят в токе нейтрального газа с последующим охлаждением в токе отходящих газов, богатых диоксидом углерода CO_2 . Разложение можно представить реакцией



где x – величина, зависящая от температуры.

При охлаждении магнетит остается без изменений (он не окисляется CO_2), а FeO окисляется до магнетита углекислым газом. При восстановительном обжиге, также как и при окислительном удаляются летучие, влага, частично вредные примеси: сера и мышьяк.

Восстановительный, или магнетизирующий, обжиг – это перевод слабомагнитных минералов железных руд в магнитные с целью последующего обогащения магнитной сепарации. Такой обжиг проводится в восстановительной атмосфере, т.е. при сжигании топлива с коэффициентом избытка воздуха меньше единицы или с помощью вводимого со стороны восстановительного газа. Восстановителем при магнетизирующем обжиге являются оксид углерода (CO) и водород (H), получаемые при сжигании твердого, жидкого или газообразного топлива, или природный газ, содержащий метан. Восстановление протекает по реакциям:

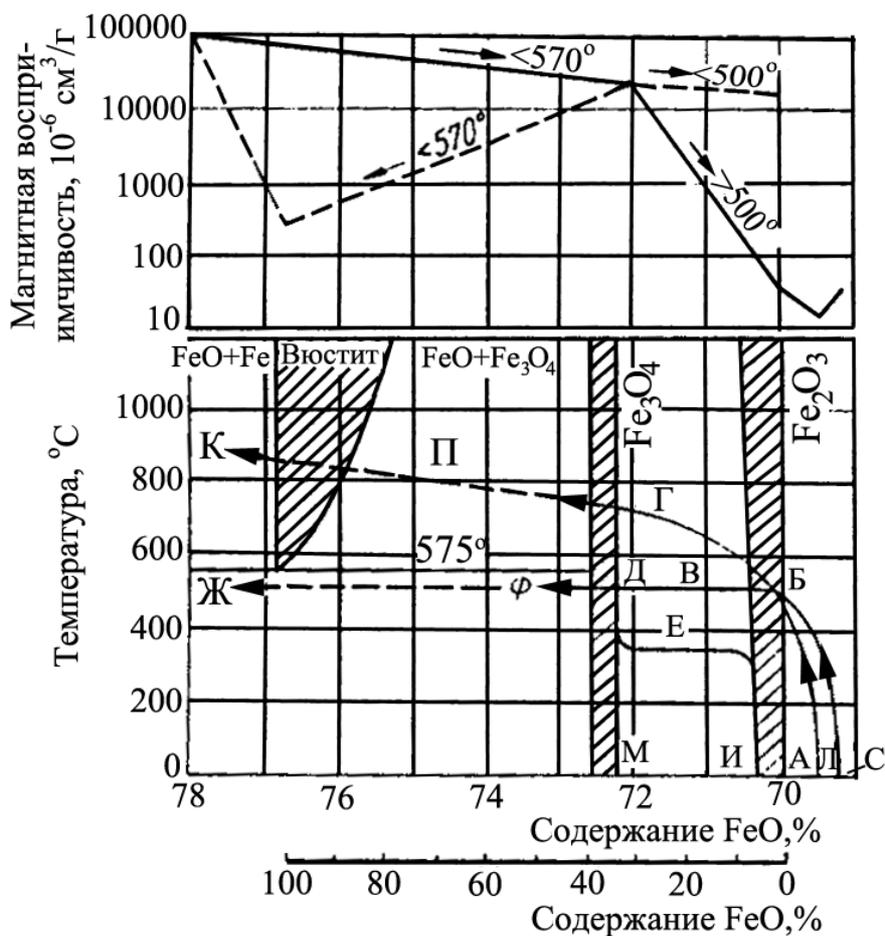


Поскольку магнитные свойства магнетита при 570°C теряются, технология обжига имеет свои закономерности. Эти закономерности вытекают из зависимости между составом и температурой оксидов при обжиге. На рисунке 4.24 приведена диаграмма состояния системы железо–кислород и изменение магнитной восприимчивости в зависимости от состава оксидов.

Нагрев гематитовой руды от точки А до точки Б происходит без каких-либо изменений, а при нагреве бурых железняков и сидеритов выделяются влага и углекислота (линии АБ, ЛБ и СБ). Если далее руду выдерживать на уровне температуры Б, то восстановление происходит по линии БВД. Когда состав руды (точнее рудного минерала) достигает точки Д и вся руда переходит в магнетит, ее необходимо охладить, так как цель достигнута.

Охлаждение следует вести в бескислородной атмосфере до точки М. Если же охлаждение ведется в присутствии кислорода, то возможен процесс обратного окисления, изменения состава по линии ДВБА и потеря магнитных свойств. Если вести охлаждение в режиме, соответствующем-

линии ДЕИ до маггемита*, который устойчив при температуре ниже 400 °С, то магнитные свойства сохраняются. Таким образом, при магнетизирующем обжиге возможны два отклонения процесса: переобжиг (линия АБГП), когда расходуется лишнее топливо и резко снижаются магнитные свойства, и окисление при охлаждении, приводящее к потери магнитных свойств. Из диаграммы также видно, что возможно охлаждение до температуры 300 – 350 °С без окисления, а затем окисление до маггемита. Такой вид обжига называют *восстановительно-окислительным*. Преимущества его состоят в том, что при окислении выделяется тепло, которое затем используется.



АБГМ и АБДМ – восстановительный обжиг: П – переобжиг со снижением магнитных свойств руды; Е – окислительно–магнетизирующий обжиг; Ж – прямое восстановление руды; К – то же до крицы; М – восстановительный обжиг до магнетита; И – маггемит; Л – лимонит; С – сидерит

Рисунок 4.24 – Диаграмма обжига железных руд (по В.И. Кармазину)

* Маггемитом называется минерал, имеющий химический состав гематита, а кристаллическую решетку магнетита, вследствие чего он обладает высокой магнитной восприимчивостью.

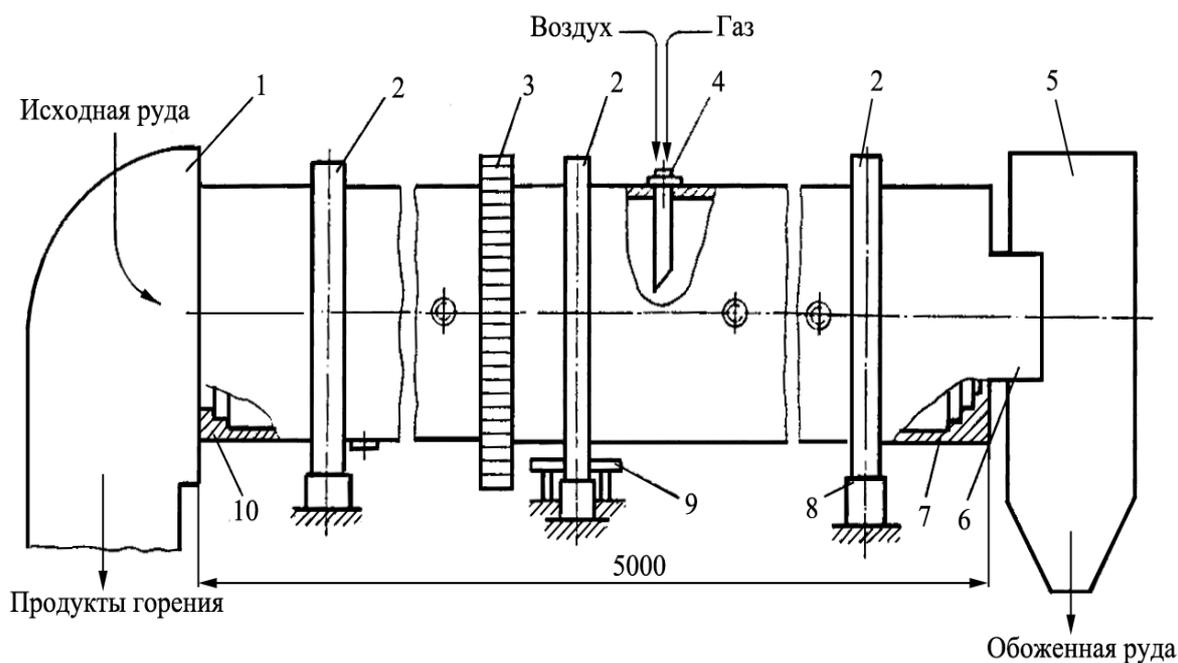
Для получения минералов, обладающих сильными магнитными свойствами, необходимо создать условия, при которых из гематита будет образовываться только магнетит. Пока этот процесс будет протекать, магнетит не должен восстанавливаться до вюститита и металлического железа.

Для достижения указанных условий обжига необходимо строго выдерживать заданную температуру (600 – 800 °С) и состав восстановительного газа, чтобы скорость процесса восстановления не превышала скорости диффузионных процессов, т.е. поступления восстановителя к фронту реакции и отвода газообразных продуктов восстановления (CO_2 , H_2O).

4.6.2 Устройства для обжига

Для магнетизирующего обжига руд применяются трубчатые печи, печи с кипящим слоем (реакторы), шахтные, многоподовые и др.

Трубчатые печи являются наиболее освоенными агрегатами и практически единственными, нашедшими промышленное применение. На рисунке 4.25 показана трубчатая печь для магнетизирующего обжига руды.



- 1 – загрузочная головка; 2 – бандаж; 3 – венцовая шестерня;
 4 – периферийные горелки; 5 – разгрузочная головка, 6 – разгрузочная горловина; 7 – разгрузочный порог; 8 – опорный ролик;
 9 – упорный ролик; 10 – загрузочный порог

Рисунок 4.25– Трубчатая вращающаяся печь (50×3,6 м) для магнетизирующего обжига руды

Печь представляет собой длинную вращающуюся трубу (длиной 50 и диаметром 3,6 м), футерованную шамотным кирпичом, в которой, пересыпаясь, перемещается руда. Навстречу потоку руды движется поток восстановительных газов, подаваемых с торца печи и по ее длине. Внутренняя поверхность печи футерована шамотным кирпичом. На внутренней поверхности могут быть установлены пересыпные лопатки из жаростойкой стали, которые, однако, приводят к быстрому износу футеровки и большому пылеобразованию.

Печь устанавливается с наклоном в 3° и вращается со скоростью 0,68 – 1,36 об./мин. Она отапливается природным газом с помощью 12 периферийных горелок, расположенных по спирали, что создает определенное распределение температуры по длине печи. К горелкам с помощью специальных устройств подводятся газ и воздух. Исходная руда крупностью 0–25 мм подается весовым дозатором в печь. Перемещаясь в печи в течение 1,5–2 ч, руда нагревается до $700 - 800^\circ\text{C}$ и обрабатывается восстановительными газами.

Обоженная руда выгружается в специальный охлаждающий барабан с водой, где охлаждается без контакта с кислородом. Производительность такой печи составляет до 1000 т руды в сутки. Преимуществами трубчатых печей являются возможность обжига в них руд различной крупности, применение разнообразного топлива и сравнительно низкий его расход – 4,5 – 5,5 % условного топлива от массы руды.

Например, при обогащении окисленных кварцитов с содержанием железа 33 – 36 % по обжигмагнитной схеме на Центральном ГОКе получают концентрат, содержащий до 61,0 % железа. Однако стоимость такого концентрата высока: доля затрат на обжиг составляет 40 %, в то время как на добычу руды около 28 %.

Шахтные печи применяли наиболее широко в начальный период развития процесса обжига материалов. Печи работают по принципу противотока: горячие газы поднимаются сквозь столб опускающихся материалов. Для горения используют жидкое или газообразное топливо, сжигаемое в выносных топках, расположенных по обеим сторонам шахты печи. В верхней части печи происходит сушка, подогрев и обжиг рудного материала, а в нижней – охлаждение его холодным воздухом до $100 - 150^\circ\text{C}$. Температура отходящих газов $150 - 200^\circ\text{C}$.

Процесс обжига в противотоке характеризуется хорошим теплообменом, обеспечивающим высокую степень усвоения тепла. Поэтому для шахтных печей характерен низкий расход тепла.

Обычно эти печи имеют прямоугольную форму и выполняются с двумя-тремя шахтами в одном кожухе. Высота шахты может достигать 15 м.

Различия конструкций шахтных печей сводится главным образом к способу использования воздуха после охлаждения обожженного материала.

ла. Например, известны шахтные печи с низкой шахтой, отдельными охладителями и рекуператорами. Воздух из охладителей после рекуператора, в котором он подогревает первичный воздух перед подачей в горелки, выбрасывается в дымовую трубу.

Обжиг в шахтных печах характеризуется низкими эксплуатационными затратами. Однако максимальная годовая производительность печей этого типа не превышает, например окатышей, 0,5 млн.т. Объясняется это тем, что практически невозможно обеспечить равномерное распределение газов в печах с большой площадью поперечного сечения. Кроме того, предъявляются повышенные требования к свойствам обжигаемых руд и их подготовке к обжигу, например, с точки зрения возможного их оплавления или разрушения и нарушения равномерного движения газового потока в этом случае.

Шахтные печи более всего приспособлены для обжига неофлюсованных окатышей.

Шахтные печи выгоднее вращающихся: расход тепла на 1 т сырья во вращающихся составляет 1675 – 3350 кДж, в шахтных 630 – 1675 кДж, вынос пыли соответственно 10 – 15 и 3 – 8 %. Шахтные печи дешевле по эксплуатационным расходам и капиталовложениям.

Многоподовые печи имеют вертикальный металлический кожух, футерованный огнеупорами, и 10 – 12 подов; верхние пода – для подогрева материалов, нижние – для охлаждения. Через печь по оси проходит полый охлаждаемый вертикальный вал, на коромыслах которого насажены грабли. Обжигаемый материал гребками перемещается по поду к центральному или крайнему перегрузочному отверстию. Навстречу материалам движется образующийся при обжиге газ. Воздух поступает через воздушные окна. Печь имеет три зоны: зона подогрева руды (верхняя часть печи I), зона обжига (средняя часть печи II) и зона охлаждения (нижняя часть печи III) (рисунок 4.26).

В настоящее время в различных отраслях промышленности, особенно в *цветной металлургии*, получили широкое распространение печи с кипящим слоем, т.е. слоем материала, находящегося в псевдоожигенном состоянии из-за высокой скорости проходящих снизу вверх газов. В черной металлургии они используются для сушки различных материалов, магнетизирующего обжига, прямого получения железа, обжига известняка и т.д.

Печи кипящего слоя (КС) работают на основе кипящего или псевдоожигенного слоя. Тонкоизмельченный материал (3–0 мм) находится в печи в печи в псевдоожигенном состоянии из-за высокой скорости газов, проходящих через него снизу вверх. Скорость газа должна быть такой, чтобы обеспечить подвижность зерен руды и газа, подобную подвижности спокойной вязкой жидкости. Если скорость будет большой, то слой из псевдоожигенного состояния перейдет в состояние пневмотранспорта, и частицы обжигаемого материала будут выноситься газом. Печь может со-

стоять из нескольких зон, расположенных одна под другой. На рис. 4.26 показана четырехподовая печь.

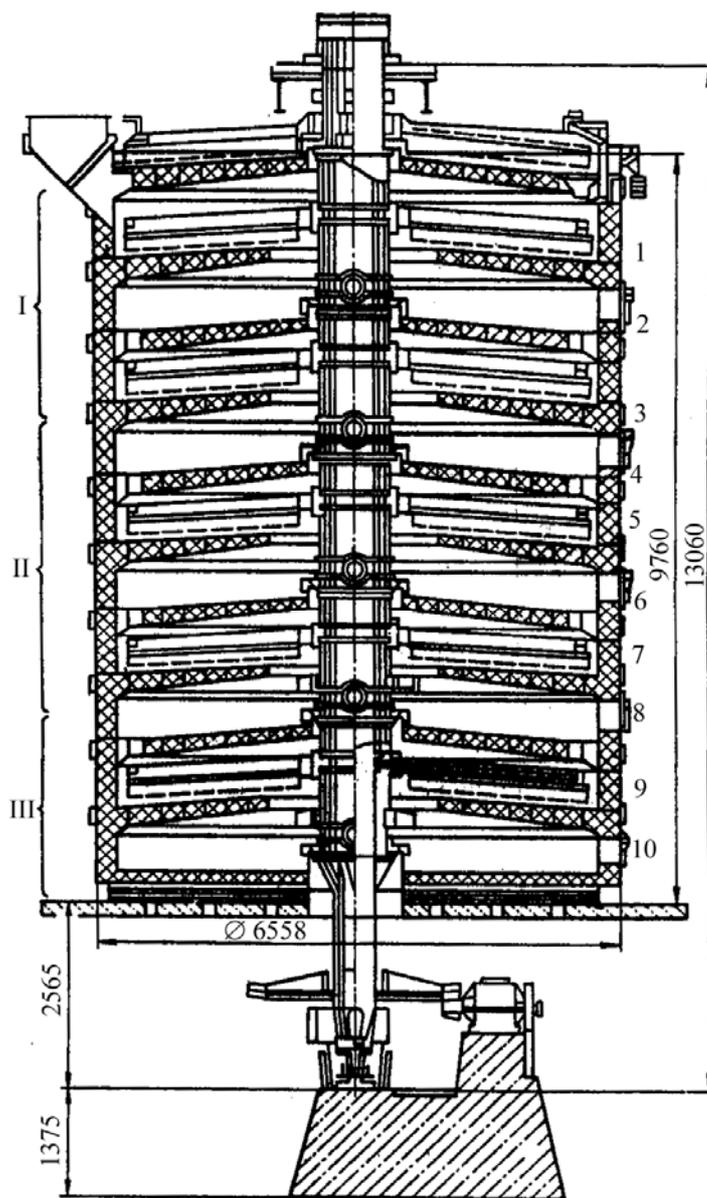
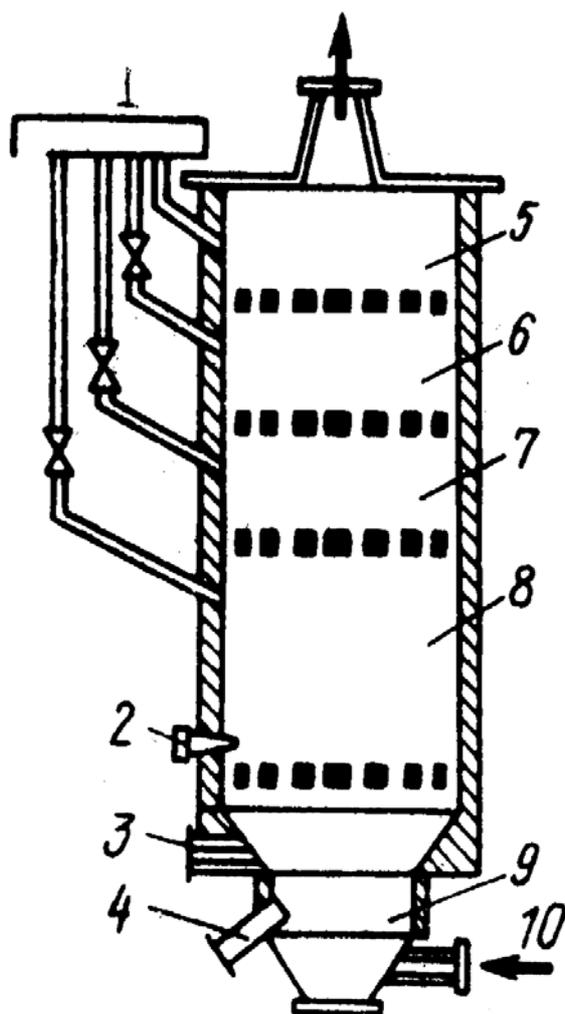


Рисунок 4.26 – Многоподовая обжиговая печь

Исходную тонкоизмельченную руду (3–0 мм) загружают на горизонтальный под, снабженный соплами, через которые поступает горячий восстановительный газ. Обжигаемая руда пересыпается из верхних зон в нижние.

Работающая печь КС загружается непрерывно через питатель. После предварительного разогрева печи и слоя до 700 – 800 °С включается дутье, постепенно увеличиваются расход воздуха и давление. Температура частичного обжига достигает 800 – 900 °С в зависимости от свойств шихты и технологии.



1 – питатель шихты; 2 – главные горелки; 3 – горелки для начального разогрева; 4 – течка разгрузки обожженного продукта; 5, 6, 7 – подогревательные камеры; 8 – обжиговая камера; 9 – охлаждающая камера; 10 – воздушное дутье

Рисунок 4.27 – Схема обжигательной печи, работающей по принципу кипящего слоя

Особенностью печей КС является более высокая их производительность по сравнению, например, с многоподовыми печами. Одна печь КС с площадью пода $10 - 14 \text{ м}^2$ заменяет три десятка подовых печей. Однако как недостаток печей КС следует отметить, что газы, движущиеся в печи с высокой скоростью, выносят из печи большое количество пыли, которое может достигать $30 - 40 \%$ от веса шихты. По существу выносятся продукт, поэтому пыль улавливают несколькими циклонами и электроочисткой (степень очистки $90 - 95 \%$), и она идет возвратом на обжиг или непосредственно в производство, после предварительного окускования. Это усложняет процесс обжига и делает его менее рентабельным.

4.7 ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

4.7.1 Основные положения

Для электрического обогащения (электрическая сепарация) необходимы электрическое поле высокой напряженности и заряженные (наэлектризованные) частицы смеси сыпучего материала. Разделение частиц сепарируемого материала обусловлено их различными электрофизическими свойствами, вследствие которых под действием электрического поля изменяется траектория движения частиц.

В зависимости от способа сообщения частицам электрических зарядов и от сил, действующих на частицы в электрическом поле, различают сепарацию в электростатическом поле, в поле коронного разряда и в комбинированном коронно-электростатическом поле. Кроме этих методов, разработан метод трибоадгезионной сепарации.

Электростатическое поле создается электрическими зарядами, находящимися в состоянии относительного покоя, т.е. оно характеризуется отсутствием движущихся носителей заряда. Основой электростатики является электрическая кулонная сила, обусловленная притяжением частиц к противоположному по знаку электроду и отталкиванием ее от одноименно заряженного электрода. В связи с этим *сепарация в электрическом поле* в отличие от магнитной возможна и в однородном поле. Электростатическая сепарация применяется для разделения минеральных частиц с различной электропроводностью и способностью к электризации трением, т.е. *основана на трибоэлектрическом эффекте*.

Все минералы по электропроводности подразделяют на проводники, полупроводники и непроводники (диэлектрики). Частицы сепарируемого материала при соприкосновении с заряженным металлическим электродом получают одноименный заряд. Чем больше различие в электропроводности, тем сильнее разнятся приобретенные заряды. Более электропроводные частицы, получившие значительный заряд, отталкиваются от заряженного электрода, а диэлектрики не изменяют траектории движения.

Незначительное различие в электропроводности не позволяет ограничивать траектории движения заряженных частиц. В этом случае применяют электризацию трением, основанную на свойстве разнородных физических тел при трении друг о друга заряжаться равными по абсолютной величине, но различными по знаку электрическими зарядами (известен пример трения стеклянной палочки о кусок шелка, когда стекло электризуется положительно, а шелк отрицательно). Частицы разделяются в соответствии со знаками зарядов.

Более совершенным способом зарядки является ионизация молекул воздуха *в поле коронного разряда*. Коронный разряд основан на физическом явлении, происходящем в газах под воздействием сильного электри-

ческого поля, создаваемого между электродами. На один электрод (коронирующий) подается высокое напряжение, второй электрод заземляется. При повышении напряжения между электродами начинают проскакивать электрические искры, и наступает пробой воздушного промежутка. Коронный разряд возникает только в неоднородном электрическом поле в небольшой области около коронирующего электрода. Ионы, вылетающие из области короны и движущиеся к заземленному электроду, образуют ток короны.

Частицы минералов, введенные в поток ионов, приобретают разноименные заряды с ближайшим электродом. В то же время ионы воздуха адсорбируются на концах частиц с противоположным зарядом, что обуславливает их одноименный заряд с зарядом коронирующего электрода. Благодаря разнице в зарядах электропроводных частиц и диэлектриков они движутся по различным траекториям и разряжаются с различной скоростью через заземленный электрод.

Трибоадгезионная сепарация основана на силе адгезии (прилипанию), обусловленной молекулярным притяжением. Одним из основных факторов, влияющих на силу адгезии, является температура нагрева контактирующих материалов. При движении частиц материала по какой-либо поверхности на частицах образуются трибоэлектрические заряды – источник возникновения электрической силы, которая усиливает или ослабляет действие силы адгезии. Кроме того, в процессе движения частиц на них действуют гравитационная и центробежная силы. В результате действия указанных сил происходит разделение частиц по крупности и вещественному составу.

Трибоадгезионная сепарация позволяет обеспыливать, классифицировать и обогащать различные полезные ископаемые и материалы крупностью до 5 – 8 мм, а также выделять тонкие фракции (мельче 0,07; 0,04; 0,02 мм). Этим методом успешно сепарируют тонкие классы железных концентратов, графит, пылевидный кварц, гранулированный ферросилиций и др.

Подготовка материалов к электрической сепарации. Материал перед электрической сепарацией в необходимых случаях сушат, классифицируют и обесшламливают. Содержание поверхностной влаги допускается в пределах 0,5 – 4 % в зависимости от типа сепаратора. Классификация по крупности оказывает положительное влияние на процесс электросепарации, особенно при небольшом различии в электропроводности компонентов. Важное значение имеет обеспыливание, так как пылевидные частицы, обволакивая более крупные, снижают селективность разделения. Рекомендуемая крупность сепарируемого сыпучего материала – 5 мм. У более крупных частиц механические силы могут преобладать над электрическими.

Эффективность сепарации в большей степени определяется состоянием поверхности частиц минералов, поэтому материалы нуждаются в

предварительной или реагентной обработке.

Важное значение в подготовке материала имеет термическая обработка при температуре до 300 °С. Оптимальная температура нагрева для каждой пары сепарируемых материалов подбирается опытным путем.

Область применения электрического обогащения:

- обогащение железных руд с целью получения сверхбогатых концентратов;
- обогащение марганцевых и хромовых руд, классификация и обеспыливание продуктов;
- доводка некондиционных продуктов, промпродуктов и черновых концентратов руд цветных и редких металлов;
- обогащение, классификация и обеспыливание углей и сланцев, неметаллических материалов;
- обогащение, доводка и классификация графитовых и асбестовых руд;
- классификация пылевидного кварца, молоткового пегматита, известняка для флюса;
- обогащение, классификация, обеспыливание стекольных и формовочных песков.

Приведенный неполный перечень указывает на перспективность использования методов электрической сепарации.

4.7.2 Электрические сепараторы

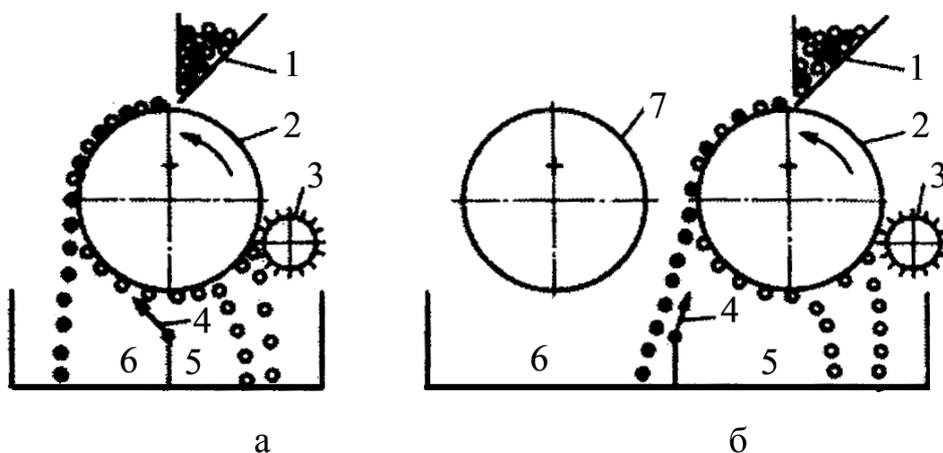
Для обогащения руд электрической сепарацией используют следующие типы сепараторов: электростатические, коронно–электростатические; трибоэлектростатические, которые подразделяются на камерные, барабанные, лотковые и трубчатые; пневмоэлектрические; трибоадгезионные.

Электростатические сепараторы. Принципиальные схемы электростатических сепараторов показаны на рисунке 4.28. Исходный материал подается на заряженный вращающийся барабан, на котором электропроводные частицы падают без изменения траектории, а прилипшие снимаются щеткой. Выход фракций регулируется положением делительной перегородки. Барабанный электрод увеличивает отклонение электропроводных частиц (см. рисунок 4.28, *a*).

Промышленность выпускает несколько типов электростатических сепараторов, позволяющих обогащать разные природные материалы.

Например, трехкаскадный электростатический барабанный сепаратор НИЛ-1 применяется для доводки алмазосодержащих гравитационных концентратов. Сепаратор снабжен воздухоподогревателем, установленным за барабанным питателем. Отклоняющие электроды выполнены в виде

вращающихся бакелитовых трубок. Производительность сепаратора 1 т/ч на 1 м длины барабана.

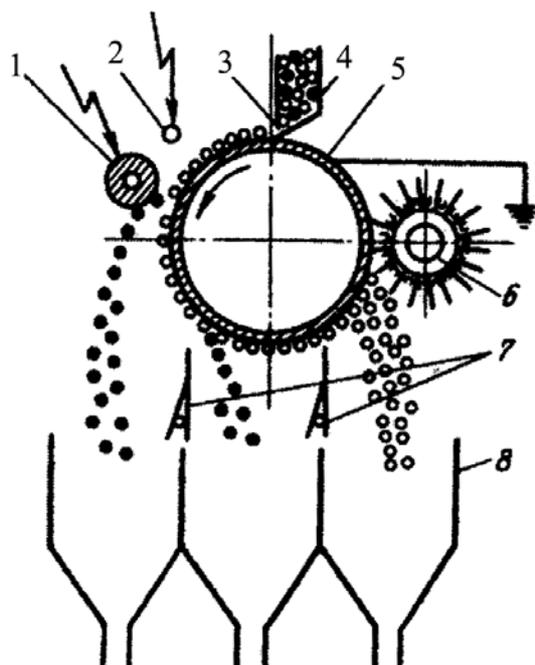


- 1 – питающий бункер; 2 – заряженный вращающийся барабан;
 3 – снимающая щетка; 4 – делительная перегородка;
 5, 6 – приемные бункера; 7 – барабанный электрод

Рисунок 4.28 – Принципиальные схемы барабанных электрических сепараторов

Коронно-электростатический сепаратор (рисунок 4.29), кроме коронирующего электрода, имеет дополнительный цилиндрический электрод, на который подается такое же напряжение, как и на коронирующий электрод. Между барабаном (осадительным электродом) и цилиндрическим отклоняющим электродом создается дополнительное неравномерное электрическое поле постоянной полярности. Таким образом, в рабочей зоне действуют два силовых поля – коронного разряда и электростатическое. Последнее повышает четкость отделения проводящих частиц благодаря их более раннему отрыву и более резкому отклонению от барабана. Коронно-электростатические сепараторы СЭС-2000, СЭС-1000М и СБЭ предназначены для обогащения руд и доводки концентратов редких, цветных и черных металлов. Их широко применяют на ряде предприятий соответствующих отраслей, а также используют в алмазной, золотодобывающей, стекольной, абразивной и керамической промышленности. Производительность по питанию сепараторов не менее 4 т/ч. Крупность питания сепараторов типа СЭС – $1,5+0,071$ мм, а сепаратора СБЭ – до 4 мм, напряжение на электродах соответственно до 20 и до 60 кВ.

Из группы трибоэлектрических сепараторов наиболее распространены пластинчатые сепараторы ПЭСС и СТЭ, на которых перерабатывают различное сырье. Производительность по исходному питанию достигает 20 (сепараторы ПЭСС) и 6 (сепараторы СТЭ) т/ч при крупности питания 1 – 0,074 мм.



1 – отклоняющий электрод; 2 – коронирующий электрод; 3 – экран;
4 – питатель; 5 – осадительный электрод; 6 – щетка; 7 – отсекатели;
8 – приемники фракции

Рисунок 4.29 – Коронно-электрический сепаратор

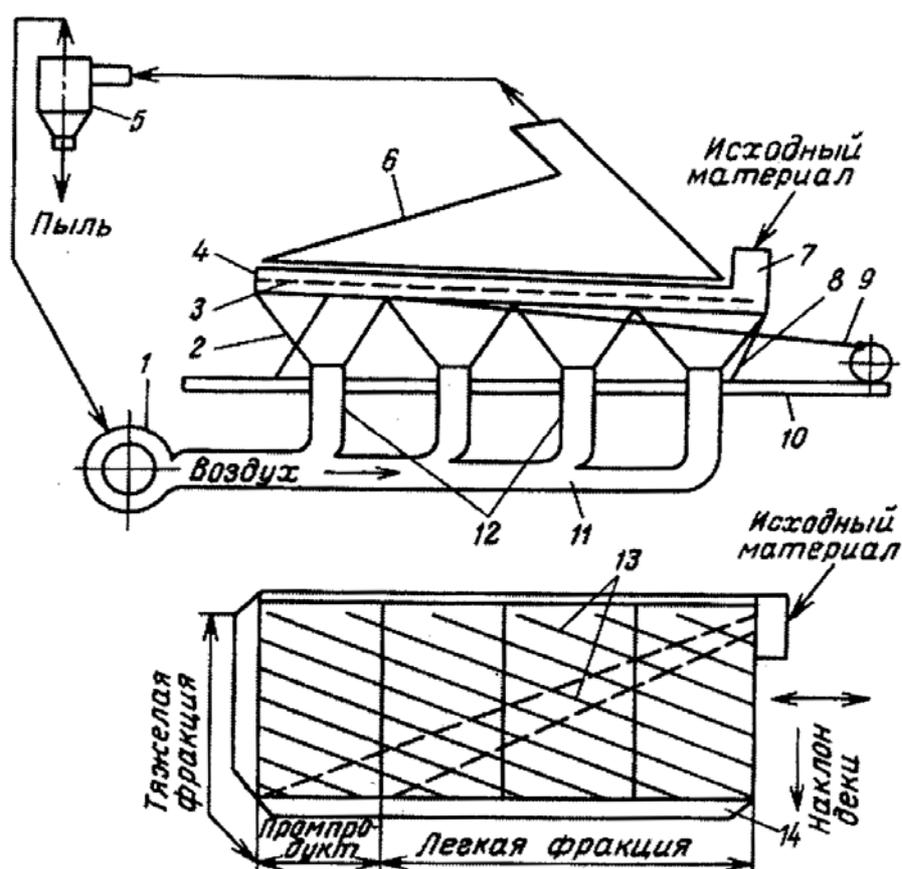
4.8 ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

Пневматическое обогащение происходит в воздушной среде в восходящем или пульсирующем потоке воздуха. Действие воздушного потока аналогично действию потока воды. Поскольку воздух имеет низкую плотность и незначительную вязкость, пневматическое обогащение применяют для материалов невысокой плотности, таких как уголь асбест.

Коэффициент равнопадаемости зерен материалов в воздушной среде меньше коэффициента равнопадаемости в водной среде (для угля и породы в воздушной среде он составляет 1,35). Поэтому при обогащении в воздушной среде требуется более узкая шкала классификации. Процесс чувствителен к влажности обогащаемого материала. При внешней влажности угля более 4 – 5 % снижается эффективность разделения. Точность разделения при пневматическом обогащении ниже, чем при мокром гравитационном процессе.

Пневматический сепаратор (рисунок 4.30) имеет односкатную деку с коробом и рамой. Короб по длине разделен на четыре поля, к диффузорам каждого из которых через прорезиненные рукава подводится воздух. Дека покрыта резиновыми или металлическими ситами. Над ситами расположены рамки с рифлями для создания направления движения материала.

Дека совершает возвратно-поступательные движения, приводится в движение от эксцентрик - шатунного механизма. Под действием воздушного потока материал разрыхляется и расслаивается. Частицы угля, как более легкие поднимаются в верхние слои постели, скатываются через рифли в поперечном направлении деки и разгружаются вдоль бортов. Частицы породы, как более тяжелые, осаждаются в межрифленном пространстве и перемещаются в конец деки.



- 1 – вентилятор; 2 – диффузоры; 3 – сито; 4 – короб; 5 – циклон; 6 – зонт;
 7 – лоток; 8 – опоры; 9 – эксцентрик-шатунный механизм; 10 – рама;
 11 – воздуховод; 12 – воздушные рукава; 13 – рифли; 14 – дека

Рисунок 4.30 – Схема пневматического сепаратора

Серийно выпускаются сепараторы СП-12, СП-6, СПБ-100 и СПБ-100М, производительностью соответственно 40–50, 100 и 150 т/ч. Все они имеют продольные и поперечные наклоны дек.

Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2А состоит из двух неподвижных перфорированных дек (сит), заключенных в герметичный корпус. Пространство между деками-ситами разделено на отсеки, заполненные фарфоровыми шариками для равномерного распределения воздуха по всей площади деки. Воздух поступает из вентилятора в воздушную рас-

пределительную камеру под ситами. Камера по длине разделена на две части, в которые воздух подается попеременно с помощью вращающегося клапана–пульсатора. Под действием пульсирующего потока воздуха исходный уголь расслаивается. В нижних слоях концентрируются тяжелые и крупные зерна, в верхних – легкие и мелкие. Наибольшая скорость у верхних слоев, наименьшая – у нижних. Зерна слоев разгружаются через щели в разгрузочные карманы. Пороги, установленные за карманами, замедляют продвижение нижнего слоя перед разгрузкой его в карман. В месте разгрузки материала верхних слоев установлен шибер для отделения концентрата от промпродукта.

Производительность отсадочной машины ПОМ-2А 100 т/ч. Крупность обогащаемого угля 0–13(25) мм.

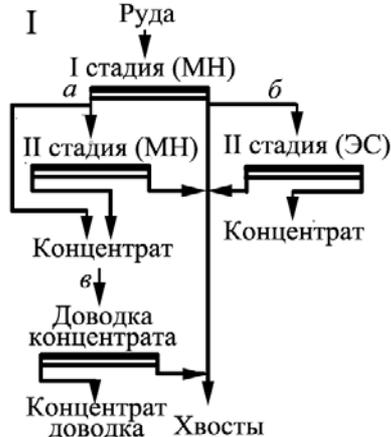
Технологические показатели работы пневматических отсадочных машин из-за послойной разгрузки несколько хуже, чем пневматических сепараторов.

4.9 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

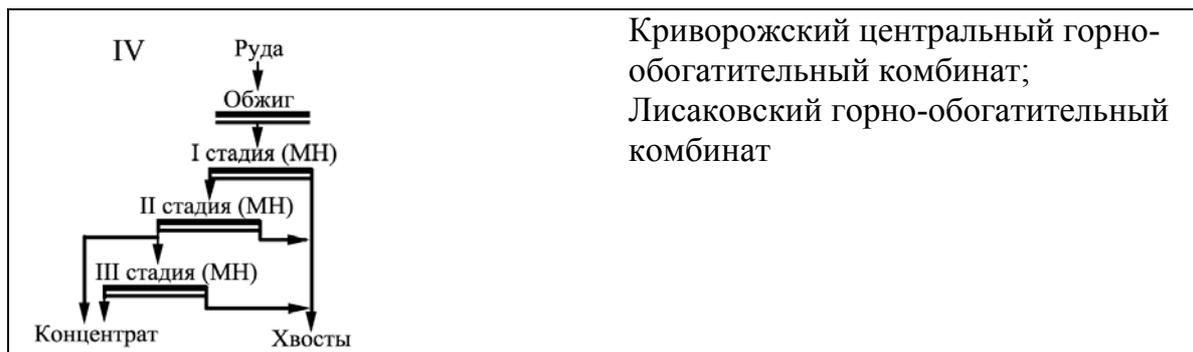
Предприятия по обогащению железных руд в России и других странах имеют примерно одинаковый состав, схемы переработки и рудопотоков, которые включают рудник (открытый или подземный), дробильную, обогатительную и окомковательную (агломерационную) фабрику и хвостохранилище для складирования отходов обогащения. Технологические схемы обогатительных фабрик принимаются в соответствии с минералогическим составом руд. При обогащении мономинеральных и особенно сильномагнитных руд фабрики работают по более простым схемам, чаще с применением одного процесса обогащения. Смешанные руды перерабатывают по сложным комбинированным схемам, включающим иногда практически все освоенные процессы обогащения железных руд. В соответствии с этим технологические схемы обогатительных фабрик разнообразны (таблица 4.1). В схемах преобладает магнитное и гравитационное обогащение. За рубежом часто применяют и флотационное обогащение, особенно для доводки концентратов и доизвлечения полезных компонентов.

Показатели обогащения железных руд вместе с принятыми технологическими схемами определяют минералогическим составом руд и требованиями металлургического производства.

Таблица 4.1 – Технологические схемы обогащения

 <p>I</p> <p>Руда</p> <p>I стадия (МН)</p> <p>а</p> <p>б</p> <p>II стадия (МН)</p> <p>II стадия (ЭС)</p> <p>Концентрат</p> <p>в</p> <p>Доводка концентрата</p> <p>Концентрат доводка</p> <p>Хвосты</p>	<p>Комбинат КМАруда; Соколовско-Сарбайский горнообога- тительный комбинат; Высокогорская дробильно обогати- тельная фабрика; Гороблагодатская дробильно обогати- тельная фабрика; Коршуновский горно-обогатительный комбинат; Мундыбашская агломерационно обо- гатительная фабрика; Абагурская дробильно- обогатительная фабрика</p>
 <p>II</p> <p>Руда</p> <p>I стадия (МН)</p> <p>а</p> <p>б</p> <p>II стадия (МН)</p> <p>III стадия (МН)</p> <p>Концентрат</p> <p>а</p> <p>Доводка концентрата</p> <p>Концентрат доводка</p> <p>Хвосты</p> <p>Попутный продукт</p> <p>Хвосты</p>	<p>Криворожский центральный горно- обогатительный комбинат; Лебединский горно-обогатительный комбинат; Стойленский горно-обогатительный комбинат; Михайловский горно-обогатительный комбинат; Костомукшский горно- обогатительный комбинат; Соколовско-Сарбайский горно- обогатительный комбинат;</p>
 <p>III</p> <p>Руда</p> <p>I стадия (МН)</p> <p>а</p> <p>б</p> <p>II стадия (МН)</p> <p>III стадия (ГО)</p> <p>Концентрат</p> <p>а</p> <p>Доводка концентрата</p> <p>Концентрат доводка</p> <p>Хвосты</p> <p>б</p> <p>Доводка хвостов</p> <p>Попутный концентрат</p> <p>Хвосты</p>	<p>Оленегорский горно-обогатительный комбинат; Ковдорский горно-обогатительный комбинат</p>

Продолжение таблицы 4.1



Вопросы для самоконтроля

1. В чем заключается процесс обогащения железных и марганцевых руд?
2. Охарактеризуйте метод обогащения способом промывки руд черных металлов. Опишите принцип работы оборудования, применяемого для промывки.
3. В чем заключается принцип обогащения руд гравитационным методом? Раскройте сущность обогащения методами отсадки, разделения в тяжелых суспензиях и на винтовых сепараторах.
4. Дайте характеристику процессу флотационного обогащения руд.
5. В чем заключается магнитное обогащение железных руд? Назовите способы разделения частиц по магнитным свойствам.
6. Перечислите основные виды оборудования для сухого и мокрого магнитного обогащения.
7. Укажите назначение магнетизирующего обжига и оборудования, в котором этот процесс протекает.
8. Опишите принцип, на котором основано электрическое обогащение руд и область его применения. Перечислите типы сепараторов, применяемых для электрического обогащения.
9. Дайте характеристику пневматическому обогащению.
10. Опишите варианты технологических схем обогатительных фабрик.

5 ОБЕЗВОЖИВАНИЕ

Процесс удаления воды из продуктов обогащения называется *обезвоживанием*. В зависимости от свойств и назначения продуктов обогащения обезвоживание осуществляется одной или последовательно несколькими операциями, к которым относятся дренирование, сгущение, фильтрование, центрифугирование, сушка. Результаты обезвоживания зависят от гранулометрического состава продуктов. Чем меньше частицы, тем большая поверхность удерживает влагу и тем труднее обезвоживается продукт.

5.1 ДРЕНИРОВАНИЕ

Дренирование – процесс стекания (фильтрация) воды через промежутки между зернами материала. Твердый материал удерживается на плоскости, обеспечивающей свободное движение жидкости.

Обезвоживание может происходить в неподвижном слое твердого материала (в статических условиях) и в условиях, когда частицы материала передвигаются.

Обезвоживание дренированием в статических условиях происходит в штабелях в бункерах, на конвейерах и в элеваторах. Этот способ применим для материала крупнее 0,5 мм.

Обезвоживание в штабелях производят в дренажных складах. Под обезвоживаемым продуктом укладывают специальный дренирующий слой из крупного щебня на подстилке из песка. В этих условиях на дренирование требуется значительное время. Продолжительность обезвоживания зависит от толщины слоя и крупности частиц.

Обезвоживание в бункерах целесообразно применять только для среднезернистого материала в связи с большой толщиной укладываемого слоя (высота бункера 4 – 8 м). Процесс дренирования в бункерах сходен с процессом дренирования в штабелях. Отличие – в стекании воды через перфорированную задвижку в разгрузочном отверстии бункера. По окончании дренирования задвижку открывают для разгрузки обезвоженного материала.

Обезвоживание на конвейерах и в элеваторах. Обезвоживающий конвейер со стальной лентой отличается от обычного транспортного конвейера тем, что лента перфорирована и для отвода воды предусмотрены сточные желоба и воронки. Конвейеры могут применяться для материала, предварительно обезвоженного до такой степени, чтобы питание не переливалось через край ленты.

При обезвоживании в горизонтальных ковшевых конвейерах вода стекает с материала и удаляется через сетчатое дно ковшей. Ковши при переходе на нижнюю ветвь конвейера переворачиваются, и обезвоженный

материал сыпается в бункер. Обезвоживающие ковшевые элеваторы (цепные) устанавливают под углом $60 - 70^\circ$. Ковши элеваторов изготавливают из перфорированных стальных листов. Крупность обезвоживаемого продукта составляет $2 - 35$ мм.

Обезвоживание на грохотах, в отличие от вышеприведенных способов, происходит в динамических условиях, поскольку процесс протекает при движении смеси воды и твердого материала по ситам. Вода проходит через отверстия сита в воронку под решетом, а обезвоженный надрешетный продукт непрерывно сходит с поверхности сита. Обезвоживанию подвергают продукты крупности от $0,5$ до 300 мм и более.

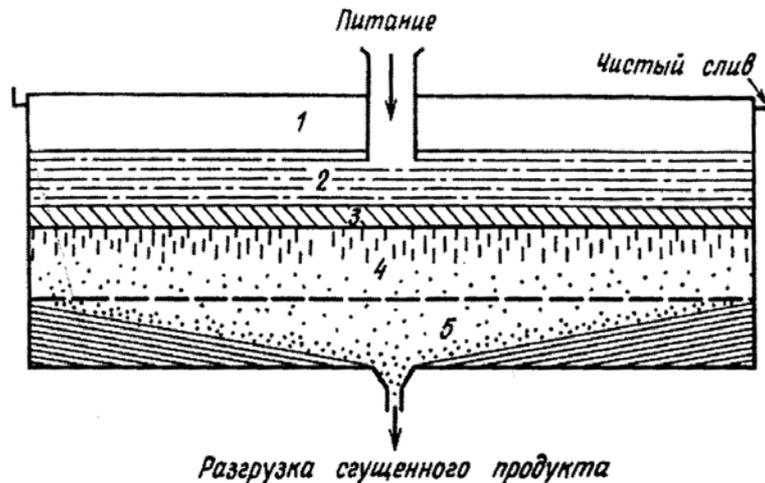
Обезвоживание в спиральных классификаторах применяют в основном для железных концентратов и продуктов обогащения марганцевых руд перед фильтрованием или перед дренированием в штабелях.

5.2 СГУЩЕНИЕ

Сгушение – процесс повышения содержания твердого материала в пульпе путем выделения из нее жидкой фазы в результате осаждения твердых частиц под действием силы тяжести или центробежных сил. Сгушение зависит от минерального и гранулометрического состава материала, формы частиц, вязкости жидкости и др. Цель сгушения как операции обезвоживания – получение сгущенного продукта с содержанием твердого $45 - 70$ % (в зависимости от его дальнейшего назначения), при этом решается также задача осветления, т.е. выделения в слив чистой фазы, обычно с концентрацией твердого $0,2 - 0,5$ г/л.

Осаждение под действием силы тяжести. Практически процесс осаждения протекает в несколько стадий, и в непрерывно действующем сгустителе образуется несколько зон (рисунок 5.1). Высота верхней зоны осветленной жидкости обычно бывает в пределах от $0,3$ до $0,6$ м. Вторая сверху – зона пульпы первоначальной плотности, в ней происходит стесненное падение частиц. Ниже – промежуточная зона перехода от зоны стесненного осаждения в зону уплотнения (сжатия). Внизу находится зона уплотнения с каналами, по которым выделяется жидкость под давлением находящегося выше материала. В придонном слое материал дополнительно уплотняется. Плотный осадок в виде сгущенного продукта удаляется из нижней части сгустителя, а осветленная жидкость (вода) – из верхней.

Для ускорения осаждения частиц и получения чистого слива в пульпу добавляют реагенты, под действием которых частицы слипаются, образуя хлопья (флокулы). Хлопья оседают быстрее, чем слагающие их частицы. Для флокуляции частиц и для их коагуляции применяют реагенты (флокулянты и коагулянты).



- 1 – осветленная жидкость; 2 – пульпа начальной плотности;
 3 – промежуточная зона; 4 – зона уплотнения;
 5 – зона плотного осадка

Рисунок 5.1 – Зоны осаждения пульпы в сгустителе

Эффективность осаждения в отстойниках непрерывного действия оценивается по концентрации твердых частиц в осветленной воде. В зависимости от размера частиц и граничной крупности разделения частицы либо уходят в осадок, либо остаются в осветленной воде. Чем меньше граничная крупность, тем выше эффективность осаждения.

Аппараты для сгущения. Для сгущения пульп наиболее широко применяют цилиндрические (радиальные) сгустители с механической разгрузкой осадка. В зависимости от расположения привода гребкового устройства для разгрузки осадка различают цилиндрические сгустители с центральным и периферическим приводом. Сгустители с центральным приводом изготавливают с одним или несколькими ярусами.

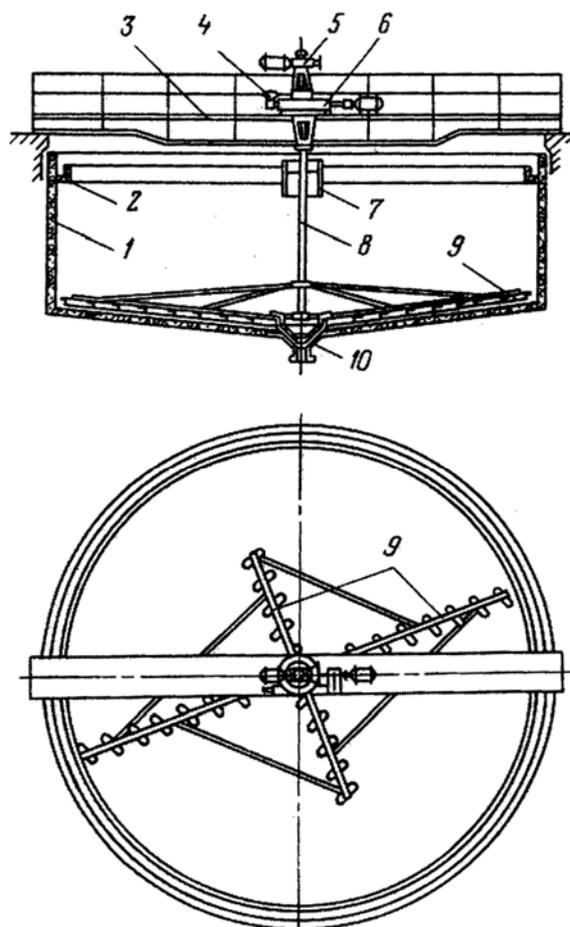
Одноярусный радиальный сгуститель представляет собой цилиндрический чан, днище которого имеет небольшой наклон к центру ($5 - 10^\circ$). Чан изготавливают из железобетона, листового железа и дерева. Сгустители с центральным приводом (рисунок 5.2) выпускают с диаметром чана от 2,5 до 50 м, глубиной от 1,5 до 5 м.

Пульпа поступает в сгуститель через центральную воронку с сетчатым дном, после чего поток движется радиально к кольцевому сливному желобу. Верхний обрез цилиндрического чана является порогом, через который переливается осветленная жидкость, удаляемая самотеком по уклону. Нижний край питающей воронки заглублен по отношению к уровню слива на 0,5 – 1 м. Осадок транспортируется к разгрузочному конусу гребковым устройством, закрепленным на вертикальном валу. Вал смонтирован в центре чана в опорных подшипниках, установленных на мостовой

ферме, расположенной над сгустителем.

Для предотвращения аварии при увеличении толщины слоя осадка вертикальный вал приподнимается вручную или автоматически.

Для эффективной работы сгустителя необходимо, чтобы уровень обреза цилиндра по всему периметру сгустителя был строго горизонтальным.



1 – чан; 2 – сливной желоб; 3 – ферма; 4 – указатель перегрузки; 5 – механизм подъема вала с граблинами; 6 – привод; 7 – загрузочная воронка; 8 – центральный вал; 9 – граблины; 10 – разгрузочный конус

Рисунок 5.2 – Зоны осаждения пульпы в сгустителе

5.3 ФИЛЬТРОВАНИЕ

Фильтрация – процесс обезвоживания с помощью пористой перегородки, при котором твердые частицы задерживаются на пористой перегородке, а жидкость проникает через перегородку. Процесс осуществляется вследствие разности давлений по обе стороны перегородки. Разность давлений создается разрежением воздуха (в вакуум-фильтрах) или избы-

точным давлением (в пресс-фильтрах). В результате фильтрования происходит разделение пульпы на влажный осадок (кек) и жидкость (фильтрат).

В качестве фильтрующих пористых перегородок применяют различные ткани из капроновых, лавсановых, нитроновых, хлоридных и других синтетических волокон. Основные требования к фильтровальной ткани: механическая прочность, химическая стойкость и хорошие фильтрующие свойства. Дополнительной фильтрующей перегородкой является осевший на ткани кек.

При подаче пульпы на фильтрующую поверхность фильтра под действием вакуума или избыточного давления воздуха вода из пульпы фильтруется через фильтрующую перегородку. *Образование осадка* на фильтрующей перегородке является первой стадией процесса фильтрования. Затем следует вторая стадия – *просушка осадка* просасыванием или продуванием воздуха.

Работу фильтров оценивают по их удельной производительности с единицы фильтрующей поверхности по сухому осадку или по объему фильтрата.

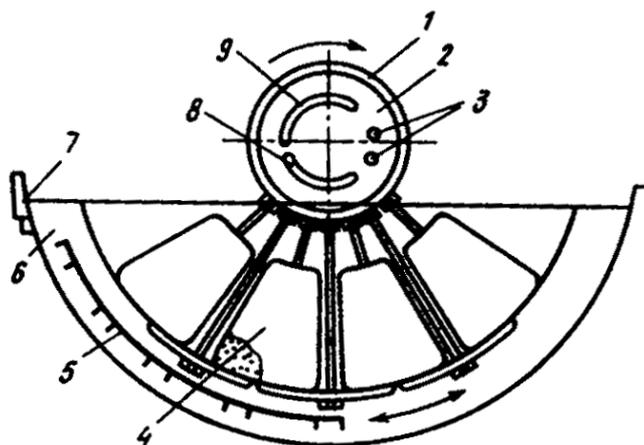
Производительность фильтра зависит от многих технологических и конструктивных параметров: гранулометрического состава и содержания твердого материала в питании, создаваемого разрежения или давления, продолжительности цикла фильтрования (частоты вращения фильтрующей поверхности – дисков, барабана), интенсивности перемешивания пульпы в ванне фильтрата, вязкость пульпы, сопротивления осадка и фильтровальной перегородки.

На отечественных железорудных обогатительных фабриках применяют дисковые вакуум-фильтраты типа Д. На предприятиях по выпуску цветных и редких металлов наряду с дисковыми используют барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью. На фабриках, обогащающих неметаллические и нерудные полезные ископаемые, применяют барабанные вакуум-фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью. На ряде предприятий находят применение ленточные вакуум-фильтры, иногда барабанные вакуум-фильтры со сходящим полотном.

Дисковый вакуум-фильтр (рисунок 5.3) имеет фильтрующую поверхность, образованную частично погруженными в пульпу вертикальными дисками, состоящими из отдельных секторов, обтянутых фильтрующей тканью и установленных на вращающемся пустотелом ячейковым горизонтальном валу. Секторы сообщаются с распределительной головкой, прижатой с торца к валу. Распределительная головка снабжена трубопроводами для соединения с источниками вакуума и удаления фильтрата, а также трубопроводами для подачи сжатого воздуха. На головке устанавливают вакуумметр и манометр для измерения разрежения и давления. Каждый сектор после погружения в пульпу сообщается с находящейся под вакуумом полостью головки, при этом происходит отсасывание жидкости и

набор кека на ткань. После выхода сектора из пульпы действие вакуума продолжается – происходит просушка кека. Фильтрат, выделившийся во время набора и просушки кека, удаляется через вакуумное окно головки. При сообщении сектора с полостью головки, находящейся под давлением, происходят отдувка кека и регенерация ткани.

Дисковые вакуум-фильтры выпускают с диаметром дисков 2,5; 2,7; 3,2; 3,5 и 3,75 м и поверхностью фильтрования от 8 до 250 м².



1 – пустотелый вал; 2 – распределительная шайба; 3 – зона отдувки кека и регенерации ткани; 4 – сектор; 5 – маятниковая мешалка; 6 – ванна фильтра; 7 – переливная коробка; 8 – зона набора кека; 9 – зона просушки кека

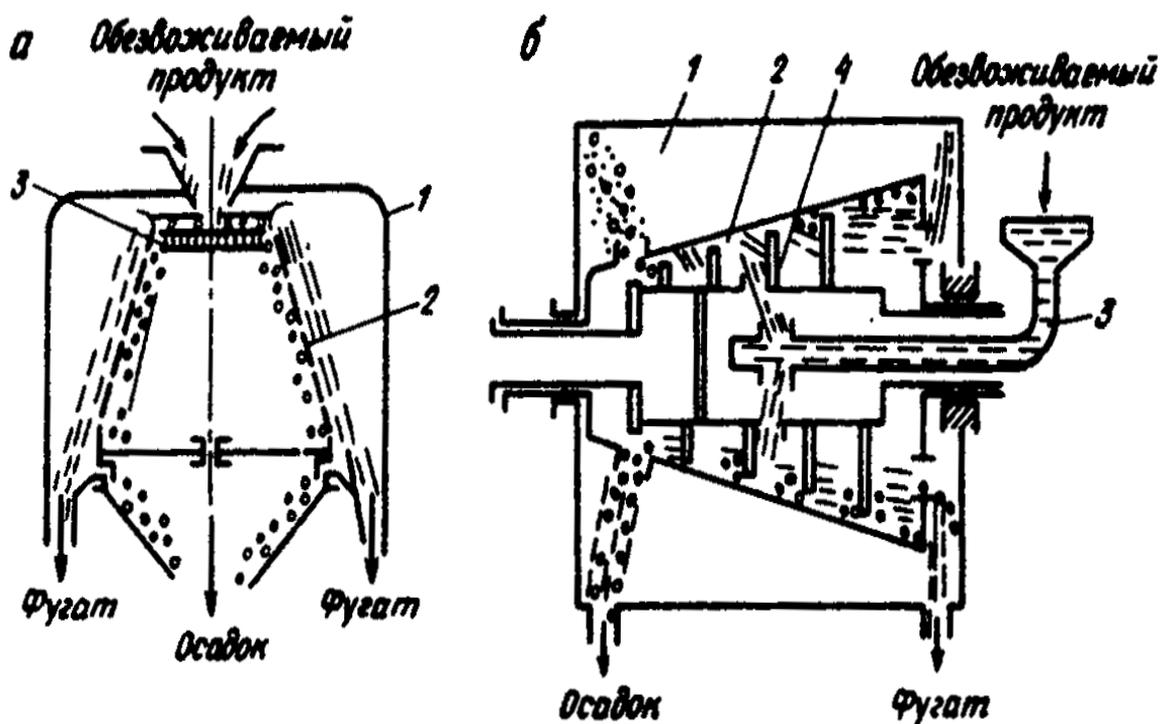
Рисунок 5.3 – Схема дискового вакуум-фильтра

5.4 ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЕ

Центрифугированием называется процесс разделения пульпы на жидкое и твердое под действием центробежных сил в центрифугах. Основной узел центрифуги – это вращающийся с большой скоростью ротор. В центрифугах с перфорированной поверхностью ротора осадок откладывается на стенках ротора, а жидкость (фугат) проходит через осадок и отверстия ротора наружу. Эти центрифуги называются фильтрующими (рисунок 5.4, а).

В центрифугах со сплошной поверхностью ротора частицы оседают на внутренней поверхности ротора и уплотняются. Фугат удаляется через сливные окна ротора. Эти центрифуги называются осадительными (рисунок 5.4, б).

Тепловая сушка, основанная на испарении влаги, является необходимой операцией для доведения влажности минерального сырья и продуктов обогащения до кондиций, требуемых технологией их дальнейшей переработки или использования. По способу подвода тепла к высушиваемому материалу различают следующие виды сушки.



а – фильтрованием; б – осаждением; 1 – кожух; 2 – ротор;
3 – питатель; 4 – шнек

Рисунок 5.4 – Схема центрифугирования

5.5 СУШКА

Конвективная сушка происходит при непосредственном соприкосновении высушиваемого материала с теплоносителем (дымовые газы, нагретый воздух, перегретый пар); *контактная сушка* – при передаче тепла от теплоносителя к материалу через разделяющую их перегородку.

Скорость сушки определяется уменьшением влажности материала за единицу времени и зависит от формы связи влаги с материалом.

В качестве топлива в сушильных отделениях обогатительных фабрик используют уголь, газ и жидкое топливо.

Для сушки продуктов обогащения применяют барабанные газовые сушилки, газовые трубы-сушилки, сушилки кипящего слоя, паровые сушилки, распылительные сушилки.

Наиболее широко применяют барабанные газовые сушилки, они подразделяются на сушилки с *прямым теплообменом*, т.е. с непосредственным соприкосновением высушиваемого материала с горячими газами по прямоточной или противоточной схеме движения газов и материала, и

на сушилки с *косвенным теплообменом*, в которых тепло передается от газов к высушиваемому материалу через металлическую стенку.

Вопросы для самоконтроля:

1. Дайте характеристику процессу дренирования как способу обезвоживания продуктов обогащения.
2. Укажите, на чем основан процесс обезвоживания методом сгущения. Назовите виды оборудования для сгущения продуктов обогащения.
3. Назначение процесса фильтрования. Перечислите основные виды оборудования для фильтрования.
4. Охарактеризуйте процессы центрифугирования и сушки продуктов обогащения.

6 УСРЕДНЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ

Стабилизация - это процесс обеспечения постоянства состава и технологических свойств сырья для производства металла. Важнейшим способом достижения стабилизации качества сырья является усреднение, которое осуществляется в процессе добычи сырья, транспортировки, дробления, обогащения, окускования и подготовки на складах. Колебания химического состава шихтовых материалов значительно ухудшают работу доменной печи, так как его неконтролируемые изменения приводят к нарушению нормального хода процесса. Особенно важным является постоянство содержания железа: снижение его приводит к разогреву печи, а повышение – к похолоданию. Опасность похолодания заставляет вести процесс с резервом тепла, т.е. с перерасходом кокса. С другой стороны, изменение содержания кремнезема и основных оксидов приводит к изменению состава шлака и его физических свойств и расстройству процесса плавки. Изменение гранулометрического состава шихты вызывает нарушение установившегося распределения материалов на колошнике и изменяет распределение газового потока. Оценка стабильности химического состава шихтовых материалов ведется по изменению содержания железа и кремнезема и индекса основности. Обычно руду и концентрат оценивают по колеблемости содержания железа, а агломерат – индексу основности.

Колеблемость содержания компонента в материале можно оценить по абсолютному (Δ) и среднему квадратичному (σ) отклонениям. Абсолютное отклонение оценивается максимальными отклонениями в обе стороны от среднего арифметического значения содержания данного компонента.

Средне арифметическое содержание компонента по данным разовых анализов определяется следующим образом

$$\bar{a} = \frac{\sum_{i=1}^n a_i}{n}.$$

где a – содержание компонента в разовой пробе;
 n – число разовых проб.

Обычно колебание содержания компонентов шихтовых материалов подчиняется закону нормального распределения Гаусса. Поэтому среднее квадратичное (стандартное) отклонение от среднего содержания компонента определяется выражением

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\bar{a} - a)^2}{n}}.$$

Эффективность работы усреднительного устройства можно оценивать как прямым сравнением величины Δ и σ до и после усреднения, которое определяется как отношение

$$K_y = \frac{\sigma_1}{\sigma_2},$$

где σ_1 и σ_2 – стандартные отклонения до и после усреднения.

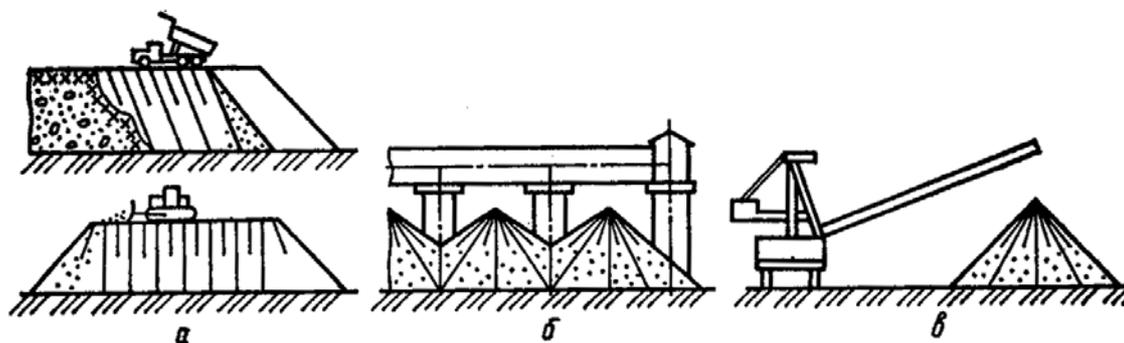
Процесс усреднения должен осуществляться на всем пути материалов – от места добычи до загрузки в печь.

Эффективное усреднение достигается на складах. В горнорудной промышленности усреднительные склады размещают внутри карьера или на его поверхности. Внутри карьера склады располагают в зоне движения фронта горных работ, на нерабочем борту, на предотвале, отвале, в резервной траншее. На поверхности карьера склады размещают в неотработанной зоне или у нерабочего борта. Эти склады также выполняют функции резервной емкости и перегрузки ископаемого из одного вида транспорта в другой и являются переносными.

На перерабатывающих предприятиях усреднительные склады размещают перед дроблением и сортировкой, обогащением и агломерацией, после дробления и обогащения, а также на металлургических предприятиях перед переделом (стационарные склады).

Классифицируют усреднительные склады по следующим признакам: типу; способам и оборудованию загрузки и разгрузки; средствам доставки сырья и его уборки.

Тип склада определяют его форма и схема формирования штабелей, среди которых наибольшее распространение получили отвальные, эстакадные и безэстакадные (рисунок 6.1).

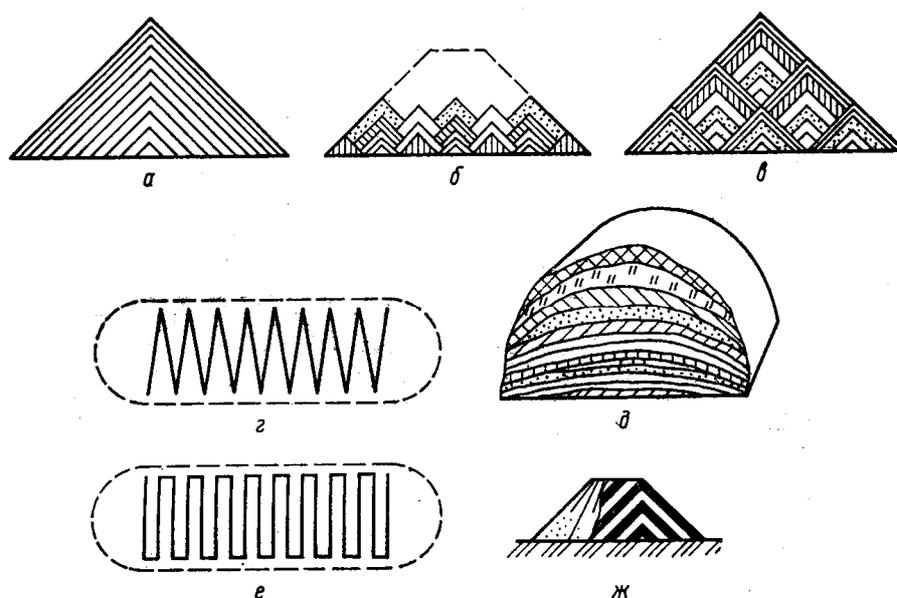


а – отвальные; б – эстакадные; в – безэстакадные

Рисунок 6.1 – Типы складов

Различают следующие способы формирования штабелей на складах (рисунок 6.2): шевронный; продольными и поперечными полосами; при непрерывном и шаговом перемещении укладчика, комбинированные.

Для формирования штабелей складов шевронным способом применяют различное оборудование: роторные экскаваторы и отвалообразователи, скиповые установки, грейферные установки, роторные экскаваторы-штабелеукладчики и др.



а – шевронный; б, в, г – продольными, д – поперечными полосами;
при непрерывном (е) и шаговом перемещении укладчика;
комбинированные (ж)

Рисунок 6.2 – Способы формирования штабелей на складах

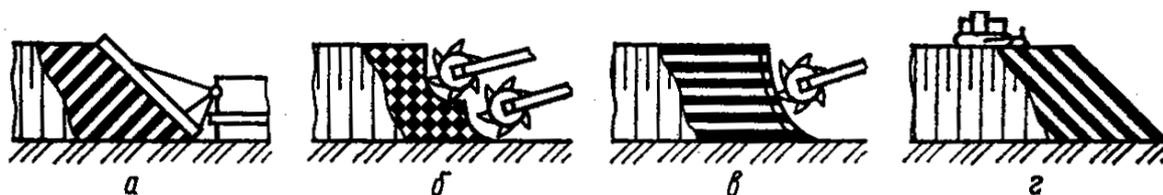
Продольный способ позволяет вести укладку штабелей шевронно и полосами, что обеспечивается грейферными установками, экскаваторами, мехлопатами, экскаваторами-драглайными и др. При этом вначале образуются призмы, промежутки между которыми заполняются в последующих слоях. Сегрегация в призмах и рядах распределяется по сечению штабеля равномернее, чем при шевронной укладке. Складирование продольными полосами дает тем лучшее усреднение, чем больше полос в штабеле.

Наиболее распространены следующие способы разгрузки складов: вертикальные, горизонтальные, обрушением и комбинированные (рисунок 6.3).

Транспортными средствами доставки сырья на склад и уборки со склада служат автосамосвалы, автопоезда, скреперы, железнодорожный транспорт, конвейерный транспорт, гидротранспорт, шнековые установки.

Каждому типу складов присущи определенные способы формирования и выработки штабелей.

Штабели отвальных складов (рисунок 6.4) формируют горизонтальными и наклонными способами; вырабатывают вертикальными и горизонтальными стружками.



а – вертикальные; б – горизонтальные; в – обрушением штабеля;
г – комбинированные

Рисунок 6.3 – Способы разгрузки складов

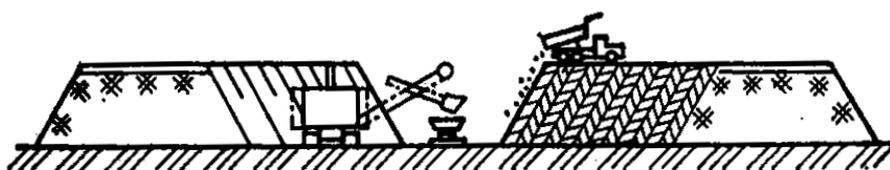
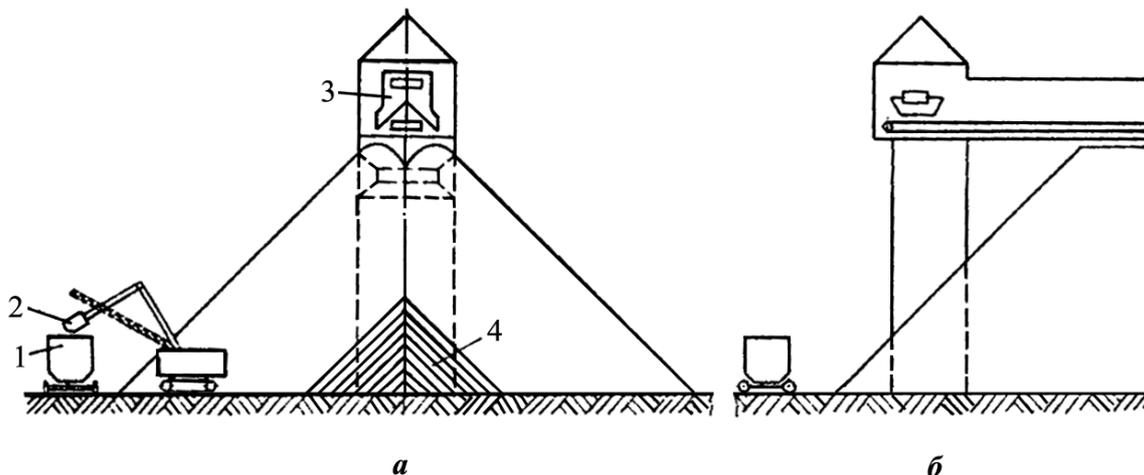


Рисунок 6.4 – Склад отвального типа

На складах эстакадного типа (рисунок 6.5) штабели формируют горизонтальными, продольными, хребтовыми и комбинированными способами. Выработка осуществляется любым способом. Такой склад представляет собой эстакаду с ленточным конвейером, расположенным по оси штабеля. Загружаемый материал подается по конвейеру, а непрерывно движущаяся тележка сбрасывает его. Таким образом, из большого числа горизонтальных слоев формируется штабель. Такие склады строят на рудниках для дробленой и сортированной руды, на обогатительных фабриках – для концентрата. Длина штабеля достигает до 40, ширина и высота до 15 м, емкость до 20 тыс.т. Эффективность их работы повышается с увеличением емкости штабеля.

Безэстакадные склады загружают шевронными, продольными и комбинированными способами (рисунок 6.6). Разгрузка штабелей ведется любым способом.



1 – железнодорожный вагон; 2 – экскаватор для погрузки выдаваемой со склада руды; 3 – конвейер с разгрузочной тележкой (автостела); 4 – схема образования слоев при формировании штабеля

Рисунок 6.5 – Поперечный (а) и продольный (б) разрез открытого склада руд, концентрата и других материалов

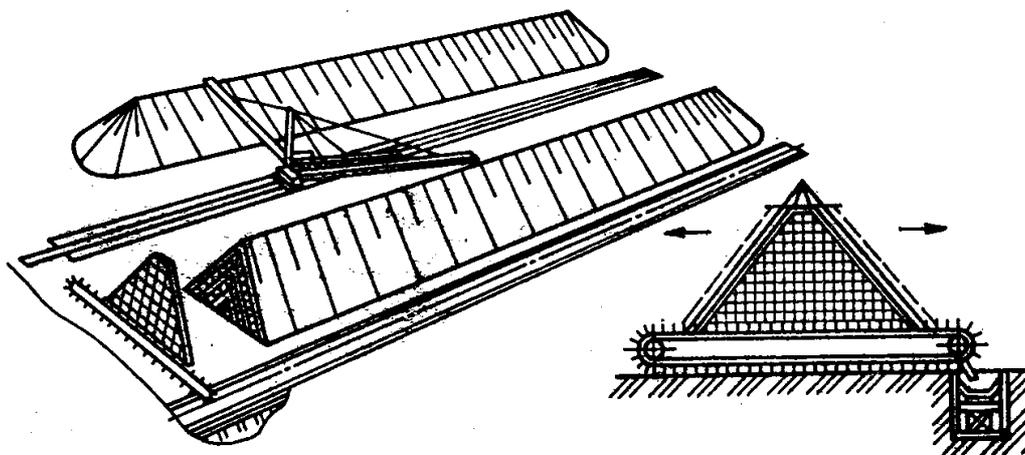
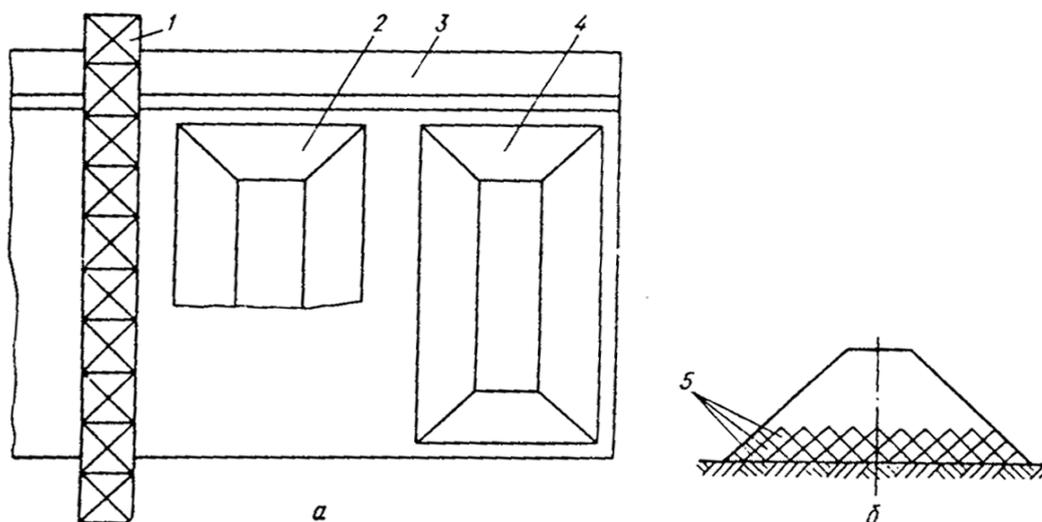


Рисунок 6.6 – Склад безэстакадного типа

На металлургических заводах основная работа по усреднению поступающих материалов выполняется на рудных дворах доменных цехов, представляющих собой склады большой емкости (20 – 100 тыс. т). На рисунке 6.7 показана схема формирования штабелей. Поступающая в приемную траншею 3 руда забирается грейфером рудного крана 1 и при непрерывном движении тележки рассыпается горизонтальными слоями. Из готового штабеля материал забирается грейфером с торца и передается на рудную эстакаду.



1 – рудный перегружатель; 2 – разбираемый штабель; 3 – приемная траншея; 4 – сформировавшийся штабель; 5 – последовательность образования слоев материала при формировании штабеля

Рисунок 6.7 – Схема расположения штабелей руды на рудном дворе доменного цеха (а) и схематический разрез штабеля (б)

При складировании руды в бункерах на складах дробильно-сортировочных фабрик должно выполняться основное правило: послойная загрузка руды в бункере вместо последовательного их заполнения (рисунок 6.8).

Развитие усреднительных систем идет довольно быстро в направлении совершенствования механизмов погрузки и разгрузки и увеличения емкости штабелей, которая достигает 250 тыс.т.

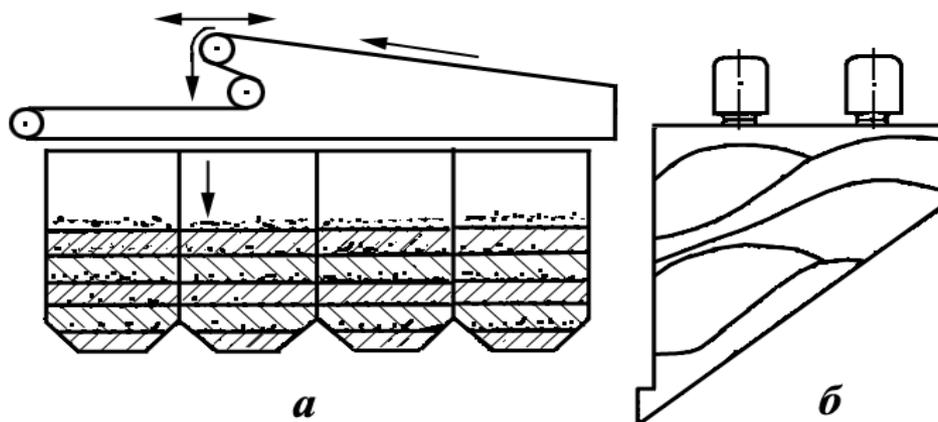


Рисунок 6.8 – Приемы усреднения материалов при загрузке в бункеры с помощью передвигающейся тележки – автостелы (а) и при загрузке из вагонов (б)

Вопросы для самоконтроля:

1. В чем заключается сущность процесса усреднения материалов?
2. По каким критериям осуществляется колеблемость содержания компонентов в материале?
3. Как классифицируются усреднительные склады?
4. Опишите способы формирования штабелей на складах.

7 ОКУСКОВАНИЕ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Окускование является одним из важных и обязательных видов подготовки руды к плавке. В результате окускования происходит процесс превращения мелких железорудных материалов (руд, концентратов, колошниковой и пыли и др.) в кусковые необходимых размеров, применение которых значительно улучшает показатели работы металлургических агрегатов. В настоящее время известны три метода окускования металлургического сырья: агломерация, окатывание и брикетирование. Они далеко не равноценны по своему значению.

7.1 АГЛОМЕРАЦИЯ

Агломерацией называют процесс окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли спеканием их за счет сжигания топлива в самом материале или подвода тепла со стороны. Наибольшее распространение агломерация получила для спекания руд черных и цветных металлов. Процесс агломерации следует рассматривать шире, чем окускование, так как при этом удаляются некоторые вредные примеси (сера и частично цинк и мышьяк), разлагаются карбонаты и получается кусковой пористый, к тому же офлюсованный материал. По существу это металлургическая подготовка руд к плавке.

Наибольшее распространение получил метод агломерации просасыванием, при котором горение топлива в слое спекаемого материала осуществляется за счет непрерывно просасываемого воздуха.

Впервые этот способ был предложен еще в 1887 г., но широкое промышленное применение агломерация получила после появления горизонтальных ленточных, или конвейерных агломерационных машин в 1911 г. В настоящее время агломерация на ленточных машинах достигла очень высокого уровня и стала обязательной операцией подготовки рудных материалов к плавке. Доля агломерата в продуктах окускования составляла 95 – 97 % и только в последние годы снизилась до 78 % вследствие развития производства окатышей.

Подготовка агломерационной шихты. Шихта состоит из железорудного концентрата, железной руды крупностью не более 8 – 10 мм, колошниковой пыли, возврата (отсеянная мелочь ранее произведенного агломерата, крупностью 0 – 10 мм), и известняка, дробленного до размера 0–3 мм, вводимого для получения офлюсованного агломерата. В шихту также вводят в качестве топлива 4 – 6 % измельченного до размера 0–3 мм коксика. Выбор крупности топлива определяется условиями обеспечения равномерной скорости горения в узко ограниченной по размерам зоне спекания, а также условиями сохранения или даже некоторого увеличения газопро-

нищаемости шихты после добавки к ней топлива. В шихту добавляют 7 – 9 % влаги, которая необходима для окомкования.

Руда, концентрат, колошниковая пыль и другие железосодержащие компоненты (кроме возврата) образуют железорудную часть шихты. В агломерационную шихту иногда добавляют марганцевую руду (до 54 кг/т агломерата) для повышения содержания марганца в чугуна, известь (25 – 80 кг/т агломерата), что улучшает комкуемость шихты, повышает ее газопроницаемость и прочность агломерата, и отходы (прокатную окалину, пиритные огарки, металлическую стружку и другие материалы, вносящие оксиды железа).

Технологический процесс получения агломерата начинается с подготовки агломерационной шихты к спеканию. Подготовку шихты можно разделить на следующие операции: усреднение шихтовых материалов, подготовка материалов по крупности, дозирование отдельных компонентов в заданном соотношении, смешивание и окомкование шихты.

Усреднение шихтовых материалов проводится обычными методами на рудном дворе доменного цеха, складах концентрата обогатительных фабрик, в бункерах аглофабрики и т.д.

Подготовка материалов по крупности. Компоненты агломерационной шихты поступают на агломерационную фабрику в кусках различной крупности. Подготовка материалов сводится, прежде всего, к уменьшению размера куска. Крупность спекаемой руды от 10 до 5 мм практически не отражается на производительности агломерационных машин и качестве агломерата. Руды крупнее 10 мм спекаются плохо и дают легко разрушающийся агломерат.

Дозирование шихты должно обеспечить стабильность процесса и качество, однородность агломерата. Особое внимание следует уделять точности дозирования твердого топлива и известняка, так как от содержания этих компонентов зависит тепловой уровень процесса, основность и прочность агломерата. Составляющие шихты из бункеров, где они хранятся, выдают с помощью весовых и объемных дозаторов. Часто пользуются объемным дозированием, но объемное дозирование все в большей мере заменяется весовым. Весоизмерители устанавливают на специальных коротких конвейерах между питателем и сборным конвейером. Их использование в 3–5 раз уменьшает погрешности в дозировке по сравнению с объемным. Весовое дозирование позволило создать системы автоматического управления дозирования. Дозирование должно обеспечить требуемый состав агломерата.

Смешивание шихты является важной операцией, обеспечивающей однородность состава шихты. Для обеспечения равномерного распределения компонентов по всему объему шихты необходимо осуществлять хорошее смешивание шихты, что обычно проводят во вращающихся барабанах, сначала в смесительном, а затем в окомковательном (рисунок 7.1).

Оптимальный режим работы барабана (размеры 2,8×4, 2,8×6, 3,2×7,5 м) различен при смешивании и окомковании. В зависимости от свойств материала, диаметра, скорости вращения и степени заполнения барабана можно выделить три режима движения материала: перекат, водопадный и циклический. Качество перемешивания зависит от числа встреч частиц, которое увеличивается с повышением средней скорости движения частиц и градиента скорости в объеме сыпавшегося слоя. Этим условиям соответствует водопадный режим (рисунок 7.1, а) На некоторых аглофабриках эти операции совмещают в одном барабане.

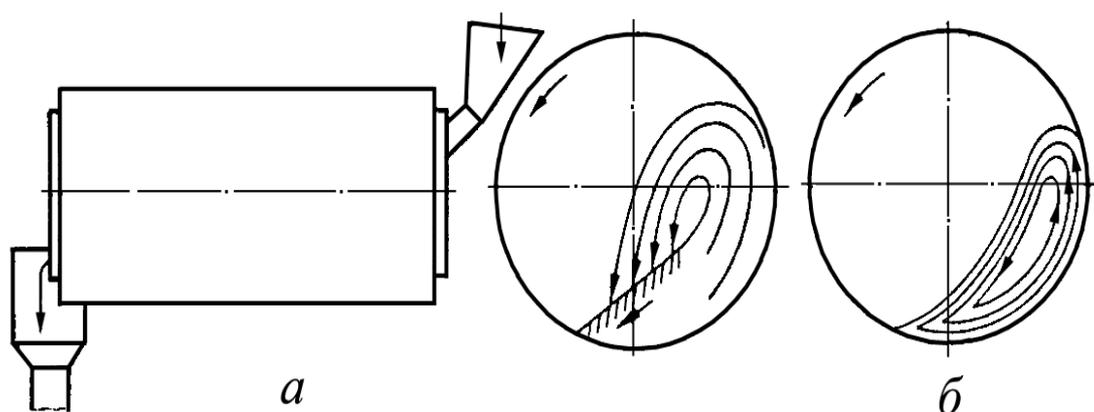


Рисунок 7.1 – Схемы работы смесительного (а) и окомковательного (б) барабанов

Поступающая в барабан шихта подвигается от загрузочного конца к разгрузочному, пересыпается и смешивается. Эффективность смешивания зависит от влажности и крупности компонентов шихты. Наиболее эффективно смешиваются мелкие и сухие материалы.

Большое значение имеет степень заполнения барабана. Хорошее смешивание достигается при заполнении барабана на 20 – 30 %. Качество смешивания зависит также от времени пребывания материала в барабане, которое, в свою очередь, зависит от состава шихты и степени ее неоднородности. Минимально допустимое время смешивания составляет 3 мин.

Окомкование шихты является основным процессом подготовки, так как оно определяет газопроницаемость шихты. Задачей окомкования является создание гранул (комков) шихты определенной крупности.

Для окомкования шихты используют окомковательные барабаны. Наиболее целесообразным режимом работы барабана является режим переката (рисунок 7.1, б). Такой режим достигается при окружной скорости барабана 0,7 – 0,8 м/с. Степень заполнения барабана не должна превышать 5 – 10 %.

При подаче в барабан воды, разбрызгиваемой над поверхностью шихты, происходит процесс окомкования. Степень увлажнения шихты

контролируется автоматической системой, основанной на фотометрическом способе контроля степени окомкования шихты при ее увлажнении. Сущность процесса окомкования состоит в физико-химическом взаимодействии твердых частиц шихты и жидкости, вводимой в шихту. Причиной окомкования является появление молекулярных сил, возникающих при введении жидкости или коллоидных веществ. Различают такие механизмы окомкования: капиллярный, объясняемый действием поверхностного натяжения увлажняющей жидкости, и клеевой или цементационный, объясняемый действием молекулярных сил при введении коллоидов, клеев.

Окомкованная шихта характеризуется более высокой газопроницаемостью. Большое влияние на комкуемость, а следовательно, и газопроницаемость оказывает содержание влаги в шихте. Газопроницаемость шихты возрастает по мере увеличения влажности до 6 – 9 %, а при превышении этой величины шихта превращается в полужидкую массу, газопроницаемость которой низка.

Коллоидные вещества, вводимые в шихту или имеющиеся в ней, заполняют поры между твердыми частицами комкуемой шихты и увеличивают молекулярные силы сцепления. Добавка коллоидов особенно увеличивает прочность комков после испарения воды. Шихты, имеющие коллоиды или клеи, комкуются лучше. Например, наличие в шихте руд с глинистой пустой породой, бурых железняков, аморфных руд улучшает окомкование.

Чистые кристаллические руды – магнетиты, магнетитовые концентраты – комкуются плохо, дают непрочные гранулы. В таких случаях специально вводят коллоидные вещества.

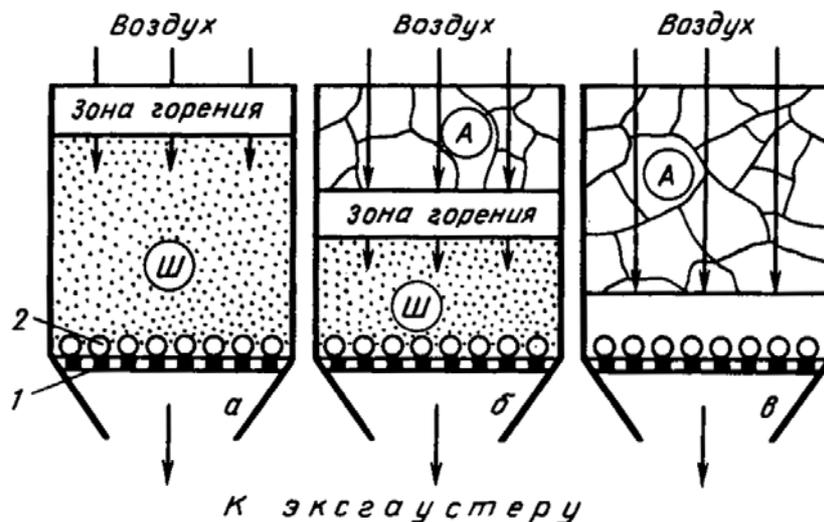
Таким образом, для улучшения процесса окомкования необходимо:

- а) применять материалы, хорошо смачиваемые водой;
- б) иметь в шихте тонкоизмельченные материалы;
- в) создать в окомковательном устройстве оптимальную влажность;
- г) вводить в шихту коллоидные добавки или применять руду с глинистой пустой породой;
- д) увеличивать длину окомковательного барабана и степень заполнения его материалами.

В результате окомкования из пылеватого материала образуются влажные комочки размером 0,5 – 5 мм. Это делает слой шихты газопроницаемым. После окомкования шихту направляют на спекание.

Процесс спекания. Схема процесса представлена на рисунке 7.2. На колосниковую решетку 1 конвейерной ленты загружают так называемую постель 2, т.е. слой ранее полученного агломерата, высотой 30 – 35 мм, крупностью 10 – 20 мм, который не дает шихте просыпаться вниз. Затем загружают шихту слоем 250 – 300 мм. После этого включают эксгаустер (вытяжной вентилятор), который создает под колосниковой решеткой раз-

режение в 8000 – 10000 Па, в результате чего с поверхности через слой шихты непрерывно просасывается наружный воздух.



а – начало процесса; б – промежуточный момент; в – конечный момент;
А – агломерат; Ш – шихта

Рисунок 7.2 – Схема агломерационного процесса

Чтобы процесс начался, специальным зажигательным устройством, например газовой горелкой или зажигательным горном нагревают верхний слой шихты до 1200 – 1300 °С, в результате чего топливо воспламеняется. Правильный режим зажигания топлива, обеспечивает получение продуктов горения газа под зажигательным горном, в которых содержится достаточно кислорода для горения топлива шихты и, следовательно, для движения зоны горения. Горение поддерживается в результате непрерывного просасывания атмосферного воздуха. *Зона горения* высотой около 20 мм постепенно продвигается сверху вниз (до колосников) со скоростью 20 – 30 мм/мин в течение 10 – 20 мин. За зоной горения остается все увеличивающийся *слой спеченного материала*, т.е. готового агломерата. Через слой готового горячего агломерата под действием разрежения продолжает просасываться воздух, который охлаждает горячий агломерат. Зону, остающуюся за понижающейся зоной горения, называют *зоной охлаждения*. При охлаждении агломерат интенсивно отдает воздуху большое количество тепла, которое вносится в зону горения, возвращаясь в процесс. Продукты сгорания несут много тепла, которое усваивается слоем шихты лежащей под зоной горения, которую называют *зоной подогрева*. Здесь влага испаряется, и водяные пары вместе с газами перемещаются в нижние слои. Так как температура в этих слоях ниже, то здесь пары конденсируются, и шихта переувлажняется. Эта зона называется *зоной переувлажнения*. При

конденсации воды шихта подогревается до точки росы (60 – 70 °С), после чего опускающиеся пары воды уже не конденсируются и удаляются с газами. Для борьбы с переувлажнением эффективна добавка в шихту горячего возврата при 400 – 600 °С. Кроме температуры, возврат повышает газопроницаемость шихты, ускоряет формирование агломерата.

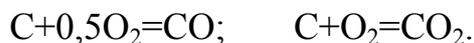
В верхних слоях агломерационного слоя в зоне горения имеет место недостаток тепла, тогда как в нижних горизонтах избыток тепла, а вследствие этого перегрев и излишнее появление жидкой фазы с ухудшением газопроницаемости. В борьбе с этим явлением эффективна двухслойная агломерация. Технология ее состоит в приготовлении двух шихт. В первую дается коксика меньше на 20 – 30 %, эта шихта укладывается в нижнюю половину слоя. Затем загружается верхний слой шихты с обычным количеством коксика. Кроме того, за счет этого экономится на 10 – 15 % расход коксика и улучшается качество агломерата. Перегрев и переохлаждение уменьшаются при спекании шихты на офлюсованный агломерат. Это связано с разложением известняка при 800 °С и офлюсованием шихты, происходящими с поглощением тепла, в результате эндотермических реакций температура в зоне горения оказывается ниже на 200 – 250 °С.

Двухслойное спекание устраняет перегрев в нижних слоях шихты, но не устраняет недостаток тепла в верхних. Чтобы увеличить приход тепла в верхние слои спекаемого слоя, верхний слой шихты дополнительно обогривают подачей горячего воздуха. Обогрев верхних слоев шихты приводит к повышению температуры в зоне горения, что увеличивает количество расплава, тем самым обеспечивая получение агломерата достаточно высокой прочности.

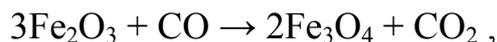
Условия горения топлива и усвоение его тепла в процессе агломерации очень совершенны, так как топливо находится в тесном контакте с нагретыми уже частичками руды и к тому же оно сгорает в воздухе, подогретом теплом верхних слоев агломерата, который при этом охлаждается. Закономерности теплообмена в спекаемом слое определяют характер распределения температур в нем. Благодаря относительно малым теплопотерям, высокой утилизации тепла в быстро перемещающейся зоне горения развиваются высокие температуры. В зоне горения температура достигает 1400 – 1500 °С при весьма малом расходе топлива (4 – 6 % от массы шихты). Выходящие продукты горения подогревают шихту, полностью отдают тепло и уходят через колосниковую решетку, охлажденные до 60 – 70 °С. Только после приближения зоны горения к постели температура отходящих газов повышается до 350 – 400 °С.

Химические процессы, протекающие при агломерации, можно разделить на: а) разложение шихтовых материалов и удаление летучих веществ; б) диссоциацию и восстановление оксидов железа; в) взаимодействие вредных примесей с газом и шихтой.

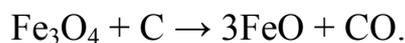
Условия интенсивного и полного горения углерода требуют свободного доступа кислорода к твердому топливу. Так как коксик практически не смачивается водой, то есть не комкуется, то такие условия в общем создаются. Топливо сгорает до оксида углерода по реакциям



Образующийся оксид углерода восстанавливает оксиды железа по реакциям



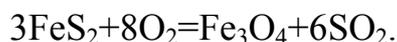
В зоне высоких температур магнитный оксид железа восстанавливается также углеродом



Оксид железа образует раствор с Fe_3O_4 (вюстит), который при взаимодействии с кислородом воздуха, проходящего через готовый раскаленный агломерат, в значительной мере окисляется до Fe_2O_3 , образуя так называемый гематит вторичного происхождения.

Известняк разлагается по реакции $CaCO_3 \rightarrow CaO + CO_2$, а полученная CaO вступает в химическое взаимодействие с FeO , SiO_2 и Fe_2O_3 , образуя легкоплавкие соединения, в том числе железокальциевые оливины $(CaO)_x \cdot (FeO)_{2-x} \cdot SiO_2$ ($t_{\text{плав}} = 1130^\circ\text{C}$), ферриты кальция $CaO \cdot 2Fe_2O_3$ ($t_{\text{плав}} = 1230^\circ\text{C}$), и $CaO \cdot Fe_2O_3$ ($t_{\text{плав}} = 1216^\circ\text{C}$), фаялит $2FeO \cdot SiO_2$ ($t_{\text{плав}} = 1205^\circ\text{C}$), силикаты кальция $CaO \cdot SiO_2$ ($t_{\text{плав}} = 1540^\circ\text{C}$) и $2CaO \cdot SiO_2$ ($t_{\text{плав}} = 2130^\circ\text{C}$), магнетит, стекло (силикатное железистое) и др.

Сера в шихте обычно находится в виде сульфида железа FeS_2 (пирит), а иногда в виде сульфатов $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ (гипс) и $BaSO_4$ (барит). Пирит в условиях агломерации выделяет серу при температуре 1000°C



Гипс и барит разлагаются при $1200\text{--}1400^\circ\text{C}$ по реакциям



Для более полного удаления сульфидной серы процесс предпочтительно вести при пониженном расходе топлива, так как это позволяет обеспечить более окисленную атмосферу. Для удаления сульфатной серы, особенно из барита, требуется, напротив, больше расходовать топлива, что

способствует созданию необходимых температурных условий процесса.

В процессе агломерации выгорает 90 – 98 % сульфидной серы, а сульфатной 60 – 70 %. Нижний предел относится к офлюсованному агломерату, а верхний к неофлюсованному.

Удаление мышьяка из руд в условиях агломерационного процесса возможно, если восстановить его до As_2O_3 . Трехокись мышьяка (As_2O_3) и арсин (AsH_3) могут переходить в газовую фазу.

Такие вредные примеси, как фосфор, цинк и свинец при агломерации не удаляются.

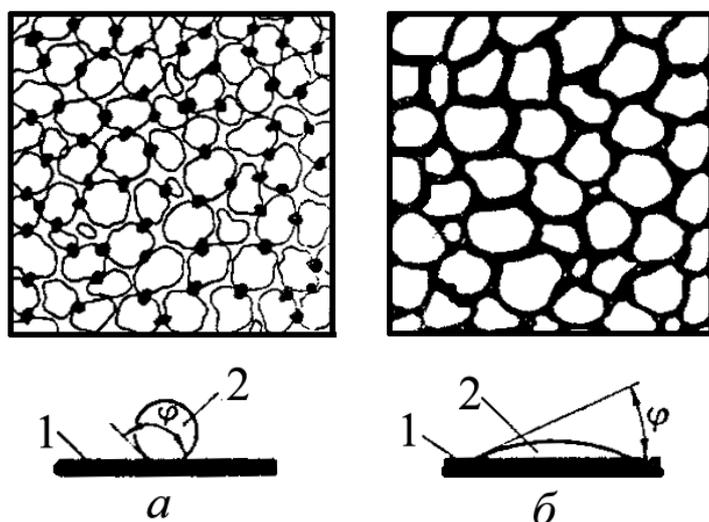
Помимо рассмотрения химических процессов следует остановиться на *формировании структуры агломерата*, обеспечивающей, в конечном итоге, превращение порошкообразных материалов в пористый окускованный материал. Процесс формирования структуры можно разбить на следующие этапы: а) взаимодействие в твердых фазах, образование новых минералов, перекристаллизация; б) образование жидких фаз; в) пропитка жидкими фазами твердых частиц и химическое взаимодействие с ними; г) кристаллизация жидких фаз, образование структуры окускованного материала.

При нагреве шихты в процессе спекания создаются благоприятные условия для взаимодействия между оксидами входящих в состав шихты. При температурах 500–1000°C вступают между собой в химическую реакцию SiO_2 и FeO , CaO и SiO_2 , MgO и SiO_2 , CaO и Fe_2O_3 , MgO и Al_2O_3 , MgO и Fe_3O_4 , FeO и Al_2O_3 , Fe_3O_4 и SiO_2 и т.д. В результате этих реакций образуются твердые растворы. Взаимодействие твердых фаз, содержащих CaO , SiO_2 , Fe_2O_3 и другие соединения, определяется крупностью взаимодействующих частиц, теснотой смешивания, температурой и временем взаимодействия. При этом, кроме химического воздействия, идет перекристаллизация, т.е. процесс спекания в твердом состоянии. Важным результатом этого процесса является то, что он готовит образование жидкой фазы. Расплавляются, прежде всего, легкоплавкие соединения, подготовленные взаимодействием материалов в твердом состоянии.

При определенной температуре образуется жидкая фаза, на основе эвтектических смесей ряда упомянутых выше легкоплавких соединений. При производстве агломерата низкой основности из железорудных материалов с повышенным содержанием кремнезема в образовании жидкой фазы большую роль играет фаялит $2FeO \cdot SiO_2$ с температурой плавления – 1205 °C, а для агломерации с добавкой известняка эта роль отводится железокальциевым оливинам и ферритам кальция, которые имеют температуру плавления 1150 °C. В зоне горения они плавятся первыми и растворяют остальную массу твердой шихты. Образующаяся жидкая фаза пропитывает твердые частицы и химически взаимодействует с ними. Смачивание жидкой фазой твердых частиц и ее поверхностное натяжение оказывает существенное влияние на процесс формирования агломерата. На рисун-

ке 7.3 приведена схема процесса формирования структуры агломерата для несмачивающей и смачивающей жидкости. Смачивающая жидкость создает более прочную структуру агломерата.

Скорость и степень взаимодействия на границе твердой и жидкой фаз зависит от поверхности контакта между ними, которая определяется способностью жидкой фазы смачивать твердые частицы. Чем сильнее жидкая фаза растекается по твердой поверхности, тем больше поверхность контакта между ними. Мерой смачивания служит величина краевого угла (φ).



1 – твердая фаза; 2 – жидкая фаза; φ – угол смачивания

Рисунок 7.3 – Схема формирования структуры агломерата при образовании жидкости, не смачивающей (*a*) и смачивающей (*б*) твердые частицы шихты

Следующим этапом процесса спекания является охлаждение. Когда зона горения опустится ниже мест образования жидкой фазы, просасываемый сверху воздух охлаждает массу, пропитанную жидкой фазой, и последняя затвердевает, в результате чего образуется твердый пористый продукт – агломерат. Поры возникают в результате испарения влаги и просасывания воздуха. Из жидкой фазы кристаллизуется гематит, магнетит, силикаты кальция и другие минералы. Однако условия охлаждения таковы, что наряду с кристаллическими образуется и некоторое количество стекловидных фаз различного состава. Важнейшим обстоятельством является то, что стекловидные фазы более хрупкие, менее прочные и потому снижают прочность агломерата. Количество их определяется, прежде всего, скоростью охлаждения: снижение ее приводит к уменьшению количества стекловидных фаз. Поэтому одним из методов повышения прочности аг-

ломерата является обогрев спекаемого слоя, что резко снижает скорость охлаждения и уменьшает количество стекловидных фаз в агломерате.

Изучение процесса спекания показывает возможные пути его интенсификации и повышения прочности агломерата. Такими путями являются:

1. Повышение газопроницаемости шихты за счет лучшего окомкования ее. Это достигается поддержанием оптимальной влажности с помощью систем автоматического регулирования, применением более совершенных конструкций окомкователей, добавкой в шихту хорошо комкующихся руд с глинистой пустой породой, введением в шихту специальных глинистых добавок, бентонита и т.д.

2. Повышение газопроницаемости спекаемого слоя за счет устранения зоны переувлажнения. Это достигается подогревом шихты до 60 – 70 °С, что устраняет конденсацию опускающихся паров воды. Нагревается шихта обычно введением в нее горячего возврата.

3. Снижение температуры образования жидких фаз и придание им желаемых поверхностных свойств путем введения в шихту извести. Этот метод широко применяется. Обычно вводят до 5 – 8 % извести от массы шихты.

4. Упрочнение агломерата путем подогрева воздуха, засасываемого в спекаемый слой, что позволяет уменьшить количество стекловидных фаз в агломерате и повысить его прочность.

5. Создание условий для образования жидких фаз с желаемыми поверхностными свойствами. Это достигается введением в шихту измельченных извести и гематитсодержащих материалов, способствующих образованию ферритных жидких фаз.

Минералогический состав агломерата определяется не только составом шихты, но и процессом спекания: при одинаковом ее химическом составе изменение параметров процесса приводит к образованию совершенно разного по минералогическому составу агломерата. Важнейшей характеристикой шихты является ее основность, а главным технологическим параметром процесса – расход топлива.

Основные минералы, составляющие железорудный офлюсованный агломерат, приведены в таблице 7.1.

Качество агломерата определяется его химическим составом, прочностью – он должен быть в кусках определенной крупности, должен иметь высокую прочность в холодном и в горячем состоянии обладать высокой восстановимостью, высокой температурой размягчения. Агломерат не должен содержать фракции < 5 мм, поскольку мелочь сильно снижает газопроницаемость шихты в доменной печи. Крупность агломерата для малых и средних печей должна составлять 5–40, а для крупных и сверхмощных – 15–40 мм.

Таблица 7.1 – Основные минералы железорудных офлюсованных агломератов

Типы минералов	Формула	Название минералов
Железорудные	Fe_2O_3 Fe_3O_4	Гематит Магнетит
Железорудные	Fe_xO	Вюстит (твердый раствор Fe_3O_4 в FeO)
Силикаты кальция	$CaO \cdot SiO_2$ $3CaO \cdot 2SiO_2$ $2CaO \cdot SiO_2$ $3CaO \cdot SiO_2$	Волластонит Ранкинит Ларнит Алит
Ферриты кальция	$CaO \cdot 2Fe_2O_3$ $CaO \cdot Fe_2O_3$ $2CaO \cdot Fe_2O_3$	Полукальциевый Однокальциевый Двухкальциевый
Железокальциевые оливины	$(CaO)_x \cdot (FeO)_{2-x} \cdot SiO_2$ $2FeO \cdot SiO_2$ $(CaO)_{0,5} \cdot (FeO)_{1,5} \cdot SiO_2$ $CaO \cdot FeO \cdot SiO_2$ $(CaO)_{1,5} \cdot (FeO)_{0,5} \cdot SiO_2$	– Фаялит – – –
Минерал пустой породы	SiO_2	Кварцит

Высокая холодная и горячая прочность необходимы, чтобы агломерат не разрушался с образованием мелочи. Под холодной прочностью подразумевают прочность, препятствующую разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь. Под горячей прочностью – препятствующую разрушению под воздействием давления столба шихты в печи при высоких температурах.

Восстановимость агломерата определяется величиной поверхности пор, доступных газу – восстановителю. В офлюсованном агломерате повышению восстановимости способствует наличие в нем кальциевых оливинов и ферритов кальция.

В настоящее время производят обычно офлюсованный агломерат, в основном CaO , основность которого (CaO/SiO_2) составляет 1 – 1,4 и более.

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

1. Исключение из доменной плавки эндотермической реакции разложения карбонатов, т.е. $CaCO_3 \rightarrow CaO + CO_2 - Q_1$ или $MgCO_3 \rightarrow MgO + CO_2 - Q_2$, требующие тепла, а следовательно уменьшение расхода кокса. Это процесс перенесен на аглоленту, где расходуется менее дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс.

2. Улучшение восстановительной способности газов в самой доменной печи вследствие уменьшения разбавления их диоксидом углерода, по-

лучаемым от разложения карбонатов.

3. Улучшение восстановимости агломерата, так как известь вытесняет оксиды железа из трудновосстановимых силикатов железа.

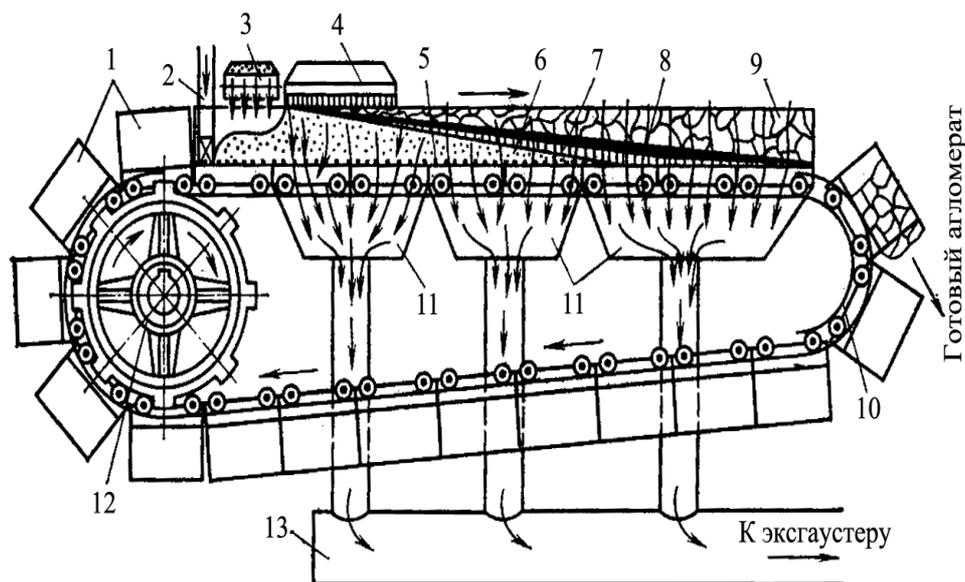
4. Улучшение процесса шлакообразования, так как в офлюсованном агломерате оксиды плотно контактируют друг с другом.

5. Уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

В итоге, применение офлюсованного агломерата приводит к сокращению расхода кокса на 6 – 15 %.

Процесс агломерации обычно осуществляется на агломерационных лентах, состоящих из специальных колосниковых спекательных тележек – паллет, которые передвигаются со скоростью 4 м/мин по рельсам, закрепленным на металлоконструкциях.

На рисунке 7.4 показана схема агломерационной машины и процесса спекания. В машине предусмотрены устройства для загрузки постели 2 и шихты 3, а также зажигательный горн 4. При помощи привода и редуктора лента движется в направлении, указанном стрелкой. Под паллетами расположены вакуумные камеры 11, соединенные с эксгаустером, создающим разрежение около 10 кПа, под действием которого происходит просос воздуха в количестве около 2500 – 3000 м³ на 1 т агломерата.



1 – спекательные тележки-паллеты; 2 – укладчик постели; 3 – челноковый питатель лентой шихтой; 4 – газовый зажигательный горн; 5 – постель; 6 – зона сырой шихты; 7 – зона сушки и подогрева шихты; 8 – зона горения твердого топлива; 9 – зона готового агломерата; 10 – разгрузочный конец машины; 11 – вакуум-камеры; 12 – ведущая звездочка привода ленты; 13 – сборный газопровод

Рисунок 7.4 – Схема процесса спекания на агломерационной машине ленточного типа

Площадь спекания агломерационных машин составляет 50 – 300 м², а ширина паллет 2 – 4 м. Скорость агломерационной машины должна соответствовать вертикальной скорости спекания, от которой зависит качество агломерата. Формирование агломерата заканчивается на горизонтальном участке движения ленты; этот момент легко определяют по резкому падению температуры отходящих газов, свидетельствующему об окончании горения кокса.

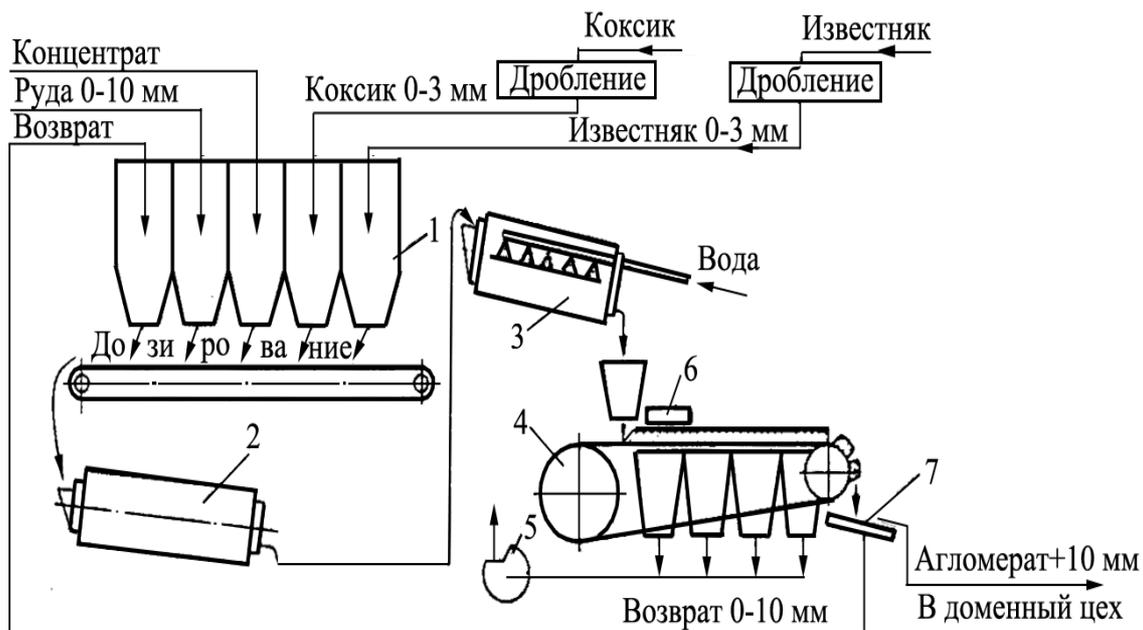
Готовый агломерат при огибании лентой холостой звездочки ссыпается вниз. Он попадает в валковую дробилку горячего дробления и затем на грохоты, где от дробленого продукта отсеивают горячий возврат. Далее агломерат поступает на охладитель (пластинчатый конвейер либо круглый вращающийся охладитель), где он в течение 40 – 60 мин охлаждается до ~100 °С просасываемым воздухом. Затем агломерат направляется на грохоты холодного агломерата, где отделяется постель. Выход годного агломерата (фракции крупностью более 5 мм) из шихты не превышает 70 – 80 %.

Агломерационная машина является составляющей технологического оборудования по производству агломерата.

Принципиальная схема технологического процесса на агломерационной фабрике приведена на рисунке 7.5.

В шихтовые бункеры 1 подаются концентрат, руда, возврат и другие компоненты шихты. Крупность их не должна превышать 8 – 10 мм. Коксик и известняк перед загрузкой дробят до максимальной крупности 2 – 3 мм на специальных дробилках. При выдаче из шихтовых бункеров происходит дозирование компонентов шихты, далее шихта попадает во вращающийся смесительный барабан 2, в котором она смешивается и частично окомковывается. Смешанная шихта попадает в окомковательный барабан 3, где ее увлажняют и окомковывают и затем подают на движущуюся ленту агломерационной машины. Непрерывно движущийся вместе с лентой слой шихты под горном 6 зажигают, и при дальнейшем движении он спекается вследствие непрерывного прососа воздуха эксгаустером 5. Падающий с машины агломерат рассеивается, выделяется возврат крупностью 0-10 мм, который направляется на повторную агломерацию, а агломерат крупностью > 10 мм направляется в доменный цех.

В состав агломерационной фабрики входят: отделение приема сырых материалов, подготовка топлива и известняка, шихтовое отделение, где дозируют компоненты шихты, поступающие на спекание, смесительное отделение и главный корпус, в состав которого – узлы спекания, дробления, сортировки и охлаждения агломерата, отводы продуктов горения при спекании и узлы возврата.

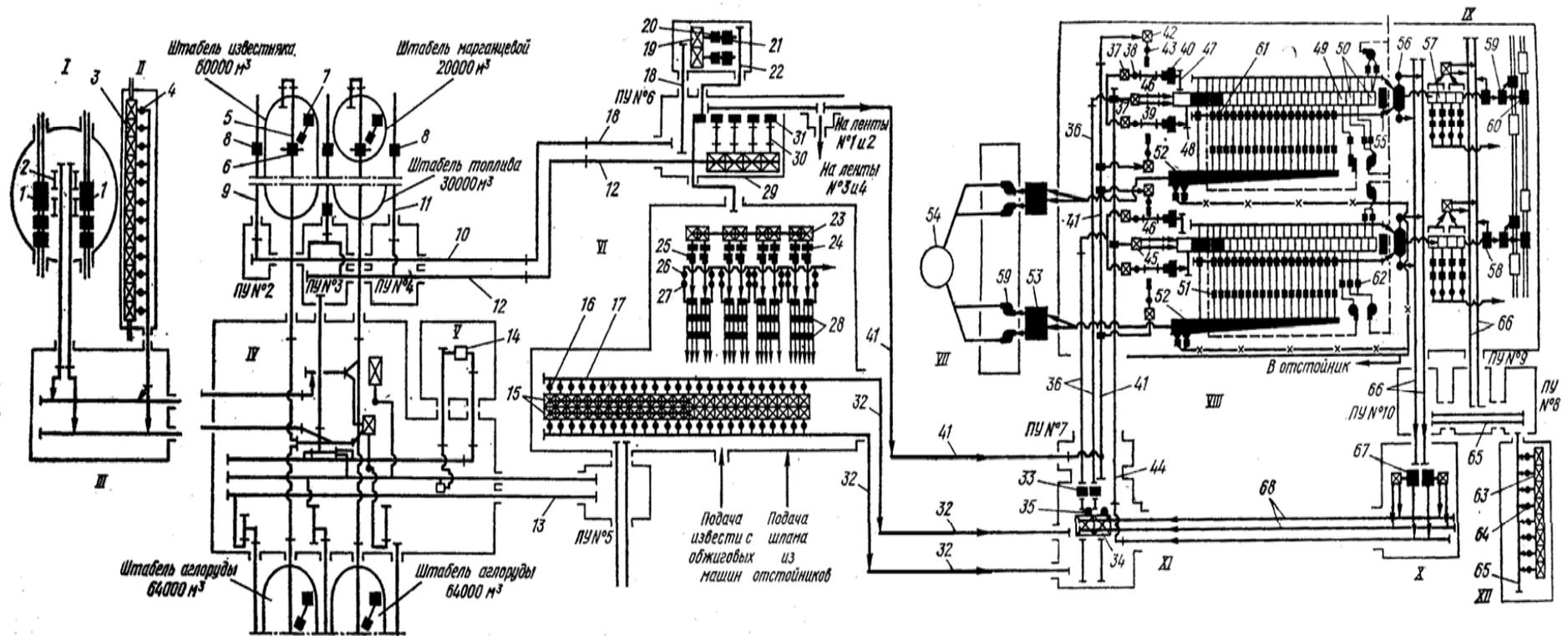


1 – шихтовые бункеры; 2 – барабан для смешивания шихты; 3 – барабан для окомкования шихты; 4 – ленточная (конвейерная) агломерационная машина; 5 – эксгаустер; 6 – зажигательный горн; 7 – грохот

Рисунок 7.5 – Принципиальная схема технологического процесса агломерационной фабрики

Схема цепи аппаратов и, следовательно, наличие различных отделений, входящих в состав агломерационной фабрики, зависят от исходного сырья, поступающего на спекание, и от места расположения самой фабрики: если агломерационная фабрика удалена от поставщиков сырья и потребителей агломерата, то на фабрике строятся склады сырья и агломерата. Схема цепи аппаратов современной агломерационной фабрики приведена на рисунке 7.6.

Руда вагоноопрокидывателями 1 разгружается в бункера, откуда пластинчатыми питателями 2 выдается на ленточные конвейеры и транспортируется через перепогрузочный узел № 1 в отделение распределения материалов IV. Кокс, известняк, окалина, колошниковая пыль выгружаются в приемные бункера 3, оборудованные тарельчатыми питателями 4, и через перепогрузочный узел № 1 направляются в отделение распределения материалов.



I – отделение вагоноопрокидывателей; II – приемные бункера; III – перегрузочный узел (п.у.) № 1; IV – отделение распределения материалов; V – отделение дробления мерзлой руды; VI – шихтовое отделение; VII – отделение экс-гаустеров; VIII – отделение спекания; IX – отделение охлаждения и сортировки агломерата; X – отделение сортировки возврата; XI – отделение первичных смесителей; XII – приемные бункера возврата

Рисунок 7.6 – Схема цепи аппаратов агломерационной фабрики

В отделении распределения материалов расположена система ленточных конвейеров 5, с помощью которых материалы доставляются на склады, расположенные по обе стороны от отделения распределения, и со складов в шихтовое отделение.

С конвейеров материалы разгружаются с помощью сбрасывающей тележки 6. Забираются материалы из штабелей экскаваторами 7. Усредненная руда вновь подается в отделение распределения материалов и далее в шихтовое отделение VI. Мерзлая руда направляется в дробилку 14. Известняк до подачи в шихтовое отделение предварительно измельчается. Со склада он грузится в подвижный бункер 8, из которого выгружается на ленточный конвейер 9, а затем перегружается в перегрузочном узле № 2 на конвейер 10, после чего конвейером 18 подается в бункера 19 отделения дробления известняка. Из бункеров питателями 20 известняк выдается в молотковые дробилки 21. Дробленный известняк конвейером 22 подается в бункера 23, из которых питателями 24 загружается в мельницы 25. В мельницах дробленный известняк измельчается и выносится потоком горячего воздуха, поступающего из вакуум-камер 49, 50 агломерационной машины. Измельченный известняк из воздушного потока улавливается в циклонах 26 и скрубберах 27 и выдается через затворы 28 на систему ленточных конвейеров и шнековых питателей, которыми доставляется к шихтовым бункерам.

Коксовая мелочь ленточным конвейером 12 подается в корпус измельчения топлива. Из бункеров 29 конвейерами 30 топливо подается в валковые дробилки 31. Загрузка шихтовых бункеров ведется ленточными конвейерами 15. Дозировка отдельных компонентов шихты производится на сборные конвейера шихты 17 дозаторами 16.

По ленточным конвейерам 32 шихта подается в отделение первичного смешивания XI, где установлены барабанные смесители 33. Сюда же подается возврат через бункера возврата 34, оборудованные затворами 35. Смешанная шихта конвейерами 36 направляется в бункера шихты 37 и через их затворы 38 и конвейеры 39 загружается во вторичные смесители 40. Подготовленное топливо по конвейерам 41 через бункера 42, оборудованные затворами 43, также вводится во вторичные смесители 40. Конвейер 44 доставляет постель к бункерам 45, откуда укладчиком 46 она укладывается на агломерационную машину. Укладка шихты на машину ведется питателями 47 и 48.

Отходящие от агломерационной машины газы по сборным коллекторам 52 через батареи циклонов 53 отсасывается эксгаустерами в дымовую трубу 54. Регулирование вакуума по отдельным камерам производится дроселями 51.

Готовый агломерат проходит через дробилку 55 и грохот 56, где отделяется горячий возврат. Затем годный агломерат охлаждается на охладителе 57, проходит еще одно грохочение на грохоте 58 и рассев на две

фракции на грохотах 59, после чего грузится в железнодорожные вагоны через бункера 60.

В отделении охлаждения и сортировки агломерата IX расположены четыре сборных конвейера возврата. На эти конвейеры собирается возврат с грохотов 56 и 58, провал с охладителя 57, пыль из пылесадочных устройств 61, а также пыль из зоны охлаждения агломерата на хвостовой части агломерационной машины 62. Возврат из доменного цеха поступает в бункера 63. Через затворы 64 возврат выдается на конвейер 65, затем на сборные пластинчатые конвейера 66. Постель отделяется от возврата на грохотах 67 и направляется в отделение первичных смесителей пластинчатыми конвейерами 68, а затем конвейерами 44 – к агломерационными машинами.

7.2 Производство окатышей

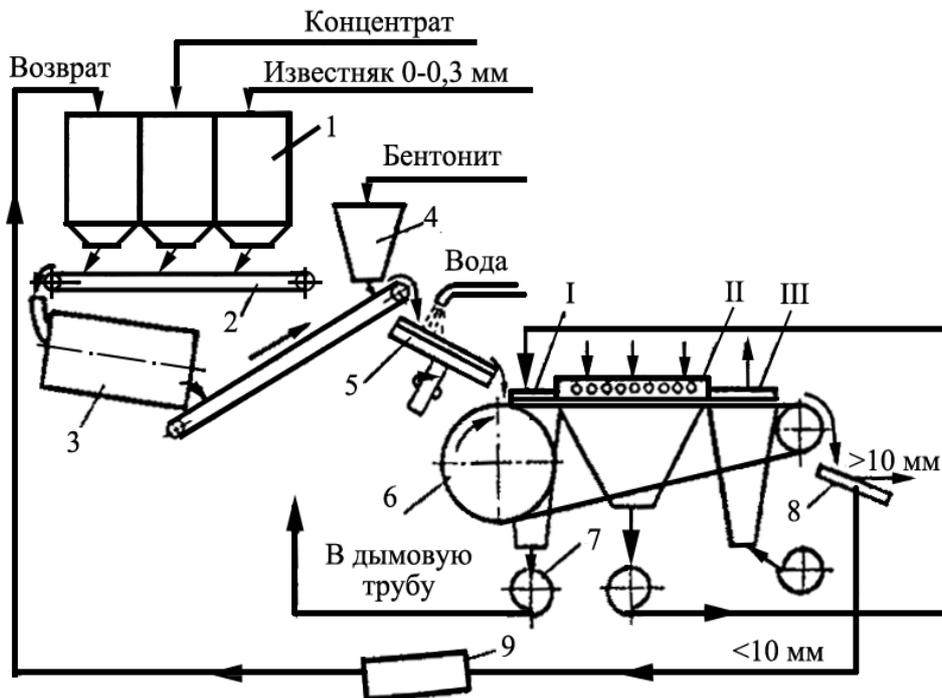
Развитие эксплуатации месторождений бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привело к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов (менее 0,07 мм). Для использования таких концентратов появилась необходимость найти новые пути окускования. В связи с этим начал развиваться так называемый процесс окатыwania или окомкования. Процесс впервые был опробован в нашей стране в 1936 году. Однако первые промышленные установки были созданы в США лишь в 1945 – 1955 г. Этот процесс приобретает особое значение, когда фабрику окускования концентратов приходится строить не на металлургическом заводе. Объясняется это тем, что окатыши меньше разрушаются при перевозке, чем агломерат, особенно офлюсованный.

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий: а) получение сырых окатышей; б) упрочнения окатышей (подсушка при 300 – 600 и обжиг при 1200 – 1350 °С).

Схема производства окатышей на фабрике показана на рисунке 7.7

Из шихтовых бункеров 1 на конвейере 2 дозируются концентрат и измельченный до крупности 0–0,3 мм известняк. Затем шихту смешивают в барабане 3 и подают на гранулятор 5. Он представляет собой круглый диск (тарель) с бортами, расположенный наклонно. При вращении диска на его поверхности происходит накатывание окатышей. Перед гранулятором для лучшего окомкования к шихте добавляется 0,3 – 1,5 % бентонитовой глины (чаще 0,5 – 1 % от массы шихты), а на гранулятор через распыляющую форсунку подается вода. Образовавшиеся на грануляторе окатыши подаются на устройство для обжига. На схеме в качестве такого устройства показана наиболее распространенная конвейерная машина.

Главными этапами процесса производства окатышей являются: подготовка шихтовых материалов, дозирование и смешивание шихты; производство сырых окатышей; сушка, обжиг и охлаждение окатышей.



I – сушка; II - обжиг; III – охлаждение; 1 – шихтовые бункера;
 2 – сборный конвейер; 3 – смесительный барабан; 4 – бункер для
 бентонита; 5 – тарельчатый гранулятор; 6 – обжигочная машина;
 7 – вентиляторы; 8 – грохот, 9 – мельница для измельчения возврата

Рисунок 7.7 – Схема производства окатышей

Подготовка шихтовых материалов и шихты при производстве окатышей ни чем не отличается от такого процесса при производстве агломерата.

Производство сырых окатышей является начальным этапом процесса. Главными факторами, определяющими процесс окомкования, является степень измельчения концентрата, содержание влаги – 9 – 10 % (как более влажный, так и более сухой концентрат не окатывается), свойства и количество добавляемых связующих веществ и свойства увлажняющей жидкости. Практика показывает, что удовлетворительное окатывание протекает только при содержании в концентрате 85 – 90 % фракции < 0,074 мм. Измельчение известняка и возврата необходимо вести до 0,3 мм.

Процесс получения сырых окатышей состоит из образования зародышей, роста комков и массообмена между образовавшимися окатышами. Зародышем является комочек, образующийся из мелких частичек комкуемого материала, в результате того, что измельченный рудный материал является гидрофильным (интенсивно взаимодействующим с водой). Механизм процесса окомкования при производстве окатышей заключается в формировании комка последовательным накатыванием мелких частиц

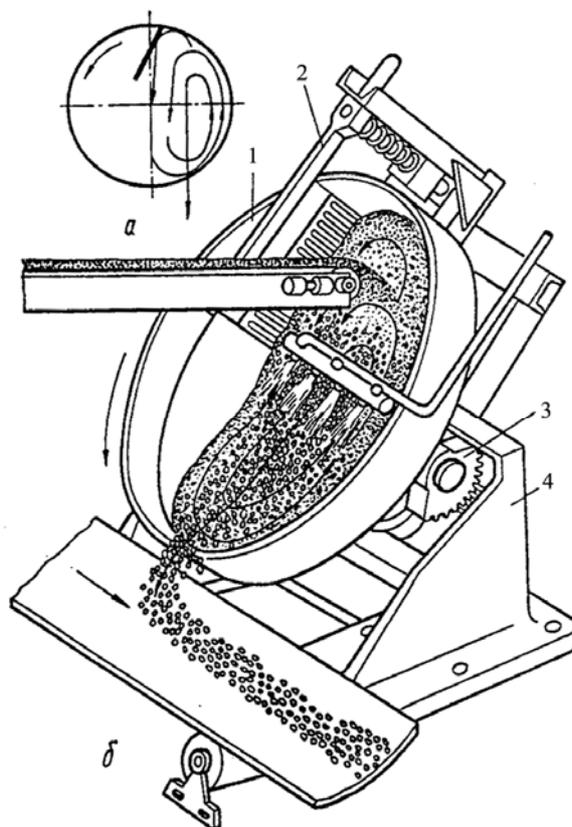
шихты на зародыш. В системе рудный концентрат – вода стремление к уменьшению энергии реализуется как за счет снижения величины поверхностного натяжения на границе раздела фаз, так и за счет укрупнения частиц в результате их сцепления.

Прочность сцепления частичек во влажном состоянии определяется величиной удельной поверхности материалов, которая определяется, в свою очередь, величиной частиц. Кроме того, прочность сцепления зависит от количества влаги. При увеличении количества влаги прочность возрастает до определенного предела, обусловленного действием капиллярных сил. При дальнейшем увеличении влажности прочность окатышей снижается, а затем снова возрастает. Второй максимум прочности объясняется тем, что при увеличении влажности с одновременным воздействием динамических нагрузок избыток влаги выжимается на зерне концентрата, в результате этого зерна уплотняются. Прочность окатышей в этом случае обусловлена молекулярными силами. Оптимальная влажность тонких концентратов составляет 9 – 10 %. Сырые окатыши должны обладать достаточной прочностью, чтобы не разрушаться при транспортировке к обжиговому агрегату, а также хорошей термостойкостью, чтобы не разрушаться при нагреве. Для получения достаточно прочных и термостойких сырых окатышей в шихту обычно вводят бентонитовую глину (бентонит).

Бентонит – своеобразный сорт глины, отличающийся большой дисперсностью, ионообменной способностью, высокой степенью набухаемости при увлажнении, связностью, способностью при нагреве постепенно выделять воду. При увлажнении бентонит интенсивно поглощает воду, увеличивается в объеме в 15 – 20 раз, образует гели с чрезвычайно развитой удельной поверхностью. Заполняя пространство между рудными частичками, бентонит существенно повышает их сцепление.

Для окомкования используют барабанные или дисковые грануляторы. Барабанный гранулятор принципиально не отличается от окомкователя агломерационной шихты, за исключением значительно большей продолжительности пребывания материала в барабане. Тарельчатый гранулятор (рисунок 7.8) представляет собой плоскую чашу 1 диаметром 6-8 м с бортами, наклоненную к горизонту под углом 40 – 60°. Угол наклона с помощью механизма 3 может изменяться. Мотор через механизм привода позволяет изменять скорость вращения чаши от 6 до 9 об/мин. Слегка увлажненная шихта непрерывно подается на вращающийся диск, при этом орошается водой. Увлажненные мелкие зерна, начав двигаться по поверхности диска формируются в мелкие комочки, которые затем укрупняются за счет послойного накатывания шариков, образуя окатыши. Сначала мелкие комочки (шарики) концентрически перемещаются в центре чаши. По мере укрупнения, образующихся окатышей, амплитуда их движения становится больше. Под действием центробежных сил окатыши прижимаются к борту и, достигнув необходимого размера, пересыпаются через него. Готовые

сырые окатыши скатываются в специальный приемник, где их поверхность может покрываться порошком угля или антрацита. На тарельчатых окомкователях можно получать окатыши диаметром от 3 до 30 мм из различных материалов при условии, что материал содержит фракцию 0,074 мм более 50 %. Производительность гранулятора достигает 30 – 40 т/ч. Тарельчатые грануляторы выдают окатыши определенного размера, зависящего от высоты борта чаши, угла наклона тарели, влажности материала, количества бентонита в шихте и т.д.



1 – чаша; 2 – установка скребков; 3 – механизм изменения угла наклона чаши; 4 – рама гранулятора

Рисунок 7.8 – Схемы движения материалов в грануляторе (а) и общий вид тарельчатого гранулятора (б)

Сырые окатыши имеют прочность, недостаточную для транспортировки потребителю. Существуют два метода упрочнения окатышей: безобжиговый и высокотемпературный обжиг.

Безобжиговый метод упрочнения окатышей достигается за счет введения связующего вещества. Таким связующим может являться известь (пушонка), портландцемент или шлаковый цемент. При использовании извести упрочнение происходит при обработке окатышей в карбонизационной камере увлажненным газом, содержащим до 20 % CO_2 нагретым до 40

– 60 °С, либо в автоклаве паром при температуре 180 °С и давлении 0,8 МПа.

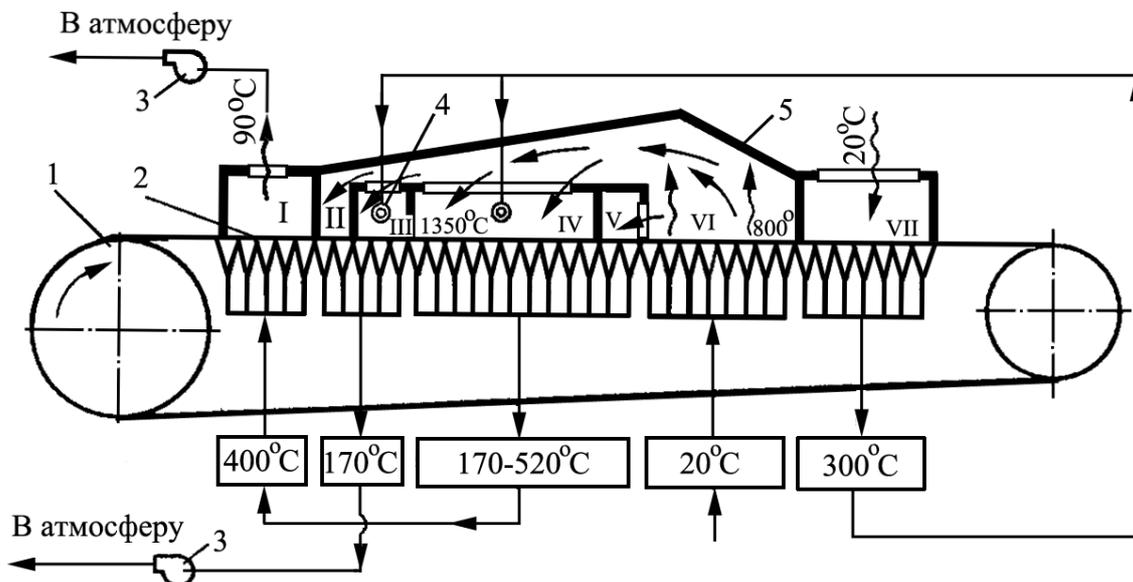
Основным недостатком безобжигового метода являются низкая производительность агрегатов, невысокая прочность окатышей (особенно при их восстановлении) и невозможность удаления из них вредных примесей в процессе получения.

Высокотемпературный обжиг окатышей осуществляется в агрегатах трех типов: шахтных печах, конвейерных машинах и комбинированных установках. Шахтные печи не получили значительного распространения, несмотря на низкие эксплуатационные затраты на обжиг. Это объясняется относительно низкой производительностью печей и возможностью разрушения и оплавления окатышей, что приводит к образованию настывлей на стенках шахты и нарушению движения газового потока через столб материала.

Наибольшее распространение получил обжиг окатышей на ленточной конвейерной машине, подобной агломерационной. Отличие конвейерных машин для обжига окатышей заключается в том, что они имеют повышенную стойкость колосников, так как нагреваются до более высоких температур, более низкий вакуум под колосниковой решеткой ввиду высокой газопроницаемости слоя окатышей.

На рисунке 7.9 показана схема ленточной конвейерной машины для обжига окатышей. У конвейерных машин подобного типа ширина паллет составляет 3 – 4 м, рабочая площадь спекания 100 – 500 м² и производительность их равна 2500 – 9000 т/сутки. В соответствии с технологией процесса обжига для лучшего использования тепла машина разделена на технологические зоны, перекрытые сверху специальными секциями горна. Тепловой режим в каждой секции устанавливается независимо от режима других секций. Чаще всего конвейерная машина состоит из следующих секций: сушки (одна или две секции), подогрева, обжига (от одной до трех секций), рекуперации и охлаждения (одна или две). Первой стадией высокотемпературной обработки окатышей является их сушка. Сначала окатыши проходят *зону сушки* (12 м²), где их слой высотой 250 мм продувается снизу вверх горячими рекуперативными газами (400 °С). Во второй зоне сушки (8 – 10 м²) просасываются продукты сгорания сверху вниз от трех форсунок при 1250 °С. Затем подогрев на участке 8 м² под четырьмя форсунками, продукты сгорания которых при 1250 °С просасываются сверху вниз. Далее следует зона обжига (28 м², 13 форсунок, 1250 °С), просос газов сверху вниз. На следующем участке (12 м², 6 форсунок, 1250 °С) в зоне рекуперации газы также просасываются сверху вниз. Нагретые газы направляются в первую зону, где ими сушат и подогревают окатыши, продувая их слой снизу вверх. Последний участок – зона охлаждения – состоит из двух секций по 20 м², на них продувается снизу вверх холодный воздух,

из первой секции охлаждения, нагретый воздух подается в зону обжига сжигания горючего.



1 – привод машины; 2 – вакуум-камеры; 3 – высокотемпературные вентиляторы; 4 – горелки; 5 – горн машины

Технологические зоны горения: I и II - первая и вторая зоны сушки; III – подогрева; IV – обжига; V – рекуперации; VI и VII - первая и вторая зоны охлаждения окатышей

Рисунок 7.9 – Схема конвейерной машины для обжига окатышей

Начало процесса сушки, характеризуется удалением капиллярной влаги, особенно опасно с точки зрения трещинообразования, потому что связность материала до соприкосновения оболочек адсорбционной воды обеспечивается главным образом капиллярными силами, которые сравнительно невелики. Интенсивность же удаления влаги в этот период является максимальной, так как скорость сушки в связи с разогревом окатыша увеличивается. Разупрочнение окатышей проявляется в виде трещин, образующихся в окатышах.

Дальнейший нагрев окатыша приводит к стабилизации скорости сушки, так как, с одной стороны, фронт сушки перемещается в глубь окатыша, а с другой – повышается температура и снижается первоначальное влагосодержание.

Сушку окатышей надо проводить так, чтобы при нагреве не происходило их разрушение и, с другой стороны, скорость процесса была достаточно большой, обеспечивающей высокую производительность обжиговых агрегатов.

Высушенные окатыши подвергаются дальнейшему нагреву, при котором происходит их упрочняющий обжиг. Основная цель обжига окатышей сводится к упрочнению их до такой степени, чтобы они в дальнейшем выдерживали транспортировку, перегрузки и доменную плавку без значительных разрушений.

При обжиге упрочнение является результатом спекания и слипания мелких частичек железорудных материалов, нагретых до температуры размягчения и плавления. При этом в отличие от агломерации нельзя доводить процесс до спекания материалов. Если не ограничить верхний предел температуры (1320 – 1350 °С), то произойдет оплавление окатышей и сваривание их в крупные глыбы. В тоже время понижение температуры обжига ниже 1200 – 1250 °С приводит к понижению прочности окатышей.

Обычно окомковывают магнетитовые концентраты. Основными физико-химическими процессами при обжиге являются разложение известняка, окисление магнетита, химические взаимодействия с образованием жидких фаз, упрочнение окатышей, удаление серы.

При обжиге офлюсованных окатышей идет разложение известняка CaCO_3 с образованием CaO и поглощением тепла.

Поскольку атмосфера в зоне обжига окислительная, то за счет кислорода печной атмосферы магнетит при температуре 1000 – 1050 °С окисляется до гематита



Этот процесс существенно влияет на свойства обожженных окатышей: в результате окисления магнетита образуется активный свежесформированный оксид железа, который обуславливает рост скорости спекания частиц и получение плотной мелкопористой структуры окатыша. Обычно в окатыше обнаруживается периферийная гематитовая зона и центральная зона с остатками магнетита.

При температуре выше 1000 – 1050 °С происходит рекристаллизация гематита (повторная кристаллизация) – мелкие зерна его объединяются в крупные в результате диффузии в твердом состоянии, что приводит к упрочнению окатышей. Влияние рекристаллизации на упрочнение незначительно и показатель прочности окатышей не определяется рекристаллизацией. Если же повысить температуру выше 1300 – 1380 °С, то гематит будет диссоциировать и образует магнетит



Этот процесс приводит к снижению прочности окатышей.

При температурах 1200 – 1350 °С появляется жидкая фаза из легкоплавких соединений, образующихся в результате химического взаимодействия составляющих шихты; в неофлюсованных окатышах это соединения

из SiO_2 и Fe_2O_3 , в офлюсованных – ферриты кальция $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ и $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$.

Упрочнение окатышей (спекание частиц в прочную гранулу) происходит преимущественно путем твердофазного (без участия жидкой фазы) спекания и отчасти путем жидкофазного. Первое заключается в том, что в результате нагрева поверхность частиц размягчается, и в местах контакта друг с другом они спекаются (свариваются). Твердофазное спекание начинается при $800 - 900$ °С, спекается как гематит, так и магнетит. Жидкофазное спекание начинается при температурах $1200 - 1350$ °С, когда, как отмечалось, появляются участки жидкой фазы. На прочность окатышей оказывает влияние не только количество жидкой фазы, но и ее физические свойства (вязкость, смачиваемость). Жидкая фаза с низкой вязкостью и хорошей смачивающей способностью лучше облекает зерна концентрата и обеспечивает получение прочных окатышей. Оптимальное количество жидкой фазы составляет $12 - 20$ %, что не приводит к сплавлению окатышей в прочные гроздья и конгломераты.

При обжиге сульфиды шихты (FeS_2 , FeS) окисляются, а образующийся газообразный оксид SO_2 уносится газами; степень удаления сульфидной серы из неофлюсованных окатышей составляет $95 - 99$ %. При добавке известняка в шихту степень десульфурации снижается, так как SO_2 связывается в соединение CaSO_4 . Готовые неофлюсованные окатыши содержат $< 0,003$ % S, офлюсованные $0,01 - 0,08$ % S.

Свойства окатышей. В нашей стране производят неофлюсованные окатыши и офлюсованные с основностью $0,4 - 1,25$. Качество окатышей характеризуется их гранулометрическим составом, прочностью и химическим составом. Окатыши разных заводов содержат: $58 - 67$ % Fe; $3,3 - 12$ % SiO_2 ; $0,1 - 4,8$ % CaO; $0,2 - 1,1$ % Al_2O_3 ; $0,2 - 1,1$ % MgO; $0,001 - 0,08$ % S; $0,007 - 0,01$ % P. Крупность окатышей должна составлять $5 - 18$ мм, допускается содержание не более 3 % фракций крупностью менее 5 мм.

По сравнению с агломератом производство окатышей характеризуется меньшим отсевом мелочи, дополнительным расходом топлива; у окатышей выше содержание железа и ниже основность, а себестоимость их производства примерно одинакова. Основным преимуществом окатышей является более высокая холодная прочность, что позволяет транспортировать их на большие расстояния. Прочность окатышей в холодном состоянии измеряется усилием, необходимым для их раздавливания. Оно составляет $1,5 - 2,5$ кН. Однако их горячая прочность (прочность при восстановлении) ниже, и содержание мелочи в шихте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается.

7.3 БРИКЕТИРОВАНИЕ

Брикетированием называется процесс прессования мелкозернистых материалов со связующими добавками или без них в определенные формы. Этот метод окускования рудных материалов в металлургии широкого распространения не нашел из-за низкой производительности и недостаточной прочности брикетов.

В металлургии брикетируют ферросплавное сырье, железорудные концентраты, концентраты цветных металлов, металлургические отходы. Брикетирование применяется в небольших масштабах при подготовке материалов для сталеплавильного и электрометаллургического производства.

Технология брикетирования зависит от вида связующей добавки. При брикетировании в качестве связующих используют: гашеную и негашеную известь, концентраты сульфит-спиртовой барды и сульфитные щелока, чугунную стружку или губчатое железо, жидкое стекло, нефтяные битумы и др.

Подготовка материалов перед брикетированием состоит из нескольких последовательных операций: подсушка руды, дробления, нагрева, смешивания и др. Для каждого процесса брикетирования существуют специфические методы подготовки шихтовых материалов, различающиеся количеством, характером и последовательностью операций. Большинство руд и концентратов на первой стадии подготовки нагревают до высоких температур с частичным восстановлением.

Брикетирование без связующих добавок заключается в высокотемпературном нагреве (800 – 1050 °С) материала и прессовании в горячем состоянии. Брикеты, полученные горячим прессованием из частично восстановленных богатых железорудных концентратов, – перспективное сырье для доменной плавки и процессов прямого получения железа.

Брикетирование без связующих добавок при низкотемпературном нагреве (450 – 550 °С) также обеспечивает получение качественных брикетов из металлизированного железорудного материала.

Для горячего брикетирования руд применяют четыре вида нагревательных печей: вращающиеся барабанные; с вращающимся подом (представляющие собой вертикально расположенные цилиндры); подовые с кипящим слоем. Более предпочтительными являются реакторы и печи с кипящим слоем. Они обеспечивают плавное регулирование температурного режима, более быстрый и равномерный нагрев всей массы руды. Для получения крупных брикетов используют столовые и ротационные прессы.

Железорудное сырье брикетируют как в холодном, так и в горячем состоянии. Основное брикетное оборудование непрерывного действия – вальцовые прессы. На них можно прессовать шихту при температуре до 1000 °С с получением брикетов необходимой формы и размеров.

Перед прессованием шихту уплотняют на шнековых подпрессовщи-

ках.

Важным и основным звеном технологического процесса брикетирования является прессование. Развиваемая при прессовании величина удельного давления определяет качество брикета: чем она выше, тем брикет прочнее. Однако величина удельного давления имеет определенный предел, выше которого прочность брикета понижается, а при чрезмерно высоком удельном давлении брикеты разрушаются.

Прочность брикета в большой степени зависит и от конструкции пресса. Для производства рудных брикетов в основном применяются различные модификации вальцовых прессов низкого и высокого давления (рисунок 7.10). Рабочим органом пресса являются вальцы одинакового диаметра, вращающиеся навстречу один другому, на поверхности вальцов имеются стальные сменные бандажи с симметрично расположенными полуовальными или шаровыми углублениями, соответствующими форме брикета. При вращении углубления одного вальца совпадают с углублениями другого.

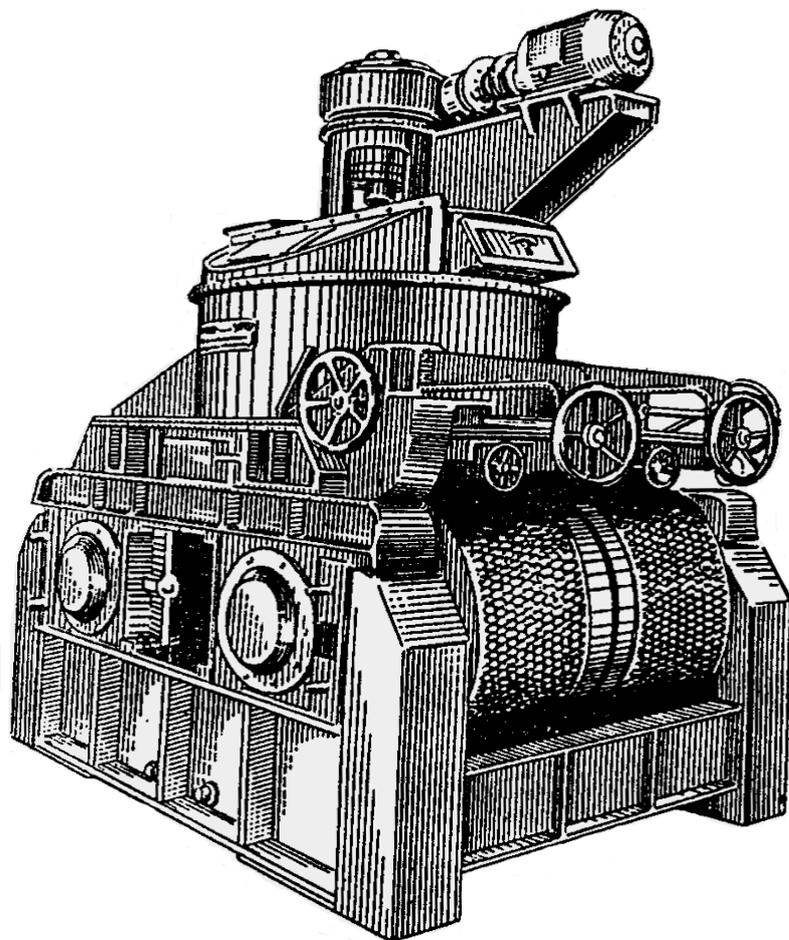


Рисунок 7.10– Четырехвальцовый пресс

Вальцовые прессы должны удовлетворять следующим требованиям: высокая производительность при минимальной металлоемкости, габаритах и массе; высокие удельные давления с целью экономии связующих материалов и получения брикетов высокой прочности; максимальный срок службы формовочных деталей.

Обычные вальцовые прессы развивают давление до 20 – 40 МПа, а с предварительной подпрессовкой материалов – до 60 – 90 МПа.

Для упрочнения брикетов предусматривают естественное вылеживание, сушку, термообработку, охлаждение, карбонизацию и автоклавную обработку. Способ упрочнения выбирают в зависимости от свойств связующих добавок, например, при использовании извести осуществляют карбонизацию или автоклавную обработку, при добавке растворимого стекла – сушку или термообработку. Масса, размеры и форма брикетов определяются их последующим использованием и различаются в широких пределах.

Использование брикетов в ряде случаев позволяет получить значительный дополнительный эффект при плавке вследствие большей, чем у шихты, плотности, более быстрого протекания восстановительных процессов, снижения расхода электроэнергии и тепла, стабильности физико-химических свойств выплавляемого металла, увеличения его извлечения.

К перспективным материалам для брикетирования относятся: мелкую фракцию ферросплавов и ферросплавное сырье; металлизированная мелочь процесса прямого восстановления железа; некоторые железорудные концентраты; некоторые концентраты цветных металлов, содержащие связующие компоненты; металлургические отходы.

7.4 КАЧЕСТВО ОКУСКОВАННОГО МАТЕРИАЛА

Требования к качеству окускованных материалов для доменного производства сводятся к следующему:

а) по физическим свойствам: высокая механическая прочность, малая дробимость и истираемость в обычном состоянии, минимальное снижение этих качеств в процессе восстановления; высокая пористость;

б) по физико-химическим свойствам: высокая восстановимость, высокая температура начала размягчения и малый температурный интервал его;

в) по химическому составу: максимальное содержание железа, высокая основность, обеспечивающая вывод сырого известняка из шихты, стабильность химического состава.

Если окускованные материалы предназначены для использования в мартеновских печах, конвертерах или электропечах, то требования могут коренным образом изменяться. Например, для сталеплавильного производства требуются материалы с высоким содержанием железа, повышен-

ной основностью (до 3,0 – 5,0), резко повышенной прочностью при полном отсутствии мелких фракций. Однако восстановимость таких материалов никакой роли не играет. Для электрометаллургии требуется окускование, наряду с железными, марганцевых, хромовых и других руд и кремнийсодержащих материалов. Окускованные для этих целей материалы должны иметь определенную основность, низкую электропроводность и пористость.

Механической прочностью материала называют сопротивление его дроблению и истиранию. Мерой прочности является количество работы, затраченное на разрушение материала до заданной степени, или достигнутая степень разрушения при постоянной работе разрушения.

Сырые материалы доменной плавки, в первую очередь агломерат, окатыши и кокс, испытывая многочисленные перегрузки по пути в доменную печь и в самой печи, разрушаются, газопроницаемость их ухудшается. Так как разрушение особенно сильное вначале, то это дало основание предложить методы стабилизации гранулометрического состава кокса и агломерата. Сущность этих предложений заключается в том, что материал до загрузки в доменную печь специально дробят, образовавшиеся мелкие фракции отсеивают и в печь загружают уже «стабилизированный», т.е. гораздо менее разрушающийся, материал.

На этих же закономерностях построены все методы определения механической прочности кокса, агломерата, окатышей. Разрушение этих материалов производят в барабанах или сбрасыванием с определенной высоты. Работа разрушения измеряется числом оборотов барабана или высотой сбрасывания, а степень разрушения выражается изменением гранулометрического состава.

Пористость материала в значительной степени определяет его восстановимость. Пористость промышленных агломератов изменяется в зависимости от разных факторов от 25 до 45 %, при широком изменении размера пор – от нескольких микрометров до миллиметров. Текущий производственный контроль пористости на аглофабриках не ведется.

Восстановимость агломерата и окатышей является важнейшей характеристикой их качества. Она определяется, прежде всего, минералогическим составом, структурой и пористостью агломерата. Так как эти факторы, в свою очередь, зависят от основности агломерата, то она также определяет его восстановимость.

Температура размягчения рудных материалов в определенной степени характеризует поведение их в доменной печи. Определяется она главным образом минералогическим составом. Неофлюсованный агломерат начинает размягчаться при температуре около 1200 °С, что соответствует температуре плавления фаялита (1205 °С).

Повышение основности приводит к появлению оливинов с увеличенным содержанием СаО, что вызывает снижение температуры начала

размягчения до 1130 – 1180 °С. Восстановление агломерата снижает эту температуру еще больше. Примерно при этих же температурах размягчаются и окатыши, в то время как природные руды – при более высоких.

Химический состав агломерата и окатышей является важнейшей их характеристикой, поэтому строго и непрерывно контролируется. Контроль ведется по двум показателям: содержанию железа и основности. Часто для контроля состава используют только основность, так как ее изменение оказывает особенно сильное влияние на процессы шлакообразования в доменной печи.

Основность агломерата изменяет его минералогический состав, что влечет за собой изменение прочности и восстановимости. При малой основности (менее 1,3 – 1,5 %) прочность агломерата уменьшается. Объясняется это следующим. Из минералогических составляющих агломерата наиболее прочными являются магнетит, гематит и ферриты кальция. Несколько ниже прочность оливинов. Наиболее легко разрушаются стекловидные фазы. Поэтому низкоофлюсованные агломераты, которые имеют гематитомагнетитовую основу и фаялитовую связку, обладают высокой прочностью. По мере повышения основности и увеличения доли оливинов и стекла прочность агломератов снижается и достигает минимума при основности 1,3 – 1,5, т.е. как раз той, которая необходима для полного вывода сырого известняка из шихты доменных печей. Недостаточная прочность такого агломерата заставляет снижать его основность до 1,0, а иногда и ниже. Дальнейшее повышение основности вызывает появление ферритной связки и повышение прочности. Это подтверждает целесообразность получения агломератов высокой основности, которые обладают высокой прочностью.

Увеличение основности несколько повышает их восстановимость – вместо наиболее трудновосстановимой фаялитовой структуры появляется оливиновая, а при высоких основностях – хорошо восстанавливаемая ферритная.

Улучшение качества агломерата и окатышей – повышение содержания в них железа и основности, увеличение механической прочности в холодном и особенно восстановленном состоянии, снижение содержания вредных примесей и др. – является важнейшим направлением технического прогресса в доменном производстве.

Вопросы для самоконтроля:

1. Назовите методы окускования металлургического сырья.
2. Дайте определение и краткую характеристику процесса агломерации.
3. В чем состоит особенность подготовки агломерационной шихты к спеканию?
4. Опишите сущность процесса спекания шихты.

5. Укажите, какие химические процессы протекают при агломерации.
6. Из каких этапов состоит процесс формирования структуры агломерата?
7. Чем определяется минералогический состав и качество агломерата?
8. Охарактеризуйте принцип работы агломерационной машины ленточного типа.
9. Перечислите основные отделения, входящие в состав агломерационных фабрик.
10. Основное назначение процесса окатывания материалов, его технологическая схема и применяемое оборудование.
11. Дайте определение процесса брикетирования и опишите его основные технологические операции.
12. Укажите основные требования, предъявляемые к качеству окатываемых материалов для доменного производства.

8 МЕТОДЫ ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Под процессами прямого получения железа понимают такие процессы, которые дают возможность получать непосредственно, минуя доменную печь, из руды металлическое железо, в виде губки, крицы или жидкого металла. Такие процессы позволяют использовать вместо дорогостоящего металлургического кокса низкосортное дешевое топливо.

О процессах прямого получения железа из руд известно давно, но до сих пор они не нашли широкого применения.

В последние годы интерес к этим методам несколько возрос. Это связано, помимо возможности замены кокса другим топливом, с развитием способов глубокого обогащения руд, позволяющих не только получение высокого содержания железа в концентрате (до 70 %), но и достаточно полное освобождение его от серы и фосфора (менее 0,01 % серы и менее 0,003 % фосфора). Такие богатые концентраты более выгодно использовать для получения губчатого железа при производстве стали и железного порошка. Из многочисленных процессов прямого восстановления железа производство губчатого железа достигло наибольшего развития, в то время как процессы непосредственного получения из железосодержащих материалов жидкого продукта пока не применяются.

По назначению металлизированные продукты обычно делят на три группы:

а) низковосстановленные концентратные, концентратно-топливные и концентратно-топливно-флюсовые окатыши или брикеты и низковосстановленный агломерат со степенью металлизации до 85 % для использования в доменных печах;

б) высоковосстановленные окатыши, брикеты и других материалы со степенью металлизации 85 – 95 %, предназначенные для использования в качестве шихты при выплавке стали в сталеплавильных печах;

в) металлизированные окатыши из труднообогатимых руд для последующего обогащения их магнитной сепарацией с получением металлизированного концентрата с высоким содержанием железа (более 98 %) используют для производства железного порошка.

Применение металлизированных материалов существенно изменяют показатели работы доменных печей, а применение в электропечах увеличивает их производительность, снижает расход электроэнергии и улучшает качество металла.

В настоящее время наметилось несколько направлений решения задачи получения металлизированных материалов: во-первых, изготовление концентратно-угольных окатышей с последующим обжигом (выделяющийся при обжиге оксид углерода восстанавливает оксиды железа); во-вторых, использование восстановительных газов CO, H₂, CH₄, получаемых различными способами в отдельных агрегатах или в виде природного газа.

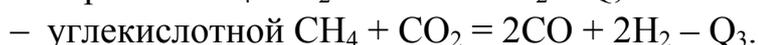
Процессы производства железистой губки или металлизации окатышей могут осуществляться в агрегатах различного типа: в шахтных печах, периодически действующих ретортах, реакторах кипящего слоя, вращающихся трубчатых печах. Независимо от технологических условий (размер кусков, тип руды и восстановителей, метод подвода тепла, способ подачи реагентов, выдача продуктов и др.) верхний предел температур ограничивается спеканием материалов и настылеобразованием.

Процессы металлизации железнорудных материалов осуществляются при температурах, не превышающих 1000 – 1200 °С, т.е. в условиях, когда и сырье (железная руда или железорудный концентрат), и продукт представляют собой твердую фазу, а также не происходит размягчения материалов, их слипания и налипания на стенки агрегатов. Такие процессы прямого получения железа из руд получили название *процессов твердофазного восстановления*. Поскольку получаемый материал напоминает пористую губку, его часто называют «губчатым железом».

Для восстановления оксидов железа обычно используют в качестве восстановителя уголь (твердый восстановитель), или природный газ (газообразный восстановитель). При этом предпочтительно использование не «сырого» природного газа, а горячих восстановительных газов, так как при этом не затрачивается тепло на диссоциацию углеводородов, а приход тепла определяется нагревом восстановительных газов.

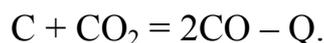
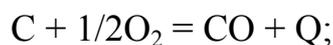
Восстановительные газы получают конверсией* газообразных углеводородов, либо газификацией твердого топлива.

Конверсия может быть:



Паровая и углекислотная конверсии для протекания реакции требуют затрат тепла. Конверсию осуществляют в специальных аппаратах с использованием катализаторов.

Газификация твердого топлива осуществляется по следующим реакциям:



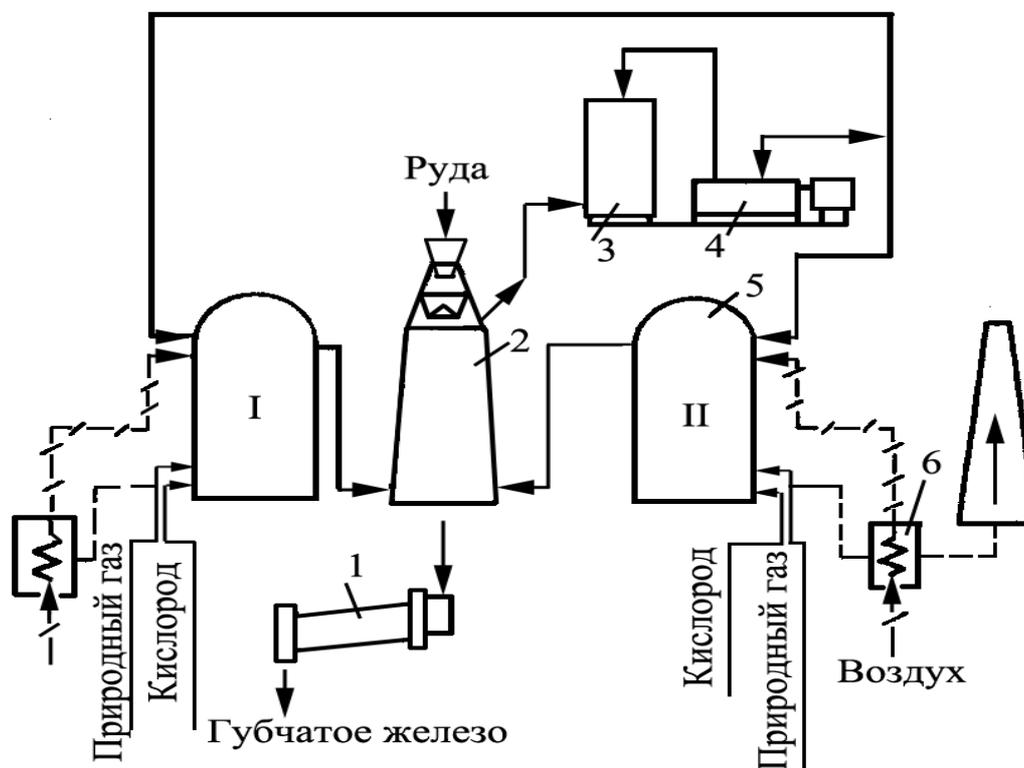
Существует несколько десятков типов процессов и установок прямого восстановления железа. Рассмотрим некоторые технологические схемы производства металлизированных материалов.

В *процессе Пурифер* восстанавливается окускованный железорудный

* Конверсия от латинского conversion – изменение, превращение.

материал (окатыши крупностью до 30 мм), либо богатые железные руды крупностью более 6 мм. В качестве восстановителя используется газ паровой или кислородной конверсии. Технологическая схема процесса приведена на рисунке 8.1.

Восстановление железорудных материалов осуществляется в шахтной печи 2 при их движении сверху вниз. В нижнюю часть печи подается конвертированный природный газ, нагретый до температуры 900 – 1100 °С. Отходящий из печи газ с температурой 400 – 500 °С частично сжигается в конвертере 5 для нагрева его насадки, а частично компримируется компрессором 4, смешивается с природным газом и кислородом и направляется в другой конвертер (установка оборудована двумя конверсионными аппаратами – один нагревается, во втором происходит конверсия). Углекислый газ и водяной пар – продукты процессов восстановления, содержащиеся в рециркулируемом восходящем газе, используются в качестве окислителя при конверсии, что снижает расход кислорода и природного газа. Отходящий из печи газ перед подачей в конвертеры очищается от пыли в газоочистителе 3. Восстановленный железорудный материал из печи выдается в холодильник 1, где охлаждается без доступа воздуха во избежание его повторного окисления.



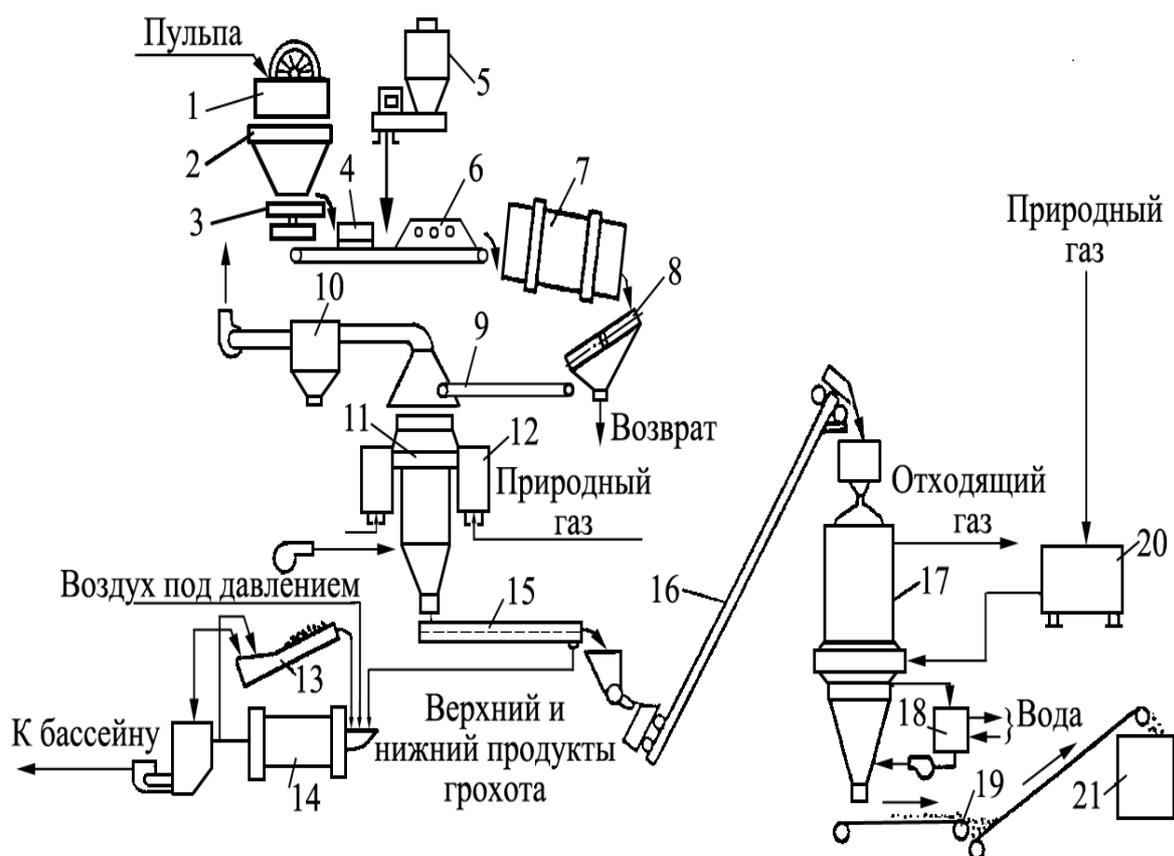
1 – холодильник; 2 – шахтная печь; 3 – газоочистка; 4 – компрессор;
5 – конвертер; 6 – теплообменник; 7 – дымовая труба

Рисунок 8.1 – Схема процесса Пурофер

В процессе Пурифер удается достичь степени металлизации железорудного материала 95 %. Содержание углерода в металлическом железе 1–1,5 %.

Мидрекс-процесс осуществляется в шахтной печи, в которой газ-восстановитель и железорудный материал движутся навстречу друг другу. Этот способ является основой производства Оскольского электрометаллургического комбината (ОЭМК).

Технологическая схема процесса *Мидрекса* изображена на рисунке 8.2.



1 – дисковый фильтр; 2 – промежуточный бункер; 3 – тарельчатый питатель; 4 – весы; 5 – бункер с бентонитом; 6 – смеситель; 7 – барабанный окомкователь; 8 – грохот для сырых окатышей; 9 – ленточный питатель; 10 – пылеуловитель; 11 – печь для обжига окатышей; 12 – камера горения; 13 – спиральный классификатор; 14 – шаровая мельница; 15 – грохот для обожженных окатышей; 16 – скиповый подъемник; 17 – шахтная печь для металлизации; 18 – газовый холодильник; 19 – конвейер металлизированных окатышей; 20 – установка для конверсии природного газа; 21 – бункер металлизированных окатышей

Рисунок 8.2 – Схема процесса Мидрекса

Руда проходит стадии дробления, измельчения и обогащения, в результате получают концентрат. На тарельчатых грануляторах из магнетитового концентрата с добавкой бентонита по обычной технологии производят окатыши, которые подвергают упрочняющему обжигу в шахтных печах 11. Обожженные окатыши после охлаждения до 425 °С классифицируют по крупности на грохоте 15. Отсортированные и упрочненные окатыши загружают сверху в шахтные печи 17. В печь подается газ-восстановитель, который получают путем конверсии природного газа в установке конверсии. Восстановление ведется при температуре 750 °С.

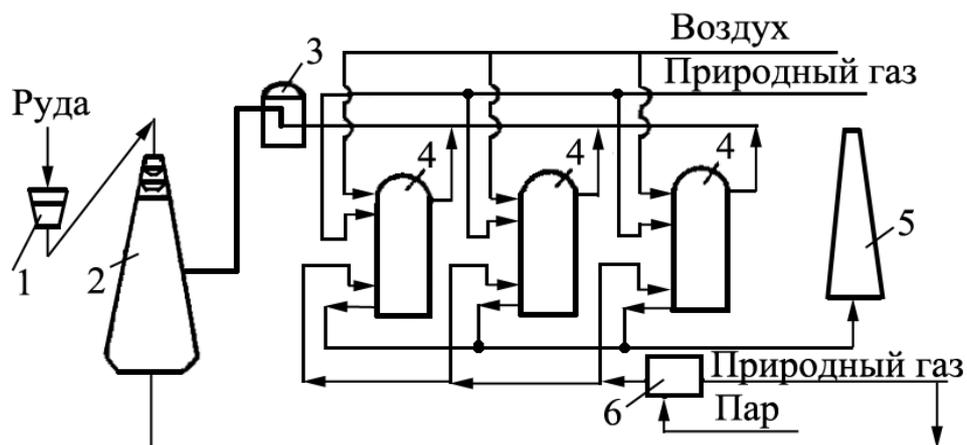
Из зоны восстановления металлизированные окатыши опускаются в зону охлаждения, куда подают колошниковый газ в смеси с природным. Отходящие из печи газы добавляют к природному газу, который идет на конверсию. Часть колошникового газа также вместе с природным газом сжигают для обогрева установки конверсии. Металлизированные продукты со степенью металлизации 95 % и содержанием углерода 0,7 – 1,0 % охлаждаются в холодильнике 18 циркулирующим инертным газом до температуры 50 – 65 °С, после чего выгружаются в бункер 21, где хранится в инертной атмосфере до отправки потребителю.

Процесс ВНИИМТ (разработанный ВНИИМТ, института газа АН Украины и др.), опробированный на Белорецком металлургическом комбинате, предусматривает восстановление кусковой железной руды или окатышей конвертированным газом (паровая конверсия) в шахтной печи. Технологическая схема процесса изображена на рисунке 8.3. Восстановительный газ получается в трех периодически действующих конверторах регенераторного типа. Насадка конверторов выполнена из высокоглиноземистого кирпича, который для ускорения процесса пропитан азотнокислым никелем (катализатор). Полученный в конверторе 4 газ, содержащий примерно 90 % восстановителей (СО и Н₂) и 10 % окислителей (СО₂ и Н₂О), имеющий температуру 900 – 950 °С, через температурный выравниватель 3 подается в шахтную печь 2. Первоначально газ подавался в печь через коллектор из жаропрочной стали с отверстиями 60×70 мм, расположенный в нижней части печи по ее диаметру. Такой подвод газа (по центру печи) способствует образованию в объеме печи застойных зон и значительной разнице во времени пребывания материалов, находящихся в различных частях шахты. Позднее перешли на фурменный (периферийный) подвод газа, значительно выравнивающий время пребывания материалов в различных частях печи. Для предотвращения возможного спекания руды в районе подвода газа (зона наиболее высоких температур) установлены комколоматели.

Производительность при степени металлизации 92 – 95 % составляет 2,0 – 2,5 т/сут с 1 м³ объема печи. Расход природного газа – 450 м³/т металлизированного продукта.

Условия восстановления в периодически действующих ретортах (способы Охалата и Лимина, Мадарас и др.) таковы, что разрушение материалов и настылеобразование на газодинамике процесса сказывается в меньшей степени, что позволяет применять более мелкие руды. В результате процесс ускоряется, упрощается регулировка теплового режима, облегчается выгрузка материалов.

Технология металлизации железорудных материалов в периодически действующих ретортах заключается в их восстановлении газом, получаемым при конверсии природного газа. Восстановление происходит в неподвижном слое при избыточном давлении 0,35 – 0,40 МПа и температуре 870 – 1040 °С. Нагрев руды и компенсация тепловых затрат процесса осуществляют за счет физического тепла восстановительного газа, нагретого до температуры 980 – 1240 °С.



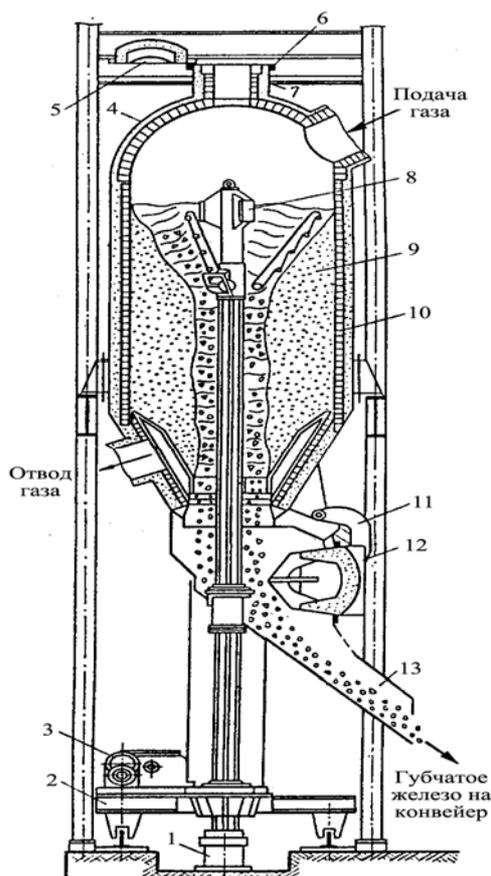
1 – приемный бункер; 2 – шахтная печь; 3 – температурный выравниватель; 4 – конвертор; 5 – дымовая труба; 6 – смеситель

Рисунок 8.3 – Схема процесса ВНИИМТ

Поскольку материалы восстанавливаются в стационарном слое, то высота его ограничена. Это объясняется снижением температуры газавосстановителя по мере прохождения им слоя, что приводит к значительному изменению условий протекания процесса по высоте слоя и получению продукта с неодинаковой степенью металлизации. При восстановлении в стационарном слое сравнительно небольшой высоты степень использования газа невысока. Поэтому процесс ведут в нескольких ретортах, пропуская газ через них последовательно, что увеличивает степень использования газа и уменьшает его удельный расход. Восстановление в неподвижном слое обуславливает циклический характер процесса, состоящего из последовательных операций загрузки, нагрева и восстановления руды, охлаждения и выгрузки металлизированного продукта.

Реторта (рисунок 8.4) представляет собой стационарную емкость со

съемной крышкой 5 и откидным днищем 12. Загрузка руды в реторту осуществляется по наклонному желобу из бункера через загрузочную горловину 6. После окончания рабочего цикла с помощью специального механизма, передвигающегося вдоль фронта реторт на самоходной тележке, металлизированный продукт выгружается. При этом резец 8, передвигающийся вертикально вверх с помощью гидроцилиндра 1, высверливает в слое металлизированной руды отверстие, через которое вместе с резцом поднимаются разгрузочные скребки-рычаги, выгружающие при вращении вокруг вертикальной оси готовый продукт из реторты. По мере выгрузки ось цилиндра вместе с резцом и рычагами опускается. Готовый продукт падает на желоб 13 и далее на горизонтальный сборный конвейер, транспортирующий его к потребителю. По окончании разгрузки днище реторты очищается от мелочи и соединяется с корпусом реторты, после чего загружается новая порция руды и цикл повторяется.



1 – гидравлический цилиндр; 2 – тележка; 3 – привод; 4 – кожух; 5 – крышка; 6 – загрузочная горловина; 7 – площадка для обслуживания; 8 – резец с рычагом для удаления металлизированного продукта; 9 – металлизированный продукт; 10 – футеровка; 11 – механизм управления откидным днищем; 12 – откидное днище; 13 – разгрузочный желоб

Рисунок 8.4 – Реторта для металлизации по способу «Охалата и Лимиана»

В связи с тем, что восстановление руды проходит в стационарном слое при подаче газа в одном направлении (сверху вниз), металлизированный продукт характеризуется переменным по высоте слоя химическим составом. Так, в слое восстановленной руды высотой 1,5 м степень металлизации изменяется от 96 до 73,2 %. При температуре 850 – 1040 °С и выдержке 4 – 6 ч средняя степень металлизации составляет 85 %.

В последние годы для восстановления тонкоизмельченных железорудных материалов применяют *псевдооживленный (кипящий) слой*, который образуется при восходящем движении потока газа через слой сыпучего материала в момент, когда перепад давления в слое достигает величины, достаточной для поддержания материалов во взвешенном состоянии. Диапазон псевдооживления ограничивается, с одной стороны, скоростью газа, при которой неподвижный слой переходит в псевдооживленное состояние, и с другой – скоростью газа, при которой твердые частицы начинают выноситься из слоя. При выходе в псевдооживленное состояние давление газа уравнивает массу частиц в слое. Так как эта масса с дальнейшим ростом скорости остается неизменной, не изменяются также затраты энергии на поддержание частиц во взвешенном состоянии. Сопротивление кипящего слоя почти не зависит от скорости газа, что позволяет увеличивать производительность агрегатов без чрезмерного увеличения расхода энергии на преодоление этого сопротивления.

При переходе в псевдооживленное состояние увеличивается объем слоя. Степень увеличения объема слоя определяется коэффициентом расширения слоя, который зависит от формы и размера частиц материалов. Интенсивность перемещения частиц материала в кипящем слое зависит от скорости газа. При чрезмерном увеличении скорости газа происходит прорыв через слой пузырей газа и начинается выбрасывание частиц из слоя. При очень мелких частицах и влажном материале возможно образование в слое сквозных каналов, по которым проходит газ, оставляя неподвижной основную массу материала.

Перенос тепла от газа к частичке материала осуществляется конвекцией с последующим кондуктивным распространением тепла внутри частицы. Коэффициент теплопередачи зависит от формы и размера частиц, скорости газа, температурного уровня процесса, структуры движения газа, свойств газа и материала, интенсивности фазовых превращений и условий организации процесса. Малый размер частиц материала обуславливает значительные величины удельной поверхности теплообмена, измеряемые тысячами квадратных метров на 1 м³ объема. Вследствие большой поверхности частиц материала процесс теплообмена протекает интенсивно и разность температур газа и материала незначительна.

Процесс массообмена в кипящем слое аналогичен процессу теплообмена. Коэффициент массообмена зависит от гидродинамики потока, формы, размера и плотности частиц, свойств газа и структуры кипящего

слоя. Отличительными особенностями массообмена в кипящем слое являются развитая поверхность частиц материалов и интенсивное перемешивание фаз. Вследствие развитой поверхности твердой фазы диффузия к ней значительно облегчена и лимитирующей стадией массообмена часто является скорость реакции. Химические процессы, которые в неподвижном слое протекают в диффузионной области, при переходе в псевдооживленное состояние зачастую протекают в кинетической области. Вследствие интенсивного перемешивания массообмен завершается вблизи места подвода газа, из-за чего в пределах одного псевдооживленного слоя невозможно осуществление процесса в противоточном агрегате. Для осуществления противотока с кипящим слоем аппараты, в которых протекает такой процесс, делают многосекционными.

Процессы восстановления в кипящем слое имеют ограниченные возможности интенсификации, так как расход газа зависит от гидродинамических характеристик слоя. Увеличение расхода газа приводит к нарушению однородности кипящего слоя и значительному выносу пыли. Вынос пыли можно уменьшить увеличением давления в агрегате.

Другим недостатком процесса восстановления в кипящем слое является невысокая степень использования газа-восстановителя, которая определяется относительно низким верхним температурным пределом этих процессов, а также невозможностью организации противотока из-за интенсивной циркуляции твердой и газовой фаз.

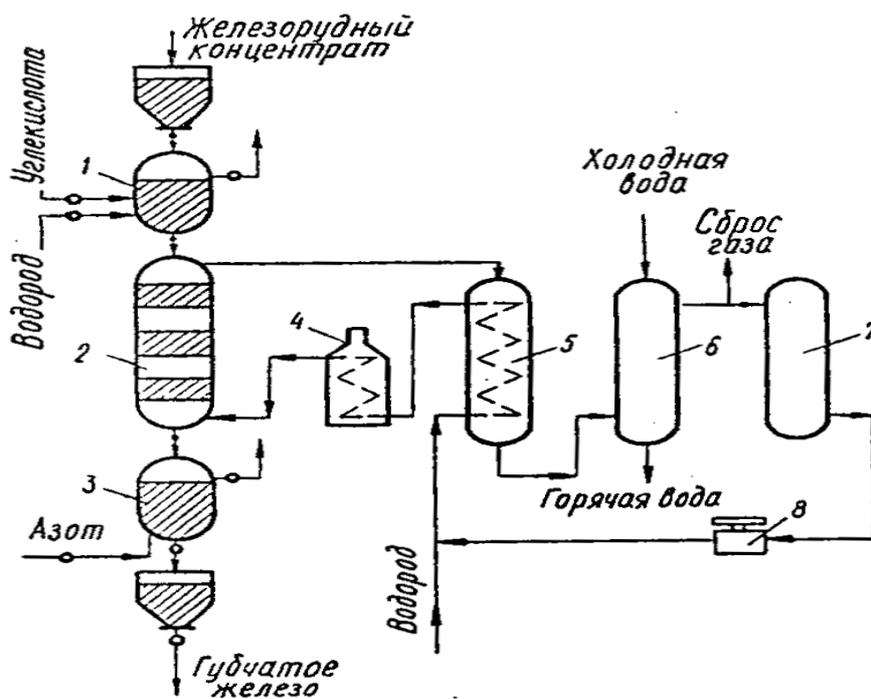
Большим недостатком процессов восстановления в кипящем слое является также слияние частиц железорудных материалов, ограничивающее развитие реакций восстановления и нарушающее стабильность кипящего слоя. Многие руды при восстановлении в кипящем слое начинают слипаться уже при температуре 600 – 700 °С.

Для устранения этого недостатка предложено несколько вариантов процессов: при низких температурах (480 – 760 °С) и высоких давлениях газа-восстановителя (Эссо-Фиор, Н-процесс и способ Шипли)

Реактор кипящего слоя представляет собой футерованную цилиндрическую шахту, разделенную на несколько камер горизонтальными подинами. Верхняя камера используется для сушки и нагрева концентрата и охлаждения отходящих газов. Последующие камеры являются реакционными, при необходимости охлаждения восстановленного продукта внизу реактора устраивается соответствующая камера. Основными элементами реактора являются газораспределительные и переточные устройства. В качестве газораспределительных устройств применяются решетки и диафрагмы – решетки обеспечивают более равномерное распределение газа по сечению реактора. Газораспределительные решетки выполняются металлическими (в том числе из жаропрочной стали), керамические (шамот и др.) и из жаростойких бетонов.

Непрерывное перемещение шихты в многокамерных реакторах осуществляется путем ее перетока по каналам, соединяющим соседние камеры. Условиями высокотемпературного восстановления в кипящем слое лучше всего отвечают эжекторные переточные устройства, которые позволяют достаточно регулировать количество шихты при перемещении ее из одной камеры в другую.

Для примера на рисунке 8.5 приведена технологическая схема одного из способов металлизации железорудных материалов в кипящем слое (Н-процесс). Сущность процесса заключается в восстановлении тонкоизмельченного железорудного материала водородом при температуре 480 – 450 °С и давлении 3,5 МПа. Низкая температура должна предотвратить слипание частиц железорудного материала; высокое давление – увеличить скорость восстановления при низких температурах и упростить систему регенерации водорода. Обеспечение процесса теплом осуществляется за счет вносимого тепла водородом и железорудными материалами, подаваемыми в реактор нагретыми до температуры протекания процесса.



- 1 – приемный бункер-шлюз; 2 – реактор; 3 – разгрузочный бункер-шлюз;
 4 – газоподогреватель; 5 – теплообменник; 6 – скруббер;
 7 – холодильник; 8 – компрессор

Рисунок 8.5 – Схема металлизации в кипящем слое (Н-процесс)

Водород получают паровой или кислородной конверсией природного газа с последующей доконверсией диоксида углерода и отмывкой образующейся углекислоты.

Концентрат, предварительно нагретый до 480 °С, загружается в бункер-шлюз 1. По окончании загрузки бункер продувается природным газом или углекислым газом. После продувки в бункере водородом создается давление, превышающее давление в реакторе, в результате чего концентрат поступает в реактор 2, в котором восстанавливается водородом, последовательно проходя из одной зоны в другую. Несмотря на периодическую загрузку и выгрузку готового продукта, процесс восстановления протекает непрерывно.

Водород подается в теплообменник 5 рекуперативного типа, где нагревается за счет тепла отходящего из реактора газа до 370 °С, а затем в подогреватель 4, где температура его повышается до 540 °С, после чего поступает в нижнюю зону реактора. Для сокращения удельного расхода водорода предусмотрены его рециркуляция с предварительной очисткой в скруббере 6 и охлаждение в теплообменнике и холодильнике 7.

Производство губчатого железа во вращающихся печах основано на применении твердого восстановителя. Обогрев печи осуществляется за счет сжигания газообразного или жидкого топлива (процессы СЛ/РН, Крупа, Кусака и др.).

Из всех перечисленных способов получения губчатого железа или металлизации окатышей промышленное использование имеют способы Пурофер, Мидрекс, ВНИИМТ (шахтные печи), Охалата и Ламина (реторта), Н-процесс (кипящий слой).

В последнее время разрабатываются способы металлизации железорудных материалов на конвейерных машинах, предусматривающие металлизацию окатышей одновременно с их упрочняющим обжигом. В этом случае в сырые окатыши закатывается твердое топливо, которое используется в качестве восстановителя. Обжиг и металлизация ведутся на несколько усовершенствованной машине для обжига окатышей.

Наряду с металлизацией окатышей проводятся работы по металлизации агломерата на агломерационной машине. Введение избытка тепла в агломерационную шихту дает возможность восстановить некоторое количество монооксида до металлического железа. Однако в процессе агломерации через слой готового агломерата просасывается воздух и выше зоны горения (в готовом агломерате) интенсивно окисляются ранее образовавшиеся низшие оксиды железа и металлическое железо, что не позволяет получить металлизированный продукт даже при высоких температурах и наличии твердого восстановителя в слое.

Вопросы для самоконтроля:

1. Дайте определение металлизации железорудного сырья, приведите классификацию металлизированных продуктов.

2. Опишите разновидности технологических схем производства металлизированных материалов.

9 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

9.1 ОСОБЕННОСТИ ВОЗДЕЙСТВИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Переработка полезных ископаемых, начиная с подготовительных процессов и кончая выпуском товарной продукции, органически связана с окружающей средой. Дробление, измельчение, транспортирование сухого материала, сушка, обжиг продуктов, операции при окусковании концентратов связаны с выделением пыли и газов и загрязнением воздушного бассейна. На проведение мокрых процессов обогащения и гидротранспортирования расходуют огромные запасы свежей воды из природных ресурсов. Неочищенные сточные воды, содержащие взвешенные примеси и реагенты, являются причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями. Твердые отходы производства – хвосты обогащения при нерациональном складировании наносят вред природной среде и ухудшают условия жизни людей, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями.

Особенно воздействует на экологическую систему крупномасштабная разработка недр. Осушение рудного тела при добыче может вызвать понижение уровня грунтовых вод вокруг карьеров, пересыхание небольших речек и ручьев. С отвалов высотой 50 – 70 м может разноситься пыль, которая, покрывая растения, снижает урожайность. Такое положение не является неизбежным. Доказаны возможность и экономическая целесообразность рекультивации земель с целью превращения их в сельскохозяйственные угодья. Создание защитного растительного покрова на отвалах пород и хвостохранилищах предотвратит запыление воздуха.

Охрана окружающей среды при добыче и переработке полезных ископаемых должна гарантироваться надежными системами рациональной организации обеспыливания, водоснабжения, отвального и хвостового хозяйства.

9.2 ОБЕСПЫЛИВАНИЕ

На обогатительных фабриках источники выделения пыли – дробильно-сортировочное и транспортное оборудование. Концентрация пыли, содержащей от 10 – 70 % кремнезема, не должна превышать 2 мг/м^3 . Концентрация пыли, содержащей менее 10% кремнезема, не должна превышать 4 мг/м^3 . Предельная концентрация пыли известняка составляет 6 мг/м^3 . Содержание оксида углерода и аммиака не должно превышать 20 мг/м^3 , а сернистого газа – 10 мг/м^3 .

Сушильные и обжиговые установки выбрасывают в атмосферу отра-

ботанные дымовые газы, содержащие продукты сгорания топлива. Наряду с вредными веществами с отходящими газами выбрасываются и ценные компоненты, которые могут быть утилизированы. Например, в продуктах сгорания сернистых мазутов содержатся ванадий и никель.

Простейшее санитарно – гигиеническое обеспыливание в производственных помещениях осуществляется *орошением* транспортируемого сухого материала распыленными брызгами воды и устройством герметичных укрытий. Пылеобразование сводится к минимуму доведением влажности рудных материалов до 3 – 4 %. Герметичные укрытия с пылеотсасывающей вентиляцией (аспирацией), работающей при разрежении, исключают проникновение пыли в помещение.

Аспирационные системы оборудуют пылеулавливающими аппаратами. Наиболее распространены инерционные циклоны, принцип действия которых основан на изменении направления движения воздуха при встречном препятствии. Попавший в циклон запыленный воздух направляется вниз, осаждая частицы взвешенной пыли на внутренней цилиндрической части циклона. Очищенный от пыли воздух в нижней конической части циклона резко меняет направление движения снизу вверх и выбрасывается через выхлопную трубу.

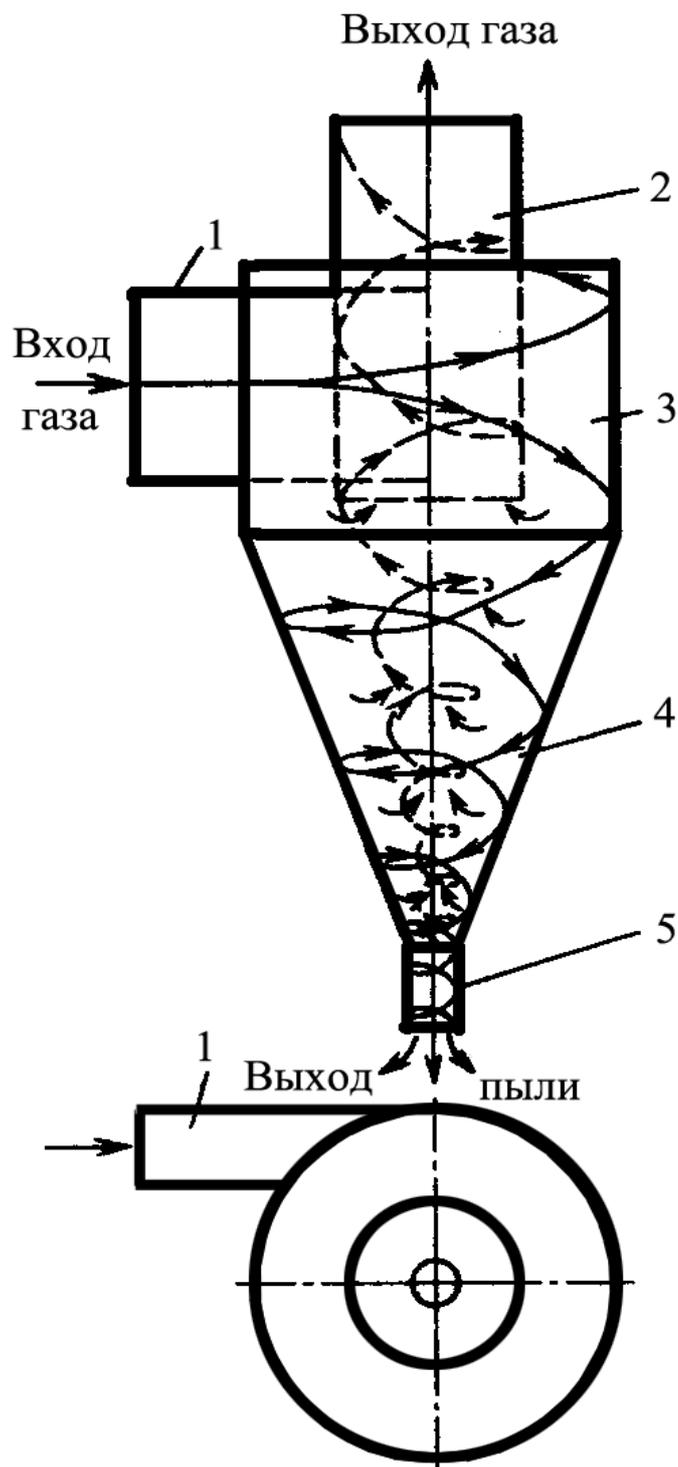
Выпускают циклоны конструкций Всесоюзного научно-исследовательского института охраны труда ВЦСПС (типа ЛИОТ и СИОТ), ИОТТ и НИИОГаза.

На обогатительных и брикетных фабриках в основном применяют циклоны ЛИОТ, СИОТ и НИИОГаз. Циклон ИОТТ предназначен для очистки воздуха от бурогоугольной пыли. Циклоны НИИОГаза типа ЦН используют для улавливания золы дымовых газов, пылевидных продуктов от сушильных установок, пыли при дроблении и измельчении руд. Эффективность очистки газов в этих циклонах составляет 85 – 95 %. При очистке больших объемов газа используют несколько циклонов. Выпускают циклоны повышенной эффективности – 99 %. Схема работы циклона показана на рисунке 9.1.

В комбинированном инерционном циклоне запыленный воздух, засасываемый вентилятором, проходит через водяную завесу, где смоченная и перемешанная пыль превращается в шлам. Обеспыленный воздух выбрасывается через выхлопной патрубок в атмосферу (рисунок 9.2).

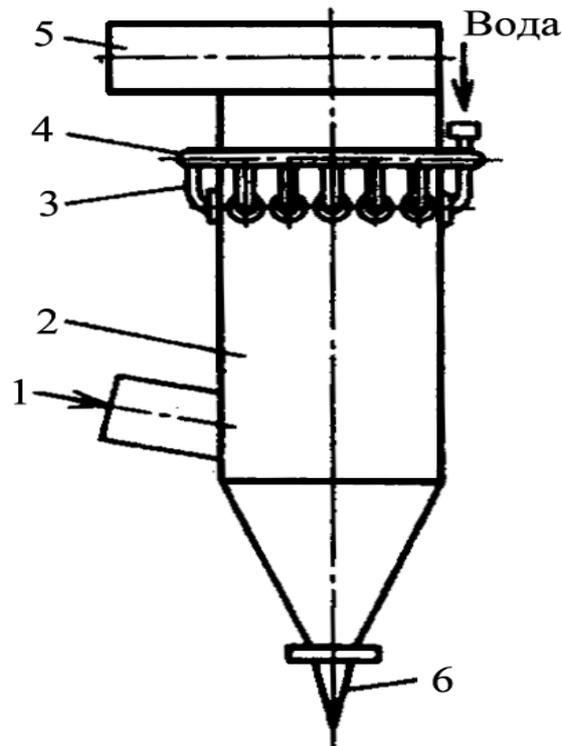
В пенобарботажных пылеуловителях запыленный газовый поток пропускается через слой жидкости.

В скоростном пылеуловителе СИОТ пыль улавливается осаждением ее на смоченные стенки аппарата под действием центробежных сил и промывкой воздуха распыленной водой. Шлам удаляется через сливной патрубок. Очищенный воздух выходит через раскручивающуюся улитку.



1 – воздушный поток; 2 – выхлопная труба; 3, 4 – циклон;
5 – разгрузочный патрубок

Рисунок 9.1 – Схема работы циклонного пылеуловителя



1 – воздушный поток; 2 – корпус; 3 – водяные сопла; 4 – коллектор орошения; 5 – патрубок очищенного воздуха; 6 – шламовый гидрозатвор

Рисунок 9.2 – Мокрый циклонный пылеуловитель

Тканевые фильтры задерживают пыль на поверхности фильтрующей ткани, через которую пропускают запыленный воздух. В рукавных фильтрах пыль удаляется периодическим встряхиванием рукавов и продувкой ткани в обратном направлении. Очищенный воздух выбрасывается через выходной коллектор.

Институтами «Гипрогазоочистка» и «Уралмеханобр» разработаны промышленные образцы высокоэффективных установок для очистки воздуха от пыли рукавными фильтрами.

Запыленный воздух из коллектора вследствие разрежения, создаваемого установленными в камере мощными вентиляторами, через клапаны-дроссели поступает в бункера и далее через распределительные решетки – в рукава секции фильтров. Пыль задерживается на внутренней поверхности ткани рукавов, а очищенный воздух, проходя через ткань рукавов, подается вентиляторами в коллектор очищенного воздуха и далее в систему рециркуляционных каналов. Продолжительность цикла фильтрования воздуха через рукава 30 – 60 мин.

Образовавшийся слой пыли разрушается при периодическом отряхивании рукавов и падает в бункера. В период отряхивания поступление воздуха в бункера прекращается. Одновременно с включением механизма от-

рыхивания включают винтовые конвейеры для удаления пыли из бункеров. Обратной продувки воздуха нет. Регенерация рукавов и работа всей установки по программе полностью автоматизированы.

В результате достигнутой впервые в отечественной практике высокоэффективной очистке воздуха в рукавных фильтрах до остаточной запыленности $0,2 \text{ мг/м}^3$ (при предельно допустимой концентрации $0,6 \text{ мг/м}^3$) появилась возможность возвращения очищенного воздуха в корпуса обогащения для его отопления.

Установки рукавных фильтров, предназначенные для очистки воздуха от пыли на обогатительных фабриках, могут быть использованы также в других отраслях для очистки больших объемов воздуха, содержащего тонкодисперсные минеральные пыли.

9.3 ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Сточные воды обогатительных фабрик состоят в основном из жидкой фазы хвостов и сливов сгустителей. С хвостами сбрасывается от 60 до 95 % общего объема всех сточных вод фабрики, со сливом сгустителей – до 15 %. Обычно сточные воды загрязнены взвешенными твердыми частицами измельченных продуктов и реагентами. Для охраны окружающей среды в идеальном случае сточные воды полностью должны возвращаться в технологический процесс, т.е. фабрика должна работать с оборотным водоснабжением.

Оборотная вода должна быть очищена от взвешенных и растворенных примесей, которые могут нарушать или затруднять технологический процесс или ухудшать качество продукции. При частичном использовании сточных вод сбрасываемая часть должна быть доведена до требуемых кондиций.

В общем случае взвешенные частицы осаждаются из сточных вод естественным путем в прудах-отстойниках, создаваемых в хвостохранилище. При необходимости добавляют коагулянты, главным образом известь. Применяют также механическую очистку непосредственно на обогатительной фабрике путем отстаивания сточных вод в различного рода аппаратах для удаления крупных частиц твердого, что во многих случаях позволяет пустить воду в оборот. В оборотной воде содержание твердого не должно превышать $0,2 - 0,3 \text{ г/л}$.

При высоких концентрациях магнитных частиц в сточных водах возможно применение конструкции с магнитным фильтром, в которой через магнитную матрицу, помещенную в любую емкость и находящуюся в магнитном поле, пропускают потоком сточные воды.

Очистка сточных вод от вредных веществ осуществляется различными методами: химическими, биохимическими, электрокоагуляционными и др. В частности, очистка от ионов тяжелых металлов (меди, никеля,

цинка, свинца, кадмия) может быть произведена их осаждением в виде труднорастворимых в воде соединений.

По обычно применяемым схемам часть вод направляют в оборот без какой-либо очистки: например, воды от обезвоживания крупных угольных концентратов на грохотах направляют в оборот для транспортирования углей в отсадочные машины. Другую часть воды используют после неглубокого осветления, и только остаток подвергают глубокому осветлению с применением флокулянтов. Такие схемы называют комбинированными в отличие от схем с глубоким осветлением, в которых глубокому осветлению подвергают все шламовые воды. Комбинированные водно-шламовые схемы наиболее широко распространены, так как экономичнее схем с глубоким осветлением.

9.4 Хвостохранилище

При обогащении полезных ископаемых в хвостохранилища сбрасывается масса отвальных хвостов. Выход хвостов при обогащении руд черных и цветных металлов составляет соответственно 40 – 70 и до 98 %.

На предприятиях черной металлургии ежегодно складировать около 220 млн.м³ хвостов, эксплуатируется свыше 50 хвостохранилищ на территории около 140 км². В цветной металлургии находится в эксплуатации более 100 хвостохранилищ вместимостью до 280 млн.м³.

Хвостохранилище представляет собой гидротехническое сооружение в виде большой открытой чаши, в котором под действием силы тяжести твердые частицы оседают – происходит укладка хвостов. Жидкая фаза хвостовой пульпы – слив непрерывно вытекает из хвостохранилища и используется в качестве оборотной воды, а когда это невозможно, частично сбрасывается на рельеф с соблюдением санитарно-гигиенических требований.

Обычно хвосты складировать в хвостохранилища, создаваемые с помощью ограждающих дамб. При наращивании дамб применяют намывной способ. Для устойчивости сооружения хвосты должны содержать зернистый материал. Для обвалования дамб могут быть использованы вскрышные породы. Целесообразно размещение хвостохранилищ в отработанных выработках. Предварительное сгущение хвостов сокращает расходы на гидротранспортирование и на системы возврата воды. Экономичность предварительного сгущения хвостов зависит от их объема и дальности транспортирования.

Использование хвостов в качестве вторичного сырья для нужд сельского хозяйства (для строительных материалов и других отраслей) является наилучшим решением вопросов комплексной переработки полезных ископаемых и сокращения природных условий.

При оборотном водоснабжении хвостохранилища выполняют также функции хранилищ оборотной воды. С каждой тонной хвостов сбрасывается 3,5 – 15 м³ воды. Полное заполнение хвостохранилища водой не допускается, так как необходимо оставлять минимальный объем пруда для осветления сточных вод.

Обезвоживание хвостовой пульпы с использованием оборотной воды и твердой массы с экономическим эффектом обеспечивает сохранность природных условий. В этом направлении развиваются исследовательские работы, практические результаты которых внедряются на ряде обогатительных фабриках.

За рубежом для возведения дамб хвостохранилищ используют крупные фракции хвостов, выделяемых гидроциклонами, гидросепараторами и спиральными классификаторами. Под защитой ограждающей дамбы из крупных хвостов намывают мелкие хвосты гидротранспортом в центральной части хвостохранилища. В основании хвостохранилища прокладывают дренажные устройства. После намывания хвостохранилища на заданную высоту его консервируют, а в последующем рекультивируют.

Вопросы для самоконтроля:

1. Назовите основные принципы, положенные в основу охраны окружающей среды при переработке полезных ископаемых.
2. Охарактеризуйте методы обеспыливания производственных помещений обогатительных фабрик при переработке рудного сырья.
3. Основное назначение оборотного водоснабжения.
4. Для чего используются хвостохранилища при обогащении полезных ископаемых?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Metallurgy of black and colored metals: textbook for universities / E.V. Chelishchev [et al.]. - M.: Metallurgy. 1983. - 447 p.
2. Korotich V. I. Metallurgy of black metals / V.I. Korotich, S.G. Bratnikov. - M.: Metallurgy. 1987. - 240 p.
3. Voskoboinikov V.G. General metallurgy: textbook for universities / V.G. Voskoboinikov, V.A. Kudrin, D.N. Yakushev. - M.: Metallurgy. 1985. - 480 p.
4. Blast production: reference edition in 2 volumes. T.1. Preparation of ores and blast process / ed. E.F. Vegman. - M.: Metallurgy. 1989. - 496 p.
5. Efimenko G.G. Metallurgy of cast iron: textbook for universities / G.G. Efimenko, A.A. Gimmelfarb, V.E. Levchenko. - M.: Metallurgy. 1970. - 483 p.
6. Vegman E.F. Concentration of ores and concentrates / E.F. Vegman - M.: Metallurgy, 1984. - 256 p.
7. Egorov V.A. Fundamentals of ore enrichment / V.A. Egorov. - M.: Nedra. 1980. - 215 p. - M.: Nedra. 1980. - 215 p.
8. Ostapenko P.E. Theory and practice of enrichment of iron ores / P.E. Ostapenko. - M.: Nedra. 1985 - 270 p.
9. Karmazin V.I. Enrichment of ores of black metals / V.I. Karmazin. - M.: Nedra. 1982. - 216 p.
10. Karmazin V.V. Magnetic, electric and special methods of enrichment / V.V. Karmazin - M.: MG TU. 2005. - 260 p.

Пожидаев Юрий Васильевич
Кривошеина Наталья Георгиевна

Подготовка и переработка минерального сырья

Учебное пособие

Редактор Н.И. Суганяк

Подписано в печать

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ. л. 11,08 Уч.-изд.л. 11,88 Тираж экз. Заказ
Сибирский государственный индустриальный университет,
654007, Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Типография СибГИУ