

САНКТ–ПЕТЕРБУРГСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ПЕТРА ВЕЛИКОГО

С.В.Рябошук, П.В.Ковалев, А.А.Кур

СЫРЬЕВАЯ БАЗА МЕТАЛЛУРГИИ

Учебное пособие

Санкт-Петербург
2018

Оглавление

Общая характеристика сырьевых материалов.....	3
Промышленная ценность месторождений.....	4
Железо и его роль в научно-техническом прогрессе.....	6
Характеристика и классификация железных руд.....	7
Металлургическая оценка железных руд.....	10
Железорудная база России.....	11
Характеристика марганцевых руд и основные их месторождения.....	19
Флюсы.....	20
Подготовка сырьевых материалов к использованию в металлургическом переделе.....	22
Дробление и измельчение.....	24
Грохочение и классификация.....	26
Усреднение.....	28
Обогащение.....	29
Промывка.....	30
Гравитация.....	31
Магнитная сепарация.....	33
Флотация.....	37
Производство окатышей.....	39
Производство агломерата.....	41
Топливо.....	43
Качество кокса.....	47
Металлический лом.....	52
Источники образования вторичных черных металлов.....	53
Переработка вторичных черных металлов.....	55
Требования, предъявляемые к металлическому лому в электросталеплавильном и конвертерном цехах.....	58

Общая характеристика сырьевых материалов

Как и всякое материальное производство черная металлургия использует материалы, образующие вещественную основу готовой продукции – *сырьевые материалы*. В доменном производстве и в производстве металла с использованием процессов прямого восстановления к сырьевым материалам относятся рудная и флюсовая части шихты, а также топливо. В сталеплавильном производстве к этим материалам добавляется металлическая часть шихты чаще всего в виде металлического лома.

Руда - природный материал (неорганического или органического происхождения), из которого при данном развитии техники экономически целесообразно извлекать содержащийся в нем полезный элемент.

Месторождение - скопление минеральных веществ, сформировавшееся в результате геологических процессов, которое по качеству, количеству и условиям пригодно для промышленного использования.

Флюс - материал, который вводится в процесс для формирования шлака необходимого химического состава и физического состояния.

Капиталоемкость - затраты в строительство на единицу продукции в денежном выражении. (руб./т, дол./т или евро/т).

Материалоемкость - расход материалов на производство единицы продукции (т/т).

Себестоимость - стоимость единицы продукции в денежном выражении на предприятии, производящем эту продукцию (руб./т).

Стоимость сырьевых материалов полностью переносится на стоимость производимой из них продукции. В связи с этим экономическая эффективность производства черных металлов в значительной мере обусловлена экономичностью топливо-сырьевой базы. Это предопределяется высокой материалоемкостью черной металлургии: расход железной руды и флюсов на производство 1 т чугуна может изменяться в широких пределах, достигая 2,4 т (в среднем 1,8-2,0т).

Экономическая целесообразность извлечения необходимого химического элемента (или их группы) определяется, прежде всего, содержанием ценных металлов в минеральном веществе, т. е. так называемым *браковочным пределом* по извлекаемому металлу.

Браковочный предел для одного и того же металла различен. Например, для железа он составляет 20-60%, для меди 1-3%, для никеля 0,3-1,0%, для молибдена 0,005-0,020%.

Также большое значение имеет характеристика породы по обогатимости. Некоторые породы легко обогащаются, а некоторые трудно, т.е. может быть такая ситуация, когда из менее богатой породы легче извлечь элемент, чем из более богатой. Таким образом, рудой, в таком случае, будет являться более бедная порода, потому что из нее экономически целесообразнее извлекать полезный элемент.

Браковочный предел делит руды на *балансовые и забалансовые*. Можно сказать, что забалансовые руды – это технически просто ископаемое, содержащее железо (потенциально экономические).

По мере развития техники и убыли природных ресурсов требования к содержанию извлекаемого элемента снижаются.

Запасы руд того или иного месторождения делятся в зависимости от степени изученности на несколько категорий, обозначаемых буквами латинского алфавита: А, В, С.

А - запасы, вполне установленные и определенные детальными разведками;

В - запасы, количество которых достаточно точно выявлено разведками, но границы рудных тел установлены еще недостаточно точно;

С - запасы, выявленные по естественным обнажениям и геофизическим данным.

Категорию *С* подразделяют на: C_1 - недостаточно изученные и C_2 - предварительно оцененные. Разведанные (подтвержденные): $A+B+C_1$. Прогнозные: P (P_1, P_2, P_3) – информация на основе экстраполяции данных, прогноза, моделирования.

Возможные способы разведки руд: гравиметрический, электрический, сейсмический, аэромагнитная съемка и т. д.

Утверждение запасов руд по категориям *А* и *В* является достаточным основанием для проектирования, строительства и работы горнорудных предприятий на базе этих руд. Утверждение запасов по категории *С* служит основанием для обоснования перспективного планирования промышленности и выделения ассигнований на геологоразведочные работы.

Промышленная ценность месторождений

Промышленная ценность месторождений определяется многими факторами, которые могут быть условно разделены на три группы: социально-экономические, экономико-географические и горно-геологические.

Социально-экономические факторы предусматривают: значение полезного ископаемого и получаемого из него продукта для экономической независимости страны; степень обеспеченности страны данным видом полезного ископаемого; спрос на данный вид полезного ископаемого и его конкурентоспособность на мировом рынке. Ярким примером может служить нефть, значимость которой кардинально отличалась в различные периоды развития человечества.

Экономико-географические факторы представляют собой совокупность данных характеризующих природные и экономические условия района месторождения: удаленность от заводов потребителей, освоенность района, транспортные и энергетические условия, водный режим, рельеф местности, климат и др.

1. Транспортные условия района месторождения характеризуются расстоянием до существующей или намечаемой к сооружению железной

дороги, наличием автомобильных дорог, возможностью использования водных путей (как одного из наиболее дешевых способов транспортировки) и эксплуатации дорог в различное время года.

2. Энергетические условия района месторождения оцениваются исходя из возможности получения электроэнергии для нужд строительства и эксплуатации рудника от внешней энергосистемы, что исключает необходимость строительства собственной электростанции, сокращает капитальные затраты и сроки строительства рудника.

3. Климат и рельеф местности оказывают существенное влияние на условия эксплуатации месторождения и строительства промышленного комплекса в его пределах. Сложный рельеф местности вызывает необходимость дополнительных капитальных вложений.

4. Наличие в районе рассматриваемого месторождения водных ресурсов для производственных и бытовых целей является обязательным условием оценки месторождения. Особенно большое значение водные ресурсы имеют в тех случаях, когда требуется применение мокрых способов обогащения руд.

5. Экономические показатели и сроки освоения месторождения в значительной степени зависят от общей экономической освоенности района.

Наиболее существенное значение имеют степень развития промышленности в районе и возможность организации кооперативных связей нового рудника с другими предприятиями в части ремонтного и энергетического хозяйства, транспорта, водоснабжения и т.д.

Горно-геологические факторы представляют собой важнейшие данные о месторождении: количество разведанных запасов, содержание в них полезных и вредных компонентов, морфологию и условия залегания рудных тел, технологические свойства минерального сырья и инженерно-геологические условия эксплуатации месторождения.

1. Количество разведанных запасов руд является важнейшим показателем, определяющим промышленную ценность.

2. Качество руд определяется совокупностью химических, физических и технических свойств, обеспечивающих возможность их промышленного использования. Качественная характеристика, например, железной руды зависит прежде всего от содержания в ней железа и других полезных компонентов, а также от ее физических и ряда специфических свойств. Ошибка в подсчете запасов руды имеет гораздо меньшее значение по сравнению с ошибкой в определении содержания железа, так как вследствие неправильного определения запасов выразится лишь в сокращении срока эксплуатации месторождения, а ошибка в определении содержания железа отразится на результатах эксплуатации с первого дня. Чем беднее руда, тем большее значение имеет правильное определение содержания железа.

3. Технологические свойства руд: минеральный состав сырья, распределение полезных компонентов и вредных примесей по отдельным минералам, формы и размеры зерен минералов, содержащих основной элемент,

характер их срастания друг с другом и с пороодообразующими минералами, текстуры и структуры минеральных агрегатов.

Морфология и условия залегания рудных тел в значительной степени определяют возможность и экономическую целесообразность разработки месторождения, выбор системы разработки и необходимого горно-технологического оборудования и включают изучение следующих основных факторов: размеры и морфологические особенности, строение и условия залегания рудных тел; продуктивность месторождения и его отдельных участков.

Морфология рудных тел определяется их размерами, формой, выдержанностью по падению и простиранию, степенью прерывистости и насыщенностью безрудными пропластками.

Условия залегания рудных тел определяется углами их падения, глубинами залегания кровли пласта от поверхности и глубиной распространения, что предопределяет способы их разработки (*открытый, подземный, комбинированный*) и технико-экономические показатели будущего предприятия.

4. Инженерно-геологические условия отработки месторождения включают: гидрогеологические условия месторождения; инженерно-геологические свойства полезного ископаемого и вмещающих их пород (трещиноватость, твердость, крепость, буримость, абразивность, кусковатость, влажность и др.); факторы, осложняющие ведение эксплуатационных работ (наличие карстов, склонность пород к оплыванию в увлажненном состоянии и др.) и требующие проведения специальных мероприятий.

Перечисленные выше многочисленные факторы в их совокупности определяют промышленное значение месторождения при современном уровне техники и на данном этапе развития экономики. В каждом конкретном случае значение отдельных факторов для оценки месторождения будет неодинаковым. Поэтому при геолого-экономической оценке определенного месторождения необходимо выделить главнейшие из них и отразить их влияние на промышленное значение месторождения посредством соответствующих показателей.

В условиях рыночной экономики главнейшим критерием, определяющим промышленную ценность месторождения, является прибыль, которая будет получена при его разработке.

Железо и его роль в научно-техническом прогрессе

Железо - химический элемент VIII группы периодической системы Д.И. Менделеева с атомным номером 26 и атомной массой 55,847. Железо может существовать в виде двух кристаллических решёток: объёмно-центрированной кубической (ОЦК, Body-Centred Cubic) и гранецентрированной кубической (ГЦК, Face-Centred Cubic). Ниже 910°С устойчиво α - Fe с ОЦК-решёткой ($a =$

2,87Å° при 20°C). Между 910°C и 1400°C устойчива γ -модификация с ГЦК-решёткой ($a = 3,64\text{Å}^\circ$). Выше 1400°C вновь образуется ОЦК-решётка δ -Fe ($a = 2,94\text{Å}^\circ$), устойчивая до температуры плавления (1539°C). α -Fe ферромагнитно вплоть до 769°C (точка Кюри). Модификация γ -Fe и δ -Fe парамагнитны.

По распространенности элементов в земной коре железо находится на четвертом месте после кислорода, кремния и алюминия, оно входит в состав более 300 минералов, его масса оценивается в 755 трлн т.

Обычно железо используется в виде чугуна и стали - сплавов его с углеродом и некоторыми другими элементами:

Чугун - сплав железа с углеродом. При содержании углерода 2-4%, как правило, хрупок, содержит примеси кремния, марганца, серы, фосфора, а иногда легирующих элементов - хрома, никеля, ванадия, алюминия и др.

По макроструктуре различают серый чугун, содержащий углерод в виде пластинчатого графита, высокопрочный в виде шаровидного, белый чугун, в котором углерод в виде цементита или карбида железа (Fe_3C), и ковкий чугун, получаемый отжигом белого чугуна и содержащий хлопьевидный графит.

Сталь - ковкий сплав железа с углеродом (до 2%) и другими элементами. По химическому составу сталь подразделяется на углеродистую и легированную, а по назначению - на конструкционную, инструментальную и специального назначения. К легированным относятся стали, в которых содержание марганца превышает 0,8%, кремния более 0,4% и содержащие другие, кроме железа, элементы. Производится также сталь с особыми физическими и химическими свойствами: нержавеющей, жаропрочная, электротехническая и др. По характеру застывания металла различают спокойную, полуспокойную и кипящую стали.

Особая роль стали как важнейшего материала современности определяется рядом присущих ей ценных качеств - высокой прочностью, вязкостью, способностью приобретать нужные свойства в зависимости от химического состава и способа обработки, легко изменять форму при горячей и холодной обработке давлением, приобретать жаропрочность, сопротивление истиранию, коррозионную стойкость и др. Все перечисленные механические и физико-химические свойства стали сочетаются с относительно низкой стоимостью ее получения в крупных масштабах по сравнению с другими металлами.

Характеристика и классификация железных руд

Железная руда состоит из минерала (оруденяющего вещества), пустой породы и примесей. Чаще всего железо в минерале химически связано с кислородом, реже с другими элементами.

Пустая порода, нежелательный, но неизбежный спутник железных руд, состоит из кремнезема SiO_2 , глинозема Al_2O_3 , извести CaO и магнезии MgO , образующих сложные минералы. При выплавке в доменной печи пустая порода образует шлак, на расплавление которого затрачивается тепло.

Примеси руд делятся на полезные и вредные. Полезными примесями считается марганец и в отдельных случаях хром, никель, вольфрам, молибден и др.

Вредные примеси - сера, фосфор, мышьяк, цинк, свинец и в большинстве случаев медь - либо ухудшают качество металла, либо разрушающе действуют на огнеупорную футеровку доменной печи.

Важнейшая геохимическая особенность железа — наличие у него нескольких степеней окисления. Железо в нейтральной форме — металлическое — составляет ядро земли, возможно, присутствует в мантии и очень редко встречается в земной коре. Закисное железо FeO — основная форма нахождения железа в мантии и земной коре. Окисное железо Fe_2O_3 характерно для самых верхних, наиболее окисленных, частей земной коры, в частности, осадочных пород.

В зависимости от типа рудного минерала железные руды делят на четыре основные группы:

Красный железняк или гематитовая руда. Минерал *гематит* - безводный оксид железа Fe_2O_3 , в чистом виде содержит 70% железа и 30% кислорода. Это наиболее распространенная железная руда, характеризующаяся высокими металлургическими свойствами. Пустая порода состоит преимущественно из SiO_2 с незначительными примесями Al_2O_3 , CaO и MgO . Вредные примеси содержатся в малом количестве.

Магнитный железняк или магнетитовая руда. Носителем железа является минерал *магнетит* Fe_3O_4 , представляющий собой оксид железа $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ и содержащий 72,4% железа и 27,6% кислорода. Характерная особенность этой руды состоит в сильно выраженных магнитных свойствах, используемых при магнитном обогащении. Пустая порода магнитного железняка содержит повышенное количество CaO и MgO и состоит из кремнеземистых и алюмокремнеземистых соединений кальция и магния. Магнетитовые руды чаще других бывают загрязнены серой, содержащейся в рудах в виде пирита FeS_2 .

Магнитный железняк под влиянием окислительных процессов, происходящих у поверхности земной коры, может окисляться и превращаться в безводный оксид железа Fe_2O_3 . Мерой этого превращения является отношение (1):

$$k = \text{Fe}_{\text{общ}} / \text{Fe}_{\text{FeO}}, \quad (1)$$

где $\text{Fe}_{\text{общ}}$ – общая масса железа, кг; Fe_{FeO} – масса железа, локализованная в виде FeO , кг.

Чем больше k , тем выше степень окисленности магнитного железняка. В чистом магнетите $k=3$, однако, принято считать, что при $k < 3,5$ руда называется магнетитовой, при $k > 7$ - *мартитовой*. При значении $k=3,5-7$ руда называется *полумартитовой*.

Встречаются разновидности магнитного железняка, содержащие титан в виде $\text{FeTiO}_3 \cdot \text{Fe}_3\text{O}_4$ ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{Fe}_3\text{O}_4$). Такие руды носят название

титаномагнетитов. При обогащении этой руды выделяется минерал ильменит FeTiO_3 (TiO_2 -рутил), который используют для получения титана в титановой промышленности.

Бурый железняк представлен железосодержащими минералами водных оксидов железа, выражаемых общей формулой $m\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. В зависимости от величины отношения n/m различают следующие минералы (Табл.1)

Табл.1

Минералы бурых железняков	
Наименование минерала	n/m
Гидрогематит (62-69% Fe)	<1
Гетит (62,9% Fe)	1
Гидрогетит (59,8-63% Fe)	1-1,5

Наиболее распространенный минерал этой группы – *лимонит*, который содержит 59,8% Fe. Его химическая формула - $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$. Минерал *гетит* имеет формулу $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ или $\text{FeO} \cdot \text{OH}$ [1].

В этих рудах содержится повышенное количество марганца и вредных примесей - фосфора и серы. Пустая порода бурых железняков состоит из SiO_2 с повышенным содержанием Al_2O_3 и CaO . Руды, как правило, порошковатые, пористые.

Шпатовый железняк - железная руда, основу которой составляет минерал сидерит FeCO_3 .

В начале XX века ученые, промышленники, деловые люди с тревогой заговорили о надвигающемся железном голоде. Международный конгресс в 1910 году определил, что запасов железной руды хватит лет на шестьдесят. Следующий конгресс в Брюсселе подтвердил опасность: к 1970 году многим металлургическим комбинатам не будет доставать сырья.

Через год после брюссельского конгресса - в апреле 1923 года - неглубокая скважина в четырех километрах от города Щигры вскрыла залежь железистых кварцитов. На поверхность Земли впервые подняли образец руды Курской магнитной аномалии (КМА). Вновь открытая руда была довольно бедной: содержание железа в ней не превышало 35%, тогда как в богатых магнитных железняках его подчас бывало чуть не вдвое больше. Зато скромных железистых кварцитов оказалось космически много (на тот момент разведанные запасы составляли около 30 млрд.т., прогнозные около 50 млрд.т.).

Железистые кварциты располагаются тремя поясами, охватывающими весь земной шар. Западный пояс проходит через Европу, Ледовитый океан, Северную и Южную Америку, Атлантический океан и Африку. Восточный пояс протягивается по Колыме, Уссурийскому краю, Китаю, Бирме, Индии, Австралии, по дну Индийского океана. Третий пояс охватывает Землю в широтном направлении. Он пролегает в основном по территории России: Южный Алдан, Становой хребет, Северное Прибайкалье, Восточный и Западные Саяны, Тува, Алтай, Казахстан и Южный Урал.

В некоторых местах железные обручи имеют утолщения, своего рода узлы. Например, знаменитые руды Кривого Рога и Курской магнитной аномалии - эти

узлы западного пояса, крупнейшие железорудные бассейны земного шара. На втором месте после КМА - Наам-Трансвальский бассейн в Африке. Это другой узел западного пояса. К гигантским можно отнести бассейн Верхнего озера в США, месторождения Канады, Южной Америки, Индии, Китая. Но они значительно уступают КМА.

Железистые кварциты всегда и везде выглядят одинаково. Раз увидев их, даже неопытный человек не спутает потом эти руды с другими. Тонкая светлая прослойка кварца, рядом рудная прослойка, сложенная темными минералами: магнетитом или гематитом, а чаще всего и тем и другим одновременно. Образец железистых кварцитов выглядит как тень от изгороди в солнечный день: темная полоска, светлая, темная и снова светлая. Это - всегда строгое чередование кварца и минералов железа. Отсюда и название - *железистые кварциты*.

Металлургическая оценка железных руд

Основными *критериями оценки* железных руд являются: 1. Содержание железа; 2. Тип основного железорудного минерала; 3. Состав и свойства пустой породы; 4. Содержание вредных примесей; 5. Стабильность химического состава; 6. Восстановимость; 7. Кусковатость; 8. Прочность; 9. Пористость; 10. Влажность.

При оценке железной руды прежде всего обращают внимание на содержание в ней железа, которое колеблется в очень широких пределах. К богатым относят руды, содержащие железо 60-68%, к средним 50-60% и к бедным 40-50%. Нижний предел содержания железа определяется выгодностью их использования.

Состав и свойства пустой породы имеют важное значение, как шлакообразующая часть железной руды. Для получения жидкоподвижного шлака в доменной печи с хорошей серопоглотительной способностью необходимо, чтобы отношение $(CaO + MgO)/(SiO_2 + Al_2O_3)$ было в пределах 0,8 - 1,2. Это отношение называют *основностью*. При основности руды около 1 руда называется *самоплавкой*. Чтобы уяснить значение состава пустой породы руды, рассмотрим пример.

В железной руде содержится 20% пустой породы. Требуемая основность шлака CaO/SiO_2 равна 1,2. Пусть в первом случае пустая порода состоит только из CaO (10,9%) и SiO_2 (9,1%). Тогда основность ее будет равна $CaO/SiO_2 = 10,9/9,1 = 1,2$, т.е. пустая порода будет самоплавкой. При переработке 1 тонны такой руды в доменной печи образуется 200 кг шлака.

Во втором случае количество пустой породы также 20%, но содержит только SiO_2 . Для получения шлака в доменной печи с основностью 1,2 на 1т руды потребуется загрузить в печь CaO в количестве $1,2 \cdot 200 = 240$ кг. Таким образом, общее количество шлака составит $200 + 240 = 440$ кг, т.е. увеличится более чем в два раза по сравнению с первым случаем. Соответственно увеличению количества шлака возрастет и расход тепла в доменной печи на его нагрев и расплавление.

Вредные примеси руд сера, фосфор, цинк, свинец, мышьяк и медь снижают металлургическую ценность руды.

Так сера, формируя легкоплавкие сульфиды при температурах пластической обработки, сообщает металлу *красноломкость*. В рудах сера содержится в виде пирита FeS_2 и иногда в виде сульфатов CaSO_4 (гипс) и BaSO_4 (барит) в количестве 0,05 - 0,15%. Более высокое содержание серы характерно для магнетитовых руд (например, магнитогорские руды могут содержать до 2%). Основное количество серы вносится в доменную печь с топливом.

Фосфор придает металлу *хладноломкость*, т.е. снижает ударную вязкость стали, особенно низких температурах. В рудах фосфор содержится в виде фосфатов железа и кальция ($\text{Fe}_3\text{P}_2\text{O}_8$ и $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$). В доменной печи фосфор восстанавливается практически полностью и переходит в чугун. Наиболее загрязнены фосфором бурые железняки.

Цинк в доменной печи в чугун не переходит. Он восстанавливается, испаряется и, конденсируясь в швах кладки верхней части печи, приводит к разрушению футеровки, а иногда и разрыву металлического кожуха печи.

Свинец в доменной печи полностью восстанавливается и скапливаясь в горне печи разрушает его футеровку.

Постоянством химического состава железных руд определяется постоянство технологических режимов выплавки металла.

Физико-химические свойства (восстановимость) и физические свойства (кусковатость, прочность, пористость и влажность) имеют важное значение только для незначительного количества кусковых руд, используемых в доменной печи. Однако эти свойства имеют существенное значение при подготовке руд к плавке, особенно при необходимости их обогащения.

Железорудная база России

Состояние железорудной базы Российской Федерации на 1.01.2016 г., млрд т

Прогнозные ресурсы	P_1	P_2	P_3
количество	95,9	21,9	20,4
Запасы	$A+B+C_1$		C_2
количество	58,4		51,6

Использование железорудной базы Российской Федерации Российской Федерации в 2015 г.

Добыча из недр, млн т	334,1
Производство товарных железных руд, млн т	106,3
Экспорт товарных железных руд, млн т	21,3
Импорт товарных железных руд, млн т	8,1
Производство стали, млн т	70,9
Производство чугуна, млн т	52,6

Россия обладает крупной сырьевой базой железорудного сырья — её запасы достигают 110 млрд т, в том числе по категориям А+В+С₁ разведано 58,4 млрд т железных руд. По количеству промышленных запасов уступает только Бразилии. При этом в разработку вовлечено лишь 26,1 млрд т или менее 45% разведанных запасов категорий А+В+С₁ [2,3].

Значительные прогнозные ресурсы, локализованные на территории страны, определяют широкие возможности для наращивания запасов железных руд страны: только наиболее достоверные из них (категории Р1) достигают 95,9 млрд т и сравнимы по объему с имеющимися запасами.

Как и везде в мире, основным источником железорудного сырья в России являются месторождения железистых кварцитов и богатых руд, развивавшихся по ним. Однако по качеству их Россия уступает крупнейшим мировым производителям — Бразилии, Австралии и Индии. Высококачественными рудами, содержащими более 60% железа, представлена лишь четверть запасов страны, при этом значительная их часть характеризуется сложными горно-геологическими условиями разработки и не осваивается. Остальные запасы среднего качества, содержание железа в них колеблется от 16 до 40%. Значительно меньшую роль играют титаномагнетитовые руды со средним содержанием железа 17%, а также скарново-магнетитовые месторождения (Fe≈33%). *Скарны* – высокотемпературная контактово-метасоматическая горная порода, сложенная специфическими известковыми или магнезиально-железистыми силикатами. Образование скарнов происходит путем химического взаимодействия находящихся в контакте алюмосиликатных и карбонатных горных пород посредством высокотемпературных растворов.

К настоящему времени на территории России уточнены границы девяти районов (провинций) железорудных месторождений (Рис.1).



Рис.1. Железорудные провинции России

1. *Карело-Кольская железорудная провинция.* Охватывает Мурманскую область, западную часть Архангельской области и Республику Карелия.

2. *Курская железорудная провинция.* Является крупнейшей не только в России, но и в мире. Располагается на территории Белгородской, Курской и Орловской областей.

3. *Уральская железорудная провинция.* Охватывает территории Свердловской, Челябинской, Оренбургской, Курганской областей и республику Башкортостан.

4. *Алтае-Саянская железорудная провинция.* Эта провинция охватывает Алтайский край, Республику Алтай, Кемеровскую область, Республику Хакасия, юг Красноярского края.

5. *Ангарская железорудная провинция.* Провинция расположена на юге Сибирской платформы и охватывает юго-восточную часть Красноярского края и северную часть Иркутской области.

6. *Ангаро - Енисейская железорудная провинция.* Провинция занимает западную часть Красноярского края от устья реки Ангары на юге до устья реки Нижняя Тунгуска на севере. Запасы этой провинции практически не разрабатываются из-за отдаленности их месторождений и трудности обогащения.

7. *Забайкальская железорудная провинция.* Провинция охватывает территорию Республики Бурятия и Читинской области.

8. *Алданская железорудная провинция.* Расположена на Алданском щите и охватывает южную часть Республики Саха (Якутия) и самую северную часть Читинской области.

9. *Дальневосточная железорудная провинция.* Провинция охватывает восточную часть Амурской области, Хабаровский и Приморский края.

Сырьевая база железных руд России характеризуется неравномерным размещением по территории: не менее двух третей их сосредоточено на юге европейской части России. В то же время объекты со значимыми запасами железных руд разведаны во всех регионах страны: важную роль играют железорудные месторождения Урала, Северо-Западного региона и Дальнего Востока (Рис.2).

Железорудная база Центрального и Центрально-Черноземного районов. Курская магнитная аномалия, расположенная в пределах одноименной железорудной провинции, включает в своих недрах почти 68,5 млрд т запасов железных руд. Они представлены как магнетитовыми кварцитами, содержащими 33–40%Fe, так и богатыми гематит-мартитовыми рудами с содержанием Fe 60–61%. Основные месторождения региона — гигантские по масштабу Михайловское, Лебединское, Стойленское и Стойло-Лебединское — разрабатываются крупными карьерами и совокупно обеспечивают более половины российской добычи железных руд.

Еще один гигантский объект — Яковлевское месторождение богатых гематит-мартитовых руд готовится к эксплуатации. Освоение других объектов с богатыми рудами сдерживается сложными горно- и гидротехническими условиями.



Распределение запасов и прогнозных ресурсов железных руд (млрд т) по субъектам Российской Федерации, млрд т

Рис.2.

Курская магнитная аномалия является практически неисчерпаемым источником железорудного сырья, локализованные здесь ресурсы только наиболее достоверной категории P₁ достигают 76 млрд т, или 80% российских.

Железородная база Урала. Проявления железных руд в данном районе известны еще с VIII века. В пределах Уральской железорудной базы сосредоточено чуть более 15% запасов железных руд России (16,7 млрд т). Крупнейшими среди них являются Гусевогорское и Собственно-Качканарское в Свердловской области, а также Суоямское в Челябинской области. Руды месторождений комплексные, основным компонентом является титан; ванадий, железо и фосфор играют роль попутных. Содержание железа в их рудах низкое — 14,5–16,5%.

Основными рудными минералами являются титаномагнетит и ильменит. В рудах Собственно-Качканарского месторождения всегда присутствует ванадий, который попутно извлекается в составе титаномагнетитового концентрата, значительно повышая рентабельность отработки бедных по железу руд

При введении 0,15–0,25% ванадия резко повышаются прочность, вязкость, сопротивление усталости и износоустойчивость стали. Ванадий, введенный в сталь, является

одновременно раскисляющим и карбидообразующим элементом. Карбиды ванадия, распределяясь в виде дисперсных включений, препятствуют росту зерна при нагреве стали.

В пределах района выявлены также средние и мелкие по масштабу месторождения скарново-магнетитового и осадочного типа. Локализованы прогнозные ресурсы скарнового оруденения в количестве около 1 млрд т категории P_1 .

Железородная база Сибири. Месторождения Сибири заключают около 10% российских запасов железных руд (10,7 млрд т). В Алтае-Саянской и Ангарской железорудных провинциях сосредоточены основные скарново-магнетитовые объекты, из наиболее крупных – Шерегешовское месторождение. Среди разрабатываемых масштабом выделяется Таштагольское месторождение в Кемеровской области; крупные запасы разведаны в неосваиваемых месторождениях Иркутской области — Нерюндинском и Капаевском. Содержание железа в их рудах колеблется от 20% до 50%; часто повышены концентрации попутных компонентов — меди, цинка, золота, которые, однако, не извлекаются при добыче.

В Забайкальском крае значимые объекты расположены в пределах Алданской железорудной провинции (прежде всего, крупное осваиваемое Чинейское месторождение титаномагнетитовых руд) и Забайкальской железорудной провинции, где крупнейшим является осваиваемое Березовское месторождение осадочных железных руд. На территории Красноярского края разведаны крупные Ишимбинское и Нижне-Ангарское месторождения труднообогатимых гематитовых руд.

Прогнозные ресурсы Сибирского ФО оцениваются в 9,7 млрд т по категории P_1 . Наибольшее их количество локализовано в Патынском месторождении титаномагнетитовых руд (2,5 млрд т) в Кемеровской области и в пределах Бакчарской площади (2,7 млрд т) в Томской области. Суммарные ресурсы скарново-магнетитовых руд оценены в основном в мелких и средних рудопроявлениях, в количестве 2,8 млрд т.

Железородная база Дальнего Востока. В дальневосточных регионах страны разведано 8,8 млрд т запасов железных руд. Основное распространение получили месторождения железистых кварцитов. Это, прежде всего, подготавливаемые к эксплуатации Тарыннахское и Горкитское месторождения с содержанием железа в рудах чуть больше 28% в Республике Саха (Якутия), приуроченные к Алданской провинции. Средние по масштабу месторождения этого же геолого-промышленного типа — Кимканское и Сутарское (33% Fe), расположены в пределах Дальневосточной железорудной провинции в Еврейской АО. Ресурсы категории P_1 здесь оцениваются свыше 3,3 млрд т.

Железородная база Северо-Западного района. Небольшие запасы железистых кварцитов (1,67 млрд т) подсчитаны в 13 месторождениях Карело-Кольской железорудной провинции. Среднее содержание железа в кварцитах варьируется от 29% до 32%. Сравнительно крупные объекты —

Костомукшское, Оленегорское и Корпангское месторождения —вносят основной вклад в железорудное производство региона.

Кроме того, здесь разведаны бадделеит-апатит-магнетитовое Ковдорское месторождение (бадделеит – оксид циркония ZrO_2), по масштабу относящееся к гигантским, и крупное титаномагнетитовое Юго-Восточная Гремяха. Потенциал роста сырьевой базы провинции невелик — прогнозные ресурсы железных руд категории P_1 не превышают 1,25 млрд т.

Государственным балансом запасов полезных ископаемых России учитывается 227 коренных месторождений железных руд, 19 из которых относятся к особо крупным с запасами более 1 млрд т, а также два техногенных месторождения в Мурманской области (Табл.2).

В 2015 г. в России добыто 334,1 млн т сырой руды. На горно-обогатительных комбинатах из железорудного сырья получено 106,3 млн т товарной продукции, в том числе 101,2 млн т концентрата, часть которого пошла на производство 37,1 млн т окатышей, и 5,1 млн т аглоруды. По выпуску железорудного сырья Россия занимает в мире пятое место, обеспечивая примерно 5% мирового производства и в разы уступая главным продуцентам — Австралии и Бразилии.

Ведущий производитель железорудного сырья — Австралия обеспечивает свыше 40% производства этой продукции в мире, чему способствует высокое качество ее сырьевой базы, где широким распространением пользуются богатые гематит-гетитовые руды с содержанием железа 60–65%. Бразилия располагает самым большим количеством промышленных запасов железных руд, но по производству товарной продукции занимает лишь вторую позицию, вдвое уступая лидеру. Индия имеет хорошо развитую железорудную промышленность при сравнительно небольшой сырьевой базе железных руд.

В Китае основное распространение получили бедные магнетитовые и гематит-магнетитовые руды месторождений, связанных с железистыми кварцитами. Содержание железа в них не превышает 33%, характерно повышенное содержание вредных примесей — алюминия и фосфора. Из-за невысокого качества сырья объем добываемых руд впятеро превышает количество выпускаемой железорудной продукции.

Главным регионом России по производству железорудного сырья является Курская магнитная аномалия; на долю расположенных здесь предприятий приходится свыше половины извлеченного из недр сырья. В 2015 г. здесь добыто 55% железорудного сырья (183,5 млн т) и выпущено 55% (59 млн т) российской товарной продукции.

Примерно пятую часть извлекаемого сырья дают эксплуатируемые месторождения Урала, важнейшим из которых является Гусевогорское в Свердловской области, где в 2015 г. получено 58,2 млн т. Еще примерно столько же поставляют месторождения Северо-Западного района, прежде всего Костамукшское в Республике Карелия (19,6 млн т) и Ковдорское в Мурманской области (18,5 млн т). В восточных регионах страны добыча железорудного сырья лишь немногим превышает 10% суммарной в стране; объем извлекаемых руд даже на важнейших объектах едва достигает нескольких миллионов тонн (Рис.3).

Табл.2.

Основные месторождения железных руд

Недропользователь, месторождение	Геолого- промышленный тип	Запасы, млн т руды		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержа- ние Fe в рудах, %	Добыча в 2015 г., млн т руды
		A+B+C ₁	C ₂			
ОАО «Михайловский ГОК»						
Михайловское* (Курская область)	Гематит- магнетитовый в железистых кварцитах	7963	4754	11,5	39,5	97,1
ОАО «Стойленский ГОК»						
Стойленское* (Белгородская область)	Гематит- магнетитовый в железистых кварцитах	6473	4645	10	30	32,3
ОАО «Комбинат КМАруда»						
Коробковское (Белгородская область)	Магнетитовый в железистых кварцитах	2937	672	3,3	33,2	4,8
ОАО «Лебединский ГОК»						
Стойло-Лебединское (Белгородская область)	Магнетитовый в железистых кварцитах	2183	109	2,1	35	15,3
Лебединское* (Белгородская область)		3581	1787	4,9	34,6	33,2
ООО «Металл-Групп»						
Яковлевское* (Белгородская область)	Гематит-сидерит- мартитовый	1860	7740	8,7	60,5	0,8
ООО «Энерготехмаш-XXI век»						
Гостищевское (Белгородская область)	Гематит-сидерит- мартитовый	2596	7559	9,2	61,6	0
АО «Ковдорский ГОК»						
Ковдорское* (Мурманская область)	Бадделеит-апатит- магнетитовый	725,4	728,5	1,3	25,2	18,5
АО «Карельский окатыш»						
Костомукшское (Республика Карелия)	Магнетитовый в железистых кварцитах	695,6	75,9	0,7	32,1	19,6
ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК»						
Гусевское (Свердлов- ская область)	Ванадиево-титано- магнетитовый	2160	1292	3,1	16,6	58,2
Собственно-Качканарское (Свердловская область)		3603	3270	6,2	16,6	0
ООО «ЛЕКС ЭЛЕКТА»						
Суроямское (Челябинская область)	Ванадиево-титано- магнетитовый	1791	1918	3,4	14,3	0
ОАО «Евразруда»						
Шерегешевское (Кемеровская область)	Магнетитовый в скарнах	136,8	14,5	0,1	36	3
Таштагольское* (Кемеровская область)		409	296,4	0,6	45,5	1,3
ОАО «Коршунский ГОК»						
Рудногорское* (Иркутская область)	Магнетитовый в скарнах	201,6	36,2	0,2	31,7	4
ОАО ГМП «Забайкалстальинвест»						
Чинейское (Забайкальский край)	Титаномагнетитовый	464,1	472,4	0,9	33,5	0
ЗАО «ГМК "Тимир"»						
Тарынахское (Республика Саха (Якутия))	Магнетитовый в железистых кварцитах	924,6	1885	2,5	28,3	0
Горкитское (Республика Саха (Якутия))		590,4	1029	1,5	28,5	0
ООО «Гаринский горно-металлургический комбинат»						
Гаринское (Амурская область)	Магнетитовый в скарнах	210,9	48,6	0,2	35,5	0



Основные железорудные месторождения и распределение добычи железной руды по субъектам Российской Федерации в 2015 г., млн т

Рис.3.

На отечественные металлургические комбинаты для выплавки чугуна и стали, а также производства металлизированного сырья (ППВ) направляется около 80% выпускаемой в России железорудной продукции. Выпуск чугуна в России в 2015 г. увеличился относительно предыдущего года на 2,1%, достигнув 52,6 млн т. Объем производства стали в России в 2015 г. сохранился на прошлогоднем уровне и составил 70,9 млн т.

Перспективы увеличения добычи железных руд в России связаны, прежде всего, с месторождениями Дальнего Востока, где имеется много крупных неосвоенных объектов, входящих в Таежную и Тарыннахскую группы в Южной Якутии, а также приуроченных к Мало-Хинганскому рудному району в Приамурье, на базе которых проектируется комплекс предприятий черной металлургии. Развитию железорудной отрасли в регионе будет способствовать модернизация и расширение БАМа, что откроет возможности сбыта товарной продукции на зарубежном и внутреннем рынках.

При благоприятной экономической ситуации в следующем десятилетии ожидается ввод в эксплуатацию крупных объектов на Урале — Собственно-Качканарского и Суоямского месторождений титаномагнетитовых руд.

Некоторые разрабатываемые карьерным способом объекты Северо-Западного округа близки к истощению. На длительную перспективу возможен

переход на альтернативные геолого-промышленные типы руд (титаномагнетитовые).

Проблемным регионом является юг Сибири, где неизбежно сокращение карьерных запасов. В связи с этим производители вынуждены будут переходить на более дорогостоящий подземный способ отработки.

Характеристика марганцевых руд и основные их месторождения

Марганцевые руды являются неотъемлемой частью сырьевой базы черной металлургии. Практически все марки стали содержат марганец. Переходя в чугун в доменном процессе, марганец способствует увеличению его твердости, вязкости и уменьшает вредное влияние серы (за счет образования тугоплавких сульфидов MnS). Присутствие марганца в шлаке повышает его жидкотекучесть.

Марганец так же, как и железо, в чистом виде в природе не встречается. Он входит в состав различных минералов, которые вместе с пустой породой образуют марганцевые руды. Известно около 130 минералов, содержащих марганец. Наиболее распространенные представлены в табл.3

Табл.3

Минералы марганцевых руд

Минерал	Формула	Содержание Mn
Пирролюзит	MnO_2	63,2
Браунит	Mn_2O_3	69,6
Гаусманит	Mn_3O_4	72,1
Псиломелан	$mMnO \cdot nMnO_2 \cdot pH_2O$	45-60
Родохрозит	$MnCO_3$	47,8
Родонит	$MnSiO_3$	41,9

Пирролюзит (MnO_2) - минерал, диоксид марганца. Черный, непрозрачный, серостальной. *Браунит* (Mn_2O_3) – темно-серый, коричнево-серный. *Гаусманит* (Mn_3O_4) – коричнево-темный, серый. *Псиломелан* ($mMnO \cdot nMnO_2 \cdot pH_2O$)- коричневатого-черный. *Родохрозит* ($MnCO_3$) - «Роза инков», розовый, красный, темновато-серый, коричневый. *Родонит* ($MnO \cdot SiO_2$) - розовый, красный, коричнево-красный.

Как видно из таблицы содержание марганца в этих минералах составляет 41,9-72,1%. Однако в добываемых марганцевых рудах из-за примесей содержание марганца составляет 20-45% и редко 50-57%. Пустая порода в основном состоит из кремнезема и в меньшей степени из глинозема. Вредные примеси сера и фосфор в рудах различных месторождений распределены по-разному. Сера содержится в незначительных количествах. Содержание фосфора иногда достигает 0,5%. По физическому состоянию марганцевые руды большей частью порошковые и содержат много влаги.

Наиболее крупное месторождение марганцевых руд в мире - Никопольское находится на Украине в Днепропетровской области. Запасы руд этого месторождения составляют более 1 млрд. т. Крупным месторождением

является также Чиатурское месторождение в Грузии с запасами около 180 млн. т.

Имеются месторождения марганцевых руд и в России: Полуночное и Марсятское на Урале, Южно-Хинганское в Еврейской АО, а также крупнейшее в стране Усинское (Сибирь – Кемеровская область, около 106 млн т) [2].

Другие крупные месторождения марганцевых руд в мире находятся в Индии, ЮАР, Гане, Марокко, Бразилии и на Кубе.

Флюсы

Флюсы применяются для образования и регулирования состава шлака в соответствии с требуемыми его физическими и химическими свойствами. В черной металлургии в качестве флюсов используются известняк, известь, плавиковый шпат, боксит, бой шамотного кирпича.

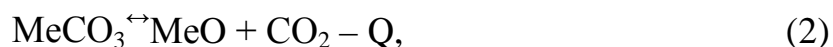
Известняк состоит преимущественно из минерала *кальцита* и поэтому содержит в основной своей массе соединение CaCO_3 - около 98%. В чистом виде известняк содержит 56% CaO и 44% CO_2 .

Важнейшим требованием, предъявляемым к известнякам, является низкое содержание в них кремнезема и глинозема, а также вредных примесей серы и фосфора. Кремнезем и глинозем нежелательны поскольку, снижают содержание свободных оксидов CaO и MgO в известняке.

Основным показателем качества известняка является его флюсующая способность, выражаемая в процентах содержания $\text{CaO}+\text{MgO}$ за вычетом содержания SiO_2 , помноженного на величину основности в используемом металлургическом процессе.

В настоящее время известняк на металлургических предприятиях используется главным образом для производства извести.

Известь является продуктом разложения углекислых соединений при их нагревании. В общем виде реакцию разложения углекислой соли металла можно представить так:



где Me - обозначение металла Ca , Mg , Fe , Mn .

Представленная реакция (2) является обратимой. Такой обратимый распад сложного химического соединения на составные части под действием температуры называется *термической диссоциацией*. Равновесие устанавливается при некотором давлении диоксида углерода, определенном для каждой температуры. Давление диоксида углерода в равновесной системе называется *упругостью диссоциации*.

Разложение углекислых соединений протекает с поглощением тепла (Табл.4).

Табл.4

Минерал	Количество поглощаемого тепла, кДж
CaCO ₃	177,988
MnCO ₃	118,463
MgCO ₃	110,803
FeCO ₃	103,980

Упругость диссоциации каждой углекислой соли возрастает с увеличением температуры. Чем больше тепла требуется на разложение углекислой соли, тем ниже ее упругость диссоциации при данной температуре и тем прочнее соединение. Из приведенных выше углекислых соединений наиболее прочным является карбонат кальция CaCO₃, наименее прочным - карбонат железа FeCO₃.

С повышением температуры упругость диссоциации известняка (CaCO₃) растет сначала медленно, а затем быстро. Как только упругость диссоциации сравнивается с парциальным давлением CO₂ начинается разложение известняка. Однако оно протекает вначале медленно, так как удаление CO₂ из глубины куска известняка совершается только в результате диффузии, вызываемой разностью концентраций CO₂ внутри и на поверхности куска.

Процесс разложения известняка будет протекать медленно до тех пор, пока упругость диссоциации его вследствие возрастания температуры не превысит величину общего давления газа в системе. При этих условиях образующийся внутри куска диоксид углерода будет удаляться не только в результате диффузии, но и вследствие разности давлений, так как внутри куска давление будет выше чем на его поверхности. Температура, при которой упругость диссоциации карбоната становится равной давлению окружающей атмосферы, называется точкой химического кипения.

Боксит употребляется для разжижения шлака, особенно в мартеновском производстве. Основной составляющей частью боксита является глинозем (Al₂O₃·nH₂O), который и разжижает шлак при повышении оксида алюминия в шлаке до 8%.

Химический состав бокситов, применяемых в сталеплавильном производстве, представленный в табл.5, может колебаться в широких пределах.

Табл.5

Компонент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
Содержание, %	3-10	20-50	1-3	0-1,2	0-0,2	0-3,5	0,2-0,6	25-45

Боксит содержит значительное количество оксидов железа, поэтому он является не только флюсом, но и окислителем, т.е. при применении боксита достигается не только разжижение шлака, но и в некоторой степени ускоряется шлакообразование.

Плави́ковый шпата́ применяется для разжижения очень густых (содержащих высокие концентрации CaO) шлаков, а также в случаях кратковременности протекания процесса шлакообразования (например, в кислородно-конвертерном или современном электросталеплавильном переделе). Основная составляющая плави́кового шпата представляет собой минерал *флюорит* CaF₂, содержание которого находится в пределах 75-95%. Нежелательной примесью плави́кового шпата является кремнезем, если содержание его превышает 10-15%. Плави́ковый шпата сильнее разжижает шлак, чем боксит, но действие его непродолжительно вследствие улетучивания фтора в виде фтористого кремния (SiF₂) или фтористоводородного газа (HF).

В сталеплавильном производстве используют концентрат плави́кового шпата марок ФК (размер кусков 300-50 мм) и ФГ (размер кусков 50-5 мм). В зависимости от содержания флюорита используют следующие марки плави́кового шпата (Табл.6).

Табл.6

Марки плави́кового шпата

Марка	Содержание CaF ₂
ФК-92, ФГ-92	не менее 92%
ФК-85, ФГ-85	не менее 85%
ФК-75, ФГ-75	не менее 75%.

Бой шамотного кирпича используется в сталеплавильном производстве для разжижения шлака, но в ограниченных количествах во избежание сильного снижения основности шлака (шамотный кирпич содержит до 60%SiO₂ и 30-35%Al₂O₃).

Подготовка сырьевых материалов к использованию в металлургическом переделе

Большая часть полезных ископаемых подвергается обогащению, так как в естественном состоянии не соответствуют необходимому содержанию полезного извлекаемого элемента.

Обогащением называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, имеющих целью отделение полезных минералов от пустой породы.

Экономическое значение обогащения обуславливается тем, что переработка обогащенного сырья обходится дешевле, чем природного. Например, для доменной печи, чем выше содержание железа в шихте, тем выше производительность доменной печи и ниже расход кокса. При этом производительность доменной печи возрастает примерно в тех же пределах, в каких снижается расход кокса.

Однако, как видно из рис.4, получение богатых концентратов требует больших капитальных затрат (кривая C-D), в то время как затраты в доменном

цехе, в этом случае сокращаются (кривая А-В). Пересечение кривых А-В и С-Д (точка К) указывает на оптимальную степень обогащения железных руд (точка К'). Пересечение этих кривых обычно соответствует минимальной себестоимости чугуна (кривая Е-Ф).

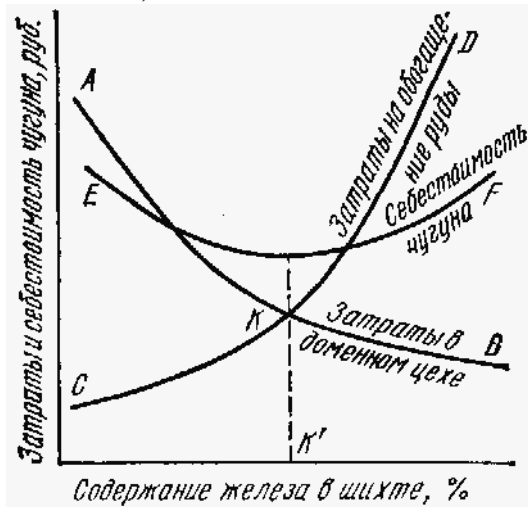


Рис.4. Схема графического определения оптимального содержания железа в железосодержащей части шихты

Все методы обогащения основаны на использовании различий в присущих минералам физико-химических свойствах. В результате обогащения получают *концентрат*, в котором сосредоточена основная масса полезных составляющих, содержащихся в сырье до его обогащения. Отходы - *хвосты*, в которые переходит большая часть пустой породы.

Обогащение производится на обогатительных фабриках, при этом качество продуктов обогащения (концентратов) в первую очередь определяется: содержанием ценных компонентов, содержанием примесей, а также гранулометрическим составом.

На обогатительных фабриках осуществляются следующие процессы обработки: подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

К *подготовительным* относятся: дробление, измельчение, грохочение и классификация, при которых достигается раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой.

К *основным обогатительным* относятся процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентрат, а пустая порода в хвосты.

К *вспомогательным* относятся операции обезвоживания, фильтрования и сушки для доведения влажности этих продуктов до нормы или для очистки воды для повторного использования.

К процессам *производственного обслуживания* относятся операции, обеспечивающие протекание технологических процессов обогащения: транспорт, водоснабжение, электроснабжение, контроль, механизация и т.д.

Дробление и измельчение

Крупность добываемых железных руд при открытой добыче составляет до 1000-1200 мм и при подземной добыче до 300-800 мм. Для дальнейшего использования такие крупные массивы требуется раздробить [4].

Дробление - процесс уменьшения размера кусков твердого материала его разрушением под действием внешних сил, который имеет целью придание кускам материала определенной крупности. Для доменной плавки - это 40-100 мм, мартеновской и конвертерной 20-40 мм, для агломерации 6-10 мм, а для обогащения иногда требуется менее 0,1 мм.

Как предварительную операцию дробление применяют для всех обогащаемых руд. *Руду надо разрушить, чтобы появилась возможность отделить пустую породу.* Чем мельче дробление, тем полнее рудные зерна отделяются от пустой породы. Дробильные агрегаты позволяют получать крупность руды до 6-15 мм. Глубокое же обогащение достигается последующим помолом до 1 мм или до 0,1 мм и менее - такое дробление называется *измельчением*.

Дробление и измельчение дорогой процесс и составляет 35-70% расходов на весь цикл обогащения. Поэтому желательно не дробить понапрасну. Для этого процесс дробления разделяют на несколько стадий и перед каждым проводят *классификацию* с целью выделения готовых по размеру кусков и мелочи.

Количество стадий определяется максимальной крупностью кусков исходной руды, заданной крупностью и физическими свойствами руды (твердостью). Степень дробления определяется как:

$$i = D/d \quad (3)$$

где D - диаметр наиболее крупных кусков исходного продукта, мм; d - диаметр наиболее крупных кусков продукта дробления, мм.

При дроблении обычно $i=4-6$, а для мягких материалов 8-10. При измельчении $i=50$ и выше.

Различают следующие стадии дробления: 1. крупное от 1200 мм до 100-350 мм; 2. среднее от 100-350 мм до 40-60 мм; 3. мелкое от 40-60 мм до 6-25 мм; 4. измельчение от 6-25 мм до 1 мм; 5. тонкое измельчение менее 1 мм.

Крупное, среднее и мелкое дробление производят в дробилках, а измельчение в мельницах.

Дробление производят: раздавливанием; истиранием; ударом раскалыванием и сочетанием этих способов (Рис.5).

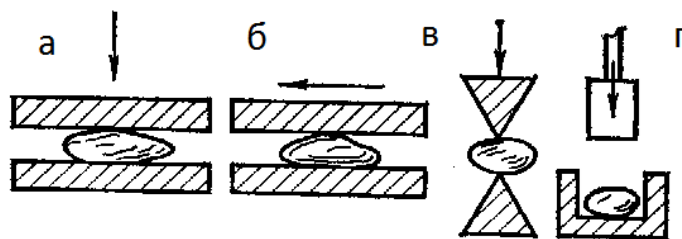


Рис.5. Схематическое изображение основных способов дробления:
а - раздавливание, б - истирание, в - раскалывание, г - удар

Раздавливание происходит между плоскими качающимися щеками дробилки (Рис.6а), в конусной дробилке (Рис.6б, Рис.7) и или в валковой дробилке (Рис.6в).

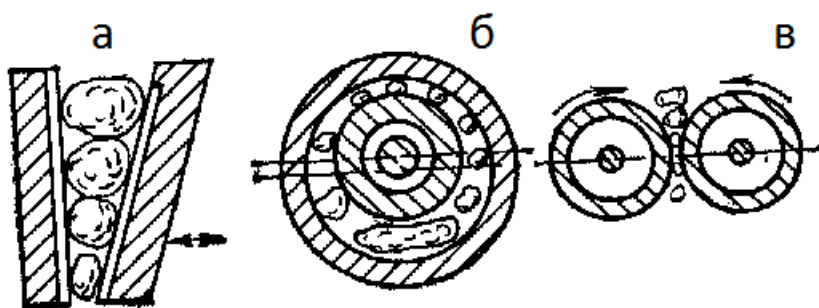


Рис.6. Конструктивные приемы дробления раздавливанием

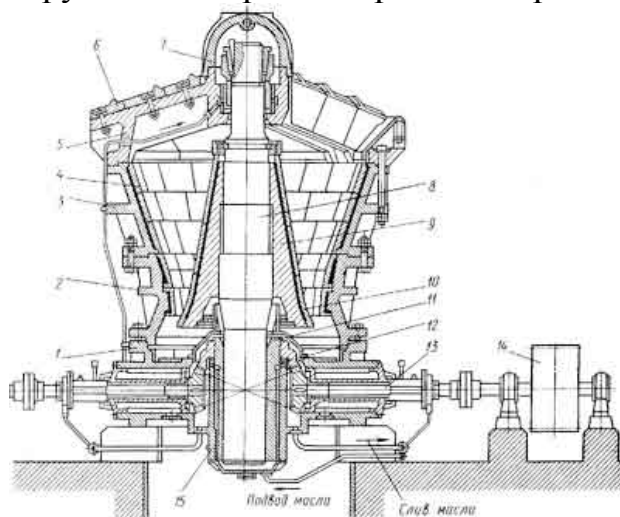


Рис.7. Конусная дробилка

Раскалывание осуществляется острыми зубьями или шипами, например, в валковых зубчатых дробилках и применяется лишь для хрупких и мягких материалов (уголь, мел).

Удар в чистом виде осуществляется при помощи песта (бойка) (Рис.8а), либо вращающимися жестко укрепленными пальцами (дезинтеграторы, Рис.8б), либо вращающимися молотками или стержнями (молотковые и ударные

дробилки, Рис.8в). Этот способ используется как для хрупких, так и глинистых материалов.

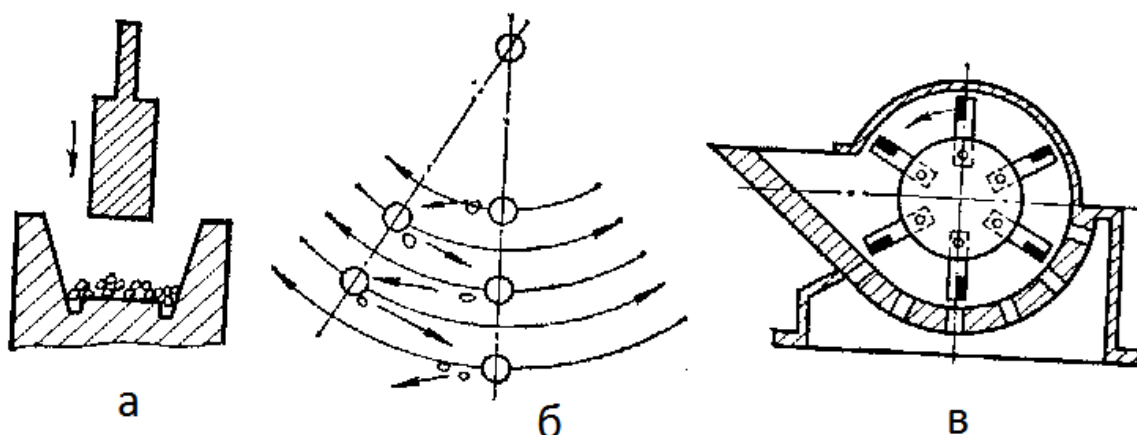


Рис.8. Конструктивные приемы дробления ударом

Истирание обычно происходит вместе с раздавливанием.

Крупное и среднее дробление обычно осуществляется по принципу раздавливания или раскалывания. Реализуется в щековых дробилках (производительностью до 800 т/час), конусных дробилках (производительностью до 2200 т/час), в которых процесс происходит непрерывно в отличие от щековых, где дробление осуществляется циклически.

Валковые дробилки для руд обычно выполняют с гладкими поверхностями. Диаметр валков составляет 600-1500 мм, длина валков - 400-600 мм. Производительность таких дробилок 40-150 т/час.

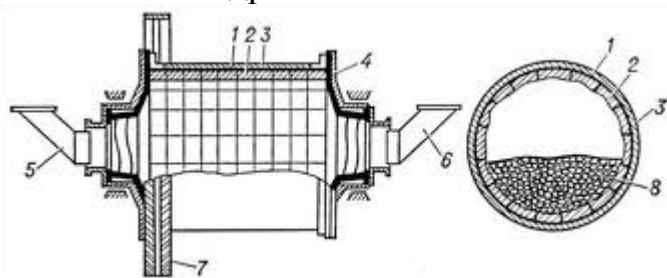


Рис.9. Мельницы для измельчения

Для тонкого измельчения используются мельницы (Рис.9), в которых удар сочетается с истиранием. В мельницах в качестве дробящих тел используются шары или стержни.

Грохочение и классификация

Дробление и измельчение почти всегда сочетаются с разделением материалов по крупности. Такое разделение с помощью решеток или механических сит называется *грохочением*, а разделение в воде или воздухе с использованием разности скоростей падения зерен различной крупности –

гидравлической или воздушной классификацией. Грохочением обычно разделяют материалы крупностью до 1-3 мм, а более мелкие классификацией. Материал, поступающий на грохочение называют *исходным*, остающимся в сите *надрешетным*, прошедшим через отверстия сита - *подрешетным* продуктом.

При обогащении руд на обогатительных фабриках грохочение является подготовительной операцией, совмещаемой с дроблением. Это позволяет загружать в дробильные устройства только те фракции, которые подлежат дроблению, а, следовательно, уменьшать расход электроэнергии, повышать производительность дробильных устройств и качество дробления.

При грохочении часть мелкой, подлежащей отсеvu руды остается в надрешетном продукте. Выраженное в процентах отношение количества отсеянного мелкого класса к общему количеству этого класса в исходном материале называется *эффективностью грохочения* или *коэффициентом полезного действия грохота* ξ и определяется по формуле:

$$\xi = 100 \frac{\alpha - \nu}{\alpha(1 - \nu)} \% \quad (4)$$

где ξ - к.п.д. грохота, %; α - содержание подлежащего отсеvu мелкого класса в исходном материале, доля; ν - содержание мелкого класса в надрешетном продукте, доля.

К.п.д. грохота зависит от конструкции грохота, свойств поступающего материала, условий грохочения и изменяется в пределах от 50 до 98%. Наиболее простым и надежным, но и наименее эффективным является неподвижный колосниковый грохот (Рис.10а). Он состоит из параллельных, скрепленных болтами и расположенных под углом 45-50° к горизонту колосников, образующих неподвижную решетку с величиной щели от 15 до 50 мм.

Плоский качающийся грохот (Рис.10б) более эффективен (к.п.д.=85-90%). Качание сита осуществляется при помощи эксцентрикового механизма и шатуна. Производительность грохота достигает 250 т/час.

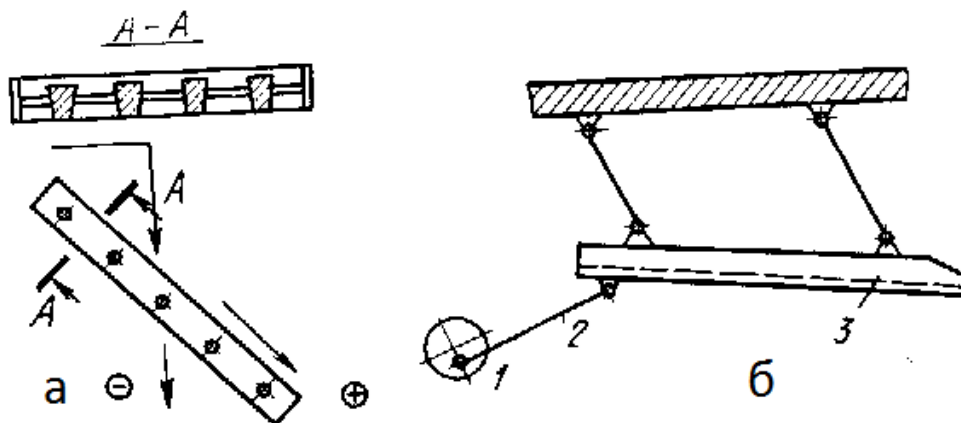


Рис.10. Типы грохотов

К достоинствам вибрационных грохотов относятся большая частота колебаний при малой амплитуде и высокий к.п.д. (95-98%). Производительность грохотов составляет от 5-10 до 500-1500 т/час.

С развитием технологии обогащения руд, при котором материал подвергается тонкому измельчению, для отделения готового измельченного продукта стали применяют гидравлическую классификацию.

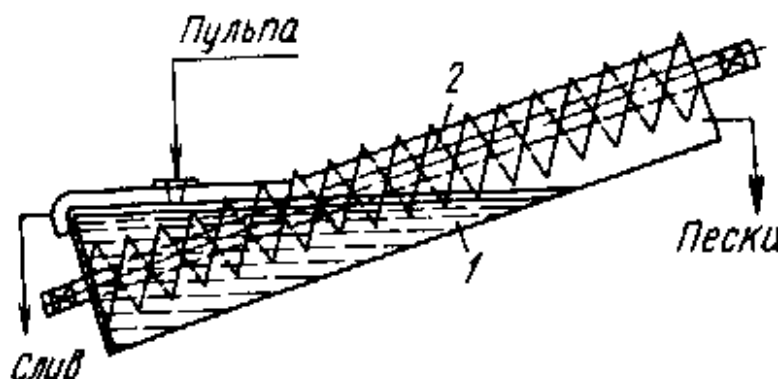


Рис.11. Схема спирального классификатора:
1 – желоб, 2 - спираль

Наиболее распространенным устройством для разделения мелких фракций является спиральный классификатор (Рис.11). Он состоит из наклонного желоба и расположенных в нем двухзаходных спиралей. Измельченный в мельнице материал в виде жидкой пульпы подают в классификатор. Крупные зерна оседают на дно желоба, вращающимися спиралью выносятся в верхний его конец и возвращаются в мельницу на повторное измельчение, а мелкие частицы переходят во взвешенное состояние и в виде слива направляются на последующее обогащение. Такой процесс называется измельчением в замкнутом цикле с последующей классификацией.

Усреднение

Чтобы уменьшить отрицательное влияние непостоянства химического состава материала на показатели производства, материалы подвергаются усреднению. *Усреднением* называется перемешивание материалов с целью выравнивания их химического и гранулометрического составов.

Среднее значение содержания компонента в материале определяется среднеарифметическим содержанием компонента \bar{a} по данным разовых анализов проб:

$$\bar{a} = \frac{a_1 + a_2 + a_3 + \dots + a_n}{n} = \frac{\sum a}{n} \quad (5)$$

где $a_1, a_2, a_3, \dots, a_n$ - содержание компонента в разовых пробах; n – число проб.

Колебания содержания компонента оценивают по абсолютному или среднеквадратичному отклонению от среднего значения. *Абсолютным* отклонением Δ называется максимальное отклонение в обе стороны от среднего значения компонента, выраженное в абсолютных процентах. Среднеквадратичное, или стандартное, отклонение σ от среднего содержания определяется по формуле:

$$\sigma = \sqrt{\frac{(\bar{a} - a_1)^2 + (\bar{a} - a_2)^2 + (\bar{a} - a_3)^2 + \dots + (\bar{a} - a_n)^2}{n}} = \sqrt{\frac{\sum (\bar{a} - a)^2}{n}} \quad (6)$$

Эффективность работы усреднительных сооружений оценивают сравнением абсолютных и среднеквадратичных отклонений до и после усреднения или коэффициентом усреднения K , который определяется отношением среднеквадратичных отклонений до и после усреднения:

$$K = \frac{\sigma_{\text{до усреднения}}}{\sigma_{\text{после усреднения}}} \quad (7)$$

Обогащение

Обогащением называется процесс обработки полезных ископаемых, целью которого является повышение содержания полезного компонента и снижение содержание вредных примесей путем отделения рудного минерала от пустой породы или отделения одного ценного минерала от другого. Все способы обогащения основаны на *различии* физических свойств рудных минералов и пустой породы [5]. В результате обогащения получают:

1. *Концентрат* – продукт, в котором содержится большая часть извлекаемого минерала;
2. *Хвосты* – отходы при обогащении материала, в которых содержится незначительное количество ценного металла.
3. *Промежуточный продукт* – продукт предварительного обогащения, в котором содержание металла больше, чем в хвостах, и меньше, чем в концентрате.

Технология обогащения определяется совокупностью свойств руды: ее минералогическим составом, характером распределения рудных и нерудных минералов, их физическими свойствами, а также требованиями к качеству готовой продукции и условиям производства.

Большое практическое значение имеют технические результаты обогащения, такие как содержание металла в готовом продукте (концентрате), выход концентрата, сопоставимый с массой исходной руды, степень извлечения основного компонента в концентрате. Обычно эти показатели выражают в процентах и обозначают следующими буквенными символами: содержание металла в исходной руде - буквой α , в концентрате – буквой β , в хвостах – буквой γ , степень извлечения - ε , выход концентрата - η .

Степень извлечения полезного элемента определяется по формуле:

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha}, \quad (8)$$

где γ - выход концентрата или отношение массы концентрата к массе исходной руды определяется по формуле:

$$\gamma = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta}. \quad (9)$$

Например, если обогащают руду, для которой $\alpha = 40\%$, и получают концентрат с содержанием железа $\beta = 65\%$, а также хвосты с $\vartheta = 10\%$, то показатели процесса обогащения будут следующие:

1. выход концентрата: $\gamma = \frac{40 - 10}{65 - 10} \cdot 100 = 54,5\%$;

2. извлечение железа в концентратах: $\varepsilon = 54,5 \cdot \frac{65}{40} = 88,6\%$.

Потери железа в хвостах при этом составят: $100 - 88,6 = 11,4\%$.

Все применяемые на практике способы обогащения руд являются по существу их механической обработкой и основаны на использовании *различий* в физических и физико-химических свойствах слагающих руды минералов. При хорошей размываемости минерала водой применяют *промывку*; при различной плотности – *гравитационное обогащение*, при магнитной восприимчивости – *магнитное обогащение*. На использовании различных поверхностных свойств основана *флотация*.

Промывка

Промывка представляет собой процесс разрушения и диспергирования глинистых и песчаных пород, входящих в состав руды. Её применяют для руд с плотными разновидностями рудных минералов, не размываемых водой, и с рыхлой пустой породой. К ним чаще всего относятся бурожелезняковые и мармитовые руды, а также многие марганцевые руды.

Бутара представляет собой вращающийся барабанный грохот с решетчатой поверхностью (Рис.12). Руда внутри барабана продвигается вперед, скользя и перекатываясь по его стенкам. Разрыхлению способствует вода, подаваемая из оросительной трубы, расположенной вдоль барабана. Вода с частью пустой породы и мелкими зернами руды проходит через отверстия бутары, а крупный отмытый материал удаляется через разгрузочный конец. Производительность бутары составляет 150 – 190 т/ч.

Основной недостаток бутары – высокий расход воды, составляющий 3 – 5 м³ на 1т материала. Выход годного продукта равен примерно 75% при относительно высоком содержании железа в хвостах ($\vartheta=25-26\%$).

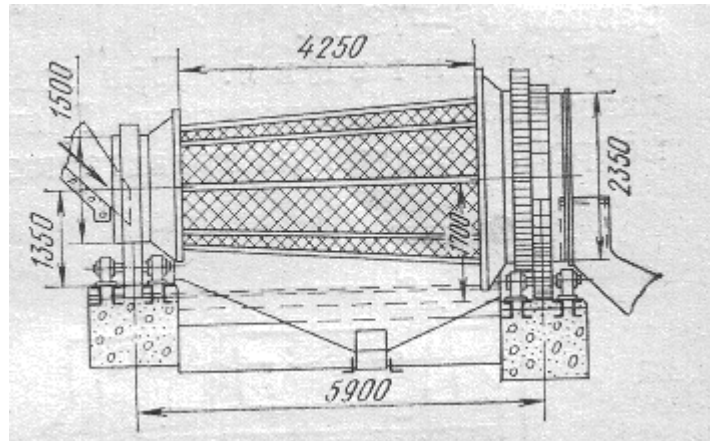


Рис.12.Схема бугары

Корытная мойка представляет собой наклонное корыто длиной 2,6–7,8 м, шириной 0,8 – 2,7 м и глубиной в нижней части до 2,1 м (Рис.13). По продольной оси корыта расположены два вала с лопастями, которые вращаются в противоположных направлениях с частотой 8 – 20 об/мин. Материал поступает в нижнюю часть корыта, на 2/3 заполненную водой, и передвигается лопастями навстречу струе воды, которая подается под давлением в верхнюю часть корыта.

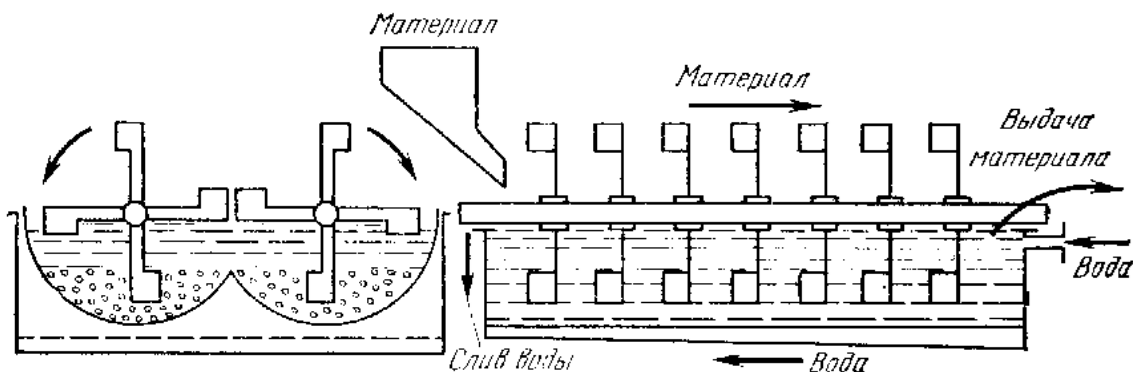


Рис.13. Схема корытной мойки

С одного конца корыта избыток воды уходит в слив, унося с собой размывую породу, а с другого конца корыта промытая руда выдается лопастями. Расход воды составляет 2 – 5 м³/т, а производительность 60 – 80 т/ч при степени извлечения железа 85 – 89%.

Гравитация

При гравитационном обогащении минералы разделяются *по плотности*. Гравитация может быть воздушной или мокрой. Воздушную гравитацию для обогащения железных и марганцевых руд не применяют, поскольку их рудные и нерудные минералы мало отличаются по плотности. Мокрую гравитацию

чаще всего осуществляют *отсадкой*. В качестве рабочей жидкости обычно используют воду, но применяют и более тяжелые среды.

Наиболее распространенным способом является мокрая отсадка, при которой зерна различного удельного веса переходят во взвешенное состояние, расслаиваются под действием струй воды, пульсирующей в вертикальном направлении. При этом более легкие зерна вытесняются в верхний слой, а более тяжелые осаждаются вниз.

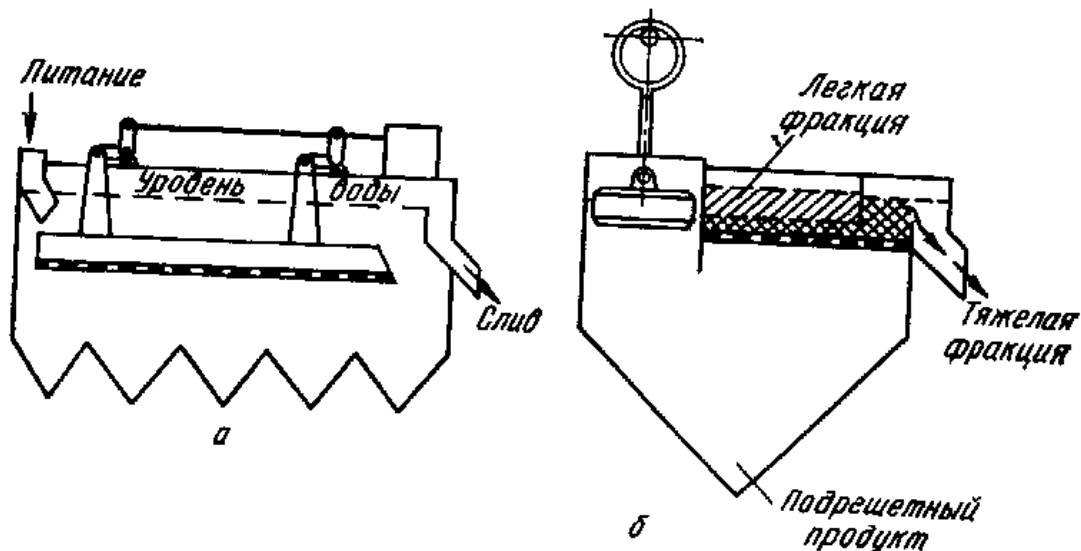


Рис.14. Схематическое изображение отсадочных машин

Применяемые отсадочные машины иногда делают с подвижным решетом, совершающим возвратно-поступательное движение в вертикальной плоскости, что создает пульсацию воды (Рис.14а). Чаще применяют машины с неподвижным решетом, в которых вода движется под действием поршня (Рис. 14б).

Применяется также гравитационное обогащение в *тяжелых средах*. Руду погружают в жидкость, плотность которой больше плотности пустой породы. Тяжелые зерна рудного минерала осаждаются на дно, а частицы пустой породы всплывают.

При обогащении железных руд плотность жидкости должна составлять около $2800 - 3000 \text{ кг/м}^3$. Органические жидкости с такой плотностью стоят дорого, поэтому применяют тяжелые суспензии — взвеси тонкого порошка какого-либо твердого тела, например, ферросилиция. Чтобы уменьшить скорость осаждения ферросилиция, к суспензии добавляют глинистую породу — *бентонит*.

Для гравитационного обогащения применяют *сепараторы* или *спиральные классификаторы* (Рис.15).

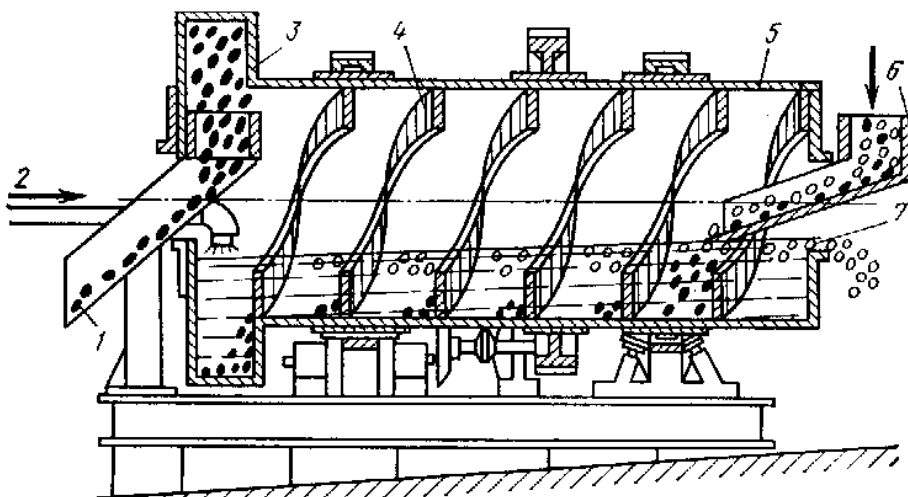


Рис.15. Барабанный сепаратор для гравитационного обогащения руд.

Сепаратор состоит из наклонного барабана 5 диаметром 1,5 – 3 и длиной 3 – 10 м со спиралью 4 и кольцевым черпаковым элеватором 3. Руда поступает по желобу 6; концентрат оседает в среде, передвигается спиралью 4 и разгружается черпаковым элеватором 3 по желобу 1. Всплывшая легкая фракция переливается через горловину 7. Расход суспензии восполняется через питатель 2.

Магнитная сепарация

Процессы магнитного обогащения основаны на различии *магнитных свойств* разделяемых компонентов. Магнитное обогащение применяют главным образом для магнетитовых, титаномагнетитовых и магнетитогематитовых руд. Магнитное обогащение применяют также для марганцевых, для доводки концентратов руд редких металлов, удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья и пищевых продуктов.

Важнейшей характеристикой магнитных свойств вещества, называемой *магнитной восприимчивостью*, является их способность намагничиваться. Обычно она характеризуется показателем удельной магнитной восприимчивости x_y :

$$x = \frac{J}{H \cdot \rho}, \quad (10)$$

где J - интенсивность намагничивания, А/м; H - напряженность намагничивающего поля, А/м; ρ - плотность вещества, кг/м³.

В системе СИ удельная магнитная восприимчивость измеряется в метрах кубических на килограмм. По величине удельной магнитной восприимчивости все минералы делятся на: 1. сильномагнитные $x > 3 \cdot 10^{-6}$ м³/кг; 2. слабомагнитные - $x = 1,5 \cdot 10^{-8} \div 3 \cdot 10^{-6}$ м³/кг; 3. немагнитные - $x < 1,5 \cdot 10^{-8}$ м³/кг.

К сильномагнитным относятся: магнетиты, титаномагнетиты и слабоокисленные мартиты. К слабомагнитным относятся: гематиты, бурые железняки и сидериты. К немагнитным относятся: кварц, кальцит и др.

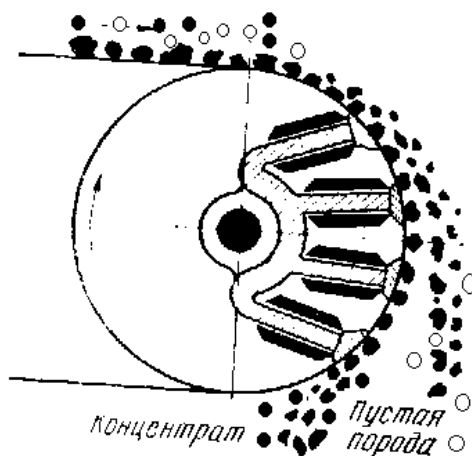


Рис.16. Принципиальная схема магнитного сепаратора

Магнитное обогащение осуществляют в аппаратах, называемых магнитными сепараторами, в которых магнитное поле создается электромагнитами постоянного тока или магнитными системами, состоящими из постоянных магнитов. Принципиальная схема магнитного сепаратора представлена на рис.16.

В зависимости от минералогического состава руд применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах, в которых создается меньшая напряженность магнитного поля (40-100 кА/м), а для слабомагнитных руд требуется высокая напряженность магнитного поля (160-1600 кА/м). Напряженность магнитного поля обычно регулируют изменением силы тока.

Магнитное обогащение железных руд осуществляют методами мокрой и сухой магнитной сепарации, а также комбинированными методами (сухая сепарация с последующей мокрой).

Для обогащения магнитных железных руд крупностью более 3-6 мм применяют только сухую магнитную сепарацию. Обогащать руды и продукты меньшей крупности можно как сухой, так и мокрой сепарацией. Предпочтение следует отдавать мокрой магнитной сепарации, так как при этом устраняется пылеобразование. Руды, состоящие из частиц размерами менее 0,1 мм, обогащают только мокрой магнитной сепарацией.

Барабанные сепараторы с проточной ванной обычно используются для обогащения крупно и мелкозернистой руды (<6 мм), с противоточной для мелкозернистой руды (<2 мм) и с полупротивоточной – для тонкоизмельченного материала (< 0,2 мм, Рис.17).

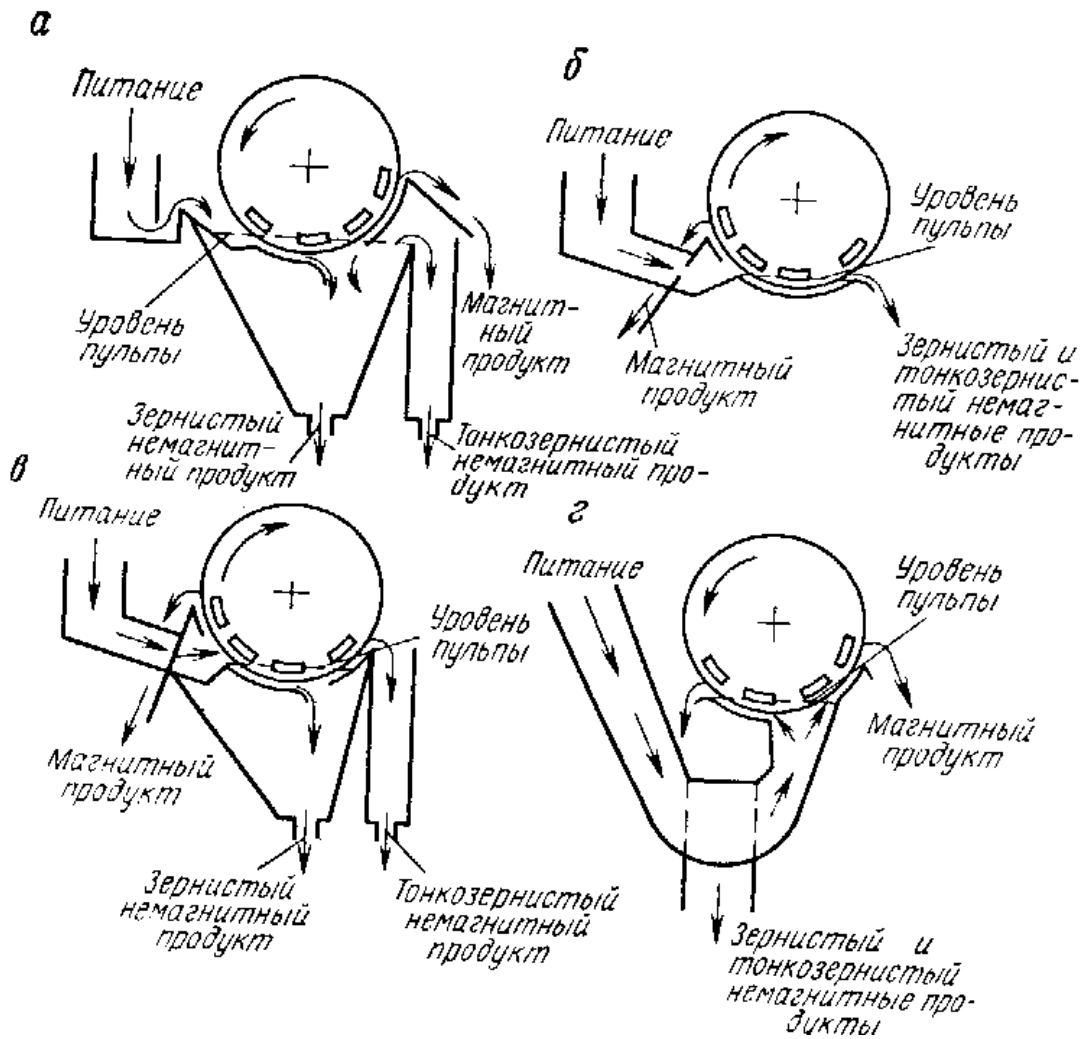


Рис.17. Схемы барабанного сепаратора для мокрого обогащения руд:
 а – с прямоточной ванной; б, в – с противоточной ванной;
 г – с полупротивоточной ванной

При совпадении направления движения пульпы и барабана в сепараторе с прямоточной ванной частицы рудного минерала, находящиеся в нижней части слоя пульпы, не успевают притягиваться к барабану и теряются в хвостах. Этот недостаток устраняется в сепараторе с противоточной ванной, где поток обогащаемой руды направляется навстречу вращению барабана. Частицы рудного минерала в противотоке извлекаются из ванны барабаном и на выходе из зоны действия магнитного поля сливаются через порог в лоток для концентрата. Пустая порода проходит зону магнитного поля и сливается вниз. В этом случае достигается степень извлечения железа равная 92%.

Недостатком сепаратора с противоточной ванной является ухудшение его работы при обогащении руд крупнее 2 мм, вследствие оседания крупных частиц на питающем лотке.

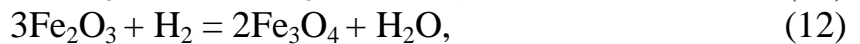
В сепараторе с полупротивоточной ванной этот недостаток устраняется тем, что концентрат под действием магнитного поля перемещается

поверхностью барабана в направлении подачи пульпы, а хвосты под действием потока воды удаляются в направлении, противоположном вращению барабана.

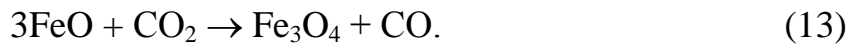
Сочетая барабанные сепараторы в агрегаты из двух-четырех барабанов, можно проводить многократную магнитную очистку продуктов. Барабанные сепараторы для мокрой магнитной сепарации изготавливают длиной 1000-2500 мм с диаметром барабана 600-900 мм. Производительность таких сепараторов составляет 20-50 т/ч в зависимости от крупности обогащаемой руды.

Для слабомагнитных руд может применяться так называемый *магнетизирующий*, или *восстановительный*, обжиг с целью повышения их магнитной восприимчивости.

Обжиг руды производится в восстановительной атмосфере, формируемой сжиганием углерода топлива до оксида углерода или вводом в реакционное пространство восстановительный газ извне. Восстановление протекает при температуре 550-800°С по реакциям:



т.е. немагнитный оксид железа Fe_2O_3 превращается в магнитный оксид Fe_3O_4 . Образующийся в результате перевосстановления оксид железа FeO окисляется до магнетита:



Иногда восстановленную до магнетита руду подвергают охлаждению в окислительной атмосфере при температуре ниже 350°С. При этом Fe_3O_4 переходит в сильномагнитный оксид железа $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (маггемит) с выделением большого количества тепла, используемого для нагрева руды и газов.

Для осуществления магнетизирующего обжига руд наибольшее распространение получили трубчатые вращающиеся печи (Рис.18). Они представляют собой вращающиеся с частотой 0,7 – 1,4 об/мин трубы длиной 50-60 м и диаметром 3,5 – 4,0 м, футерованные шамотным кирпичом.

Исходная руда, пересыпаясь вследствие вращения трубы, установленной с наклоном 3°, перемещается от одного торца к другому навстречу потоку восстановительных газов. Нагрев осуществляется периферийными горелками, расположенными по спирали и отапливаемые газом. Крупность исходной руды составляет 0 – 25 мм. Продолжительность пребывания в печи около 2 ч. Обожжённая руда выгружается без контакта с кислородом в охлаждающий барабан с водой. Производительность печи 1000 – 1150 т/сутки.

В целом способы магнетизирующего обжига довольно сложны и их применение целесообразно лишь тогда, когда невозможно применить магнитные сепараторы, работающие с высокой напряженностью магнитного поля.

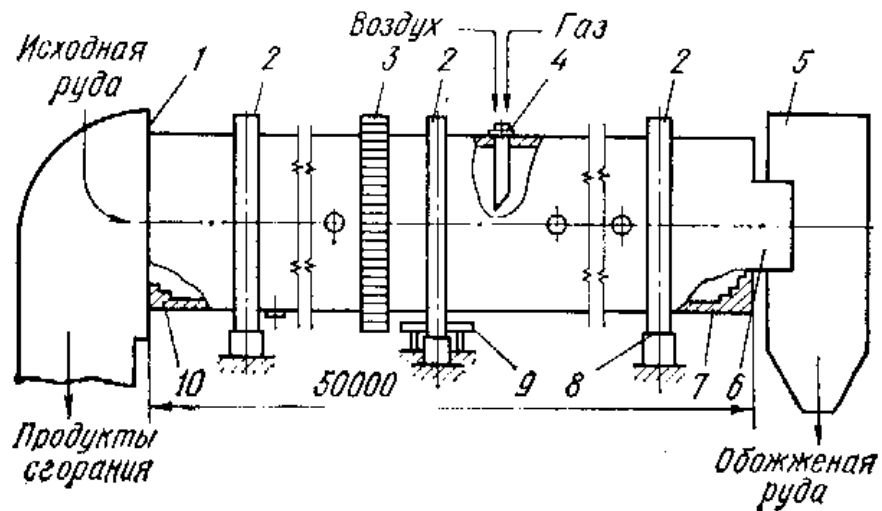


Рис.18. Трубчатая вращающаяся печь для магнетизирующего обжига руд
 1 – загрузочная головка; 2 – бандаж; 3 – венцовая шестерня; 4 – периферийные горелки; 5 – разгрузочная горелка; 6 – разгрузочная горловина; 7 – разгрузочный порог; 8 – опорный ролик; 9 – ударный ролик; 10 – загрузочный порог

Флотация

Под флотацией понимают метод обогащения, основанный на различии физико-химических свойств *поверхностей* различных минералов. Для обогащения руд применяют только пенную флотацию. Она базируется на том, что одни минералы (в тонкоизмельченном состоянии в водной среде) не смачиваются водой, прилипают к пузырькам воздуха всплывают и флотируют на поверхности, образуя минерализованную пену. Это – *гидрофобные* тела. Другие минералы смачиваются водой, не прилипают к воздушному пузырьку и остаются в пульпе. Это – *гидрофильные* тела.

Естественные свойства гидрофобности или гидрофильности могут быть изменены, если применять специальную группу флотационных реагентов – *коллекторов* (или собирателей). По сути, эти реагенты являются адсорбентами, которые выделяясь на поверхности минералов или пустой породы изменяют их поверхностные свойства.

Для усиления действия коллекторов применяют большую группу реагентов – *регуляторов*, одни из которых (*активаторы*) активизируют флотацию минералов, а другие (*депрессоры*) подавляют ее. Для депрессии минералов железной руды подают крахмал. Минералы пустой породы подавляются серной кислотой и другими реагентами.

Третья группа флотационных реагентов – *вспениватели*. Эти реагенты необходимы для создания обильной пены. К ним относят сосновое масло, трепениол, крезол, спирты и целый ряд синтетических продуктов.

Обычно пенный продукт флотации состоит из зерен полезных минералов (концентрата), но так как различные флотационные реагенты могут действовать на минералы избирательно, то в некоторых случаях флотацию ведут так, чтобы всплывали бесполезные минералы – минералы пустой породы (хвосты). В

первом случае процесс называют *прямой* флотацией, во втором – *обратной* флотацией.

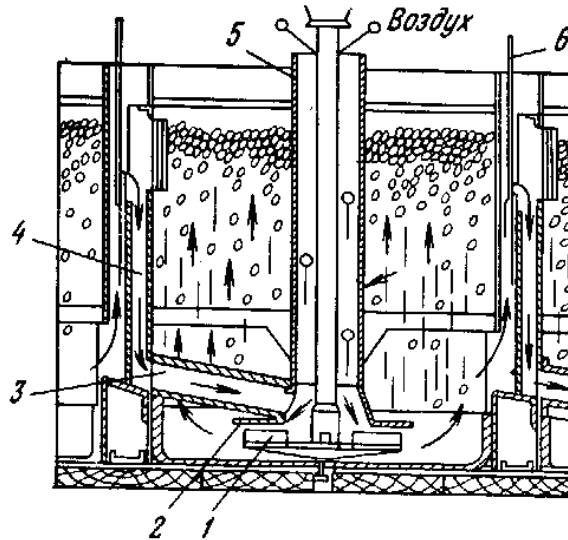


Рис.19. Механическая флотационная машина

1 – импеллер (вращающийся диск); 2 – надымпеллерный (неподвижный) диск; 3 – питающий патрубок; 4 – карман; 5 – центральная труба

Флотационные машины, в которых осуществляется флотационный процесс, по своему действию делят на механические, пневматические и комбинированные. Наибольшее распространение получили механические флотационные машины.

Представленная на рис.19 флотационная машина состоит из импеллера и надымпеллерного диска и подобна насосу, в котором роль турбины выполняет импеллер. Пульпа, находящаяся в полости импеллера, при вращении, последнего отбрасывается лопатками к периферии диска, в результате чего в центральной зоне импеллера создается некоторое разрежение. Поэтому пульпа поступает на импеллер практически самотеком, дебит (объем жидкости, поступающий в единицу времени) ее определяется высотой уровня в кармане и пропускной способностью питающего патрубка.

Через центральную трубу засасывается воздух. При малых потоках пульпа не заполняет всего сечения питающего патрубка и воздух частично засасывается через патрубок в карман. Периферическая скорость вращения импеллера равна 8-10 м/сек. Благодаря тому, что пульпа поступает на импеллер по питающему патрубку, последний не забивается при работе на относительно грубоизмельченном материале.

Надымпеллерный диск предохраняет открытый импеллер от забивания материалом, оседающим при остановке машины. Поэтому машину можно пускать в работу и после временной остановки ее, не выпуская пульпу из камер.

Четыре радиальных ребра в камере машины устраняют завихрение пульпы. Съем пены – односторонний и осуществляется пеногоном с жестко закрепленными лопатками.

Промежуточные продукты, возвращаемые в процесс, могут подаваться в любую камеру через специально устанавливаемую для этой цели трубу.

Флотация – дорогостоящая операция обогащения руд и поэтому может применяться только в тех случаях, когда это вызывается технологической необходимостью и экономической целесообразностью последующего их передела в металлургических агрегатах.

Производство окатышей

Окускование осуществляется методами агломерации и окомкования.

Расширение использования бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привели к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов ($< 0,07$ мм), для которых появилась необходимость их окомкования. Впервые процесс окатывания был опробован в СССР в 1936 году. Первые промышленные установки производства железорудных окатышей появились в США в 1945-1955 годах. Этот процесс приобретает особое значение, когда рудообогатительные предприятия находятся на значительном расстоянии от потребителей железорудного сырья. Это объясняется как трудностями транспортировки тонкоизмельченного концентрата на длительное расстояние, так и тем, что окатыши меньше разрушаются при перевозке, чем агломерат, особенно офлюсованный.

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий: 1. получение сырых окатышей; 2. упрочнение окатышей (подсушка при температуре 300-600°C и обжиг при температуре 1200-1350°C).

Схема производства окатышей представлена на рис.20. Исходную шихту, включающую в себя возврат (некондиционные окатыши), концентрат и в случае производства офлюсованных окатышей известняк, загружают в бункеры 1. Из бункеров она при помощи дозаторов выдается на сборный транспортёр 2 и поступает в смесительный барабан 3. После смешивания шихта поступает по другому транспортёру в окомкователь или так называемый гранулятор 5. Для лучшего окомкования и обеспечения необходимой прочности к шихте добавляют связующее вещество, обычно бентонит (мелкодисперсная глина) в количестве 0,3-1,5 % и воду в количестве 8-10%. В грануляторе при круговом вращении шихта при помощи связующего вещества и воды постепенно превращается в гранулы – комки. При этом из гранулятора выгружаются только те гранулы, которые достигли определенного размера (шарики диаметром 10-20 мм). Тарельчатые грануляторы выпускают диаметром 5,5-7,0 м, они обеспечивают производительность 125-150 т/ч. Оптимальные условия окатывания достигаются подбором угла наклона тарели (от 40 до 60°) и частоты вращения ее (от 6 до 9 об/мин).

Сырые окатыши подаются на обжиговую машину 6, чаще всего представляющую собой ленточный конвейер. На конвейере сырые окатыши последовательно проходят три зоны: сушки, обжига и охлаждения. В зоне сушки окатыши подогреваются до 200-380°C газами, поступающими из зон обжига и охлаждения.

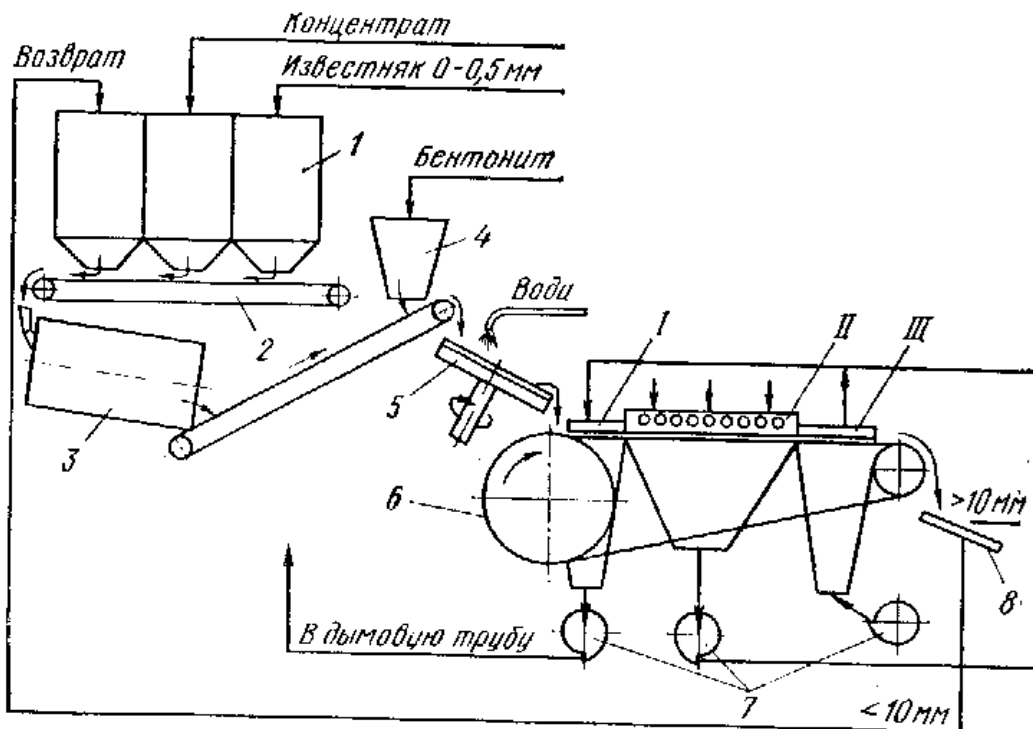


Рис.20. Схема производства окатышей

I – сушка; *II* – обжиг; *III* – охлаждение; 1 – шихтовые бункеры; 2 – сборный транспортер; 3 – смесительный барабан; 4 – бункер для бентонита; 5 – тарельчатый гранулятор; 6 – обжиговая машина; 7 – вентиляторы; 8 – грохот

Циркуляция газов и удаление их через дымовую трубу осуществляется вентиляторами 7. В зоне обжига окатыши нагреваются до 1200-1350°C продуктами сгорания газообразного или жидкого топлива, просасываемыми через слой окатышей на колосниковой решетке машины. В зоне охлаждения окатыши охлаждаются принудительно подаваемым через решетку воздухом и затем разгружаются на грохот 8. Фракция более 10 мм является годной продукцией и направляется для дальнейшего использования в следующем металлургическом переделе.

Упрочнение окатышей при обжиге происходит вследствие протекания сложных физико-химических превращений по мере увеличения температуры обжига. Важнейшими превращениями при обжиге окатышей из магнетитового концентрата являются.

1. Окисление магнетита до гематита по реакции:



Этот процесс начинается при температуре 200-300°C, но наиболее интенсивно протекает при 1000-1200°C. В ходе окисления между зернами магнетита образуются гематитовые мостики, которые связывают все зерна в прочный монолит, придавая окатышу высокую прочность.

2. Рекристаллизация гематита, начинающаяся при температуре 1000-1300°C, способствует превращению мелких зерен в крупные и увеличению прочности окатышей.

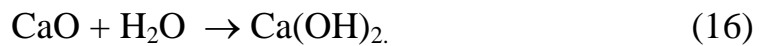
3. Термическая диссоциация гематита:



начинающаяся при температуре выше 1370°C , приводит к понижению прочности окатышей.

4. Образование жидкой фазы начинается при температуре $1210\text{-}1370^\circ\text{C}$ в зависимости от химического состава окатышей. При производстве нефлюсованных окатышей жидкая фаза резко уменьшает их прочность. Поэтому упрочнение нефлюсованных окатышей должно осуществляться на рекристаллизационной связи, т.е. без получения жидкой фазы.

При обжиге офлюсованных окатышей избежать образования жидкой фазы не удастся. Если же обжиг вести при более низкой температуре, то, во-первых, упрочняющий процесс рекристаллизации будет протекать недостаточно и, во-вторых, значительная часть извести в окатыше будет находиться в свободном состоянии и взаимодействовать с влагой воздуха при охлаждении окатыша с образованием гидроксида кальция, разрушающего окатыши, вследствие появления внутренних напряжений:



Поэтому считается, что в офлюсованных окатышах роль упрочняющей связи должна выполнять жидкая фаза, основой которой являются ферриты кальция с температурой плавления $1210\text{-}1230^\circ\text{C}$.

Качество окатышей определяется их прочностью, гранулометрическим и химическим составом. Прочность окатышей характеризуется также усилием на раздавливание. Готовые окатыши должны выдерживать усилие не менее $1,2\text{-}1,5$ кН на окатыш, в виду значительных нагрузок, воздействующих на них в шахте доменной печи.

Производство агломерата

Агломерация является заключительной операцией в комплексе мероприятий по подготовке железных руд к доменной плавке. Главная цель этой операции состоит в том, чтобы превратить мелкий рудный концентрат в более крупные куски – *агломерат*, использование которого в доменной плавке обеспечивает формирование слоя шихты хорошей газопроницаемости, что является обязательным условием высокопроизводительной работы доменной печи.

По данным практики, оптимальные размеры кусков шихты составляют $20\text{-}40$ мм, что удовлетворяет как требованиям газодинамики доменной плавки, так и условиям высокой скорости теплопередачи между газом.

Агломерация (от лат. *agglomerare* – присоединять, прибавлять) в широком смысле - объединение в единое целое однородных частей. В более узком значении применительно к металлургии это процесс формирования агломерата - закристаллизовавшейся пористой массы из рудных частиц в результате их частичного плавления и последующего охлаждения.

Главная цель агломерации – это окускование железорудных материалов. Однако наряду с этим, в ходе самого процесса идут и другие физико-химические процессы, улучшающие качество железорудного сырья, такие как

разложение гидратных и карбонатных соединений и удаление из руд большей части серы (окислением до SO_2 и SO_3).

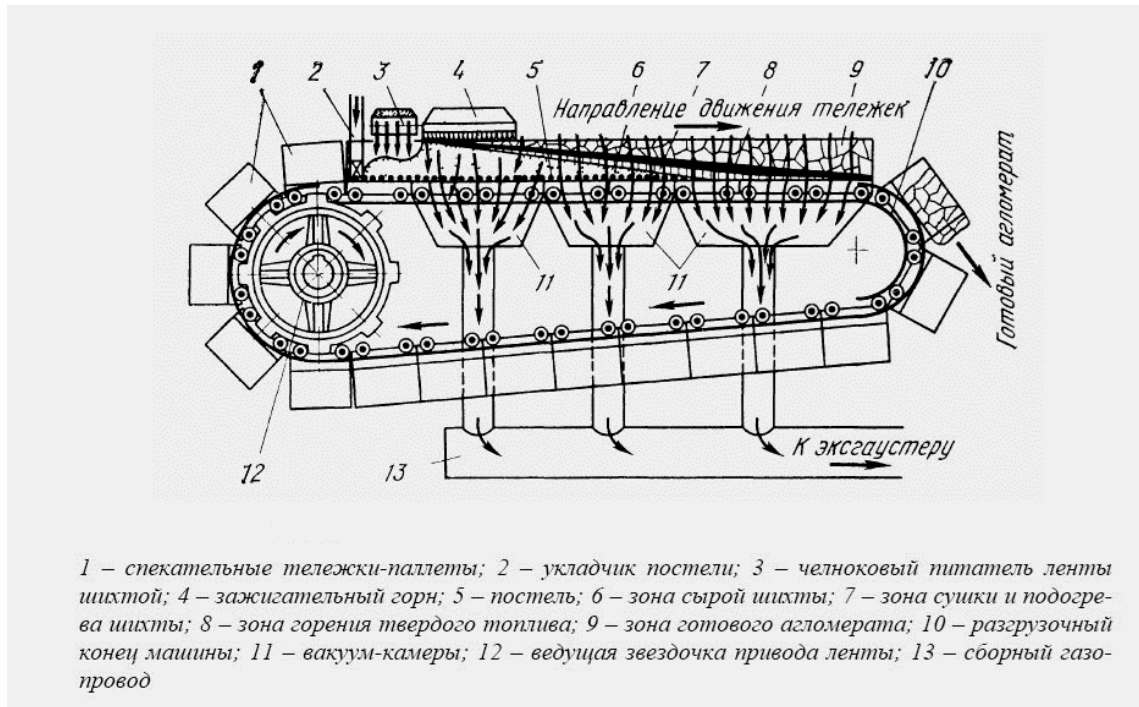
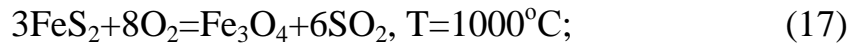


Рис.21. Схема конвейерной агломерационной машины

Состав агломерационной шихты: 40-50% железосодержащих материалов (руда, концентрат, колошниковая пыль) крупностью 8-0мм; 15-20% известняка 2-0 мм; 20-30% возврата (мелкий агломерат) 10-0мм; твердое топливо 3-0 мм.

Агломерационная машина работает следующим образом (Рис.21). При подходе к загрузочному устройству (3) паллета (тележки-паллеты имеют днище в виде решеток с зазорами 5-6 мм) заполняется шихтой и проходит под зажигательным горном (4), где осуществляется воспламенение топлива шихты в поверхностном слое при температурах до 1200-1300 °С.

В течение времени, пока тележка находится на рабочей ветви машины, через слой шихты непрерывно просасывается воздух (под действием разряжения в вакуум-камерах до 7-10кПа, который создает эксгаустер). Скорость движения паллет подбирается такой ($\approx 1,5\text{м/мин}$), чтобы за время перемещения тележки от зажигательного горна до последней вакуум-камеры зона горения – формирования агломерата – прошла сверху вниз весь слой (200-400 мм). При опрокидывании паллеты происходит ее освобождение от образовавшегося агломерационного спека.

Зона горения продвигается сверху вниз со скоростью 10-40мм/мин. В зоне горения температура достигает 1500 °С, продукты сгорания отдают тепло нижним слоям и уходят при температуре около 60-150 °С.

Структура агломерата начинает формироваться в зоне подогрева при взаимодействии твердых оксидов, например, Fe_2O_3 , $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, по мере протекания процесса спекания частиц в твердом состоянии, но более существенно формирование агломерата, происходящее через жидкую фазу. При производстве агломерата низкой основности из железорудных материалов с повышенным содержанием кремнезема в образовании жидкой фазы большую роль играет *фаялит* $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ ($t_{\text{пл}}=1205^\circ\text{C}$). Для агломерации с добавкой известняка эта роль отводится железокальциевым оливинам $(\text{CaO})_x\cdot(\text{FeO})_{2-x}\cdot\text{SiO}_2$ ($t_{\text{пл}}=1130^\circ\text{C}$) и ферритам кальция $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ ($t_{\text{пл}}=1216^\circ\text{C}$).

На формирование структуры агломерата большое влияние оказывает процесс его охлаждения, так как при этом образуются стекловидные вещества (например, модификация SiO_2 - лешательерит), обладающие повышенной хрупкостью и в силу этого, снижающие прочность агломерата. Для получения более прочного агломерата рекомендуется процесс охлаждения вести относительно медленно.

Топливо

Многие металлургические процессы осуществляются при высоких температурах и связаны с затратами тепловой энергии. Необходимые температуры достигаются сжиганием топлива или за счет использования электроэнергии.

Основные разновидности топлива имеют органическое происхождение. В состав топлива входят углерод, водород, сера, кислород и азот (C, H, S, O, N), присутствующие в виде различных соединений и составляющие горючую массу. Кроме того, в топливе могут содержаться вода и зола – негорючая часть топлива, состоящая из оксидов алюминия, кремния, кальция и др. (Al_2O_3 , SiO_2 , CaO).

По агрегатному состоянию различают твердое, жидкое и газообразное топливо, а по способу получения – *естественное и искусственное*. Искусственное топливо получают в результате направленной переработки естественного топлива.

В металлургии стремятся использовать только высококачественное топливо с высокой теплотой сгорания и низким содержанием золы. Этим требованиям в наибольшей степени удовлетворяют природный газ, мазут, кокс и высококалорийный каменный уголь.

Природный газ – смесь газов, образовавшаяся в недрах земли при разложении органических веществ (анаэробное разложение – с участием микроорганизмов). Является самым удобным видом топлива. Его легко транспортировать и подводить к местам потребления при помощи трубопроводов. Перед сжиганием газ практически не требует никакой подготовки.

Природный газ относится к полезным ископаемым. Природный газ в пластовых условиях (условиях залегания в земных недрах) находится в газообразном состоянии — в виде отдельных скоплений (газовые залежи) или в

виде газовой шапки нефтегазовых месторождений, либо в растворённом состоянии в нефти или воде. При стандартных условиях (101,3 кПа и 15°C) природный газ находится только в газообразном состоянии. Также природный газ может находиться в кристаллическом состоянии в виде естественных газогидратов.

Основную часть природного газа составляет метан CH_4 — от 92 до 98 %. В состав природного газа могут также входить более тяжёлые углеводороды: 1. этан (C_2H_6); 2. пропан (C_3H_8); 3. бутан (C_4H_{10}), а также другие неуглеводородные вещества, такие как водород (H_2); сероводород (H_2S); диоксид углерода (CO_2); азот (N_2); гелий (He).

Природный газ не имеет цвета и запаха. Плотность составляет от 0,68 до 0,85 кг/м³ в сухом газообразном виде; 400 кг/м³ в жидком. Удельная теплота сгорания: 28-46 МДж/м³.

Природный газ применяется в доменной плавке. Вдувание 60 – 100 м³ природного газа на 1 т выплавляемого чугуна снижает расход кокса на 10 – 15%, повышает восстановительную способность доменных газов, обеспечивает более высокую производительность доменной печи. Наиболее эффективно применение природного газа в сочетании с высокотемпературным дутьем, обогащенным кислородом.

Мазут – жидкий продукт темно-коричневого цвета, остаток после выделения из нефти или продуктов ее вторичной переработки бензиновых, керосиновых и газойлевых фракций, выкипающих до 350–360°C. Представляет собой смесь тяжелых углеводородов (с молекулярной массой от 400 до 1000 г/моль), нефтяных смол (с молекулярной массой 500 – 3000 и более г/моль), органических соединений, содержащих металлы (V, Ni, Fe, Mg, Na, Ca).

Обычно мазут содержит 83 – 85% углерода и 10 – 11% водорода, остальное – влага, зола и сера. Содержание серы в металлургических мазутах колеблется в пределах 0,5 – 0,7 %. Плотность 0,89 – 1 г/см³ (при 20 °C), содержание золы до 0,3 %, низшая теплота сгорания 39,4 – 40,7 МДж/моль.

Кокс - пористое вещество, остающееся после удаления из каменного угля летучих веществ при нагревании его до 950-1200°C без доступа воздуха.

Для получения кокса используют только те угли, которые при нагревании способны размягчаться, вспучиваться под действием выделяющихся газов и затвердевать с образованием прочных кусков. Наилучшими для этой цели являются так называемые коксующиеся угли с выходом летучих веществ в пределах 18-27%. Угли с большим количеством летучих (газовые) или с меньшим (тощие) обычно спекаются плохо или не спекаются совсем. В настоящее время для получения кокса используют неспекающиеся или плохо спекающиеся угли, примешивая их к коксующимся.

Загружаемый в доменную печь кокс не должен содержать ни мелких кусков, ухудшающих газопроницаемость шихты, ни чрезмерно крупных кусков, которые, как правило, поражены трещинами и легко разрушаются в печи с образованием мелких фракций.

Кокс должен быть пористым для обеспечения хорошей горючести в горне печи и обладать высокой теплотой сгорания для получения требуемого количества тепла и необходимой температуры.

В настоящее время расход кокса на выплавку 1 т чугуна в зависимости от условий производства колеблется в пределах 340-500 кг и составляет 40-45% себестоимости чугуна. Поэтому применение мер, обеспечивающих снижение расхода кокса, позволяет улучшить технико-экономические показатели доменного производства.

Для коксования применяют угли следующих марок: коксовые (К), жирные (Ж), отощенные спекающиеся (ОС) и газовые (Г), механические свойства углей при этом снижаются согласно данному ряду. В России имеется достаточное количество угольных месторождений, из которых наиболее важное значение имеют на Севере – Печорский бассейн (Север Урала), на Востоке – Кузнецкий (Кузбасс, Юг Западной Сибири, Кемеровская область) и Кизеловский бассейны (Средний Урал, Пермский край). Металлургические предприятия России используют также и коксующиеся угли соседних государств - Украины (Донецкий бассейн) и Казахстана (Карагандинский бассейн).

В спекающихся углях Донецкого бассейна содержится значительное количество серы 2,5-3,8%.

Кузнецкий бассейн по разведанным запасам является одним из крупнейших в мире. Содержание серы в углях Кузнецкого бассейна не превышает 0,7% и кокс из них получают малосернистый.

Угли Карагандинского месторождения характеризуются низким содержанием серы (до 1%) и повышенным содержанием золы от 9 до 26%.

Угли Кизеловского бассейна высокосернистые, содержание серы от 4 до 8%. При обогащении и коксовании углей этого месторождения удаляется более половины исходной серы.

Угли Печорского бассейна содержат серы не более 1%. На основе углей этого месторождения получают кокс высокого качества.

Подготовка углей к коксованию осуществляется в углеподготовительных отделениях коксохимических цехов или заводов. Поступающий уголь различных марок подвергают предварительной шихтовке в приемных траншеях. Уголь складывается в штабелях или бункерах. При необходимости уголь направляют на обогащение для частичного удаления золы и породы (флотация, отсадка), попавшей в уголь при его добыче, и частичного удаления некоторых видов серы, содержащейся в угле. При мокром обогащении концентрат подвергают обезвоживанию. Обогащенные угли подвергают окончательному измельчению и направляют в угольную башню, из которой угли загружаются в коксовые печи.

В результате обогащения получают концентрат, промежуточный продукт, вторично подвергаемый обогащению или используемый в энергетических установках, и хвосты, поступающие в отвал.

Основными требованиями, предъявляемыми к качеству угольной шихты, является постоянство состава, оптимальная крупность (около 3мм), влажность и ограниченное содержание золы и серы.

Процесс образования кокса протекает в камерах коксовых печей, изолированных от внешней атмосферы и соединенных лишь с аппаратами для улавливания выделяющихся при коксовании веществ. Подготовленную угольную шихту загружают в камеру шириной 350-450 мм. Стенки камеры в процессе коксования непрерывно обогреваются движущимися в вертикальных каналах продуктами сгорания газа. Тепло от стенок камеры передается угольной шихте, нагревая ее последовательно в направлении от стенок к оси камеры.

Современная коксовая печь включает камеру коксования, в которую через загрузочные люки, закрываемые крышками, загружается уголь, и отопительные простенки, в которых сжигается газ. Длина камер наибольшей коксовой батареи составляет 17000 мм, высота - 7000 мм, ширина - 410 мм, полезный объем 41,5 м³.

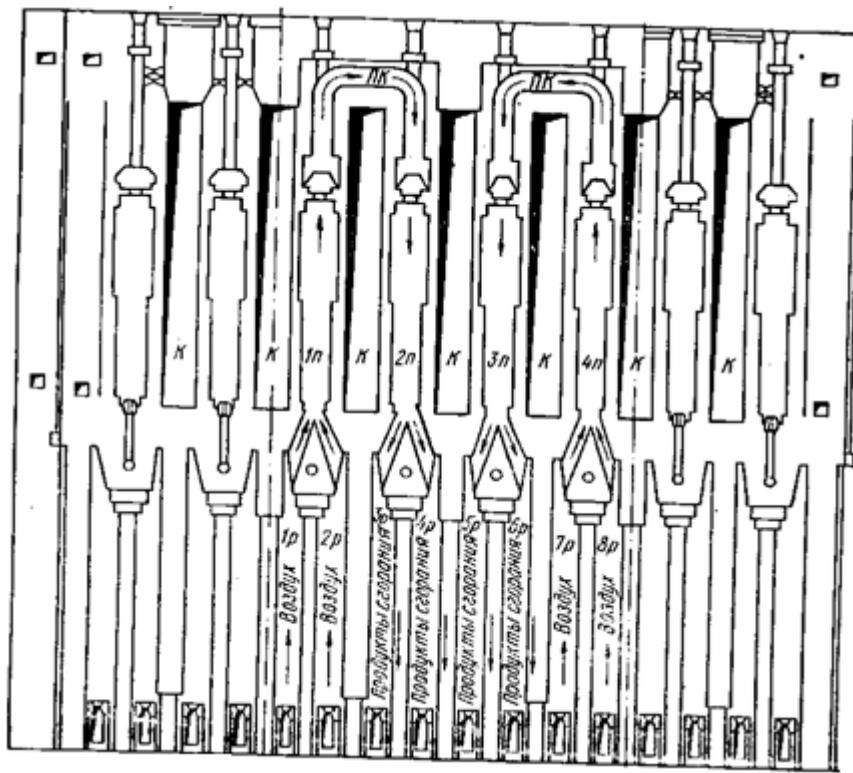


Рис.22. Схема камер коксовых печей

К – коксовые камеры; *1п, 2п* и т.д. – газораспределительные каналы простенков; *1р, 2р* и т.д. – регенераторы для воздуха, необходимого для сжигания газов; *ПК* – переходные каналы

Коксовые батареи выкладываются из динаса и группируются в батареи, состоящие из 61-80 камер, с общими для всех печей системами подвода отопительного газа, подачи угольной шихты, отвода коксового газа, приема и тушения раскаленного кокса. Для отопления коксовых батарей используется доменный, коксовый газ, природный газ или их смесь. На рис.22 приведен разрез коксовой батареи через несколько камер. Камеры коксования расположены в ряд в верхней части батареи. Между камерами находятся обогревательные простенки, в которых движутся продукты сгорания газа. Для

прохода их из одного простенка в другой имеются переходные каналы. В нижней части батареи расположены кирпичные регенераторы, предназначенные для подогрева газа и воздуха. Шихту загружают в камеру сверху. Температура кладки в отопительных простенках колеблется в пределах 1350-1420°C. Коксовый пирог нагревают примерно до 1000°C. Период коксования длится 14,5-16 ч. Коксовый пирог специальным выталкивателем выгружается из печи. Далее его тушат водой или, что лучше, инертным газом (сухое тушение), поскольку при этом используется тепло охлаждаемого кокса, повышается его качество и устраняются вредные выбросы в атмосферу.

Процесс образования кокса можно условно разделить на несколько стадий. На начальной стадии (при нагреве угольной шихты до 250°C) уголь подсушивается и начинает выделять летучие продукты разложения. В интервале 250-350°C выделяется легкая смола. При более высоком нагреве уголь превращается в пластическую массу, которая при температуре 500-600°C интенсивно разлагается с выделением смолы и газа, затвердевает и образует *полукокс*. В следующей стадии при температуре 700°C полукокс разлагается с выделением преимущественно водорода и уплотняется. При 800°C выделение газа почти прекращается и при температуре около 1000°C происходит окончательное образование кокса.

Из 1 т угольной шихты получают 750-800 кг кокса, 320-330 м³ газа, около 33 кг каменноугольной смолы и 11 кг бензола, из которых химическим путем получают различные продукты. Коксовый газ содержит 55-60% H₂, 23-26% CH₄, 5-7% CO, 2-3% CO₂, 2-4% тяжелых углеводородов (C_mH_n) и 3-7% N₂. Его теплота сгорания составляет 17,5-18,5 МДж/м³.

Значительными недостатками современного коксового производства являются невозможность получения кокса из недефицитных широко распространенных углей, периодичность действия коксовых печей и одновременность течения всех стадий коксования, не поддающихся разделённому управлению.

Качество кокса

Качество кокса для доменных печей определяется химическим составом, механическими и физико-химическими свойствами и зависит от свойств исходных углей, качества их подготовки к коксованию, технологии коксования и обработки готового кокса.

Кокс состоит из органических и минеральных веществ. В состав органической массы входят весь углерод кокса, большая часть серы (органическая сера) и небольшое количество водорода (H₂), кислорода (O₂) и азота (N₂). Минеральное вещество – *зола* – нежелательная, но неизбежная составляющая кокса. В состав золы входят вредные примеси: фосфор и некоторое количество серы (минеральная сера).

При оценке качества кокса по химическому составу различают химический состав или элементарный состав органической массы кокса, а также технический анализ кокса. Главным показателем *элементарного анализа*

органической части кокса является содержание в ней углерода. Но этим показателем неудобно пользоваться при оценке качества кокса в производственных условиях, так как не учитывается содержание золы и влаги в коксе. Кроме того, этот показатель учитывает и углерод летучих веществ кокса, удаляющейся из доменной печи и фактически не используемой в процессе.

Для доменного процесса важен лишь тот углерод, который остается в печи. Элементарный анализ органической массы кокса позволяет судить лишь о природе и некоторых свойствах кокса как топлива доменной плавки.

Более полное представление о качестве кокса по химическому составу дает *технический анализ* кокса. Этим анализом определяют содержание в коксе: летучих веществ V , золы A , влаги W и серы S . Содержание фосфора в коксе контролируют лишь при выплавке малофосфористого чугуна.

Техническим анализом кокса содержание углерода в нем не определяют. Количество углерода, сгорающее в доменной печи, можно с допустимой точностью определить по разности:

$$C = 100 - (V + A + S). \quad (19)$$

Влага W в этом расчете не участвует, так как процентное содержание летучих, золы и серы определяют в пересчете на сухой кокс, а содержание влаги дают сверх 100%.

Содержание летучих в коксе зависит от продолжительности коксования и конечной температуры коксования. Чем выше эти показатели, тем меньше в коксе летучих веществ. Повышенное содержание летучих в коксе отрицательно сказывается на его качестве, поскольку уменьшает содержание нелетучего углерода и свидетельствует о незавершенности процесса коксования. Такой кокс (недопал) характеризуется более темным цветом и пониженной механической прочностью.

Уменьшение выхода остаточных летучих веществ ниже 0,5% нежелательно, поскольку при этом увеличивается период коксования и уменьшается прочность кокса вследствие его пережога и увеличения трещиноватости. Нормальное содержание летучих веществ в коксе считается 0,8-1,2%. Летучие вещества в основном состоят из оксида углерода и водорода (85-90%), остальное – диоксид углерода, метан и азот.

Зола является нежелательной примесью кокса, так как увеличивает количество шлака в доменной печи и требует увеличения расхода флюса и кокса на расплавление дополнительного количества шлака. Повышение зольности кокса связано с уменьшением содержания углерода и механической прочности кокса. Увеличение содержания золы в коксе на 1% требует увеличения расхода кокса в доменной плавке на 1,5-2,5%, известняка на 1,5% и приводит к снижению производительности доменной печи на 1,5-2,5%.

Зольность кокса зависит от зольности исходной угольной шихты. В связи с тем, что зола в процессе коксования не удаляется, содержание золы в коксе всегда больше, чем в исходной шихте. Отношение зольности кокса к зольности углей составляет в среднем 1,25-1,35. Содержание золы в коксе из углей месторождений России колеблется в пределах от 8 до 12%.

Зольность кокса в аналитической пробе A_k^a определяют прямым способом по массе зольного остатка и вычисляют по формуле:

$$A_k^a = \frac{G_1}{G} \times 100\%, \quad (20)$$

где G – масса навески кокса, г; G_1 – масса зольного остатка, г.

Содержание золы в коксе в пересчете на сухую массу A_k^c вычисляют по формуле:

$$A_k^c = A_k^a \frac{100}{100 - W^a}, \quad (21)$$

где W^a – содержание влаги в аналитической пробе кокса, %.

Немаловажное значение имеет и химический состав золы кокса, влияющий на процесс образования шлака в нижней части доменной печи – горне. На долю главных компонентов золы SiO_2 , Al_2O_3 и Fe_2O_3 приходится 70-90%. Остальные компоненты представлены CaO , MgO , SO_3 , P_2O_5 и щелочами.

«Тулачермет» предлагает показатель кокса, учитывающий, как зольность, так и состав золы:

$$\text{Bash} = A \cdot (\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} + \text{MgO} + \text{CaO} + \text{Fe}_2\text{O}_3) / 100. \quad (22)$$

Наиболее важным фактором снижения зольности кокса является обогащение исходных углей, предназначенных для получения кокса.

Содержание влаги в коксе зависит от способа тушения, пористости, ситового состава и степени готовности кокса. Кокс обладает низкой гигроскопичностью. При мокром тушении влажность кокса может изменяться в пределах 2-5%, иногда достигает 7-8%; при сухом тушении кокса она составляет десятые доли процента. В мелком и пористом коксе влаги больше, чем в крупном и более плотном.

В связи с тем, что кокс в доменные печи загружают по массе, значительные колебания влажности кокса могут привести к изменению количества углерода, загружаемого в печь, а, следовательно, и к нарушению хода доменной печи. Отсюда вытекает требование постоянства содержания влаги в коксе и необходимость текущего контроля влажности кокса перед загрузкой в доменную печь.

Сера и фосфор – вредные примеси в чугунах. Содержание серы в коксе, для различных районов страны колеблется от 0,5 до 2%. Перевод серы в шлак приводит к увеличению относительного выхода шлака и требует дополнительной затраты флюса и топлива, снижая производительность доменной печи. Увеличение содержания серы в коксе на 0,1% вызывает увеличение расхода кокса на 1,8% и уменьшение производительности выплавки чугуна на 2%.

Фосфор в коксе содержится в незначительном количестве, фосфористость кокса из донецких углей не превышает 0,02%, а из кузнецких и карагандинских 0,04-0,05%.

Физико-механические свойства кокса определяются его прочностью, термической стойкостью, газопроницаемостью, пористостью, гранулометрическим составом и насыпной массой.

Под *прочностью* кокса понимают способность кокса противостоять разрушающим усилиям всех видов. О прочности кокса судят по изменению гранулометрического состава после приложения разрушающих усилий.

Испытание кокса на механическую прочность производят в большом или малом барабанах. Большой барабан диаметром 2000 мм и длиной 800 мм состоит из двух сплошных дисков, соединенных по образующим круглыми прутьями диаметром 25 мм и с такими же зазорами между ними. Для испытания отбирают пробу кокса массой 410 кг, состоящую из кусков больше 25 мм, загружают через люк в барабан и приводят его во вращение со скоростью 10 об/мин в течение 15 мин. При разрушении кокса куски менее 25 мм проваливаются между прутьями. О прочности кокса судят по массе остатка кокса в барабане, характеризующей дробимость кокса, и по массе коксовой мелочи 0-10 мм в подбарабанном продукте, характеризующей степень готовности и истираемости кокса.

Кокс считается удовлетворительным по прочности, если остаток в барабане составляет не менее 315 кг, а масса фракции 0-10 мм в подбарабанном продукте – не более 40 кг.

Малый барабан диаметром 1000 мм закрытого типа такой же длины. На внутренней стороне барабана приварены четыре угловых профиля 100×50×10 мм. Для испытания отбирают три пробы кокса по 50 кг каждая. Две пробы по 50 кг испытывают на прочность в барабане, а третью сохраняют до окончания испытания первых двух.

Пробу кокса массой 50 кг загружают в барабан и вращают со скоростью 25 об/мин в течение 4 мин, затем отсеивают фракцию более 25 мм (показатель M_{25}) и фракцию менее 10 мм (показатель M_{10}). Массу этих фракций выражают в процентах по отношению к массе исходной пробы (50 кг). Аналогично испытывают вторую пробу. Показателем прочности считают среднее значение из двух испытаний. Если расхождения в показателях прочности двух испытаний серьезно расходятся, испытывается третья проба. Например, для кокса из донецких углей среднее значение показателя M_{25} равно 86%, а показателя M_{10} составляет 7%.

Важным показателем качества кокса является *термическая прочность*, определяемая прочностью кокса при высокой температуре в доменной печи (*CSR-Coke Strength after Reaction*).

Газопроницаемость слоя кокса оказывает большое влияние на работу доменной печи и зависит от соотношения крупных и мелких фракций в слое и от пористости кусков.

Пористость или объем пор кокса влияет на условия горения кокса. Чем более пористый кокс, тем интенсивнее его горение и процесс газификации в горне. Пористость кокса из углей Донецкого бассейна составляет 49-52%, а из углей Кузнецкого бассейна – только 37%.

Гранулометрический состав кокса – это распределение его кусков по классам крупности, выражаемое в процентах к массе исходной пробы кокса. Рассев кокса проводят на механизированном грохоте с расположенными в два яруса четыремя ситами с квадратными отверстиями: 60×60 и 80×80 мм в

верхнем ярусе, 25×25 и 40×40 мм в нижнем ярусе. Показателем гранулометрического состава служит выход классов (фракций) крупностью более 80, 80-60, 60-40, 40-25 и менее 25 мм.

Выдаваемый из коксовой печи кокс сортируют на три класса: мелочь 0-15 мм (кокстик), орешек 15-25 мм и металлургический кокс фракции >25 мм. Выход металлургического кокса составляет 91-92%. В большие доменные печи загружают кокс крупнее 40 мм. Так на Череповецкой Северстали фракцию более 25мм используют для печей малого объема ($\approx 1000\text{м}^3$); более 35 мм для печи №5 ($\approx 5600\text{м}^3$).

При транспортировке кокса в доменный цех происходит измельчение кокса, поэтому его снова пропускают через грохот и отсеивают фракцию 0-25 мм для печей среднего объема и фракцию 0-40 мм для больших доменных печей.

Насыпная масса кокса – очень важная характеристика его качества. Доменные печи лучше работают на коксе с меньшей насыпной массой, которая зависит от соотношения мелких и крупных кусков кокса, при прочих равных условиях. Чем однороднее по гранулометрическому составу кокс, тем меньше его насыпная масса и выше газопроницаемость. Насыпная масса кокса для условий России не должна превышать 450-470 кг/м³.

Наиболее важными показателями физико-химических свойств кокса являются реакционная способность, горючесть, температура воспламенения и теплота сгорания кокса.

Под *реакционной способностью* кокса (*CRI-Coke Reactivity Index*) применительно к доменному процессу понимают процесс газификации углерода кокса в реакциях с другими газами при высокой температуре. Реакционная способность кокса влияет на режим восстановительных процессов в шахте и заплечиках печи, скорость горения и температуру в фурменной зоне.

Стандартного метода определения реакционной способности кокса нет. Чаще всего о реакционной способности кокса судят по скорости протекания реакции газификации углерода кокса диоксидом углерода:



Для этого пробу кокса нагревают до заданной температуры, пропускают через нее диоксид углерода и определяют изменение состава газа. Реакционная способность кокса тем выше, чем больше степень превращения диоксида углерода в оксид углерода при заданных условиях. Мерой реакционной способности кокса является показатель *R*, определяемый из анализа прореагировавшего газа по формуле:

$$R = \frac{\text{CO}}{2\text{CO}_2 + \text{CO}} \times 100\%, \quad (24)$$

где CO и CO₂ – содержание компонентов в прореагировавшем газе.

Сама реакционная способность определяется как константа скорости для реакции (23).

Реакционная способность кокса зависит от условий его получения. Наибольшее влияние оказывает пористость кокса: чем она выше, тем выше реакционная способность и горючесть кокса.

Характеристикой реакционной способности различных видов топлива может быть *температура воспламенения*. Чем она ниже, тем выше

реакционная способность. Древесный уголь воспламеняется при температуре 250 °С, доменный кокс – при 650-700 °С, а графит – при 800 °С. С уменьшением реакционной способности возрастает и температура горения.

Теплота сгорания кокса зависит от соотношения в нем органической (горючей) и минеральной (негорючей) массы и определяется по формуле Д. И. Менделеева:

$$Q = 4,19[81C + 300H - 26(O - S)] \text{кДж / кг} , \quad (25)$$

где С, Н, О и S – содержание углерода, водорода, кислорода и серы соответственно в массе сухого кокса, %.

Теплота сгорания кокса колеблется в пределах 31900-33600 кДж/кг.

Также «Тулачермет» предлагает следующие показатели кокса: термическая устойчивость

$$TU = CSR / CRI ; \quad (26)$$

комплексный показатель качества кокса МЦК (металлургическая ценность кокса):

$$МЦК = (3,25 \cdot 0,01 \cdot M_{25} - 11 \cdot 0,01 \cdot M_{10} - 0,0149 \cdot \text{Bash} - 0,68) + 0,1 \cdot TU. \quad (27)$$

Металлический лом

Вторичными черными металлами называется лом и отходы черных металлов, образующихся в процессе производства и обработки металлов, при амортизации металлоизделий, а также продукции переработки лома и отходов черных металлов (брикеты, пакеты) [5].

В зависимости от использования вторичные черные металлы подразделяются на шихтовые (используются для переплавки в сталеплавильных печах) и поделочные (используются без переплавки).

К *шихтовым* вторичным черным металлам относятся:

1. лом черных металлов, т. е. вышедшие из применения изделия или части изделий, зданий и сооружений, состоящие из черных металлов или содержащие их;

2. отходы черных металлов, т. е. отходы производства черных металлов, изделий и полуфабрикатов, состоящие из черных металлов, а также брак, возникающий в процессе их производства и не поддающийся исправлению (прибыльные части слитков, обрезки, дефектный металл);

3. продукция переработки лома и отходов черных металлов, т. е. пакеты и брикеты.

К *поделочным* вторичным черным металлам относятся: поделочный металл и деловые отходы, т. е. металлический лом и металлические отходы, образующиеся в процессе производства и потребления металла, используемые *без переплавки* для изготовления готовых изделий и в строительстве.

В результате неоднородности металлолома все его виды имеют различные показатели качества. Основные качественные показатели лома, как шихтового материала: насыпная плотность; химическая однородность; минимальное содержание неметаллических примесей (земля, песок, масло) и приделок из цветных металлов (бронзовые втулки, оловянные припои, свинцовая обмотка и т. д.).

Вторичные черные металлы подразделяются следующим образом:

1. По содержанию углерода – на два класса: стальной лом и отходы; чугунный лом и отходы. Стальной лом и отходы содержат до 2% углерода, а чугунный лом - более 2%.

2. По наличию легирующих элементов – на две категории: углеродистые (категория А) и легированные (категория Б).

При определении степени легирования углерод во внимание не принимается. Марганец считается легирующим элементом при содержании его более 1% в стальном и более 2% в чугунном ломе, кремний – при содержании его более 0,8% в стальном и более 4% в чугунном ломе, фосфор - при содержании его более 1,5% в чугунном ломе.

3. По физическому состоянию и показателям качества лом делят на 28 видов. Вид вторичных черных металлов определяют следующие показатели: физическое состояние (кусок, стружка), линейные габариты, масса, степень чистоты, плотность.

4. По содержанию легирующих элементов лом подразделяют на 67 групп. Группа вторичных черных металлов объединяет лом и отходы, близкие по содержанию легирующих элементов, что позволяет рационально их использовать в металлургическом производстве с максимальным извлечением легирующих элементов.

Из стального лома и отходов выделяют легковесные стальной лом и отходы, имеющие низкую насыпную плотность. К ним относятся, например, стальные листовые, полосовые и сортовые отходы, кровля, листовой промышленный и бытовой лом, проволока и изделия из нее, металлоконструкции, тонкостенные трубы и т. п.

Источники образования вторичных черных металлов

Вторичные черные металлы образуются на предприятиях, в организациях и хозяйствах при производстве и потреблении черных металлов, а также вследствие физической непригодности или экономической нецелесообразности дальнейшего использования металлосодержащих основных фондов (амортизация).

Основные источники образования вторичных черных металлов:

1. Производство черных металлов на металлургических предприятиях и литейное производство;

2. Потребление (обработка) черных металлов, полученных на металлургических предприятиях, и литья;

3. Амортизация изделий из черных металлов;

4. Шлаковые отвалы металлургического и литейного производств.

Производство черных металлов на металлургических предприятиях и литейное производство. Виды металлоотходов, образующихся при производстве черных металлов, характеризуются следующими данными:

1. Доменное производство – скрап, брак чугуна, остатки чугуна в выпускных желобах и в ковшах;

2. Сталеплавильное производство - литники, обрезь литых заготовок, скрап, остатки стали в сталеразливочных и промежуточных ковшах, брак слитков и литых заготовок, стружка от зачистки слитков и литых заготовок;

3. Прокатное производство – обрезь, недокаты, брак, стружка от зачистки слитков, окалина и сварочный шлак;

4. Термическое производство – окалина при нагреве, брак заготовок и деталей.

Потребление черных металлов, получаемых на предприятиях металлургической промышленности и в литейном производстве. При изготовлении деталей из проката в среднем возвращается в стружку 15% от массы заготовки, при обработке чугунных отливок – 25%, при обработке поковок 20%, при обработке отливок цветных металлов до 60%. Стружку черных металлов прежде всего можно разделить на элементную (мелкую) и вьюнообразную (витую).

Потребление черных металлов складывается из их использования в строительстве и обработки в различных отраслях промышленности. В строительстве количество металлоотходов относительно невелико и составляет 29-70 кг на 1 т использованного металла. Образование металлоотходов при металлообработке равно в среднем 180-195 кг/т. По отраслям промышленности эта величина представлена в табл.7.

Табл.7

Образование металлоотходов по отраслям промышленности, кг/т

Отрасль	Металлоотходы
Тракторомашиностроение	218
Станкостроение	205
Тепловозагоностроение	185
Судостроение	235
Автомобилестроение	263
Промышленность стройматериалов	120
Химическое машиностроение	226
Горнорудная промышленность	142
Инструментальная промышленность	419
Тяжелое машиностроение	213
Общее машиностроение	290
Приборостроение	463

Количество отходов зависит от степени «удаленности» исходной металлургической заготовки до готовой продукции.

Амортизация изделий из черных металлов (образование амортизационного металлолома) происходит в основном вследствие их физического и морального износа.

К амортизационному металлолому относятся металлические изделия или металлические части изделий, оборудования, машин, зданий и сооружений, вышедшие из применения. Сюда входит бытовой и бесхозный металлолом, а

также военный и судовой металлолом. Основные источники образования амортизационного лома: ликвидация основных фондов; капитальные и текущие ремонты; выход из строя сменного оборудования; выход из строя технологической оснастки и инструмента; выход из строя и списание в лом малоценного имущества и инвентаря.

Разработка шлаковых отвалов. Шлак может сравнительно долго находиться в жидком состоянии: через 2ч его жидкая часть может составлять 80%. Разработка шлаковых отвалов металлургического и литейного производств необходима потому, что в шлаках содержатся всплески металла, скрап, сталеплавильные или доменные «козлы» и т. п. Кроме того разработка с последующим использованием шлака в хозяйственных целях уменьшает объем шлаковых отвалов и улучшает экологическую ситуацию района расположения металлургических и литейных предприятий. Однако разработка отвалов, как правило, не целесообразна с экономической точки зрения.

Переработка вторичных черных металлов

Улучшения качества металлолома достигаются различными способами его переработки, в результате чего повышается металлургическая ценность различных видов металлолома.

Сбор и переработка металлического лома для последующего переплава связаны с привлечением капитала и эксплуатационными расходами. Однако эти затраты значительно ниже затрат на создание дополнительных производственных мощностей и эксплуатационных расходов в угольной, рудной и металлургической промышленности при производстве передельного чугуна.

Существуют следующие способы переработки лома: сортировка; огневая разделка стального лома; разделка лома на ножницах; пакетирование легковесного лома и стальной стружки; дробление вьюнообразной стружки; брикетирование чугуновой и стальной стружки; копровая разделка лома; взрывная разделка лома; дробление смешанного (типа автомобильного) лома с отделением стального лома на магнитных сепараторах; извлечение мелкого лома из производственного мусора и шлаковых отвалов; переплавка в шихтовые слитки.

Сортировкой вторичных черных металлов называют разделение их на классы, виды и группы с выделением лома для дальнейшей переработки и отбора цветного, легированного и взрывоопасного лома, поделочного металла и неметаллических примесей.

Смешанный лом сортируют следующими основными способами: визуальным; по склонности к намагничиванию; спектральным и химическим анализом; искровой анализ.

По искровой пробе можно качественно судить о химическом составе стали. Если кусок металлолома приложить к вращающемуся абразивному кругу наждачного станка, то частицы металла и абразива нагреваются, отрываются и образуют поток искр. Форма всего потока, форма, яркость и цвет отдельных

частиц искр зависят от химического состава раскаленных и горящих в кислороде воздуха частиц металла.

Наличие вольфрама отмечают по красному цвету искр, хрома – по темно-желтой окраске искр. На характер искрового потока влияет содержание углерода в металле, так как углерод легко окисляется на воздухе. Чем больше углерода в стали, тем больше звездочек в пучке искр и тем они ярче.

Для углеродистой стали с содержанием менее 0,15% углерода характерен короткий пучок темных искр, удлиняющихся и светлеющих в зоне сгорания. В искровом пучке мало звездообразных разветвлений. При повышении содержания углерода до 1% пучок искр получается более плотным, светлым, со звездочками и лучеобразными ответвлениями.

При содержании углерода более 1% получается очень плотный, короткий и неяркий пучок искр с многочисленными звездочками. Для углеродистой стали с повышенным содержанием марганца характерен широкий, плотный ярко-желтый пучок искр с многочисленными лучеобразными ответвлениями. Контуров искр четко видны. В искровом пучке марганцовистой стали (12-13% Mn), преобладают зонтообразные искры. Для искрового пучка конструкционной стали, содержащей до 5% никеля, характерны яркие, языкообразные, расщепленные на конце искры, увеличивающие яркость в зоне сгорания. Повышенное содержание углерода меняет вид этого искрового пучка.

Высоколегированная никелевая сталь при содержании 35% никеля дает красно-желтый пучок искр, более желтых в зоне сгорания. При повышении содержания никеля образуются менее яркие искры. Хромистая сталь с низким содержанием углерода и хрома образует искровой пучок с тонкими, лучеобразными искрами. При увеличении содержания хрома образуется короткий темно-красный пучок искр без звездочек и разветвлений. В искровом пучке хромоникелевой низколегированной стали выделяются желто-красные искры никеля, более яркие в зоне сгорания. При повышенном содержании хрома и никеля образуется более темный и широкий пучок копьеобразных искр.

Вольфрамовая сталь дает красные, короткие, изогнутые искры. Чем выше содержание вольфрама, тем меньше искр. Искровой пучок молибденовой стали состоит из темных копьеобразных искр, сильно увеличивающих свою яркость в зоне сгорания. Кремнистая сталь дает ярко-желтые языкообразные искры, которые при низком содержании кремния образуются перед звездочками углерода, а при повышенном содержании – за ними.

Огневая разделка металлического лома или газовая резка металлолома – один из самых простых и распространенных способов его переработки. Таким образом, металлолом разделяют на куски определенных габаритов, используя для этой цели керосино-кислородные и газокислородные резаки.

При газовой резке металл подогревается до температуры воспламенения и начинает гореть в струе технического кислорода, из разреза при этом выдуваются оксиды и частицы окисленного металла.

Кислород поступает в резак через кислородный ниппель и делится на две части (на подогрев и собственно резку). Процесс резки может происходить только в том случае, если температура сгорания металла в струе кислорода ниже его температуры плавления.

Лучше всего режется малоуглеродистая сталь, у которой температура воспламенения в кислороде 1350 °С, т.е. ниже температуры плавления (1539 °С). Температура плавления чугуна 1200 °С, а температура воспламенения его оксидов, образующихся при газовой резке, около 1370 °С. Поэтому при разделке чугунного лома огневую резку, как правило, не применяют.

Хорошо поддается огневой резке металлический лом углеродистых и легированных сталей при содержании углерода до 0,7%, до 4% хрома, до 13%

марганца, до 1% молибдена и до 20% никеля. При большем содержании углерода или указанных легирующих элементов в стали процесс резки затруднен.

Один из способов механизированной переработки металлолома – его *резка на аллигаторных (Рис.23) или гидравлических ножницах*, т. е. ножницах с механическим или гидравлическим приводом. Ножничная резка – наиболее производительный и дешевый способ переработки металлического лома.



Рис.23. Аллигаторные ножницы

Гидравлические ножницы по сравнению с аллигаторными являются более мощными, современными и высокопроизводительными агрегатами, предназначенными для резки металлолома всевозможной конфигурации.

Пакетирование легковесного лома - механическое уплотнение легковесных стального лома и отходов на прессах или других механизмах в пакеты с определенной плотностью. Является одним из основных способов подготовки такого лома для сталеплавильных агрегатов.

До недавнего времени (особенно с развитой выплавкой стали в мартеновских печах) являлось одним из основных способов подготовки легковесного стального лома для сталеплавильных агрегатов.

Легковесный стальной лом пакетируют или в холодном состоянии, или с предварительным нагревом до 700-800 °С в печах различной конструкции. По типу привода пакетировочные прессы подразделяются на электромеханические и гидравлические.

Для пакетирования металлолома толщиной до 3 мм применяют пакетир-прессы усилием 100 тс, до 6 мм – усилием 250-400 тс, до 8 мм – усилием 800-1000 тс, до 10 мм – усилием 1500 тс, до 14 мм – усилием 3150 тс.

Брикетирование – называется окускование металлической стружки в результате механического уплотнения в брикеты плотностью свыше 4000кг/м³ на прессах, под молотом, на импульсных и других механизмах. Наиболее распространенной формой брикетов является цилиндр с отношением высоты к диаметру 0,4-0,7.

Стружку брикетируют разными способами: с применением связующих материалов, в холодном и нагретом состоянии, с электрическим подогревом, с электроконтактным подогревом, с электроконтактным упрочнением и т. д. Наибольшее распространение получило брикетирование стружки в холодном состоянии на гидравлических брикетировочных прессах.

Более качественные брикеты можно изготавливать при брикетировании нагретой до 600-700°C стружки. При этом удаляются различные органические примеси, повышается плотность и прочность брикета. Однако нагрев не должен быть выше 750°C, дабы не было излишнего окисления.

Существует метод брикетирования за счет пропуска электрического тока. Однако он требует высоких затрат электроэнергии (170кВт·ч на тонну брикетов) и применяется для дорогих сплавов (цветные, высоколегированные черные).

Копровой разделкой металлического лома называют механизированную переработку стального и чугунного лома, основанной на разрушении хрупких металлических массивов с помощью падающего на них стального груза специальной формы – копровой бабы. Масса копровой бабы и высота ее подъема, определяющие силу удара, зависят от толщины и прочности разбиваемого массива.

Разделка металлического лома взрывным способом. Взрывное отделение предназначается для переработки стального и чугунного лома путем разрушения его с помощью взрывчатых веществ.

Взрывным способом разделяют крупные стальные массивы, не поддающиеся газовой резке, «козлы», ковши с застывшим металлом, бракованные крупные слитки и болванки, тяжелые валки крупных прокатных станов, шаботы молотов и т. п., а также крупногабаритные чугунные массивы, например, тяжелые чугунные станины, маховики, большие изложницы и поддоны, доменные «козлы» и другие объекты, не поддающиеся копровой разделке.

Требования, предъявляемые к металлическому лому в электросталеплавильном и конвертерном цехах

Основные требования для использования в электродуговых печах:

1. Определенность химического состава (степень легированности, содержание вредных примесей – S, P, Cu, Sn, Ni);

2. Насыпная плотность лома. С уменьшением насыпной плотности лома до 0,8-1,0 т/м³, загрузка печей осуществляется в два приема, т.е. с одной подвалкой. Крупные куски при этом, необходимо размещать выше некоторой части легковесного лома.

При повышении доли тяжеловесного лома в шихте, некоторые куски к «наблюдаемому» концу периода плавления могут не расплавиться, температура в окислительном периоде при этом будет находиться некоторое время на одном уровне. Расход электроэнергии при этом увеличивается. Непрерывный рост температуры и достижение определенных ее значений, зависящих от содержания углерода в металле, обычно 1550-1560°C указывают на завершение его плавления.

Основной практический вывод заключается в необходимости ограничивать примерно 20% количества тяжеловесного кускового лома.

Количество даже небольших пакетов размерами не более 500×500×500 мм не должно превышать 10-20% от общей массы лома и загружать их надо в первую бадью. Это связано со способностью пакетов свариваться друг с другом и, опускаясь, ломать электроды.

3. Угар металла. С другой стороны, увеличение доли легковесного лома приводит к повышению угара. При завалке легковесного лома, предназначенного для пакетирования (с насыпной плотностью в мульде 0,59 т/м³), угар увеличивается до 12,8%.

Основные требования для использования в кислородных конвертерах:

1. Угар металла. Угар при использовании тяжеловесного лома составляет 10-11%, а при использовании пакетов увеличивается на 2-4%. Использование легковесного лома способствует повышению угара, причем наибольший угар получается при легковесном ломе, идущем на пакетирование (17-18%).

Повышение интенсивности продувки ванны кислородом не увеличивает общего угара при использовании тяжеловесного лома. При применении пакетов и легковесного лома заметно некоторое повышение угара металлошихты при повышении интенсивности продувки. Вероятно, это объясняется тем, что в случае быстро расплавляющегося лома (пакет, легковес) начальный период плавки более холодный, поэтому значительно возрастает угар железа в шлак. Содержание железа в конечном шлаке за короткий период продувки при ее высокой интенсивности остается повышенным.

2. Химический состав. К лому предъявляется требование о недопустимости высокого содержания фосфора, серы, примесей цветных металлов и ржавчины. Кроме того, ограничивают максимальный размер кусков лома, поскольку слишком большие куски могут не успевать раствориться в металле за время продувки, а во время загрузки могут повредить футеровку конвертера.

Список литературы

1. «Металлургия железа в истории цивилизации», Черноусов П.И., Москва, МИСиС, 2005.
2. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов в Российской Федерации», Москва, 2016
3. «Железорудная база России», под ред. В.П.Орлова, М.И.Веригина, Н.И.Голипкина, Москва, ЗАО «Геоинформмарк», 1998.
4. «Металлургическая и экономическая оценка железорудной базы СССР», П.А.Ширяев, Е.Н.Ярхо, Ю.М.Борц, Москва, «Металлургия», 1978.
5. «Заготовка и переработка вторичных металлов», В.Ф. Волобуев, И.И.Довгий, Н.В.Анкудинов, Москва, «Металлургия», 1980.