

ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ

федеральное государственное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
**МОСКОВСКИЙ ИНСТИТУТ СТАЛИ И СПЛАВОВ**  
**Новотроицкий филиал**

**Е.В. Братковский, А.В. Заводяный, А.Е. Пареньков**

**ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ**

по дисциплине

**«Экстракция черных металлов  
из природного и техногенного сырья»**

*Допущено учебно-методическим объединением по образованию в области металлургии  
в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений,  
обучающихся по направлению «Металлургия»*

Новотроицк 2008

УДК 669.162.1

Братковский Е.В., Заводяный А.В., Пареньков А.Е. Лабораторный практикум по дисциплине «Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья» для студентов, обучающихся по направлению «Металлургия». – Орск: «Маркет сервис», 2008. – 112 с.

Лабораторный практикум предназначен для изучения технологических процессов дробления, измельчения, обогащения, окускования, восстановимости железных руд, а также моделирования движения газового потока и шихтовых материалов в доменной печи.

Рецензенты: профессор кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», д.т.н. Н.П. Сысоев

профессор кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», д.т.н. С.К. Сибатуллин

ISBN 978-5-903472-04-8

© ФГОУ ВПО «Государственный технологический университет «Московский институт стали и сплавов»,  
Новотроицкий филиал, 2008.

## Содержание

Введение .....	4
Правила техники безопасности .....	5
Порядок выполнения, оформления и защиты лабораторных работ .....	5
Лабораторная работа 1. Дробление и измельчение материалов .....	7
Лабораторная работа 2. Обогащение железных руд магнитной сепарацией .....	21
Лабораторная работа 3. Агломерация железорудного сырья .....	31
Лабораторная работа 4. Газопроницаемость агломерационной шихты.....	46
Лабораторная работа 5. Технология производства окатышей.....	52
Лабораторная работа 6. Брикетирование руд.....	64
Лабораторная работа 7. Изучение восстановимости железных руд.....	74
Лабораторная работа 8. Десульфурация чугуна.....	89
Лабораторная работа 9. Изучение движения газового потока на модели доменной печи.....	95
Лабораторная работа 10. Изучение процессов схода шихтовых материалов на модели доменной печи .....	103
Рекомендуемая литература .....	111

## **Введение**

Лабораторный практикум составлен в соответствии с требованиями Государственного образовательного стандарта для студентов, обучающихся по специальности 150101 «Металлургия черных металлов» при изучении дисциплины «Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья».

Целью выполнения лабораторных работ является закрепление теоретических разделов курса, освоение методики и техники проведения экспериментальных исследований.

Для выполнения лабораторных работ учебная группа делится на 3-4 подгруппы по 5-6 человек. Помощь группе в проведении исследования и подготовке экспериментального оборудования осуществляется учебным мастером. В практикуме представлено 10 работ, при выполнении которых студенты получают знания, умения и навыки по технологическим операциям дробления, измельчения, окускования железных руд, а также по протеканию восстановительных процессов при выплавке чугуна и его десульфурации. Уделено внимание изучению движения газового потока и шихтовых материалов на модели доменной печи.

Каждая работа состоит из теоретического введения, описания установки, порядка выполнения и контрольных вопросов.

Большинство лабораторных работ являются, по существу, небольшими исследованиями, поэтому для их проведения и обработки полученных данных требуется необходимая теоретическая подготовка и активное творческое участие студентов.

## **Правила техники безопасности**

В металлургической лаборатории НФ МИСиС (планировка представлена на рисунке 1) находится следующее оборудование: щековая дробилка, шаровая мельница, магнитный сепаратор, агломерационная чаша, грануляторы (барабанный и тарельчатый), прокалочные печи, сушильный шкаф, пресс для изготовления брикетов, барабан для определения прочности окучкованных железорудных материалов, стенды для определения газодинамических параметров материалов на модели доменной печи и схода шихты, печь Таммана, электронаждак, твердомер, слесарный верстак, бункеры с компонентами шихты.

Студенты к выполнению лабораторных работ допускаются только при наличии спецодежды (халаты, рукавицы). Студентам категорически запрещается включать механическое и нагревательное оборудование (это делает лаборант или учебный мастер), заходить за ограждение во время работы мельницы, дробилки, барабанов, электронаждака; самостоятельно производить загрузку и выгрузку дробильно-сортировочного оборудования, прокалочных, плавильных печей и аглочаши.

После окончания плавки и выключения нагрева плавильной печи отключать охлаждающую воду разрешается не ранее чем через 1 час. Запрещается охлаждать проточной водой горячий агломерат, выплавленный металл.

Все работы выполняются бригадами студентов. В целях экономии времени персоналом лаборатории могут быть выполнены вспомогательные операции (подготовка исходных материалов, реактивов, разогрев прокалочных и плавильных печей). Предпочтительно последовательное выполнение лабораторных работ в соответствии с содержанием практикума.

На первом лабораторном занятии преподаватель должен ознакомить студентов с задачами лабораторного практикума, требованиями к отчетам, правилами внутреннего распорядка лаборатории. В ряде случаев преподаватель должен напомнить студентам некоторые теоретические сведения, непосредственно относящиеся к той или иной работе, либо организовать показ тех или иных операций.

После вводной беседы преподаватель знакомит студентов с правилами техники безопасности, что фиксируется в специальном журнале. Студенты, не усвоившие правила техники безопасности, к выполнению работ не допускаются.

## **Порядок выполнения, оформления и защиты лабораторных работ**

Приступая к выполнению работы, студент должен изучить ее описание и составить конспект содержащий цель работы, теоретическое введение, схемы лабораторных установок, технологические параметров основных процессов.

В начале каждого лабораторного занятия студенты должны защитить отчет по предыдущей работе и получить допуск к выполнению следующей. После окончания работы студенты наводят порядок на рабочем месте и сдают его лаборанту; предъявляют преподавателю на подпись таблицы с результатами опытов.

По каждой лабораторной работе оформляется отчет, который, кроме составленного ранее конспекта, включает в себя результаты измерений, расчетов и выводы. Отчет должен быть оформлен в соответствии с ГОСТ 7.32-2001 «Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления».

- 1 – машина литья под давлением;
- 2 – слесарный верстак;
- 3 – твердомер;
- 4 – гидравлический пресс;
- 5 – сушильный шкаф;
- 6, 7 – прокаточные печи;
- 8 – агломерационная установка;
- 9 – печь Таммана;
- 10 – стеллажи;
- 11 – бункеры для шихтовых материалов;
- 12 – стенд для определения газодинамических параметров модели доменной печи;
- 13 – магнитный сепаратор;
- 14 – барабанный гранулятор;
- 15 – тарельчатый гранулятор;
- 16 – шаровая мельница;
- 17 – барабан для определения прочности окискованных материалов;
- 18 – щековая дробилка;
- 19 – доска учебная;
- 20 – столы учебные.

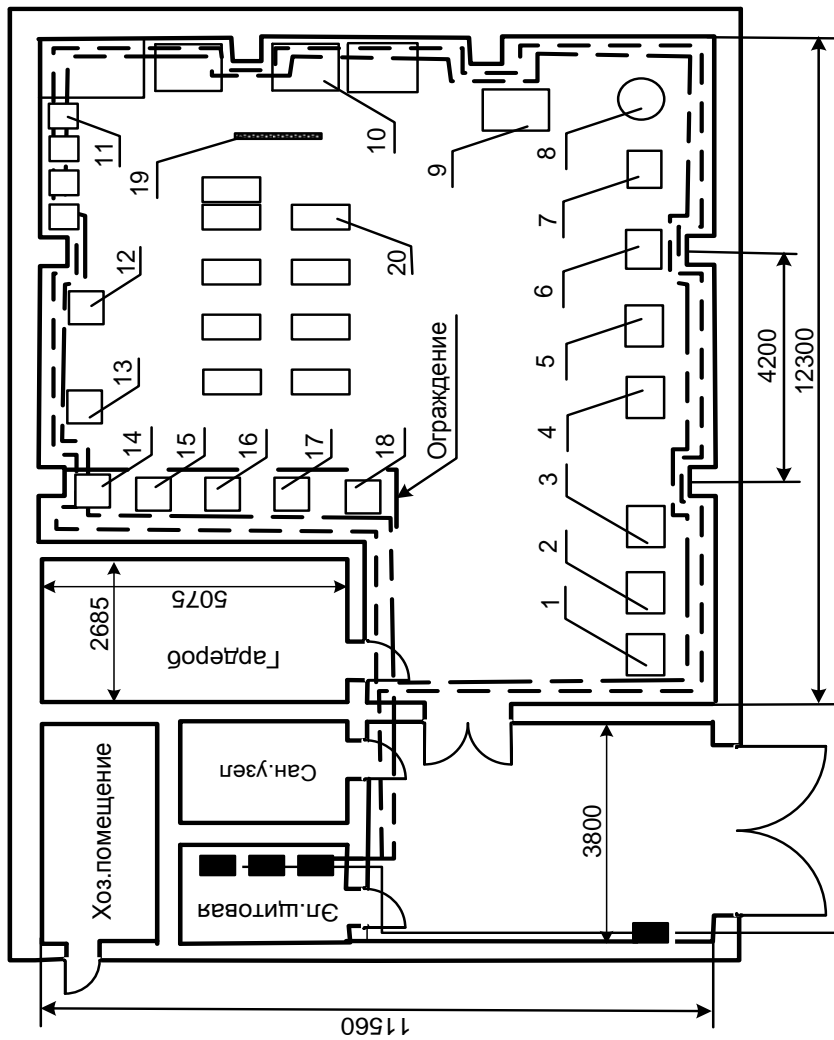


Рисунок 1 – Планировка металлургической лаборатории

# Лабораторная работа 1. Дробление и измельчение материалов

## 1 Цель работы

Изучить технологию, схемы дробления и измельчения, основные типы дробилок и мельниц, методы рассева материалов и показатели, определяющие эффективность процессов дробления и измельчения.

## 2 Теоретическое введение

Размеры кусков руды при открытой добыче могут быть до 1500 мм, при подземной – до 300 мм, поэтому для последующего обогащения и окускования рудные материалы необходимо подвергать дроблению и измельчению.

В зависимости от размеров получаемых кусков различают четыре стадии дробления: крупное – 100-300, среднее – 40-60, мелкое – 8-25 и тонкое – менее 1 мм.

Мелкое и тонкое дробление называют измельчением и применяют только для руд, идущих на обогащение.

Технологическими показателями процесса дробления (измельчения) являются степень и эффективность дробления (измельчения).

Степень дробления (измельчения) – отношение размеров кусков материала до и после дробления (измельчения), определяется выражением

$$i = D/d,$$

где  $D$  и  $d$  – максимальные размеры куска материала соответственно до и после дробления (измельчения).

Эффективность дробления определяется массой раздробленного материала, получаемого при расходе единицы электроэнергии. Она, в основном, зависит от прочности дробимого материала.

В зависимости от величины сопротивления при раздавливании, руды классифицируют по твердости: мягкие (менее 10 МПа); средней твердости (10-50 МПа); твердые (более 50 МПа); весьма твердые (более 100 МПа).

При дроблении руды проявляются упругая и пластическая деформации дробимого тела, образуются новые поверхности, преодолеваются силы внутреннего и внешнего трения.

В связи со сложностью процесса дробления пока нет единой универсальной теории дробления, однако, существуют две гипотезы – поверхностная и объемная.

Согласно поверхностной гипотезе работа, затраченная при дроблении пропорциональна величине вновь полученной поверхности

$$E_n = K_n S,$$

где  $E_n$  – расход энергии на дробление материала;  $S$  – площадь вновь образованной поверхности;  $K_n$  – коэффициент пропорциональности.

Согласно объемной гипотезе, работа, затраченная при дроблении, пропорциональна объему тела

$$E_0 = K_0 V,$$

где  $E_0$  – расход энергии на дробление материала;  $V$  – объем тела;  $K_0$  – коэффициент пропорциональности.

Сравнивая обе гипотезы, можно заметить, что поверхностная более соответствует процессам, где дробление осуществляется истиранием и отчасти раскалыванием; объемная же гипотеза – процессам при дроблении тел раздавливанием и ударом.

Дробление и измельчение энергоемкие процессы. По данным ЮНЕСКО человечество до 10% всей вырабатываемой электроэнергии расходует на дробление и измельчение. Стоимость дробления и измельчения в себестоимости рудного концентрата составляет до 40%.

## 2.1 Дробление

Существуют следующие способы дробления (рисунок 1.1): раздавливание (а), истирание (б), раскалывание (в), удар (г), раздавливание совместно с раскалыванием (д), раздавливание совместно с изгибом (е).

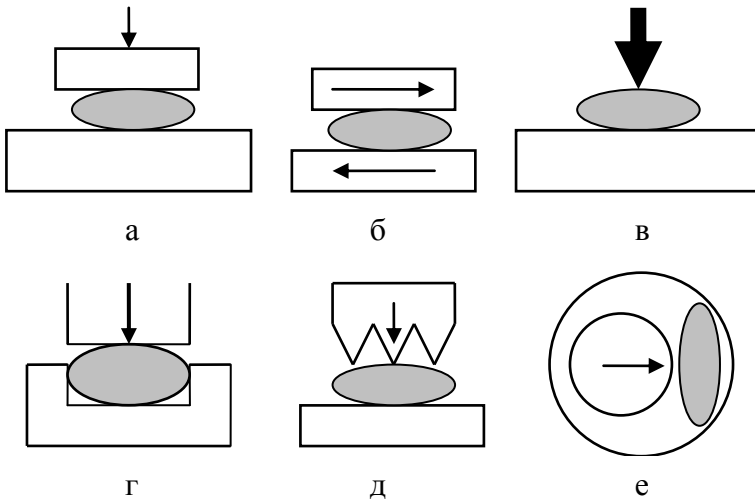


Рисунок 1.1 – Способы дробления

Наиболее дешевым методом дробления является раздавливание, а наиболее дорогим – истирание, связанное с наибольшим расходом энергии. По принципу истирания производится тонкое измельчение. На выбор метода дробления большое влияние оказывают свойства материалов.

Дробление и измельчение могут быть сухими и мокрыми. Обычно крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют сухим способом.

При дроблении глинистых руд в рабочую зону дробилок иногда подают воду для обеспечения лучшей проходимости руды в процессе дробления, но такой метод нельзя отнести к мокрому дроблению.



Мелкое дробление и измельчение осуществляют сухим или мокрым способом в зависимости от характера последующих процессов обогащения и свойств полезных ископаемых.

Процесс дробления очень сложный и зависит от следующих факторов: размеров, формы и взаимного расположения отдельных кусков материалов в рабочей зоне дробилки, физических свойств руды (прочность, твердость, вязкость, плотность, однородность, трещиноватость, влажность), а также конфигурации рабочих органов оборудования, траектории их движения, массы, скорости и угла встречи с обрабатываемыми рудами.

Существуют следующие схемы дробления: открытая (а); открытая с предварительным грохочением (б); замкнутая с предварительным и поверочным грохочением (в) (рисунок 1.2).

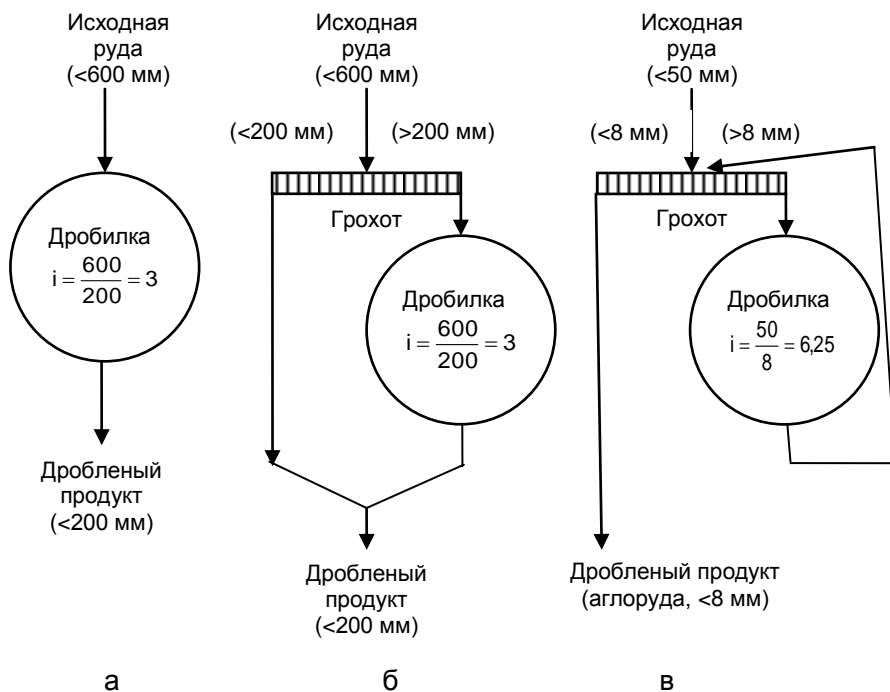


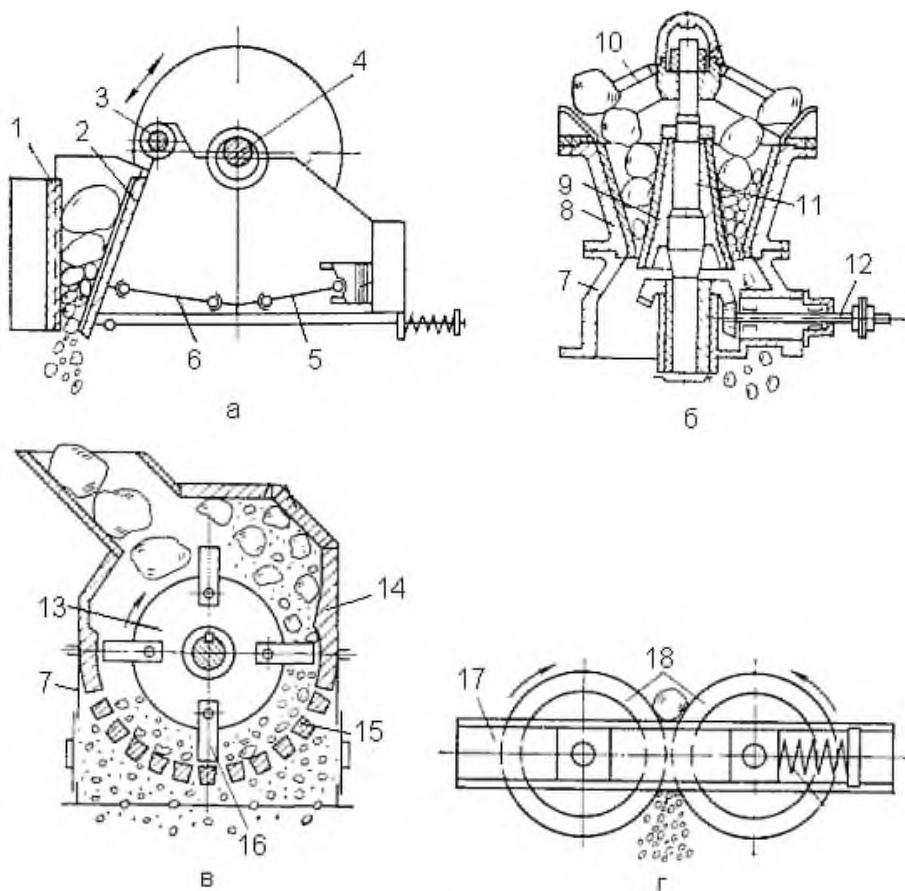
Рисунок 1.2 – Схемы дробления

По схемам *а* и *б* обеспечивается дробления руды от 600 до 200 мм при степени дробления  $600/200 = 3$ . Однако в исходной руде содержится некоторое количество фракции  $<200$  мм, не нуждающейся в дроблении и занимающей часть рабочего пространства дробилки, снижая ее производительность. Эта фракция в результате частичного дробления переизмельчается, увеличивая выход мелочи и расход электроэнергии. По схеме *б* фракция  $<200$  мм отделяется от руды перед дробилкой. Схемы *а* и *б* характеризуются тем, что крупность дробленого продукта не проверяется, т.е. схемы «открытые».

В дробленом продукте всегда имеется небольшое количество кусков, размер которых превышает заданный. В «закрытых» схемах (в) дробленый продукт вновь направляется на грохот для отделения недоизмельченных кусков с последующим их возвратом в дробилку, при этом обеспечивается верхний предел крупности.

Выбор способа дробления и типа дробилок зависит от физических свойств материала, начальной и конечной крупности его кусков. Твердые и вязкие материалы рациональнее дробить раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие – раскалыванием.

Дробилки бывают щековые (рисунок 1.3 а), конусные (б), грибовидные, молотковые (в), валковые (г).



1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – вал подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5, 6 – механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 7 – станина; 8 – неподвижный конус; 9 – подвижный конус; 10 – траверса; 11 – вал конуса; 12 – приводной вал; 13 – ротор; 14 – отбойные плиты; 15 – колосниковая решетка; 16 – молоток; 17 – основная рама; 18 – дробящие валки.

Рисунок 1.3 – Конструктивные схемы дробилок

В щековой дробилке материал раздавливается качающейся 2 и неподвижной 1 щеками. При этом только один ход подвижной щеки является рабочим, во время ее обратного хода часть дробленого материала успевает выйти из рабочего пространства через нижнюю выпускную щель. Изменением размера щели можно регулировать степень дробления.

Щековые дробилки применяют для дробления крупных кусков руды ( $i = 3-8$ ). Удельный расход электроэнергии составляет от 0,3 до 1,3 кВт·ч/т, производительность наиболее крупных щековых дробилок составляет 450–500 т/ч. Преимущества – простота, надежность, низкие эксплуатационные затраты. Их недостатками являются сильная вибрация, залипание щек при дроблении влажных и глинистых материалов, необходимость установки специального верхнего питателя для обеспечения равномерной подачи исходного материала.

Дробление материала в конусной дробилке происходит между неподвижным 8 и вращающимся внутренним 9 конусами. Эти дробилки предназначены для среднего и мелкого дробления. Основные части дробилок: цилиндрический корпус, установленный на фундаменте, неподвижный конус (чаша), подвижный дробящий конус, укрепленный на валу и опирающийся на сферический подпятник, приводной механизм. Приводной вал через коническую зубчатую передачу вращает вал-эксцентрик.

В конусной дробилке ось вращения внутреннего конуса не совпадает с геометрической осью неподвижного конуса, т.е. в любой момент дробление происходит в зоне приближения поверхностей внутреннего и наружного конусов. При этом в остальных зонах происходит выдача дробленого продукта через кольцевую щель между конусами. Производительность составляет 350-400 т/ч, степень дробления  $i = 3-8$ , удельный расход электроэнергии 0,1-1,3 кВт·ч/т.

Конусные дробилки применяют для материалов любого типа, в том числе со слоистым, плитчатым строением куска, а также для глинистых руд. Они не нуждаются в питателях и могут работать «под завалом», т.е. с рабочим пространством, полностью заполняемым рудой, поступающей из расположенного выше бункера.

Дробление в молотковых дробилках осуществляется в основном под действием ударов по кускам материала стальными молотками, закрепленными на вращающемся валу. Диаметр роторов 370-1700 мм, скорость вращения 580-2800 об/мин, степень дробления  $i = 8-12$ , производительность до 300 т/ч.

Валковые дробилки применяют для хрупких, нетвердых материалов (глина, кокс). Материал увлекается вращающимися валками и раздавливается. Степень дробления невысокая:  $i = 3-4$ . Иногда устанавливают две пары валков одна над другой, это увеличивает степень дробления до 10-16.

## 2.2 Измельчение

Измельчение производят в барабанных мельницах, в которые загружают дробленую руду крупностью от 8 до 50 мм после второй, третьей и даже четвертой стадий дробления. Измельчение происходит за счет свободно падающих дробящихся тел в шаровых или стержневых мельницах. Измельчение может производиться как в присутствии воды (мокрое), так и без нее (сухое). Как правило, мокрое измельчение производится, если последующее обогащение руды идет в водной среде.

При вращении мельницы за счет трения между шарами и ее стенкой шары начнут подниматься в сторону вращения до тех пор, пока угол подъема не превысит угла естественного откоса, после чего они начнут падать вниз, измельчая материал. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения (рисунок 1.4): каскадный (а), смешанный (б), водопадный (в).

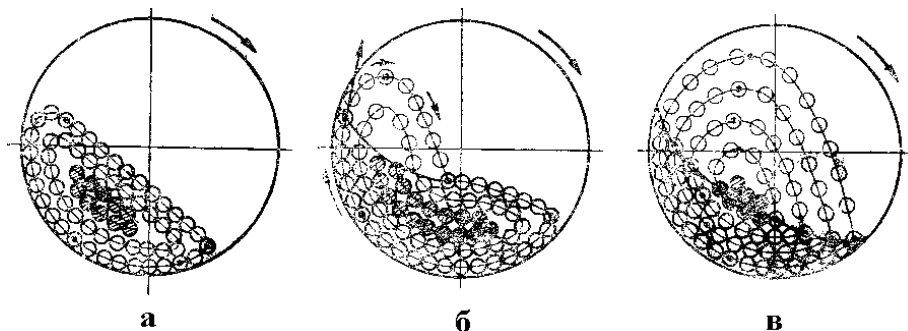


Рисунок 1.4 – Схема движения мелющих тел в барабане мельницы для различных режимов движения

При критической частоте вращения барабана мелющие тела прижимаются центробежной силой к его внутренней поверхности и вращаются вместе с ним, не отрываясь. Она вычисляется по формуле

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D}},$$

где  $D$  – внутренний диаметр мельницы, м.

С учетом угла трения шара о стенки мельницы ( $\varphi$ ), ее критическая частота определяется следующим образом

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D \sin \varphi}}.$$

Скорость вращения мельниц обычно равна 0,70–0,85 от критической. В процессе мокрого измельчения шары при указанных условиях поднимаются в мельнице на достаточную высоту и эффективно дробят руду.

При частоте вращения менее 0,75–0,85 от критической, создается водопадный режим измельчения – основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим. Измельчение рудных зерен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

При смешанном режиме измельчения одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, а другая – перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, измельчая руду ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим применяется при мокром измельчении; скорость вращения составляет 0,6–0,75 от критической.

Каскадный режим наиболее тихходный, скорость вращения составляет 0,5–0,6 от критической, при этом свободный полет мелющих тел исключен, т.к. они непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса. В воде нормальный угол откоса шаров составляет около 30°. При каскадном режиме руда измельчается преимущественно истиранием, он является наиболее эффективным для стержневых мельниц, т.к. при водопадном и смешанном режиме свободный полет стержней может привести к их перекосам, неправильной укладке и образованию «костров».

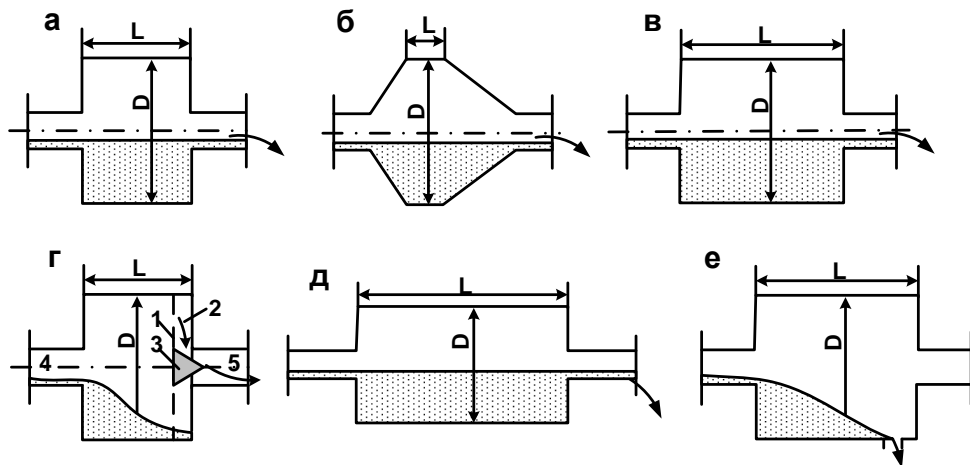
Руду загружают в мельницу через пустотелую цапфу с одной стороны, а с другой – измельченный продукт выходит из мельницы.

По методу разгрузки измельченного продукта различают мельницы со свободным выходом продукта (рисунок 1.5, а–в) и с принудительной разгрузкой через решетку (рисунок 1.5, г).

Различают следующие типы мельниц (рисунок 1.5).

а – шаровые мельницы с центральной разгрузкой измельченного материала, они характеризуются тем, что их длина в 1,5–2 раза больше диаметра.

б – шаровые мельницы конические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, для которых характерна короткая цилиндрическая часть, заключенная между двумя коническими частями.



1 – стальная колосниковая решетка; 2 – промежуточная камера; 3 – конус; 4, 5 – цапфы соответственно загрузочная и разгрузочная.

Рисунок 1.5 – Типы мельниц

в – стержневые мельницы цилиндрические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, имеют длину в 1,5–2 раза больше ее диаметра.

г – шаровые мельницы с низким уровнем пульпы и принудительной разгрузкой измельченного материала через решетку. Их длина меньше или равна диаметру.

д – трубные мельницы с длинной цилиндрической частью в три-четыре раза больше ее диаметра. Чем длиннее мельница, тем дольше руда находится в ней под действием дробящих тел и выше степень измельчения. Их применяют в основном для тонкого сухого измельчения.

е – стержневые мельницы для сухого измельчения с периферической разгрузкой, применяются для измельчения коксовой мелочи и известняка.

Мельницы заполняют шарами на 30–50% их объема. Перегрузка и недогрузка мельницы шарами нерациональны: перегрузка ведет к повышенным расходам энергии и шаров, а недогрузка снижает производительность.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объема, скорости вращения, конструктивных особенностей, размера и формы мелющих тел, твердости и крупности кусков руды (исходных и измельченных), плотности пульпы и выхода конечного продукта. Производительность мельниц подсчитывают по удельной затрате энергии.

Потребляемая мощность, определяющая производительность мельницы, является основным показателем ее работы, выбор мельницы часто производят по ее мощности.

Часть энергии, потребляемой мельницей, затрачивается на движение дробящей среды (полезная мощность), на преодоление сил трения ее подшипников (мертвая нагрузка), потери в электродвигателе и обычно составляет около 25% общей затраченной энергии. Таким образом, полезная мощность составляет около 75% от общей.

**Шаровые мельницы.** Основными размерами мельниц являются: внутренний диаметр  $D$  и длина цилиндра  $L$ .

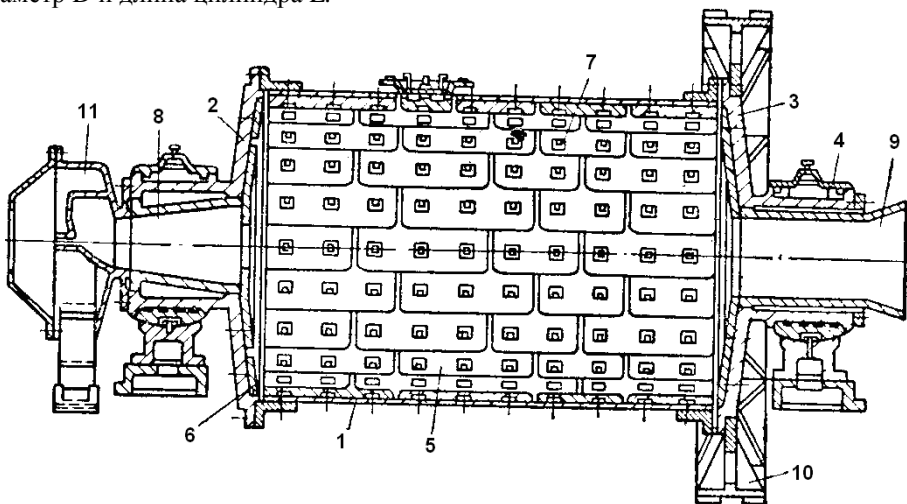


Рисунок 1.6 – Шаровая мельница с центральной разгрузкой

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рисунок 1.6) состоят из сварного стального цилиндрического барабана 1 с приваренными на его концах литыми фланцами и торцовыми крышками 2 и 3. Внутри барабан и торцовые крышки мельницы защищены футеровкой 5 и 6 из износостойкой стали, которую крепят болтами 7. Полые цапфы 8 и 9 также изнутри защищены футеровкой.

Мельницу устанавливают на двух подшипниках 4, которые имеют только нижние вкладыши с баббитовой заливкой.

Привод мельницы осуществляется электродвигателем и редуктором через зубчатую передачу и зубчатый венец 10.

Загрузка материала в мельницы производится через улитковый питатель 11 и полуцапфу 8.

В мельнице с разгрузкой через решетку (рисунок 1.5, з) стальная колосниковая решетка 1 задерживает крупные куски руды и шары. Измельченная руда выгружается через решетку (диафрагму), установленную перед цапфой, в промежуточную камеру. Между решеткой и торцовой стороной мельницы, радиально прикреплены реборды, на которые поступает пульпа. Поэтому при вращении реборды поднимают пульпу вверх и сливают ее на конус, расположенный вершиной к разгрузочной цапфе. Пульпа стекает по конусу, попадает в разгрузочную цапфу и выходит из мельницы, при этом создается разность уровней загружаемого исходного материала и разгружаемого измельченного продукта, что способствует его более быстрому движению. Поэтому производительность мельницы с решеткой выше, чем мельниц с центральной разгрузкой.

В месте установки каждой колосниковой решетки в диафрагме имеется специальное углубление. Пульпа сначала проходит через отверстия, затем через круглые отверстия диафрагмы.

Уровень пульпы в месте ее разгрузки регулируется с помощью отверстий, которые могут быть открытыми или закрываются деревянными пробками через люки П. Для уменьшения скорости движения пульпы, нужно закрыть нижний ряд отверстий диафрагмы или увеличить плотность пульпы.

Имеются мельницы с разгрузкой через решетку без регулирования уровня пульпы, у них диафрагма состоит из отдельных колосниковых решеток секторного типа. Каждый сектор решетки крепят к торцовой крышке мельницы с помощью литых стальных полос болтами. Площадь отверстий решетки во много раз больше площади разгрузочной цапфы. Скорость движения пульпы в такой мельнице регулируется водой, т.е. отношением  $T : Ж$ .

Толщина футеровки в зависимости от размеров мельниц составляет от 50 мм до 150 мм. Диафрагма, футеровочные плиты и колосники изготавливаются из износостойкой марганцевой сталей типа 35ГЛ или 45ГЛ.

**Стержневые мельницы.** Внутри мельница заполнена стальными стержнями, длина которых на 25–30 мм меньше длины барабана.

Торцовые крышки барабана выполняются плоскими или слегка коническими. При работе мельницы стержни, раздвинутые кусками руды, производят своего рода классификацию материала по крупности: мелкие зерна проваливаются через зазоры между стержнями и не переизмельчаются; более крупные задерживаются на стержнях и подвергаются наиболее интенсивному разрушению. Поэтому в измельченном продукте отсутствуют излишне крупные недоизмельченные куски и сравнительно

мало тонкого класса. Стержневые мельницы обычно работают в первой стадии открытого цикла.

**Мельницы самоизмельчения.** Существуют две схемы рудного самоизмельчения.

1. Без специального выделения крупных кусков руды (дробящей среды). Вся руда после крупного дробления направляется в мельницу самоизмельчения.

2. С выделением после дробления крупных кусков руды (более 100 мм), используемых в качестве дробящей среды более мелких кусков (менее 25 мм).

Первая схема более простая, но т.к. в мельницу поступает вся руда после крупного дробления, происходит постепенное накопление в мельнице критических кусков от 25 до 75 мм, которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики, чтобы раздробиться крупными кусками. Для их доизмельчения в мельницу приходится загружать стальные шары диаметром 150–125 мм, однако это противоречит идее самоизмельчения, увеличивает расход металла и износ футеровки.

По второй схеме исключается накопление критического материала, но усложняется схема дробления и измельчения.

Мельницы самоизмельчения, по сравнению с шаровыми и стержневыми, обладают следующими преимуществами: снижается расход футеровки за счет измельчающей среды, уменьшается переизмельчение и шламование руды, упрощается схема дробления. Недостатком является меньшая производительность.

В мельнице сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» используется короткий барабан 1 большого диаметра – 5,5–11 м (рисунок 1.7).

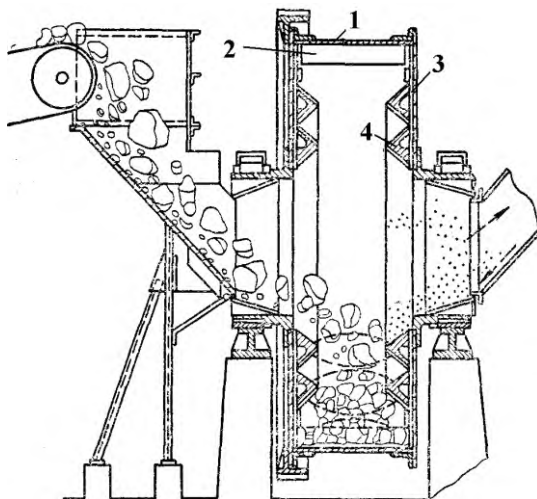


Рисунок 1.7 – Мельница сухого самоизмельчения типа «Аэрофол»

На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии одна от другой укрепляются двутавровые балки и рельсы 2, которые при вращении поднимают куски материала на некоторую высоту. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о полки, и одновременно дробят ударом находящийся внизу ма-



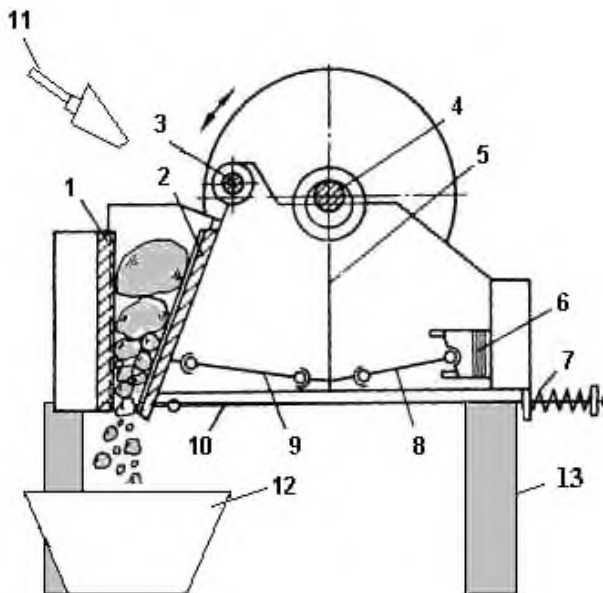
териал. На торцовых крышках 3 барабана укреплены кольца 4 треугольного сечения, которые направляют куски материала в середину барабана. Измельченный материал удаляется из барабана воздушным потоком. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушными классификаторами.

Мельница мокрого самоизмельчения имеют отношение длины барабана к его диаметру примерно 0,3 : 1.

Руда загружается в мельницу устройством, которое монтируется на специальной тележке, перемещающейся по рельсам, что обеспечивает свободный доступ внутрь при ремонте мельницы. Исходная руда захватывается выступами на броне, поднимается на некоторую высоту, затем падает или скатывается вниз, разрушаясь под действием удара, раскалывания и частично истирания. Измельченный материал выгружается из барабана через решетку либо непосредственно через полую цапфу. К концу разгрузочной цапфы барабана крепится на болтах бутара, представляющая цилиндрикоконический грохот для разделения измельченного материала по крупности.

### 3 Описание установок

Схемы лабораторной дробилки и шаровой мельницы представлены на рисунках 1.8 и 1.9. Дробление проводится в соответствии с заданием.



1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – ось подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5 – шатун; 6 – механизм изменения ширины разгрузочной щели; 7 – замыкающая пружина; 8 – задняя распорная плита; 9 – передняя распорная плита; 10 – тяга замыкающего устройства; 11 – загрузочный совок; 12 – приемный короб; 13 – опорные стойки.

Рисунок 1.8 – Лабораторная щековая дробилка со сложным качанием щеки для среднего дробления





## 5 Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте процессы дробления и измельчения, в чем состоят их отличия.
2. Как классифицируются рудные материалы по твердости и, какие существуют гипотезы дробления?
3. Перечислите основные способы дробления, типы дробилок, их преимущества и недостатки.
4. Какие схемы дробления и измельчения применяются в черной металлургии?
5. Перечислите основные типы мельниц и дайте их характеристику.
6. Назовите схемы рудного самоизмельчения, сравните их технико-экономические показатели.

## Лабораторная работа 2. Обогащение железных руд магнитной сепарацией

### 1 Цель работы

Изучить технологию и схемы обогащения железных руд методом магнитной сепарации, конструкции различных сепараторов сухого и мокрого обогащения, научиться определять показатели эффективности процессов обогащения.

### 2 Теоретическое введение

Обогащение является операцией, в результате которой повышается концентрация полезного элемента (железа, марганца и др.) в результате удаления максимально возможного количества пустой породы. Иногда при обогащении руды одновременно с пустой породой удаляется часть вредных примесей.

Для разделения используют различия свойств рудного минерала и пустой породы: цвет, блеск, твердость, плотность, смачиваемость, оптические, электрические, магнитные и другие характеристики.

Существуют следующие методы обогащения: рудоотборка, промывка, гравитационное, флотационное, магнитная сепарация.

Продуктами обогащения являются: концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала. В сложных схемах обогащения получают продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – промпродукт, который подвергают дополнительному обогащению.

Эффективность процесса обогащения характеризуется комплексом показателей.

1. Содержание полезного элемента в руде ( $\alpha$ ), концентрате ( $\beta$ ) и хвостах ( $\nu$ ). Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.

2. Выход концентрата  $\gamma$  (% , доли), или соотношение масс концентрата ( $M_K$ ) и руды, пошедшей на его получение ( $M_p$ ). Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды.

$$\gamma_K = \frac{M_K}{M_p} \cdot 100\% .$$

Выход концентрата можно также выразить через содержание полезного элемента в руде и продуктах обогащения. Для этого используют баланс металла

$$M_{ep}\alpha = M_{ek}\beta + (M_{ep} - M_{ek})\nu .$$

После преобразований получаем

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100\% .$$

3. Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды, т.е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu} .$$

4. Степень обогащения, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha} .$$

5. Степень извлечения полезного элемента в концентрат ( $\varepsilon$ ) показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha} .$$

Наиболее эффективным методом обогащения железных руд является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств некоторых железосодержащих минералов и пустой породы.

Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зерен руды в сепараторах по их магнитной восприимчивости. Измельчённая руда вводится в магнитное поле, в котором зерна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (гравитация, центробежные, сопротивление водной среды и др.), перемещаются в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении. На зерно минерала, помещенное в магнитном поле, действует магнитная сила

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \cdot \chi \cdot H ,$$

где  $F_{\text{маг}}$  – сила магнитного притяжения, кгс/кг;  $\mu_0$  – магнитная постоянная,  $1,26 \cdot 10^{-6}$  Гн/м;  $\chi$  – удельная магнитная восприимчивость, м<sup>3</sup>/кг;  $H$  – напряженность магнитного поля, А/м.

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

Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов и их свойства приведены в таблице 2.1.

Магнитной сепарацией в основном обогащают руды с сильномагнитными свойствами, в состав которых входят минералы магнетит и маггемит.

Таблица 2.1 – Основные минералы железных руд и их свойства

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-7}$
Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , Fe–70%	5,0-5,2	5,5-6,0	Вишнево-красный	38-6
Гётит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ , Fe – 62,9%	4,0-4,4	4,5-5,5	Темно-бурый до черного	около 3
Гидрогётит	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ , Fe – 60,8%	3,3-4,0	1,0-4,0	светло-бурый, желто-бурый	10-3
Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ , Fe – 59,8%	3,3-4,0	4,0	темно-бурый	10-3
Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$ , Fe – 72,4%	4,9-5,2	5,5-6,0	Черный	500-250
Ильменит	$\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ ,	4,5-5,0	5,0-6,0	Черный	300-150
Маггемит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , Fe–70%				250-100
Маргит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , Fe–70%	4,0-5,0	4,0-6,0	Темно-вишневый	880-25
Сидерит	$\text{Fe}_2\text{CO}_3$ , Fe – 48,3%	3,9	3,5-4,5	Желтовато-белый, сероватый	19-4,5

продолжение таблицы 2.1

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-7}$
Пирит	FeS <sub>2</sub> , Fe – 46,6%	4,9-5,2	6,0-6,5	Светлый, латунно-желтый	5-1
Пирротин	FeS	4,6	4,0	Желтый, до красного	75-35
Апатит	Ca <sub>5</sub> [PO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> (F,OH,Cl)	3,2	5,0	Бесцветный, белый, бледно-зеленый	до 3
Доломит	(Ca, Mg)CO <sub>3</sub>	2,8-3,9	3,5-4,0	Серовато-белый	до 3
Кварц	SiO <sub>2</sub>	2,65	7,0	Бесцветный, молочно-белый	до 6
Магнезит	MgCO <sub>3</sub>	2,9-3,1	4,0-4,5	Белый с желтоватым или сероватым оттенком	12-3



Для других минералов необходимо создавать магнитное поле с высокой напряженностью, что технически трудно достигается. Поэтому в зависимости от химического состава обогащаемой руды применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах с магнитным полем напряженностью  $(32-95) \cdot 10^3$  А/м, слабомагнитные –  $(143-1270) \cdot 10^3$  А/м. Магнитное поле создается электромагнитами, а его напряженность регулируется силой тока.

Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (пульпа), в последнем случае устраняется пылеобразование, поэтому этот метод получил большее распространение. Для обогащения руд крупностью более 6 мм применяется сухая магнитная сепарация. Руды крупностью менее 0,1 мм обогащаются только мокрым способом. Кроме подавления пылеобразования это позволяет повысить эффективность обогащения, т.к. в водной среде разделение мелких частиц более полное.

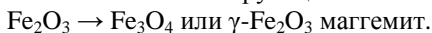
При мокром обогащении процесс проходит в 2–4 стадии, на каждой из которых руда дробится и подвергается магнитной сепарации. Это позволяет избежать больших расходов на измельчение пустой породы. На первых стадиях для руды крупностью 5–50 мм применяется сухая сепарация, при этом удаётся значительная часть немагнитных компонентов. Промпродукт сухой сепарации для более полного раскрытия зерен руды направляют на мокрое измельчение и магнитную сепарацию в водной среде.

Совершенствование магнитного обогащения идет по двум направлениям:

- более тонкое измельчением исходного материала, что повышает степень раскрытия зёрен рудного минерала и содержание железа в концентрате;
- повышение напряженности магнитного поля в рабочем пространстве сепараторов (*полиградиентные сепараторы* – с изменяющимся в пространстве магнитным полем). Последние возможно применять для обогащения окисленных кварцитов и бедных гематито-мартитовых руд, которые, несмотря на огромные запасы, практически не используются.

Доля магнитного обогащения железных руд среди других способов составляет более 80%, на промывку и отсадку приходится около 15%, остальное – на другие методы. Магнитной сепарацией практически невозможно обогащать слабомагнитные и окисленные руды из-за больших потерь железа с немагнитными оксидами железных руд. В связи с этим магнитная сепарация применяется не только как самостоятельный метод обогащения, а входит в состав комбинированных схем: магнитно-гравитационные, магнитно-флотационные и др.

Для обогащения магнитной сепарацией немагнитных (слабомагнитных) железных руд (гематиты, бурые железняки) их переводят в магнитное состояние восстановительным магнетизирующим обжигом по схеме:



Магнетизирующий обжиг проводят в шахтных и трубчатых вращающихся печах в восстановительной атмосфере, для получения которой сжигают с недостатком кислорода природный газ или твердое топливо (бурый уголь, антрацит и др.). При этом в зависимости от условий (температура, состав атмосферы, крупность кусков руды, распределение газового потока) можно получить продукты обжига с различной магнитной восприимчивостью. Наибольшей магнитной восприимчивостью обладают оксиды железа, восстановленные при температуре 570–800 °С.

Обоженную железную руду затем измельчают для раскрытия рудного зерна и обогащают магнитной сепарацией.

Для сухого обогащения крупнукусковых магнетитовых руд применяют трехбарабанные сепараторы с верхней загрузкой руды (рисунок 2.1). Выделение промежуточного продукта происходит на нижнем барабане с более высокой напряженностью магнитного поля.

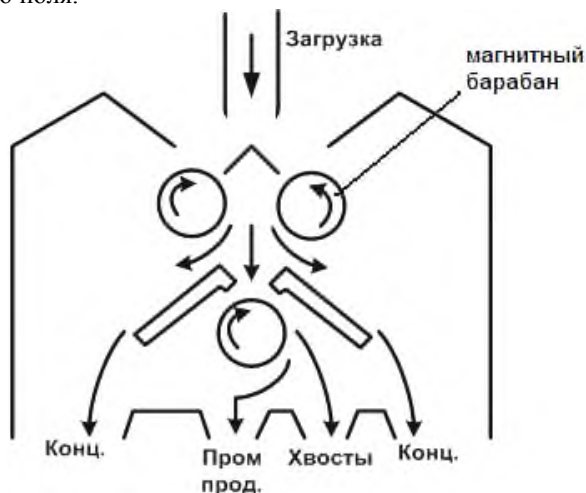
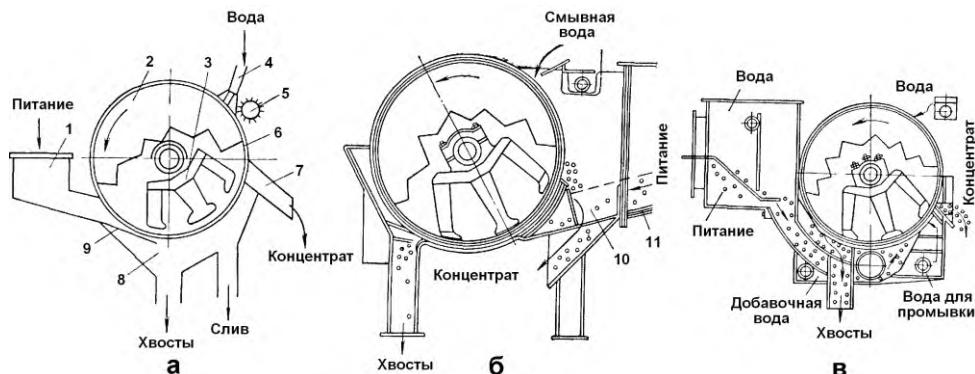


Рисунок 2.1 – Схема трехбарабанного сепаратора с верхней загрузкой исходной руды

Принципиальные схемы устройства магнитных сепараторов для мокрого обогащения руд с нижней подачей материала показаны на рисунке 2.2.



1 – загрузочная коробка; 2 – барабан; 3 – магнитная система; 4 – гидросмыв; 5 – щеткосниматель; 6 – резиновое покрытие барабана; 7 – разгрузочный лоток; 8 – ванна; 9 – загрузочный лоток; 10 – сливной порог; 11 – питающий лоток.

а – прмоточный; б – противоточный; в – полупротивоточный.

Рисунок 2.2 – Схемы магнитных сепараторов для мокрого обогащения руд

В прямоточных сепараторах направления движения барабана и потока пульпы совпадают, в противоточных – направлены навстречу друг другу, а в полупротивоточных – пульпа подается снизу и разделяется на два потока: по направлению движения барабана (магнитная часть) и против него (немагнитная часть).

Наибольшее распространение имеют прямоточные сепараторы, в которых барабан изготовлен из немагнитного материала с резиновой обечайкой, а внутри его расположена неподвижная магнитная система. Исходный материал в виде пульпы подается на загрузочный лоток и направляется в магнитное поле. Немагнитные частицы (хвосты) под действием силы гравитации попадают вниз, а магнитные (концентрат) – притягиваются к барабану и увлекаются им до разгрузочного лотка.

По выходу из зоны действия магнитного поля концентрат отстает от барабана и попадает на лоток, туда же подается струя воды для смыва оставшегося на барабане концентрата.

Параметры сепаратора следующие: диаметр барабана 600, длина 1500 мм, скорость вращения 40 об/мин, производительность 12–45 т/ч (в зависимости от крупности частиц исходной руды), степень извлечения железа до 82%.

При обогащении тонкоизмельченного материала в прямоточных сепараторах не все частицы рудного минерала успевают притянуться к барабану и попадают в отходы.

Применение противотока устраняет этот недостаток – поток исходного материала движется навстречу вращающемуся барабану. Он увлекает вверх концентрат, который сливается через специальный порог, а немагнитные частицы проходят под барабаном через ванну и сливаются вниз. Такие сепараторы позволяют повысить степень извлечения железа до 90%.

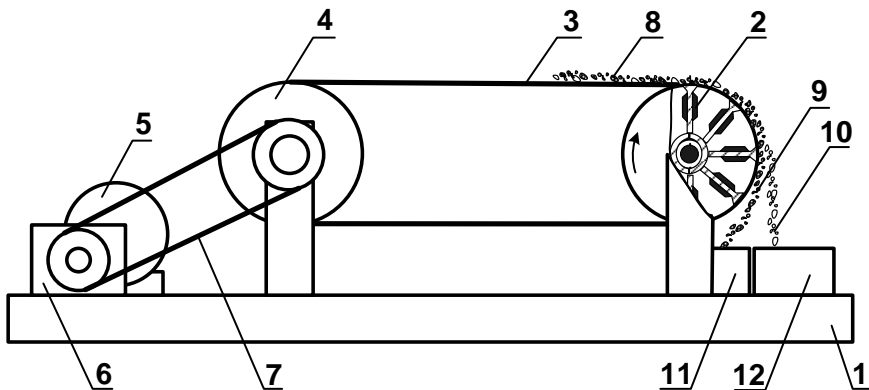
При наличии в пульпе крупных зерен они осаждаются на дне подающего лотка и нарушают нормальную работу сепаратора. Применение полупротивоточных сепараторов устраняет этот недостаток. В нем частицы «набрасываются» на барабан снизу и концентрат движется по ходу его вращения, а хвосты – против вращения.

Каждый из этих типов сепараторов имеет свои области применения, где они наиболее эффективны: прямоточные – на первых стадиях обогащения крупнозернистых руд, противоточные – для руд с крупностью частиц менее 2–3 мм, полупротивоточные – с крупностью частиц менее 0,3 мм.

### **3 Описание установки**

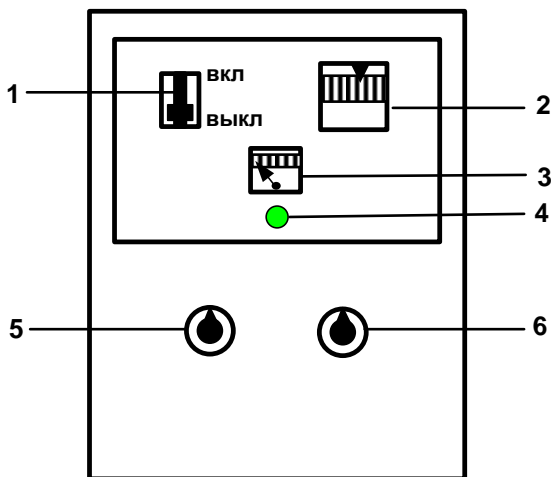
Лабораторная работа проводится на электромагнитном сепараторе барабанного типа.

Схема устройства и работы лабораторного барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рисунке 2.3. Внутри вращающегося барабана 1 из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемая руда подается на барабан сверху. Частицы магнетита притягиваются электромагнитом к его поверхности и перемещаются по ней до выхода из зоны действия магнита, затем падают вниз в приемный бункер концентрата. Немагнитные частицы ссыпаются с барабана в бункер для хвостов.



1 – станина; 2 – неподвижная магнитная система; 3 – транспортерная лента; 4 – приводной барабан; 5 – электродвигатель; 6 – редуктор; 7 – ременная передача; 8 – обогащаемая руда; 9 – концентрат; 10 – пустая порода; 11 – короб для концентрата; 12 – короб для хвостов.

Рисунок 2.3 – Лабораторный барабанный электромагнитный сепаратор



1 – выключатель; 2 – вольтметр; 3 – амперметр; 4 – индикатор; 5 – регулятор напряженности магнитного поля; 6 – регулятор скорости вращения барабана.

Рисунок 2.4 – Пульт управления магнитного сепаратора

Производительность сепаратора с барабаном диаметром 200 и длиной 1200 мм, скоростью вращения 10 об/мин, составляет 200-400 кг/ч в зависимости от крупности частиц обогащаемой руды (степень извлечения железа до 82%).

Привод барабана с магнитной системой 2 осуществляется через транспортную ленту 3 и приводной барабан 4, крутящий момент на который передается от электродвигателя 5 через редуктор 6 и ременную передачу 7.

Лабораторная установка управляется автотрансформаторами, что позволяет изменять скорость вращения барабана и напряженность магнитного поля, его основные технические характеристики приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Характеристики лабораторного электромагнитного сепаратора

Показатель	Характеристика
Питание установки	напряжение 220 В переменного тока
Вид магнитной сепарации	сухая
Тип установки	барабанного типа
Габаритные размеры, мм:	
длина	1200
высота	700
Ширина	500
Крупность обогащаемого материала, мм	1-35
Производительность, кг/час	100-600
Напряженность магнитного поля, кА/м	50-1600
Тип магнита	постоянный
Тип магнитного поля	однородное
Скорость вращения барабана, об/мин	1-20
Масса, кг	280

#### 4 Порядок выполнения работы

Для проведения магнетизирующего обжига используется прокалочная печь и коксовая мелочь в качестве восстановителя.

На лабораторной установке изучается влияние напряженности магнитного поля, скорости вращения барабана и крупности руды на эффективность обогащения.

Порядок проведения опытов:

- подготовьте навеску руды заданной массы и крупности;
- при необходимости провести магнетизирующий обжиг;
- установите заданную напряженность магнитного поля и скорость вращения барабана;

- проведите магнитную сепарацию;

- взвесьте продукты обогащения (концентрат, хвосты).

Полученные данные занесите в таблицу 2.2.

Определите основные показатели обогащения, а также влияние основных рассмотренных в работе параметров (вид, масса и крупность обогащаемого материала, напряженность магнитного поля и скорость вращения барабана) на показатели обогащения. Результаты расчетов занесите в таблицу 2.2.

Таблица 2.2 – Влияние различных параметров на показатели обогащения железной руды

	Выход концентрата, $\gamma$	Извлечение Fe в концентрат, $\varepsilon$	Коэффициент обогащения, $K_o$	Коэффициент сокращения, $K_c$
Напряжение U, В				
150				
180				
200				
220				
Частота вращения n, об/мин				
$n_1 =$				
$n_2 =$				
$n_3 =$				

### 5 Контрольные вопросы

1. Перечислите основные способы обогащения железных и марганцевых руд.
2. Назовите основные показатели обогащения, в чем состоит их физический смысл.
3. Охарактеризуйте технологию обогащения железных руд магнитной сепарацией.
4. Каким образом можно обогащать магнитной сепарацией немагнитные и слабомагнитные железные руды?
5. Какие преимущества имеет мокрая магнитная сепарация перед сухой?
6. Какими технологическими параметрами можно контролировать и изменять показатели процесса обогащения магнитной сепарацией?

## Лабораторная работа 3. Агломерация железорудного сырья

### 1 Цель работы

Изучение в лабораторных условиях процесса агломерации и основных технологических факторов, влияющих на показатели спекания и качество агломерата.

### 2 Теоретическое введение

Перед использованием в доменной плавке тонкоизмельченные концентраты и рудную мелочь окусковывают, то есть получают из них материал с размерами, обеспечивающими нормальный ход доменного процесса.

Агломерация – это процесс спекания мелких руд и концентратов путем сжигания топлива в слое спекаемого материала или подвода тепла извне.

Цель агломерации состоит в улучшении металлургических свойств сырья за счет его окускования, введения флюса и других полезных добавок, а также удаления серы.

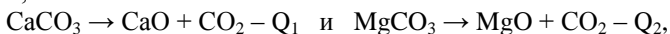
Состав аглошихты и размеры частиц ее компонентов следующий: концентрат крупностью 0-0,1 мм; руда 0-8 мм; возврат 0-10 мм; коксик 0-3 мм; флюс (известняк) 0-3 мм и другие материалы – отходы металлургического производства (колошниковая пыль, окалина, пиритные огарки, шламы и др.).

Аглошихта приблизительно содержит, (%): 60-70 железорудных материалов, 15-40 возврата, 4-9 коксика, 6-12 флюса, 5-10 отходов металлургических производств.

Флюс вводят в аглошихту для вывода сырого известняка из доменной шихты. Агломерат в этом случае называют офлюсованным (без добавки – неофлюсованным).

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

- исключение из доменной плавки эндотермических реакций разложения карбонатов, т.е.



этот процесс переносится на аглоленту, где расходуется коксик - менее дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс;

- улучшение восстановительной способности газов в самой доменной печи за счет уменьшения разбавления их диоксидом углерода, получаемого от разложения карбонатов;

- улучшение восстановимости агломерата, т.к. известь вытесняет оксиды железа из трудновосстановимых силикатов железа;

- улучшение процесса шлакообразования, т.к. в офлюсованном агломерате оксиды плотно контактируют друг с другом;

- уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

В результате при использовании офлюсованного агломерата, по сравнению с неофлюсованным, происходит существенное снижение расхода кокса и увеличение производительности доменных печей.

При использовании в аглошихте обожженного известняка (CaO) улучшается комкуемость шихты и газопроницаемость спекаемого слоя, поэтому повышается

производительность агломерационных машин. Это связано с образованием гидроксида кальция –  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , который прочными кристаллическими мостиками скрепляет частицы шихты.

Содержание в шихте коксика и флюса зависит от минералогического типа железорудного концентрата и основности агломерата.

Агломерация магнетитовых концентратов, по сравнению с гематитовыми, сопровождается меньшим расходом коксика и флюса, т.к.  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  окисляется до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  с выделением тепла. Также в магнетитовых концентратах содержится сера в виде пирита  $\text{FeS}_2$  и пирротина  $\text{FeS}$ , при выгорании которой выделяется тепло.

Агломерации гематитовых концентратов происходит с поглощением тепла, т.к. протекает диссоциация  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до  $\text{FeO}$ .

Магнетитовые концентраты, по сравнению с гематитовыми, имеют большую основность, поэтому для получения из них офлюсованного агломерата требуется меньший расход флюсов.

Агломерация бурых железняков также требует повышенного расхода коксика на компенсацию затрат тепла, связанных с разложением гидратной влаги.

Производство агломерата включает в себя следующие операции.

1. Дозировка компонентов шихты, перемешивание, окомкование увлажненной шихты.

2. Увлажнение шихты до оптимальной влажности (при агломерации магнетитовых железняков 6-8%, красных железняков 8-10%, бурых железняков 14-18%) и окомкование ее совмещают в одном агрегате – смесительном барабане.

3. Загрузка шихты специальным питателем на колосниковую решетку спекательных тележек (паллет) агломерационной машины.

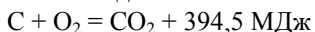
4. Зажигание шихты.

5. Процесс спекания под разрежением.

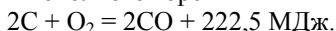
6. Выдача с разгрузочной части агломашины готового аглоспека, его дробление, грохочение с целью выделения кондиционного агломерата, возврата и их охлаждения.

Шихту загружают слоем 250-500 мм на движущуюся аглоленту, которая представляет собой набор спекательных тележек (паллет), плотно прилегающих друг к другу и перемещаемых от места загрузки шихты в сторону выдачи аглоспека. Под ней, в вакуум-камерах эксгаустером создается разрежение до 7-12 кПа, вследствие чего воздух просасывается через слой шихты.

После укладки постели и гранул сырой шихты зажигательным горном поджигают шихту. За пределами зажигательного горна процесс идет без подвода тепла извне за счёт выделения тепла от сгорания коксика аглошихты



и неполного горения



За счет реакций горения углерода происходят следующие процессы: испарение влаги, окисление сульфидной и диссоциации сульфатной серы, разложение гидратов и диссоциация карбонатов. Просасываемый воздух обогащается  $\text{CO}_2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{SO}_2$  и водяным паром. В результате выходящий в атмосферу агломерационный газ, по сравнению с воздухом, имеет пониженное содержание кислорода и повышенное водяных паров.



Зона горения по мере выгорания углерода топлива перемещается сверху вниз и в конце аглоленты подходит к колосниковой решетке.

Температура в зоне горения (1350-1550 °С) и по мере перемещения её вниз она увеличивается, т.к. в неё вносится всё большее количество тепла на единицу сгорающего углерода с воздухом, за счет охлаждения слоя аглоспека.

Шихта в зоне горения частично или полностью расплавляется, а твердые частицы обволакиваются жидкой фазой, которая появляется при оплавлении легкоплавких (температура плавления 1140-1200 °С) эвтектических смесей фаялита  $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$  и ферритов кальция  $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Также могут образовываться и железокальциевые алюмосиликаты  $\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2\cdot\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$  с температурой плавления 1030-1050 °С.

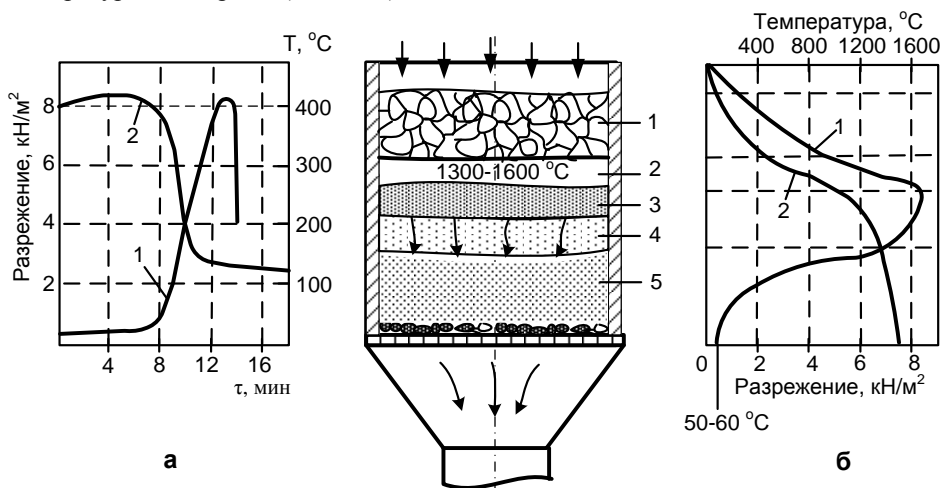
Чрезмерное развитие жидкой фазы ведёт к получению оплавленного агломерата, ее недостаток приводит к плохому спеканию, т.к. не все зёрна шихты смачиваются и цементируются.

После выгорания углерода коксика происходит охлаждение спека просасываемым потоком воздуха и образование твердого агломерата, за счет кристаллизации жидкого расплава.

Затвердевший расплав определяет прочность агломерата, т.к. является связкой, цементирующей микрообъемы шихты.

Наличие в связке железистого стекла, которое является самым хрупким компонентом минералогического состава агломерата, способствует уменьшению прочности кусков агломерата.

В спекаемом слое шихты можно выделить следующие зоны (рисунок 3.1): 1 - готового агломерата; 2 - горения топлива и образования расплава; 3 - подогрева шихты; 4 - сушки (испарения гигроскопической влаги); 5 - переувлажнения с содержанием влаги на 20-30% выше, чем в шихте, за счет конденсации водяных паров при температуре точки росы (50-55 °С).



1 – температура; 2 – разрежение.

Рисунок 3.1 – Изменение температуры (1) газов и разрежения (2) в процессе спекания под колосниковой решеткой (а) и по высоте спекаемого слоя (б)

В первые 2–3 минуты после начала спекания температура отходящих газов равна температуре окружающей среды (рисунок 3.1 а). Но затем, вследствие конденсации водяного пара (вода, испарившаяся из верхних слоев шихты), переувлажняются и нагреваются нижние слои шихты до точки росы (60–70 °С). Когда этот процесс достигнет колосниковой решетки, температура отходящих газов становится равной температуре шихты и не изменяется до приближения зоны горения к колосниковой решетке. Максимальная температура отходящих газов свидетельствует об окончании спекания, затем начинается охлаждение агломерата.

Средняя скорость перемещения зоны горения называется *вертикальной скоростью спекания*. Ее определяют делением высоты спекаемого слоя шихты на продолжительность спекания, она составляет обычно 15–30 мм/мин.

Разрежение под колосниковой решеткой в течение первых 1,5–2 мин после зажигания шихты увеличивается вследствие уплотнения шихты (усадки) под действием вакуума, образования зоны горения с размягченными и жидкими материалами, имеющими низкую газопроницаемость. Далее разрежение постепенно снижается, поскольку увеличивается высота слоя готового агломерата с лучшей по сравнению с шихтой газопроницаемостью, а высота слоя шихты – уменьшается.

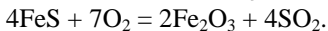
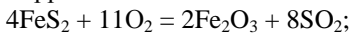
Температура газов по высоте агломерата (рисунок 3.1. б) повышается от 300–700 °С на поверхности слоя (после воспламенения коксика при 700 °С и последующего охлаждения) до 1300–1600 °С в зоне спекания. В слоях, расположенных ниже зоны горения, вследствие интенсивного теплообмена между газом и шихтой, температура быстро снижается до 60–70 °С и остается постоянной до достижения уровня колосниковой решетки.

Разрежение по высоте агломерата в зоне готового агломерата медленно возрастает т.к. он обладает максимальной газопроницаемостью. В зоне горения максимальная температура, что ведет к появлению жидкой фазы и снижению газопроницаемости. Поэтому рост разрежения в этой зоне происходит быстро. Далее разрежение в слое шихты возрастает быстрее, чем в слое агломерата, и медленнее, чем в зоне горения, что связано с меньшей пористостью слоя шихты, ее переувлажнением шихты, возрастанием количества проходящих через шихту газов.

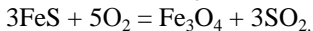
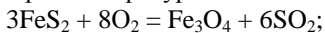
Скорость спекания зависит от скорости горения коксика, т.е. от количества воздуха, поступающего в зону горения и от газопроницаемости спекаемого слоя. В начале спекания газопроницаемость падает за счет усадки шихты под действием разрежения, разрушения комочков шихты при подсушке, образования зоны переувлажнения, а затем, по мере увеличения слоя агломерата, начинает расти. Чем выше газопроницаемость слоя, тем больше поступает воздуха в зону горения, тем интенсивнее сгорает топливо и выше скорость спекания, которая в зависимости от различных условий может изменяться от 10 до 40 мм/мин.

Образующиеся в зоне горения газообразные продукты, нагретые до 1350–1550 °С, проходя через нижележащую шихту, отдают ей свое тепло и выходят из-под колосниковой решетки с температурой 50–70 °С. Температура отсасываемых из-под колосниковой решетки газов начинает расти после исчезновения зоны переувлажнения. При подходе зоны горения к постели температура отсасываемого газа быстро поднимается до 400–600 °С, а затем падает, что свидетельствует об исчезновении зоны горения и окончании процесса агломерации.

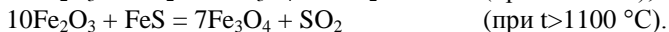
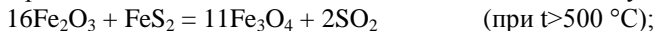
**Удаление вредных примесей в процессе агломерации.** В процессе агломерации происходит интенсивное выгорание сульфидной серы. Пирит  $\text{FeS}_2$  и пирротин  $\text{FeS}$  начинают окисляться при температуре 250-280 °С по реакциям



При температуре выше 1383 °С по реакциям

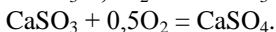
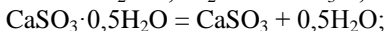
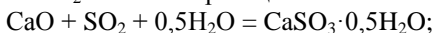


Происходит также взаимодействие оксидов железа с сульфидами



В присутствии катализаторов ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) около 40%  $\text{SO}_2$  может окислиться до  $\text{SO}_3$ . Некоторая часть органической серы коксовой мелочи переходит в газовую фазу и присутствует в ней в виде паров комплексов  $\text{S}_2$  (500-600 °С);  $\text{S}_6$  и  $\text{S}_8$  (до 500 °С). В отходящих газах установлено также наличие  $\text{H}_2\text{S}$  и  $\text{COS}$ . В зоне горения твердого топлива сернистые соединения захватываются из газовой фазы железистым силикатным расплавом и растворяются в нем в виде  $\text{CaS}$ .

При температурах до 900-1000 °С известь, известняк и ферриты кальция поглощают  $\text{SO}_2$  из газа по реакциям



Следовательно, с увеличением основности шихты ухудшается десульфурация. Таким образом, степень десульфурации повышается с уменьшением крупности частиц шихты, но чрезмерное переизмельчение может ухудшить газопроницаемость слоя. Как видно из приведенных выше реакций, избыток кислорода необходим для выгорания сульфидов шихты. Т.е. эффективное выгорание сульфидной серы возможно только при окислительном режиме агломерации – при низких расходах коксовой мелочи, если они обеспечивают достаточно высокие температуры в спекаемом слое.

При агломерации магнетитового концентрата наилучшая десульфурация достигается при 3,5–4,5% твердого топлива в шихте. Степень удаления сульфидной серы может достигать при агломерации 95-99%. Поскольку при окислении сульфидов выделяется значительное количество тепла (1 кг пирита в шихте по теплотворной способности заменяет 0,3 кг коксовой мелочи). Сульфатная сера гипса ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), барита ( $\text{BaSO}_4$ ) удаляется из шихты при агломерации всего на 60-70%, так как диссоциация сульфатов требует длительного воздействия высоких температур (>1000 °С). Следовательно, удалению сульфатной серы способствует увеличение расхода топлива.

Удаление мышьяка, цинка, свинца при производстве офлюсованного агломерата почти не происходит. Однако, при вводе в шихту хлорирующих добавок, например 2-3%  $\text{CaCl}_2$ , эти элементы образуют летучие хлориды с низкими (700–1000 °С) температурами кипения. В этих условиях удастся удалить из шихты до 90%  $\text{Pb}$ , 65%  $\text{Zn}$  и 60%  $\text{As}$ .

Фосфор практически полностью при спекании переходит в агломерат.

**Качество агломерата.** К агломерату предъявляют следующие требования.

1. Максимальное содержание железа, оптимальные основность и содержание FeO.

2. Высокая механическая прочность, пористость и оптимальный гранулометрический состав.

3. По физико-химическим свойствам: высокие восстановимость и температура начала размягчения, узкий интервал температуры размягчения и плавления.

Первая группа требований зависит от свойств сырья, усреднения и дозирования; вторая и третья – от технологии спекания.

**Химический состав.** Содержание FeO в агломерате зависит от расхода топлива и обычно составляет 7–17%. Эта цифра характеризует температурно-тепловой уровень процесса, минералогический состав, прочность и восстановимость агломерата.

Содержание серы в агломерате зависит от ее концентрации в исходных шихтовых материалах, а также от технологии спекания.

Основность агломерата, обеспечивающая полный вывод известняка из доменной печи, составляет обычно 1,05-1,6.

Колебания химического состава не должна превышать по содержанию железа  $\pm 0,5\%$ ; FeO  $\pm 1,0\%$ , основности  $\pm 0,05$  ед.

**Физико-химические свойства.** Восстановимость агломерата, зависит от его минералогического состава и пористости, она увеличивается с ростом основности, т.к. при этом происходит замена трудновосстановимой оливиновой связки на легковосстановимую феррито-кальциевую. Максимальной восстановимостью обладают агломераты с основностью 1,4–1,5.

Температура начала размягчения современных офлюсованных агломератов составляет 1050–1250 °С.

**Физические свойства.** Крупность кусков агломерата должна быть не менее 5 мм. Холодная прочность - препятствует разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь; горячая прочность – препятствует разрушению под воздействием давления столба шихты в доменной печи при высоких температурах.

Холодную прочность агломерата определяют во вращающемся барабане с последующим ситовым анализом (ГОСТ 15137-77). В барабан диаметром 1000 мм и шириной 500 мм загружается проба агломерата массой 15 кг фракции +15 мм и вращается со скоростью 25 об/мин в течение 8 минут. Выход класса более 5 мм (%) характеризует сопротивление материала на удар, содержание класса менее 0,5 мм характеризует истираемость материала.

Горячую прочность агломерата определяют во вращающемся барабане в атмосфере CO–CO<sub>2</sub> при нагреве или по газопроницаемости сдавливаемого нагретого слоя агломерата. Повышенной горячей прочностью обладает агломерат с содержанием 7-10% FeO.

Пористость агломерата в значительной степени определяет его восстановимость, она составляет для промышленных агломератов от 25 до 45%.

Прочность агломерата определяется строением его кусков (их текстурой) и минералогическим составом. Поскольку блоки формируются вокруг горящих частиц твердого топлива, то текстура кусков агломерата определяется расходом и крупностью топливных частиц. Хорошей прочностью обладают блоки размером 15-20 мм.

Кроме текстуры агломерата, на его прочность большое влияние оказывает количество жидкой фазы, которое зависит от минералогического состава шихты. Присутствие в кусках агломерата остатков шихты, гематита, магнетита, кварца значительно снижает прочность. Чтобы в агломерате не оставалось неусвоенной шихты, она не должна содержать рудных частиц крупностью >8 мм и известняка >3 мм, для этого также необходимо увеличивать расход топлива.

Увеличение расхода топлива способствует повышению температуры в зоне горения и возрастанию количества жидкой фазы, что облегчает проникновение расплава в поры между твердыми частицами шихты и улучшает условия спекания, а также повышает прочность агломерата.

С повышением расхода топлива структура агломерата меняется от мелкопористой к крупнопористой и в конечном итоге к монолитной, обладающей наибольшей прочностью.

При спекании мелкозернистой шихты (0-0,2 мм) максимальную прочность обеспечивает мелкозернистая структура, для получения которой достаточно содержание углерода в шихте до 3,5%. При дальнейшем увеличении расхода топлива структура агломерата переходит в крупнопористую и монолитную, соответственно изменяется и его прочность. Однако шихта при использовании крупнозернистых материалов имеет высокую газопроницаемость и, при высокой скорости прососа воздуха, температура в спекаемом слое недостаточна. Поэтому для спекания крупной шихты необходимо значительно увеличивать расхода топлива. Чем выше расход коксика, тем более оплавленным получается агломерат, имеет повышенную прочность, но более низкую пористость и восстановимость. Кроме того, снижается вертикальная скорость спекания.

Таким образом, необходимо обеспечивать оптимальное сочетание прочности, восстановимости и производительности за счет температуры в зоне спекания, т.е. расхода коксика.

С увеличением возврата в аглошихте увеличивается ее газопроницаемость, а также производительность агломерационных машин и прочность агломерата (рисунок 3.2).



Рисунок 3.2 – Влияние содержания возврата в шихте на прочность агломерата при различном содержании углерода: 1 – 6%; 2 – 10%.

### 3 Описание установки

Лабораторная агломерационная установка представлена на рисунке 3.3.

Узел подготовки шихты включает весоизмерительные устройства для дозирования, сушильную печь для определения влажности шихты, оборудование для смешения, окомкования и увлажнения.

Воздух через спекательную чашу 1 (съемная стальная труба диаметром 100 мм, высотой 300 мм) просасывается вакуум-насосом 2, который создает разрежение под колосниковой решеткой 3 до 7-10 кПа. Количество продуктов горения замеряют по перепаду давления на диафрагме 4 и газовым счетчиком 15, а их температуру термометром 6. Разрежение в вакуум-камере 7 определяют манометром 8. Температуру в вакуум-камере – хромель-алюмелевой термопарой 9, в зоне горения вольфрам-рениевой термопарой 16 с потенциометром 10.

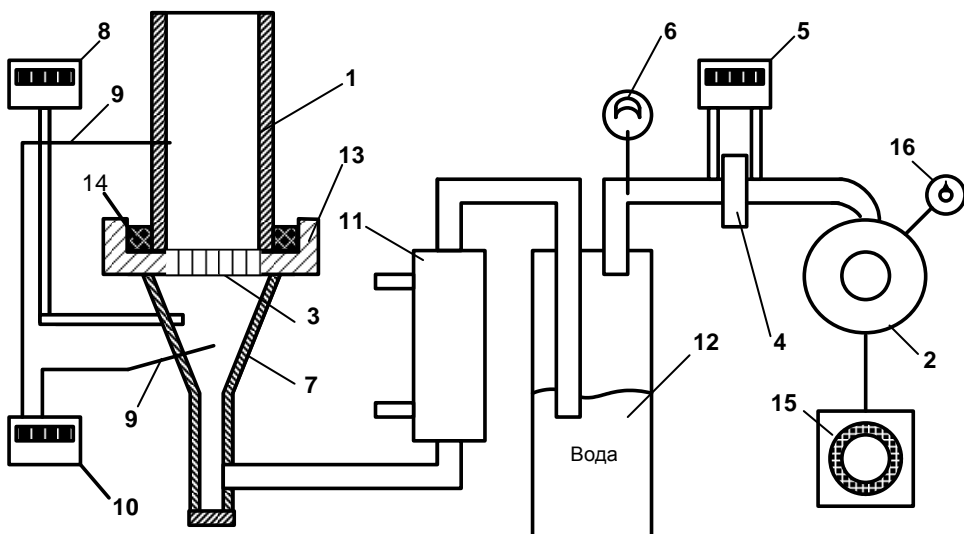


Рисунок 3.3 – Схема агломерационной установки

Состав отходящего газа определяется с помощью газоанализатора марки Testo 300 M-1 на содержание  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{O}_2$  и  $\text{H}_2$ .

Охлаждение и очистка отходящих газов от пыли происходит в охладителе 11 и пылеуловителе 12, заполненном водой.

Зазор между стенками чаши и фланцем зачеканивается влажным шнуровым асбестом 14.

Прочность агломерата определяется в барабане с размерами: диаметр 600 и длина 300 мм.

Определение ситового состава агломерата производится до и после механических испытаний на вибраторе (Усманского завода литейного оборудования) с набором сит, которые имеют отверстия 40, 25, 15, 10, 7 и 5 мм.

## 4 Порядок выполнения работы

Работа включает в себя следующие этапы:

1 – спекание аглошихты с целью определения параметров процесса: высоты спекаемого слоя, скорости горения, разрежения в вакуум-камере, температуры (в зоне горения и вакуум камере), состава отходящих газов и качества агломерата.

2 – определение влияния различных параметров (основности, расхода извести, коксика, возврата) на показатели процесса спекания и качество агломерата.

Каждый эксперимент делится на три части:

1 – расчет аглошихты;

2 – приготовление аглошихты и ее спекание;

3 – определение гранулометрического состава полученного агломерата и его прочностных свойств.

### 4.1 Расчет агломерационной шихты

Расчет ведется в граммах.

Расход на опыт сухой железорудной смеси 1500 г., содержание в ней руды – 90% и возврата 10%. Сверх этого в шихту вводится углерода 4% и влаги 6,5%, ее основность ( $B = CaO/SiO_2$ ) принимается 1,3. Химический состав материалов аглошихты приведен в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Неполный химический состав материалов аглошихты

Материал	Влажность, %	Содержание, %				
		Fe	FeO	CaO	SiO <sub>2</sub>	C
Руда	4,5	57,8	23,4	4,2	7,3	-
Возврат	1,5	54,3	13,5	8,4	6,5	0,5
Известняк	1,0	0,3	-	52,1	1,2	-
Зола коксика	-	12,0	-	2,6	48,5	-
Коксик	16,0	-	-	Золы 13,8%		83,5

Расход сухих компонентов железорудной смеси составляет, г:

руды  $1500 \cdot 90/100 = 1350$ ;

возврата  $1500 \cdot 10/100 = 150$ .

Ими вносятся в шихту:

CaO  $1350 \cdot 4,2/100 + 150 \cdot 8,4/100 = 69,3$ ;

SiO<sub>2</sub>  $1350 \cdot 7,3/100 + 150 \cdot 6,5/100 = 108,3$ .

Для получения агломерационной шихты заданной основности необходимо, чтобы известняк внес в нее дополнительно CaO на офлюсование кремнезема рудной части шихты в количестве

$108,3 \cdot 1,3 - 69,3 = 71,49$ ,

где 108,3 и 69,3 – соответственно количества SiO<sub>2</sub> и CaO, вносимые железорудной смесью.

Расход известняка можно рассчитать, предварительно определив его флюсующую способность (Ф) по уравнению

$$\Phi = \text{CaO} - B \cdot \text{SiO}_2,$$

где CaO и SiO<sub>2</sub> – содержание их в известняке, %.

$$\Phi = 52,1 - 1,2 \cdot 1,3 = 50,54\%.$$

Расход известняка на офлюсование руды и возврата составит

$$71,49 \cdot 100 / 50,54 = 141,45.$$

На офлюсование SiO<sub>2</sub> 1г коксика требуется известняка

$$13,8 \cdot (48,5 \cdot 1,3 - 2,6) / (100 \cdot 50,54) = 0,163,$$

где 13,8 – содержание золы в коксике, %; 48,5 и 2,6 – содержание соответственно SiO<sub>2</sub> и CaO в золе коксовой мелочи, %.

Для определения расхода коксика составляется уравнение по заданному содержанию углерода в сухой шихте

$$\frac{83,5K + 0,5 \cdot 150}{1500 + 141,45 + K + 0,165K} = 4,0,$$

где 83,5 и 0,5 – содержание углерода соответственно в коксике и возврате, %;

K – расход коксика; 4,0 – заданное содержание углерода в сухой шихте, %.

Решение этого уравнения относительно K дает расход сухого коксика равным 82,32.

На офлюсование SiO<sub>2</sub> золы коксика потребуется дополнительно известняка в количестве

$$0,163 \cdot 82,32 = 13,41.$$

Всего расход известняка составит

$$141,45 + 13,41 = 154,86.$$

Для проверки правильности расчета по основности шихты составляется балансовая таблица 3.2, в ней же приведен расход влажных материалов и количество вносимой ими в шихту воды.

Таблица 3.2 - Баланс аглошихты по основности и расход компонентов

Компонент	Масса, г		Компоненты вносят					
	сухого	влаж-ного	CaO		SiO <sub>2</sub>		H <sub>2</sub> O	
			%	г	%	г	%	г
Руда	1350,0	1413,61	4,20	56,70	7,30	98,55	4,50	63,61
Возврат	150,0	152,28	8,40	12,60	6,50	9,75	1,50	2,28
Известняк	154,86	156,43	52,10	80,68	1,20	1,86	1,00	1,56
Коксик	82,32	98,00	-	-	-	-	16,00	15,68
Зола коксика	11,36	-	2,60	0,30	48,50	5,51	-	-
Итого шихта естеств. влажности	1737,18	1820,33		150,28		115,67		83,14
Вода для увлажнения								37,63
Итого шихта требуемой влажности	1737,18	1857,95		150,28		115,67	6,50	120,77



По данным таблицы 3.2 основность шихты по отношению  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$  составляет  $150,28/115,67 = 1,3$ , т.е. равна заданной.

Проверку расчета по содержанию углерода в сухой шихте проводят по количеству углерода, вносимого коксиком и другими углеродсодержащими материалами (возвратом, колошниковой пылью и др.).

Эти материалы вносят углерода

$$82,32 \cdot \frac{83,5}{100} + 150 \cdot \frac{0,5}{100} = 69,5.$$

Содержание углерода в сухой шихте составит  $69,5 \cdot 100/1737,18 = 4,0\%$ , т.е. равно заданному.

Таким образом, расходы известняка и коксика определены правильно. Отклонение расчетных величин от заданных допускается в пределах  $\pm 1,0\%$  (относительный).

**Определение расхода воды на увлажнение шихты.** Масса компонентов шихты естественной влажности определяется по известной массе сухих компонентов по уравнению

$$M_{\text{ш(е.в.)}} = M_{\text{ш(с)}} \frac{100}{100 - W_e},$$

где  $M_{\text{ш(с)}}$  – масса сухой шихты;  $M_{\text{ш(е.в.)}}$  – масса шихт естественной влажности;  $W_e$  – естественная влажность шихты, %.

Расход компонентов естественной влажности составляет, г:

руды  $1350 \cdot 100/(100 - 4,5) = 1413,61$ ;

возврата  $150 \cdot 100/(100 - 1,5) = 152,28$ ;

известняка  $154,86 \cdot 100/(100-1) = 156,43$ ;

коксика  $82,32 \cdot 100/(100 - 16) = 98,0$ .

Масса шихты естественной влажности

$$M_{\text{ш(е.в.)}} = 1413,61 + 152,28 + 156,43 + 98,0 = 1820,33.$$

Масса воды  $M_B$  для доувлажнения шихты

$$M_B = \Sigma M_{\text{ш(с)}} \cdot \frac{W}{100 - W} - (\Sigma M_{\text{ш(е.в.)}} - \Sigma M_{\text{ш(с)}}),$$

где  $\Sigma M_{\text{с.ш}}$  – масса сухих шихтовых материалов;  $\Sigma M_{\text{ш.е.в.}}$  – масса шихтовых материалов естественной влажности;  $W$  – требуемая влажность шихты, %.

На доувлажнение шихты необходимо добавить воды

$$M_B = 1737,18 \cdot \frac{6,59}{100 - 6,5} - (1820,33 - 1737,18) = 37,63.$$

Масса влажной шихты

$$M_{\text{ш(в)}} = 1820,33 + 37,67 = 1857,95.$$

Проверка содержания влаги в аглошихте

$$120,77 \cdot 100/1857,95 = 6,5\%, \text{ что соответствует заданному.}$$

Таким образом, расходы известняка, коксовой мелочи и воды в агломерационной шихте определены правильно.

## 4.2 Выполнение работы

Каждое спекание проводится в следующем порядке.

Взвесьте все компоненты аглошихты естественной влажности и поочередно высыпьте в противень, тщательно перемешайте совком до получения однотонного цвета.

Проведите увлажнение шихты пульверизатором, в который налито расчетное количество воды.

Окомкование шихты произведите перемешиванием ее совком до получения относительно крупных гранул.

На решетку 3 через воронку насыпьте слой постели (20-30 мм) из возврата крупностью более 5 мм, выровняйте ее поверхность и замерьте расстояние до кромки чаши. Результат замера запишите в таблицу 3.3.

Шихту в спекательную чашу следует насыпать с избытком, который сбрасывают в противень металлической линейкой. Массу шихты, загруженной в чашу, определите по разности масс до и после загрузки, результат запишите в таблицу 3.3.

Таблица 3.3 - Показатели агломерации

Показатели	Номер опыта			
	1	2	3	...
Влажность шихты, %				
Расчетная основность агломерата, ед.				
Содержание извести в аглошихте, %				
Содержание возврата в аглошихте, %				
Содержание коксика в аглошихте, %				
Масса загруженной шихты в чашу $G_{ш}$ , кг				
Высота слоя загруженной шихты $H$ , мм				
Продолжительность зажигания, мин				
Продолжительность спекания $\tau_{спек}$ , мин				
Высота аглоспека $h$ , мм				
Получено аглоспека $G_c$ , кг				
Выход аглоспека из шихты $\gamma_c$ , %				
Получено годного агломерата $G_a$ , кг				
Выход годного агломерата $\gamma_a$ , %				
Относительная усадка слоя $\Delta H$ , %				
Скорость спекания $\omega$ , м/мин				
Удельная производительность установки $Q$ , кг/(м <sup>2</sup> ·час)				
Прочность на истирание (доля фракции 0-0,5 мм), %				
Прочность барабанная (доля фракций, мм), %: 5-0				
10-5				
15-10				
25-15				
40-25				
Атмосферное давление $P_a$ , Па				
Температура в лаборатории, °С				

После загрузки шихты включите вакуум-насос и произведите ее зажигание паяльной лампой.

По ходу спекания производите регистрацию параметров аглопроцесса, снимая показания каждую минуту и записывая их в таблицу 3.4.

Во время опыта фиксируйте момент окончания процесса спекания шихты по достижению температуры отходящих газов максимальных значений.

Таблица 3.4 – Параметры процесса спекания

Показатели	Номер опыта				
	1	2	3	4	5
Время от начала спекания, мин					
Температура в вакуум-камере, °С					
Разрежение в вакуум-камере, Па					
Перепад давления на диафрагме, Па					
Температура газа перед диафрагмой, °С					
Содержание в отходящем газе, %: O <sub>2</sub>					
CO					
CO <sub>2</sub>					
Выход продуктов горения, м <sup>3</sup> /с					

Охладите аглоспек продолжением прососа воздуха до понижения его температуры до 150 °С.

Высоту усадки слоя замерьте по разности между высотой слоя загруженной шихты до зажигания и высотой аглоспека.

Выгрузите из чаши аглоспек, отметьте в отчете состояние его структуры по высоте.

Взвесьте весь продукт спекания и раздробите его сбрасыванием с высоты 2 м на металлическую плиту. Для определения выхода годного агломерата рассыпьте на ситах с ячейками 10-0 мм. Класс +10 мм является годным агломератом, а 10-0 мм – возвратом.

Взвесьте годный агломерат и загрузите его в барабан для определения прочностных свойств по ГОСТ 15137-77. Определите содержание в агломерате фракции +5 мм (сопротивление его ударным воздействиям) и 0–0,5 мм (сопротивление истирающим нагрузкам).

Показателем прочности агломерата является количество фракции +5 мм, выраженное в процентах к массе исходной пробы. Для разных аглофабрик показатель прочности колеблется от 70 до 80%, чем он выше, тем прочнее агломерат.

Существует также методика определения прочности аглоспека по ГОСТ 25471-82 трехкратным сбрасыванием с высоты 2 м на горизонтальную металлическую плиту. Показатель прочности на сбрасывание (X, %) определяется после рассева пробы на сите с размером ячеек 5,0 мм по формуле

$$X = \frac{100 \cdot m}{m + m_1}.$$

## 5 Обработка результатов опытов

Для каждого опыта определите: выход аглоспека и годного агломерата, производительность аглоустановки, скорость спекания, относительную усадку, результаты занесите в таблицу 3.3.

Относительную усадку слоя шихты  $\Delta H$  определите по уравнению

$$\Delta H = \frac{H - h}{H} \cdot 100,$$

где  $H$  и  $h$  – соответственно высота шихты до спекания и после спекания, мм. Скорость спекания определите по уравнению

$$\omega = \frac{H}{T_{\text{спек}}},$$

где  $T_{\text{спек}}$  – продолжительность спекания, мин.

Выход аглоспека из шихты рассчитайте по формуле

$$\gamma_c = \frac{G_c - G_{\text{п}}}{G_{\text{ш}}} \cdot 100,$$

где  $G_c$ ,  $G_{\text{п}}$ ,  $G_{\text{ш}}$  – массы соответственно аглоспека (всего продукта агломерации), постели, шихты, кг.

Выход годного агломерата

$$\gamma_a = \frac{G_a}{G_c - G_{\text{п}}} \cdot 100,$$

где  $G_a$  – масса годного агломерата (размер кусков  $>5$  мм), кг.

Удельную производительность аглоустановки ( $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ ) определите по формуле

$$Q = \frac{60 \cdot G_a}{1000 \cdot S_{\text{ч}} \cdot T_{\text{спек}}},$$

где  $S_{\text{ч}}$  – площадь сечения аглочаши.

По данным таблицы 3.3 постройте графики влияния различных параметров на показатели процесса агломерации.

По данным таблицы 3.4 постройте графики влияния времени спекания на температуру и разряжение в вакуум-камере, их необходимо располагать, один над другим при общей оси абсцисс (на которой фиксируется время спекания). После этого сделайте выводы по лабораторной работе.

## 6 Контрольные вопросы

1. Дайте определение термину «агломерация».
2. Назовите основные компоненты агломерационной шихты и перечислите этапы ее подготовки к спеканию.
3. Назовите факторы, влияющие на скорость спекания агломерата.
4. По каким причинам формируются зоны конденсации и переувлажнения в процессе спекания агломерата?
5. Дайте характеристику основных физико-химических процессов, происходящих при формировании структуры агломерата.
6. Почему нижний слой агломерата получается более оплавленным, несмотря на равномерность распределения топлива в аглошихте?
7. Почему спекание магнитных железняков по сравнению с красными и бурыми идет при меньшем расходе коксовой мелочи?
8. Назовите требования, предъявляемые к качеству агломерата.
9. Опишите методы испытания агломерата на прочность.
10. Как влияет основность аглошихты на прочность и минералогический состав агломерата?
11. Перечислите преимущества офлюсованного агломерата перед неофлюсованным.
12. Какими способами можно изменить газопроницаемость столба аглошихты и снизить расход коксика в шихте?

## **Лабораторная работа 4. Газопроницаемость агломерационной шихты**

### **1. Цель работы**

Целью работы является изучения влияния различных факторов (содержания возврата, коксика, влаги, известняка или извести, высота спекаемого слоя) на газопроницаемость слоя аглошихты, а также приобретение навыков в расчетах аглошихты и получении качественного агломерата.

### **2. Теоретическое введение**

В агломерационной шихте наряду со сравнительно крупными зернами присутствует большое количество мелких фракций, которые располагаются между крупными. Это способствуют плотной упаковке слоя, уменьшая поперечные размеры каналов, по которым просасывается воздух, что существенно снижает газопроницаемость шихты.

Газопроницаемость слоя сухой неокомкованной аглошихты очень низкая. Для получения минимально необходимой скорости просасывания воздуха (0,2 м/с) требуется создать вакуум под колосниковой решеткой аглошаши до 7-10 кПа.

Низкая газопроницаемость шихты приводит к повышению разрежения в вакуум-камерах и вследствие этого, к еще большему уплотнению спекаемого слоя и уменьшению количества просасываемого через него воздуха. В результате уменьшается количество сгорающего углерода в единицу времени, что ведет к снижению скорости спекания и производительности процесса.

Основным методом увеличения скорости фильтрации газа в слое является улучшение его газопроницаемости, т.е. увеличение эквивалентного диаметра каналов. Однако простое введение в слой сухой агломерационной шихты более крупных кусков (возврата или руды) не только не дает желаемого эффекта, но часто приводит к обратному результату, т.к. эквивалентный диаметр зерен такой смеси увеличивается незначительно, но общая пористость существенно снижается.

Наиболее эффективным методом увеличения эквивалентного диаметра зерен аглошихты является превращение мелких частичек путем их взаимного сцепления в более крупные комки. В этом и состоит основная задача операции окомкования аглошихты.

Для улучшения комкуемости аглошихты ее увлажняют до оптимальных пределов и окомковывают в барабанных грануляторах. В результате из мелких увлажненных частиц за счет сил капиллярного и молекулярного взаимодействия образуются сравнительно крупные комочки (гранулы). Кроме того, часть мелких частиц накапывается на крупные кусочки руды и возврата, что также способствует увеличению поперечных размеров каналов. Слой из окомкованной аглошихты имеет намного большую газопроницаемость.

Количество образовавшихся комочков зависит от следующих факторов: крупности компонентов, влажности, количества флюсов, времени окомкования, скорости вращения, степени заполнения барабана. Основным фактором, влияющим на газопроницаемость столба шихты, является влажность.

Окомкование происходит за счет движения материала в барабане за определенное время при перекачивании более крупных частиц (зародышей) по слою мелких, которые налипают на поверхность зародышей, в результате комочки увеличиваются в размерах. Время окомкования шихты уменьшается с увеличением угла наклона барабана его длины и скорости вращения.

На практике применяют барабаны: диаметром 2,5-4,2, длиной 6-12 м, углом наклона оси вращения до  $3^\circ$  и скоростью вращения 4-8 об/мин, со степенью заполнения 10-20%, временем перемешивания 1-4 мин. При этом образуются мелкие гранулы диаметром до 1-3 мм.

С увеличением числа зародышей (возврата и зернистых руд) и коллоидных (связующих) частиц в шихте улучшается процесс окомкования.

Увлажнения заключается в подаче определенным способом необходимого количества воды при окомковании. Для обеспечения максимальной газопроницаемости столба шихты оптимальная влажность обычно составляет 7-9%.

На практике установлена оптимальная влажность (при которой достигается максимальная газопроницаемость слоя шихты) для следующих типов руд: магнетитов 6-8%; для шихт с высоким содержанием тонких концентратов и красных железняков 8-10%, для бурых железняков до 14-18% (рисунок 4.1).

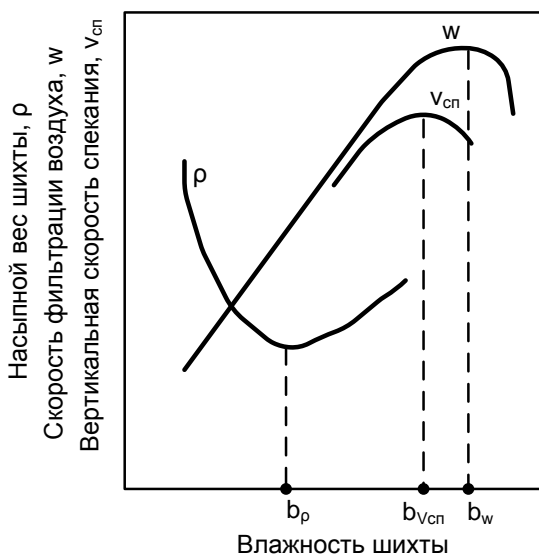


Рисунок 4.1 – Влияния влажности ( $b$ ) шихты на ее насыпную массу ( $\rho$ ), скорость фильтрации воздуха ( $w$ ) и вертикальную скорость спекания ( $v_{\text{сп}}$ )

Наилучшая комкующая способность у воды при  $\text{pH} = 1-3$  и  $\text{pH} = 11-13$ . Таким образом, небольшие добавки кислот или щелочей к воде могут существенно влиять на процесс окомкования, улучшая смачиваемость шихты водой.

При производстве офлюсованного агломерата в шихту вводят измельченный до  $<3$  мм известняк, повышающий ее комкуемость, скорость спекания и производительность. Еще более сильное действие оказывают добавки извести или извести-

пушонки к шихте. При увлажнении шихты мельчайшие частицы известняка и извести образуют гели, являющиеся минеральными клеями. После подсыхания комков шихты, особенно при вылеживании, действие этих клеев усиливается. Известь, реагируя с водой, образует кристаллический гидрат оксида кальция – портландит  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , который прочными кристаллическими мостиками скрепляет частицы шихты.

В современном аглопроизводстве в шихту в среднем вводят 23,0 кг извести на 1 т агломерата. Кусочки возврата, особенно в шихте из тонких концентратов, увеличивают средний диаметр частиц.

Воздух, просасываемый через шихту, выполняет одновременно две функции: теплоносителя и поставщика кислорода, необходимого для горения топлива.

Агломерационная шихта является сыпучим материалом, слой которой состоит из отдельных соприкасающихся друг с другом зёрен, кусочков, комков, а также пор между ними. Движение газа в слое пористых материалов является сложным газодинамическим процессом.

Агломерация заключается в просасывании газов через спекаемый слой. Количество воздуха, подведенного к зоне горения твердого топлива, определяет скорость горения частиц коксовой мелочи, а количество и температура отходящих из зоны горения газообразных продуктов реакций – интенсивность теплопередачи под этой зоной. Поэтому вертикальная скорость спекания прямо пропорциональна газопроницаемости спекаемого слоя.

Зависимость между разрежением  $\Delta P$  под колосниковой решеткой, скоростью фильтрации воздуха  $W$ ,  $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$ , просасываемого через слой высотой  $H$ , м, описывается уравнением Дарси-Вейсбаха

$$\Delta P = H (aW + bW^2),$$

где  $H$  – высота слоя.

Величина коэффициентов  $a$ ,  $b$  зависит от фракционного состава окомкованной шихты и ее газодинамических особенностей после укладки слоя на паллеты. Значения  $a$ ,  $b$  растут по мере уменьшения крупности комков шихты, ухудшения условий окомкования, снижения количества добавок извести или других веществ, способствующих интенсификации процесса окомкования. Рост этих коэффициентов приводит к снижению скорости фильтрации воздуха через слой и производительности агломерационной ленты.

При спекании движение газа осложняется появлением расплава в зоне горения твердого топлива, рассыпанием в пыль комков шихты при нагреве их под зоной горения, появлением зоны переувлажненной шихты, в которой протекает интенсивная конденсация воды из газа, отходящего вниз из зоны подогрева шихты.

Максимальные потери напора происходят в зонах горения и подогрева. На границе зоны подогрева с сырой шихтой образуется «запирающий» слой с минимальной газопроницаемостью.

Было установлено, что при одинаковом разрежении количество воздуха, просасываемого через спекаемый слой в единицу времени, снижается с уменьшением среднего размера частиц шихты. При этом также снижаются вертикальная скорость спекания и производительность аглолент.



Железородный концентрат состоит из частиц размером менее 0,074 мм, поэтому его введение в аглошихту ухудшает газопроницаемость спекаемого слоя: при замене каждых 10% аглоруды концентратом, производительность установок уменьшается в среднем на 4-5%.

При агломерации влага шихты испаряется в зоне подогрева и сушки. Излишнее переувлажнение при спекании тонких концентратов приводит к снижению производительности агломерационной ленты на 20–30%. Это явление можно устранить предварительным подогревом агломерационной шихты перед спеканием до температур, превышающих точку росы отходящих газов (60-70 °С). Подогрев шихты дает возможность полностью устранить переувлажнение и повысить производительность агломерационных машин на 20-30%.

При постоянном разрежении количество просасываемого через спекаемый слой воздуха уменьшается с увеличением высоты слоя шихты. Теоретически выгоднее работать с низким слоем (180-200 мм), получая повышенную производительность установки. На практике спекание в низком слое неизбежно ведет к перерасходу коксовой мелочи, ухудшению качества агломерата и росту себестоимости продукта. Экономичный режим работы агломерационных лент с высоким (до 450-500 мм) слоем шихты может быть реализован при качественном окомковании шихты с добавкой 70-80 кг извести на 1 т агломерата.

В настоящее время происходит к увеличению разрежения под промышленными аглолентами до 18,0-20,0 кПа, при этом удельный расход воздуха составляет 100-120 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>-мин). Но, увеличение разрежения приводит к дополнительному расходу электроэнергии и увеличивает себестоимость агломерата. С увеличением разрежения могут усиливаться и вредные прососы воздуха через уплотнения под паллетами.

### **3 Описание установки**

Работа выполняется на лабораторной аглоустановке (рисунок 3.3).

### **4 Порядок выполнения работы**

После расчета шихты все ее компоненты взвешиваются, усредняются в противне перемешиванием их совком и увлажняются.

Работа состоит из двух частей:

- 1 – расчет агломерационной шихты (руды, возврата, известняка, коксика и воды на увлажнение) по заданной основности;
- 2 – определение газопроницаемости аглошихты в зависимости от следующих параметров: влажности (три опыта), содержания возврата (два опыта).

#### **4.1 Пример расчета шихты**

Расчет шихты ведется по методике, описанной в лабораторной работе № 3.

Заданная основность шихты ( $B = \text{CaO}/\text{SiO}_2$ ) равна 1,3.

Содержание углерода в сухой шихте 4%.

Влажность шихты для первой серии опытов задается: естественная (определяется самостоятельно), 6,5 и 9,5%.

Вторая серия опытов, с изменением содержания возврата в шихте, проводится при ее оптимальной влажности, определенной в первой серии. Содержания возврата составляет соответственно 20% и 30%.

Изменение содержания возврата в шихте приводит к изменению количества вносимых им CaO и SiO<sub>2</sub>, поэтому меняются также расходы известняка и коксика. Следовательно, для каждого содержания возврата в шихте необходимо определять расход материалов по примеру расчета.

## 4.2 Выполнение работы

Подготовку, грануляцию и загрузку аглошихты произведите по методике, изложенной в лабораторной работе 3.

После загрузки шихты включите вакуум-насос и снимите газодинамические характеристики: расход газа, перепад давления, разрежение в вакуум-камере.

Первый опыт делают без дополнительного увлажнения шихты, т.е. на шихте естественной влажности, поэтому смешанную шихту из противня совком через воронку загрузите в аглошашу для определения газопроницаемости.

Следующие опыты проводят с увлажненной шихтой, ее увлажняют с помощью пульверизатора, в который наливают требуемое количество воды.

Количество просасываемого через шихту воздуха и разрежение в вакуум-камере изменяйте напряжением электрического тока автотрансформатора 16 вакуум-насоса (рисунок 3.3).

С увеличением разрежения в системе при одинаковой скорости прососа воздуха газопроницаемость снижается (за счет частичного уплотнения шихты).

Газопроницаемость столба шихты зависит от высоты ее слоя, которая должна быть одинаковой в каждом опыте (определяйте по уровню загрузки – разность между высотой аглошаша и расстоянием от ее верхней кромки до поверхности шихты), результаты замеров заносите в таблицу 4.3.

Первые три опыта проведите для определения оптимальной влажности, обеспечивающей максимальную газопроницаемость столба аглошихты, результаты замеров занесите в таблицу 4.3.

Таблица 4.3 - Зависимость газопроницаемости аглошихты от ее влажности

Параметры	Опыты		
	1	2	3
Влажность шихты, %			
Высота слоя шихты, мм			
Насыпная масса шихты, г/см <sup>3</sup>			
Разрежение в вакуум-камере, Па			
Перепад давления на диафрагме, Па			
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /с			
Атмосферное давление, Па			

Температура воздуха и атмосферное давление в лаборатории студенты определяют самостоятельно.

Определите оптимальную влажность.

Затем проведите опыты с целью определения влияния расхода воздуха на разрежение в вакуум-камере для шихты оптимальной влажности. Расход воздуха изменяйте в пределах, соответствующих перепаду давления на диафрагме 40, 60 и 100% от перепада давления в третьем опыте. Полученные данные занесите в таблицу 4.4.

Таблица 4.4 – Влияние расхода воздуха на перепад давления

Расход воздуха, м <sup>3</sup> /с	Разрежение в вакуум-камере, Па
Q <sub>1</sub>	
Q <sub>2</sub>	
Q <sub>3</sub>	

В следующей серии опытов, при оптимальных значениях влажности и расхода воздуха, определите влияние содержания возврата на газопроницаемость столба аглошихты. Запишите результаты опытов в таблицу 4.5.

По данным таблиц 4.3–4.5 постройте графики зависимости газопроницаемости слоя аглошихты от влажности, расхода воздуха и содержания возврата.

На основании анализа графиков сделайте выводы о влиянии указанных факторов на газопроницаемость аглошихты.

Таблица 4.5 – Зависимость газопроницаемости аглошихты от содержания в ней возврата

Параметры	Разрежение в вакуум-камере, кПа		
	Опыты		
	5	6	7
Содержание возврата в смеси, %			
M <sub>1</sub>			
M <sub>2</sub>			
M <sub>3</sub>			

## 5 Контрольные вопросы

1. Дайте определение понятию газопроницаемость аглошихты.
2. Какие факторы в наибольшей степени влияют на газопроницаемость аглошихты?
3. Почему с увеличением возврата в рудной смеси уменьшается расход известняка?
4. Почему производительность агломашин зависит от газопроницаемости шихты?
5. Какая влажность аглошихты считается оптимальной?

## Лабораторная работа 5. Технология производства окатышей

### 1 Цель работы

Изучить основные этапы технологии производства металлургических окатышей из офлюсованных и неофлюсованных шихт: формирование сырых окатышей в грануляторах различных типов; особенности сушки и обжига; влияние различных факторов на качество, прочностные и другие свойства в сыром состоянии и после обжига.

### 2 Теоретическое введение

При подготовке железных руд для глубокого обогащения получают концентраты с размером частиц от 0,074 до 0,044 мм и менее, использование которых в доменной плавке практически невозможно.

Производство окатышей является одним из основных способов окускования, который заключается в изготовлении из увлажненных тонкоизмельченных концентратов шариков диаметром 10-25 мм с последующей их сушкой и обжигом при температуре 1250-1350 °С, в процессе которого они приобретают высокую механическую прочность, что позволяет, в отличие от агломерата, хранить их неограниченное время и перевозить на любые расстояния.

Получение сырых окатышей включает в себя следующие операции:

- 1 - дозирование компонентов шихты для обеспечения заданного химического состава;
- 2 - перемешивание шихты с целью получения однородной смеси;
- 3 - увлажнение шихты и окатывание ее в гранулы во вращающемся тарельчатом или барабанном окомкователе;
- 4 - выдача сырых окатышей диаметром 10-25 мм и транспортировка их к обжиговым машинам.

Производят два вида окатышей – неофлюсованные и офлюсованные.

В состав шихты при производстве неофлюсованных окатышей входят концентрат, возврат и бентонит; офлюсованных – те же компоненты плюс известняк. Все эти материалы имеют крупность менее 0,074 мм. Содержание фракции 0-0,070 мм в концентрате должно быть не менее 85- 90%, а влажность – 9%. В гранулятор также подают некоторое количество крупного возврата (до 0,5 мм), кусочки которого служат зародышами комков. В этом случае предварительное измельчение возврата не требуется.

Известняк вводят в шихту для полного или частичного вывода из доменной шихты сырого известняка.

Бентонит (тонкодисперсная глина) вводят в шихту в небольших количествах (0,5-1,0%) с целью улучшения условий формирования окатышей в грануляторах за счет повышения пластических свойств окомковываемой шихты.

Бентонитовые глины обладают высокой набухаемостью при увлажнении и пластичностью, поэтому их добавка в шихту повышает ее пластические свойства и увеличивает сырую прочность окатышей, что особенно важно для интенсификации их сушки в обжиговой машине и увеличения ее производительности.

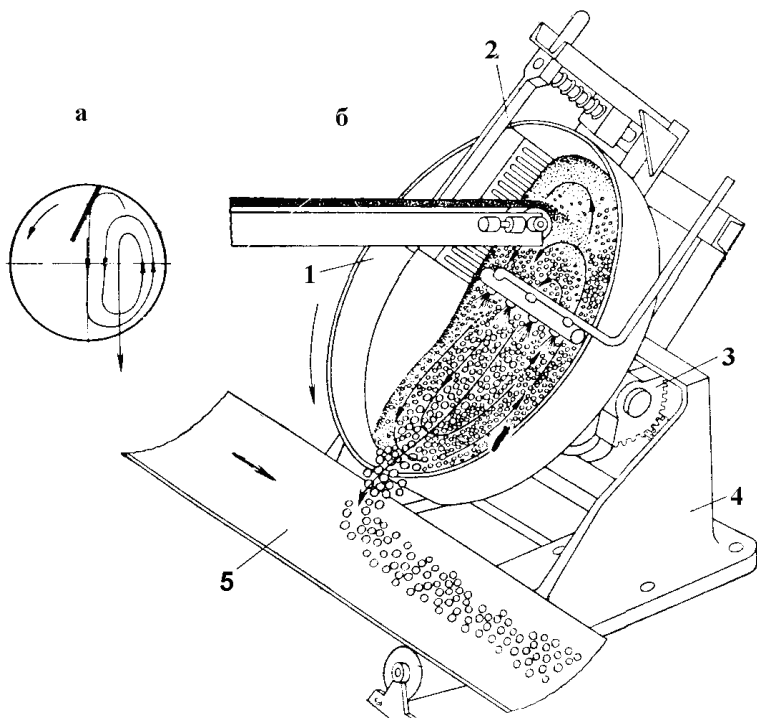
Перемешивание шихты осуществляют в барабанных или шнековых смесителях корытного типа.

Увлажнение шихты за счет капиллярных и молекулярных сил способствует сближению и слипанию тонкоизмельченных частиц материалов.

При перемешивании увлажненной шихты на более крупные зародыши накатываются более мелкие фракции. Уплотнение окатышей происходит за счет увеличения сил сцепления частиц и замены капиллярных сил сцепления более сильными молекулярными.

Содержание железа в окатышах зависит от типа концентрата и обычно составляет 62–75%.

Сырые окатышей производят в тарельчатых и барабанных грануляторах (рисунок 5.1).



1 – чаша (вращающаяся тарель); 2 – скребок; 3 – механизм изменения угла наклона; 4 – рама гранулятора; 5 – транспортерная лента.

Рисунок 5.1 – Траектория движения материалов в тарельчатом грануляторе (а) и его общий вид (б)

Максимальная производительность тарельчатого гранулятора достигает 40 т/(м<sup>2</sup>·сутки).

Оптимальные условия окатыwania (сырая прочность окатышей и производительность гранулятора) обеспечиваются при угле наклона тарели 40–60°, скорости

вращения 6–9 об/мин, качеством подготовки шихты (степень увлажнения, крупность частиц, наличие других примесей).

Сырые окатыши должны обладать прочностью, обеспечивающей их целостность при транспортировке и загрузке на обжиговую машину.

Прочность окатышей определяют по результатам лабораторных испытаний на раздавливание и сопротивление удару.

За прочность на раздавливание принимают среднюю вертикальную нагрузку на один окатыш в килограммах (ньютонгах), при которой в окатыше появляется трещина.

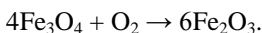
За сопротивление удару принимают количество сбрасываний окатыша с высоты 300 мм на стальную плиту до появления в нем трещины.

Прочность сырых окатышей на раздавливание составляет 13–15 Н/окатыш и они выдерживают без разрушения более 10 сбрасываний.

**Обжиг окатышей.** Окатыши подвергаются сушке для предотвращения их разрушения при обжиге. Если сырые окатыши быстро нагреть, то интенсивное выделение паров приводит к их разрыву, что называется термическим шоком.

Упрочнение окатышей при обжиге происходит вследствие протекания физико-химических превращений.

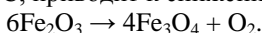
1. Окисление магнетита до гематита по реакции



Этот процесс начинается при 200–300 °С, но наиболее интенсивно протекает при 1000–1200 °С. 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 1000–1500 °С, способствует превращению мелких зерен в крупные и увеличению прочности окатышей.

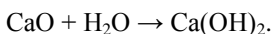
3. Термическая диссоциация гематита, начинающаяся при температуре выше 1370 °С, приводит к снижению прочности окатышей



4. Образование жидкой фазы начинается при 1200–1400 °С в зависимости от химического состава шихты.

При производстве нефлюсованных окатышей жидкая фаза резко уменьшает их прочность, поэтому упрочнение необходимо проводить за счет рекристаллизации структуры, т.е. без получения жидкой фазы.

При обжиге офлюсованных окатышей избежать образования жидкой фазы не удается. 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 с образованием гидроксида кальция, которая способствует разрушению окатыша за счет появления внутренних напряжений



Поэтому в офлюсованных окатышах роль упрочняющей связки выполняет жидкая фаза, основой которой являются ферриты кальция с температурой плавления 1210–1230 °С.

Обжиг окатышей производят в шахтных печах, на конвейерных ленточных машинах типа агломерационной (наиболее распространены) и комбинированных установках.

Наиболее экономичными являются шахтные обжиговые печи, т.к. в них используется принцип противотока, поэтому низкий удельный расход тепла 380-650 МДж/т окатышей, но они имеют малую производительность.

Ленточные обжиговые машины характеризуются значительными энергозатратами 850-1250 МДж/т окатышей, но они имеют высокую производительность до 2200-2400 т/сут. и на них можно регулировать режим обжига.

Комбинированные обжиговые агрегаты представляют собой вращающийся сушильный барабан, в котором используется тепло отходящих газов с ленточной обжиговой машины, поэтому удельные энергозатраты составляют 650-920 МДж/т.

В ленточных машинах в соответствии с технологическим режимом обжига существует пять зон: сушки, подогрева, обжига, рекуперации, охлаждения.

Окатыши обжигают горячим газом-теплоносителем, просасываемым через слой сверху вниз мощными дымососами. Газ-теплоноситель получают сжиганием в горне над слоем окатышей газообразного или жидкого топлива. Необходимые температуры над слоем в зонах сушки 300-400 °С, подогрева 900-1100 °С, обжига 1250-1350 °С создают сжиганием топлива с избытком воздуха.

В зоне охлаждения атмосферный воздух продувают снизу вверх, Нагретый воздух из зоны охлаждения, а также продукты горения, отсасываемые из зон подогрева, обжига, рекуперации используют для сжигания топлива в горне машины.

При обжиге сернистых окатышей для сжигания топлива в горне машины используют только воздух из зоны охлаждения и иногда из зоны рекуперации, который подают в зону сушки.

Зона рекуперации служит для выравнивания температуры окатышей по высоте слоя. Это достигается тем, что в ней через слой окатышей просасывается горячий воздух из зоны охлаждения. В связи с тем, что температура его на 400-500 °С ниже температуры окатышей верхних горизонтов, он нагревается, охлаждая их, и переносит тепло в нижние горизонты слоя, нагревая находящиеся там окатыши. Однако полного выравнивания температуры окатышей по высоте слоя все же не получается: на границе слой - постель окатыши нагреваются на 70-100 °С ниже, чем в верхних горизонтах слоя.

При соприкосновении мельчайших кристаллических частиц в процессе нагрева происходит перенос вещества в места контакта. При этом площадь контакта между частицами увеличивается, связь между ними усиливается, а суммарная поверхность частиц уменьшается.

Различают пять «транспортных» механизмов перемещения вещества в места контакта частиц, благодаря которым возможно увеличение площади контакта: вязкое течение, испарение – конденсация, поверхностная диффузия, объемная диффузия и пластическое течение.

1. Вязкое течение. В кристаллических телах всегда имеются вакансии, что дает возможность атомам перемещаться независимо друг от друга под влиянием давления, обусловленного кривизной поверхности приконтактного перешейка, поэтому площади контактов увеличиваются, и центры соприкасающихся частиц сближаются, то есть происходит усадка.

2. Испарение – конденсация. Над поверхностью частицы с положительным радиусом кривизны или над плоской поверхностью упругость пара всегда будет выше, чем над участком с отрицательным радиусом кривизны. За счет разности равновесных давлений пара происходит оседание вещества на поверхности перемычки. В этом случае увеличение площади контакта между частицами не сопровождается сближением центров частиц, а изменяется только форма пор.

3. При поверхностной диффузии перенос вещества происходит от поверхности выпуклых ее участков к вогнутым. Поэтому увеличение площади контакта не сопровождается сближением центров частиц.

4. При объемной диффузии происходит перенос вещества из внутренних участков к месту контакта частиц. При этом увеличивается поверхность взаимодействия, сближаются центры контактирующих частиц, то есть происходит усадка.

5. Пластическое течение (спекание) происходит за счет внешних сил, поэтому в приконтактной области происходит сближение центров соприкасающихся частиц, то есть усадка.

Следовательно, при обжиге окатышей спекание частиц происходит за счет различных механизмов, но основную роль играет объемная диффузия.

В отличие от процесса агломерации при обжиге окатышей развитие жидкой фазы стремятся резко ограничить, чтобы не допустить их спекания в гроздь.

Однако при спекании многокомпонентных систем в твердой фазе весьма трудно получить достаточно плотное изделие за ограниченное время обжига. Спекание в присутствии жидкой фазы является одним из самых эффективных способов, позволяющих значительно ускорить процесс уплотнения спекаемых материалов и, следовательно, их упрочнение.

Поверхностное натяжение расплава с повышением температуры уменьшается. С увеличением основности расплава его вязкость снижается, а поверхностное натяжение увеличивается.

Железистые расплавы, образующиеся при высокотемпературном обжиге окатышей, являются гетерогенными, то есть содержащими мельчайшие взвешенные твердые частицы.

Степень уплотнения спекаемых частиц при жидкофазном спекании в основном зависит от соотношения поверхностного натяжения и вязкости расплава. Величина этого отношения составляет около 2 при неокисленной шихте, равна 5 при основности 1,0 и 20 – для высокоосновных. Следовательно, с повышением основности окатышей увеличивается скорость их уплотнения.

В результате действия сил поверхностного натяжения расплава происходит уплотнение частиц и усадка спека. Прочная связь частиц обеспечивается хорошей смачиваемостью их расплавом, без чего невозможно сближение связываемых частиц до молекулярных расстояний, при которых в наибольшей степени проявляются силы молекулярного сцепления между частицами. Термодинамическим условием смачивания является уменьшение свободной энергии системы при замене границ раздела твердое тело - газ и жидкость - газ границей раздела твердое тело – жидкость. Скорость пропитки пористой массы расплавом тем выше, чем лучше смачиваемость, выше поверхностное натяжение расплава и ниже его вязкость.

Пропитка также облегчается и происходит на большую глубину при химическом взаимодействии расплава с материалами.



Скорость нагрева окатышей регулируют изменением температуры газотеплоносителя и его расхода. Скорость охлаждения - изменением количества воздуха, продуваемого снизу вверх через слой окатышей. Доохлаждение окатышей иногда производят в специальных охладителях.

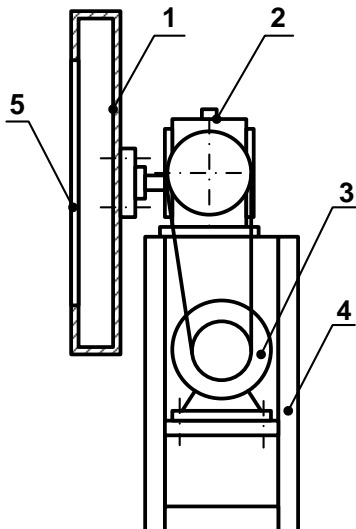
Охлажденные окатыши подвергаются грохочению для выделения из них товарных (годных) окатышей, постели и возврата (класс 0-5 мм). Окатыши, предназначенные для постели, загружают на колосники и к бортам обжиговых тележек перед загрузкой на них слоя сырых окатышей. Донная и бортовая постели предназначены для предохранения обжиговых тележек от воздействия высоких температур.

Возврат – продукт разрушения окатышей, который добавляют (возвращают) в шихту или отправляют на аглофабрику.

Окатыши должны иметь максимальное содержание железа, высокую механическую прочность (в сыром и обожженном состояниях, а также при восстановлении в доменной печи), минимальные содержание вредных примесей и мелочи, оптимальную основность и ситовый состав.

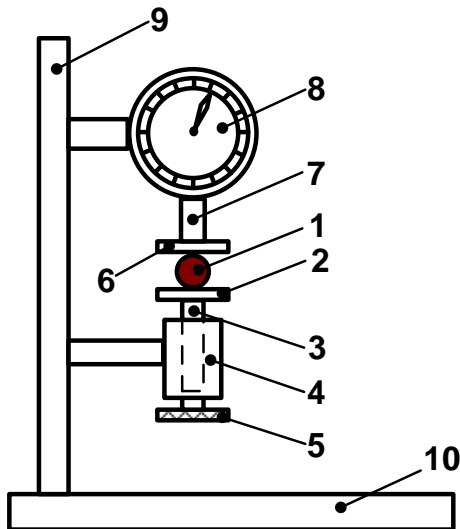
### 3 Описание установок

Сырые окатыши изготавливаются в лабораторном цилиндрическом грануляторе, который представлен на рисунке 5.2.



1 – барабан; 2 – червячный редуктор; 3 – электродвигатель; 4 – рама; 5 – отверстие для загрузки шихты и выгрузки окатышей

Рисунок 5.2 - Барабанный окомкователь



1 – окатыш; 2 – нижняя упорная площадка; 3 – винтовой шток; 4 – корпус с внутренней резьбой; 5 – маховик; 6 – верхняя упорная площадка; 7 – шток динамометра; 8 – динамометр; 9 – стойка; 10 – станина.

Рисунок 5.3 - Схема установки для определения прочности сырых окатышей раздавливанием

Сырая прочность определяется на механическом прессе (рисунок 5.3).

Сушка производится в сушильном электрошкафу типа СНОЛ-3.5.

Обжиг производится в лабораторной печи Таммана (рисунки 7.5, 7.6).

Прочность обожженных окатышей определяется на гидропрессе (рисунок 6.2).

Прочность на истирание определяется вращением в цилиндрическом барабане (диаметр 80, длина 100 мм), который устанавливается на вал червячного редуктора вместо гранулятора (рисунок 5.2).

#### 4 Порядок выполнения работы

Работа состоит из трех частей:

- 1 – расчеты шихты для получения нефлюсованных и офлюсованных окатышей с целью определения расхода материалов;
- 2 – изготовление сырых окатышей и определение их прочности;
- 3 – сушка, обжиг, определение прочностных характеристик окатышей.

##### 4.1 Пример расчета шихты

Расчет ведется в граммах.

Расход шихты следующий: концентрат – 1000 г, бентонит – 0,8%, основность (CaO/SiO<sub>2</sub>) – 1,2, влажность – 9%, дается сверх 100% (таблица 5.1).

Таблица 5.1 - Неполный химический состав компонентов шихты для приготовления окатышей

Материал	Влажность, %	Содержание, %			
		Fe	FeO	CaO	SiO <sub>2</sub>
Концентрат	6,0	65,32	27,71	1,31	4,46
Бентонит	2,0	3,8	-	3,4	58,3
Известняк	1,0	0,3	-	52,62	0,22

##### 4.1.1 Расход материалов для получение нефлюсованных окатышей

Расход бентонита составит  $1000 \cdot 0,8/100 = 8$ .

Масса компонентов шихты естественной влажности определяется по известной массе сухих компонентов шихты по уравнению

$$M_{\text{ш(е.в.)}} = M_{\text{ш(с)}} \frac{100}{100 - W_e}, \quad (5.1)$$

где  $M_{\text{ш(с)}}$  – масса сухой шихты;  $M_{\text{ш(е.в.)}}$  – масса шихт естественной влажности;  $W_e$  – естественная влажность шихты, %.

В соответствии с уравнением (5.1) расходы материалов естественной влажности составят:

$$\text{концентрата} \quad 1000 \cdot \frac{100}{100+6} = 1063,83;$$

$$\text{бентонита} \quad 8 \cdot \frac{100}{100+2} = 8,16.$$

Масса воды  $M_B$  для доувлажнения шихты определяется

$$M_B = \Sigma M_{\text{ш(с)}} \cdot \frac{W}{100 - W} - (\Sigma M_{\text{ш(е.в.)}} - \Sigma M_{\text{ш(с)}}), \quad (5.2)$$

где  $\Sigma M_{\text{с.ш.}}$  – масса сухих шихтовых материалов;  $\Sigma M_{\text{ш.е.в.}}$  – масса шихтовых материалов естественной влажности;  $W$  – требуемая влажность шихты, %.

На доувлажнение шихты по уравнению (5.2) необходимо добавить воды

$$M_B = 1008 \cdot \frac{9}{100-9} - (1063,83 - 1008) = 34,91.$$

Результаты расчетов заносят в таблицу 5.2 и определяют количество компонентов, вносимых материалами.

Таблица 5.2 – Количество CaO, SiO<sub>2</sub> и влаги, вносимых материалами в шихту нефлюсованных окатышей

Материал	Масса, г		Материалы вносят:					
	сухого	влажного	CaO		SiO <sub>2</sub>		H <sub>2</sub> O	
			%	г	%	г	%	г
Концентрат	1000,0	1063,83	1,31	13,10	4,46	44,60	6,00	63,83
Бентонит	8,0	8,16	3,40	0,27	58,30	4,66	2,00	0,16
Шихта естественной влажности	1008,0	1071,99		13,37		49,26		63,99
Шихта требуемой влажности	1008,0	1107,69					9,00	99,69
Вода для доувлажнения								35,70

По данным таблицы 5.2 основность нефлюсованных окатышей (по отношению CaO/SiO<sub>2</sub>) составляет  $13,10/49,26 = 0,27$ .

Влажность шихты  $\frac{99,69}{1107,69} \cdot 100 = 9,0\%$ , что соответствует заданной.

#### 4.1.2 Расчет шихты для получения офлюсованных окатышей

В соответствие с химсоставом, концентратом и бентонитом в шихту вносится 13,37 г CaO и 49,26 г SiO<sub>2</sub> (таблица 5.2).

Для получения окатышей заданной основности (1,2) необходимо дополнительно ввести CaO для офлюсования SiO<sub>2</sub>.

$$49,26 \cdot 1,2 - 13,37 = 45,74.$$

Расход известняка определяется по его флюсующей способности

$$\Phi = 52,62 - 1,2 \cdot 0,22 = 52,36\%.$$

Расход известняка на офлюсование концентрата и бентонита составит  $45,74/0,5236 = 87,37$ .

Расход влажного известняка по уравнению (5.1) составит

$$87,37 \cdot \frac{100}{100 - 1} = 88,26.$$

На доувлажнение шихты по уравнению (5.2) необходимо израсходовать воды

$$M_{\text{в}} = 1095,37 \cdot \frac{9}{100 - 9} - (1160,25 - 1095,37) = 43,46.$$

Для проверки расчета по основности и влажности шихты составляют таблицу 5.3.

По ней основность шихты составит  $59,35/49,46 = 1,2$ , а влажность  $108,33/1203,71 = 9\%$ , что соответствует заданию.

Таблица 5.3 – Количество CaO, SiO<sub>2</sub> и влаги, вносимых материалами в шихту офлюсованных окатышей

Материал	Масса, г		Материалы вносят:					
	сухого	влажного	CaO		SiO <sub>2</sub>		H <sub>2</sub> O	
			%	г	%	г	%	г
Концентрат	1000,00	1063,83	1,31	13,10	4,46	44,60	6,00	63,83
Бентонит	8,00	8,16	3,40	0,27	58,30	4,66	2,00	0,16
Известняк	87,37	88,26	52,62	45,98	0,22	0,19	1,00	0,88
Шихта естественной влажности	1095,37	1160,25		59,35		49,46		64,88
Шихта требуемой влажности	1095,37	1203,71		59,35		49,46	9,00	108,33
Вода для доувлажнения								43,46

Таким образом, расходы известняка и воды определены правильно.

## 4.2 Выполнение работы

### 4.2.1 Получение сырых окатышей и определение их прочностных характеристик

Опыты проводят с использованием материалов крупностью не более 0,074 мм, поэтому их перед взвешиванием просеивают через сито с ячейками 0,074 мм.

Первый опыт проводят с нефлюсованной шихтой, а второй – с офлюсованной.

Порядок взвешивания, усреднения и увлажнения компонентов шихты следующий.

После взвешивания, концентрат и бентонит тщательно перемешайте пересыпанием вручную совком или в смесительном барабане до получения смеси однородного цвета.

Увлажните шихту с помощью пульверизатора, в который залито требуемое количество воды (таблицы 5.2 и 5.3).

Сырые окатыши получают из увлажненной шихты в окомковательном барабане, который представляет собой гладкостенный цилиндр диаметром 700 и длиной 75 мм из листовой стали, скорость его вращения составляет 27 об/мин (рисунок 5.2).

В промышленных барабанных окомкователях боковых стенок нет, и окатыши по мере формирования беспрепятственно перемещаются по барабану от стороны загрузки шихты на сторону выдачи, высыпаются на грохот и разделяются на годные (направляются на обжиг) и подрешеточный продукт (класс 0-12 мм в возврат).

Перед загрузкой шихты в барабан увлажните его стенки пульверизатором, равномерно опрыскивая водой (расход воды составляет 10 см<sup>3</sup>).

Окомкование ведите в течение пяти минут после загрузки последней порции шихты, затем, не останавливая барабан, выгрузите окатыши в противень совком.

Для определения ситового состава и прочностных характеристик окатышей, рассыпьте их на решетках с ячейками диаметром 18, 16, 14, 12 и 8 мм. В результате получите классы: 0-8; 8-12; 12-14, 14-16, 16-18 и +18 мм. Взвесьте массу каждого класса и занесите данные в таблицу 5.4. Рассчитайте ситовый состав окатышей. Класс 0-8 мм является отходом, класс 12-14 мм отберите на обжиг.

Таблица 5.4 – Ситовый состав сырых нефлюсованных окатышей и их прочностные характеристики

Класс, мм	Сечение, мм <sup>2</sup>	Выход		Прочность			
		г	%	на сжатие		на сбрасывание	
				мН/ок	мН/мм <sup>2</sup>	раз/ок	раз/мм <sup>2</sup>
0-8	12,56						
8-10	63,58						
10-12	94,98						
12-14	132,66						
14-16	172,62						
16-18	226,86						
+18							
Итого							
Среднее							

Оставшиеся окатыши высыпьте из корзинки в предварительно увлажненную и отжатую тряпку, заверните и поместите в эксикатор. Далее последовательно проведите испытания на прочность (сжатие при раздавливании и сопротивление удару – сбрасыванием).

Прочности сырых окатышей на сжатие определяют на установке, представленной на рисунке 5.3.

Сопротивление сырых окатышей удару определяют количеством сбрасываний с высоты 3 м на стальную плиту до их разрушения.

По результатам испытания каждого окатыша рассчитайте среднее значение показателя прочности для каждого класса крупности и запишите их в таблицу 5.4.

Второй опыт с офлюсованной шихтой проведите в той же последовательности операций, что и первый.

#### **4.2.2 Сушка и обжиг окатышей**

Сырые окатыши уложите в металлический противень и поместите в сушильный электрошкаф (типа СНОЛ–3,5–И2), рабочее пространство которого имеет комнатную температуру и нагревайте до 300–350 °С в течение 15–20 минут.

После этого уложите их в корзинку из нержавеющей стали и поместите в печь Таммана (рисунки 7.5 и 7.6). Температуру в печи регулируйте переключением ступеней нагрева.

Время выдержки по зонам следующее: подогрев – 5 мин (500–700 °С), обжиг – 30 мин (1200–1350 °С) и охлаждение в печи – 15 мин, затем на воздухе.

#### **4.2.3 Определение прочности при раздавливании**

Из класса +12 мм отберите целые окатыши (не менее 3–5 штук) для определения сопротивления сжатию (раздавливанию) на гидропрессе (рисунок 6.2) и расчета средней прочности.

Давление разрушения определите по формуле

$$C_{сж} = K \cdot P,$$

где коэффициент  $K = 26,4$  в кгс и 259 в Н;  $P$  – давление по шкале манометра гидропресса, кгс/см<sup>2</sup>.

По результатам нескольких испытаний определите среднюю прочность и запишите ее в таблицу 5.5.

#### **4.2.4 Определение сопротивления окатышей удару и истиранию**

Прочность на истирание обожженных окатышей определите вращением их в стальном барабане в течение 8 мин. После этого выгрузите их в противень, взвесьте и рассыпьте на ситах с ячейками +5 и 0–0,5 мм. Взвесьте окатыши крупностью +5 мм и 0–0,5 мм (результаты взвешиваний каждого класса занесите в журнал наблюдений).

Сопротивление окатышей на удар характеризуют процентным содержанием класса +5 мм, а истирание – процентным содержанием класса 0–0,5 мм в пробе (эти характеристики заносят в таблицу 5.5).

Из класса +5 мм отберите целые окатыши для определения открытой пористости и сопротивления сжатию (раздавливанию). Рассчитайте в процентах количест-

во оставшихся после испытания в трубе целых окатышей по отношению к количеству загруженных на испытание окатышей. Количество окатышей берут в штуках. Результаты расчета записывают в таблицу 5.5.

Таблица 5.5 – Характеристики обожженных окатышей

Показатель		Вид окатышей	
		Неофлюсованные	Офлюсованные
Сопротивление сжатию	кгс/ок		
	Н/ок		
Сопротивление на удар, %			
Истирание, %			

Выводы о влиянии различных технологических факторов на качество (степени усадки окатышей при обжиге, пористости обожженных окатышей и упрочнения при офлюсовании шихты) и прочностные свойства сырых и обожженных окатышей сделайте на основании анализа таблиц 5.4 и 5.5.

Постройте графики, влияния крупности окатышей на сопротивление сжатию, удар, истирание. Все графики строятся один над другим, то есть ось абсцисс (крупность окатышей) является для них общей.

## 5 Контрольные вопросы

1. В чем состоит отличие железорудных концентратов, применяемых при производстве металлургических окатышей и агломерата.
2. Какие технологические преимущества имеют металлургические окатыши перед агломератом?
3. С какой целью в шихту при производстве окатышей добавляют бентонит?
4. Перечислите этапы подготовки шихты к окомкованию?
5. С какой целью и на каких агрегатах проводится обжиг сырых окатышей?
6. Опишите технологию обжига окатышей на конвейерной обжиговой машине.
7. Каков механизм упрочнения окатышей в процессе обжига?
8. В чем заключаются особенности твердофазного и жидкофазного спекания?
9. Дайте определение понятию «открытая пористость окатышей».
10. Чем объясняется различие в технологических характеристиках офлюсованных и неофлюсованных окатышей?

## Лабораторная работа 6. Брикетирование руд

### 1 Цель работы

Изучить технологию брикетирования пылеватых руд, шламов, различных техногенных отходов с использованием термической обработки и химическим твердением.

### 2 Теоретическое введение

Брикетирование – это превращение мелкозернистых полезных ископаемых в кусковой продукт за счет механических, химических или термических воздействий с применением специальных добавок или без них, за счет физико-химических процессов, позволяющих получить механически и термически прочный сортовой продукт – брикет определенной геометрической формы, размера и массы.

Брикетирование руд без добавки связующих веществ осуществляют прессованием под давлением до  $73,5 \text{ МН/см}^2$  ( $750 \text{ кгс/см}^2$ ).

Сырые брикеты подвергают высокотемпературному обжигу ( $1200 \text{ }^\circ\text{C}$  и выше), в процессе которого происходит их упрочнение. Прочность обожженных брикетов на сжатие достигает  $150 \text{ кгс/см}^2$ , этот способ широко применяется во многих странах.

Брикеты, полученные прессованием руд и концентратов с добавками связующих веществ, имеют высокую прочность, поэтому упрочняющему обжигу они не подвергаются. В качестве связующих добавок применяют следующие органические и минеральные вещества: каменноугольная смола, пек, асфальт и др. Но они широко не используются из-за их дороговизны.

Наибольшее распространение при брикетировании получили более дешевые неорганические связующие добавки (портландцемент, гашеная известь, жидкое стекло, хлористый магний, чугунная стружка в смеси с поваренной солью и др.).

Брикетирование по сравнению с агломерацией и производством окатышей имеет следующие преимущества:

- возможность большего использования в шихте техногенных отходов (металлургические шлаки, шламы химических производств, бедные руды);
- использование недефицитных видов топлив и углеродсодержащих отходов различных производств (каменный уголь, антрацит, смолы, пеки).

Использование брикетов в доменном переделе позволяет:

- увеличить производительность металлургических печей за счет большей насыпной плотности брикетов по сравнению с обычной доменной шихтой;
- обеспечение более интенсивного протекания восстановительных процессов при доменной плавке;
- снизить энергозатраты в доменном и сталеплавильном процессах;
- повысить стабильность свойств выплавленного металла, в частности природнолегированных и специальных марок чугунов с одновременным увеличением степени извлечения ценных элементов (хром, никель, ванадий, титан, медь и др.).



Брикетирование руд известно с 1880 г., однако в настоящее время этим способом окусовывают не более 5% всей массы пылеватых руд и концентратов. Поэтому его применяют в основном в электро- и цветной металлургии.

**Связующие вещества.** Вещества, способные соединять разобщенные твердые тела и сохранять их прочный контакт в условиях значительных внешних воздействий, называются связующими (клеями, адгезивами).

Связующие могут быть органического и неорганического происхождения и должны удовлетворять следующим требованиям:

- иметь высокую поверхностную активность, максимально смачивать поверхность материала, обеспечивая прочную связь;
- быть устойчивыми к атмосферному воздействию;
- не разрушать структуру готового брикета;
- иметь эластические и пластические свойства;
- обладать высокой прочностью, но не быть жестче склеиваемого материала, т.к. внешняя нагрузка может привести к появлению внутренних напряжений и разрушению брикета;
- иметь высокую скорость твердения;
- содержать достаточную долю спекающихся компонентов, обеспечивающих термическую стойкость брикетов при горении;
- иметь высокую теплоту сгорания, малый выход летучих веществ и низкую температуру воспламенения;
- обладать минимальной токсичностью;
- быть недефицитными и дешевыми.

### **Органические связующие**

**Нефтеcвязующие** – представляют собой тяжелый остаток от переработки нефти, обладающий характерными свойствами высокомолекулярных соединений.

Химические компоненты нефтеcвязующих следующие.

Масляная фракция представляет собой смесь парафиновых, нафтеновых и ароматических углеводородов с небольшим количеством гетероорганических и сернистых соединений.

Смолы – полужидкие, нейтральные соединения различных углеводородов с молекулярной массой более 1200 и плотностью более 1000 кг/м<sup>3</sup>. Под действием света, повышенных температур и сильных кислот смолы переходят в асфальтены.

*Асфальтены* – порошок темно-бурого или черного цвета с молекулярной массой до 2500 и плотностью более 1000 кг/м<sup>3</sup>.

*Карбены и карбониды* внешне напоминают асфальтены, но содержат больше углерода. Их можно рассматривать как слабый кокс. В нефтеcвязующих содержание карбоновых (нафтеновых) и асфальтогеновых кислот, придающих поверхностную активность, незначительно.

Спекаемость нефтеcвязующих тесно связана с коксообразованием, которое зависит от температурно-временных режимов окисления сырья и интенсивности его термической обработки. Показатель спекаемости нефтеcвязующих (коксовое число) составляет 20–30%.

**Каменноугольный пек** – тяжелый остаток перегонки каменноугольной смолы коксования, полученный при температуре 360–380 °С. В химическом отношении это сложная структурированная гетерогенная система, он обладает высокой спекае-

мостью. Его коксовое число находится в пределах 37–42%. Брикетты, изготовленные с использованием пека, обладают высокой термостойкостью.

В качестве сырья для производства каменноугольного пека применяют каменноугольную смолу (черно-бурая вязкая жидкость), содержащую до 10% свободного углерода в виде карбенов и карбоидов, остальное – сложные ароматические и гетероциклические соединения с включением непредельных углеводородов.

Токсичность каменноугольного пека ограничивает его область применения при брикетировании.

**Лигносulfонат (сульфит-спиртовая барда – ССБ)** - побочный продукт (отход) при переработке измельченной древесины на целлюлозу, содержащий не более 20–30% воды. Высокая вяжущая способность ССБ обусловлена наличием кальциевых, натриевых и аммониевых солей лигносульфоновых кислот – поверхностно активных веществ.

### **Неорганические связующие**

Связующие неорганического (минерального) происхождения, как правило, вступают с брикетируемыми материалами в химическую реакцию. Интенсивность структурообразования зависит от скорости и полноты химических реакций, а также давления прессования. В качестве минеральных связующих наибольшее распространение нашли известь, жидкое стекло, цементы, каустический магнезит и доломит, чугунная стружка, глины, гипс и др. Основной их недостаток заключается в том, что в процессе доменной плавки образуется дополнительное количество шлака.

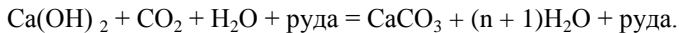
**Известь** – один из наиболее распространенных минеральных связующих материалов. Она содержит не менее 85% CaO + MgO и не более 2–3% глинистых примесей. В качестве связующего применяют как гашеную, так и негашеную известь.

Для брикетирования наиболее приемлема свежееобожженная известь, которая имеет чисто белый или слегка сероватый цвет, ее плотность примерно 3000 кг/м<sup>3</sup>. Гашение извести происходит с выделением тепла по реакции

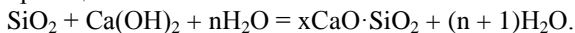


В зависимости от расхода воды образуется то или иное количество пушонки (связующее) и известкового молока (используется в строительстве). Ускорение гашения извести достигается добавкой в воду активирующих агентов: NaOH, CaCl<sub>2</sub>, NaCl, MgCl<sub>2</sub>.

Механизм связывания твердых частиц с помощью пушонки заключается в кристаллизации Ca(OH)<sub>2</sub> и карбонизации его углекислым газом из атмосферы по реакции



*Автоклавирование* – процесс гидротермальной обработки, при котором гель кремнезема, содержащийся в руде, взаимодействует с Ca(OH)<sub>2</sub>. В результате образуются гидросиликаты или гидроферриты кальция, цементирующие структуру брикета по реакции



Автоклавирование проводят при давлении 0,7–0,8 МПа и температуре около 175 °С и большой доле кремнезема в брикетируемой руде.

Известь, как связующее, применяется при брикетировании железорудной мелочи, цинковых концентратов, мелочи медного колчедана, колошниковой пыли и другого рудного сырья. Ее расход составляет 5–10% от брикетируемой массы.

**Растворимое жидкое стекло (стеклоглыба)** представляет собой стекловидный прозрачный сплав с цветовыми оттенками от голубоватого до желтого. Оно состоит из смеси различных щелочных силикатов переменного состава общей формулы  $R_2O \cdot nSiO_2$ , где R – натрий или калий; n – число молекул  $SiO_2$ , приходящихся на одну молекулу щелочных металлов.

Растворимое стекло известно под названием силикат-глыба, а его водные растворы – жидкое стекло. Плотность силикат-глыбы  $2400 \text{ кг/м}^3$ , температура размягчения –  $1000\text{--}1100 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Для брикетирования применяют натриевое жидкое стекло  $Na_2O \cdot nSiO_2$ , оно получается обжигом смеси кварцевого песка с содой или сульфатом натрия при температуре  $1300\text{--}1400 \text{ }^\circ\text{C}$ . После охлаждения расплава он превращается в силикат-глыбу, которую затем растворяют водой.

В зависимости от способа производства в растворимом стекле содержится, %:  $SiO_2$  – 71-72;  $Na_2O$  – 25-27; а также  $Fe_2O_3$ ,  $Al_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $SO_2$ .

Интенсификация цементации растворимого стекла может быть осуществлена сушкой брикетов при температуре  $150\text{--}250 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Жидкое стекло применяется для брикетирования колошниковой пыли, феррохрома, железной и хромовой руд, его расход составляет от 5 до 10%, снижаясь с вводом активирующих добавок.

**Цементы.** Для брикетирования руд применяют в качестве связующих различные цементы: портланд, гидравлический, бокситовый, гипсовый, рудный, шлакопортланд и др.

*Процесс твердения цементов* – связующих в брикетах может идти по трем основным направлениям – естественному, ускоренному и автоклавному упрочению.

Естественное твердение идет при температурах окружающего воздуха в воздушно-влажной среде, в течение нескольких недель.

Ускоренное упрочение цементов осуществляется при температуре  $60\text{--}100 \text{ }^\circ\text{C}$  в той же воздушно-влажной среде в течение нескольких часов. Эту обработку можно выполнить паром, увлажненным воздухом или другими способами нагрева (электроили радиационный). Общее упрочение брикетов после завершения тепловой обработки не превышает 2 ч.

*Автоклавное упрочение* предполагает гидратацию цементного связующего при температуре  $175\text{--}200 \text{ }^\circ\text{C}$  и избыточном давлении ( $0,8\text{--}1,4 \text{ МПа}$ ) в течение 5-8 ч. Время упрочнения в автоклаве не превышает 2 ч, брикеты имеют высокую механическую прочность и пригодны для металлургического производства.

Расход цементных связующих для брикетирования железных руд и их концентратов составляет от 3 до 20%. Наименьшие расходы связующих требуются при брикетировании на портланд- и бокситовом цементе. Железистый (рудный) цемент расходуется в количествах до 20%.

**Бентонитовые глины** – морские осадочные породы, возникшие из лав, пеплов и туфов, их химический состав следующий, %:  $SiO_2$  – 45-80;  $Al_2O_3$  – 15;  $MgO$  – 8;  $CaO$  – 8. Основу бентонита составляет монтмориллонит  $Al_2O_3 \cdot 4SiO_2 \cdot 3H_2O$ , содержание которого иногда превышает 80%. Бентонит способен при увлажнении увеличиваться в объеме в 30 раз. Для приготовления бентонитового связующего глину сушат до влажности 5–8% и измельчают до крупности менее 0,1 мм.

Для улучшения свойств бентонитовые глины модифицируют добавками (натриевые и алюминиевые соли, щелочи, сода и др.). Расход бентонита при брикетировании железорудных концентратов не выше 1%, никелевых – до 10%, с добавлением 7–12% воды.

**Чугунная стружка** - тонкоизмельченный железистый продукт. Связующие свойства ее проявляются в процессе коррозии и гидратации с брикетируемым железорудным сырьем. Чугунную стружку (5-10% от брикетируемой массы) смешивают в присутствии катализатора с рудой и прессуют в брикеты. В качестве катализатора используют водные растворы NaCl (0,5–1% общей массы). В результате электрохимических процессов взаимодействия компонентов шихты начинается активное корродирование. Возникают гальванопары, растворяющие чугунную стружку с образованием продуктов коррозии, что ускоряет цементацию, которая длится несколько суток.

Для брикетирования с чугунной стружкой следует применять мелкие руды крупностью не более 0,5 мм, наилучшие показатели достигаются при окусковании магнетитовых и гематитовых руд.

### **Технология брикетирования**

К качеству рудных брикетов предъявляются следующие требования: высокая механическая и термическая прочность, атмосферостойчивость, пористость и плотность, причем каждый металлургический процесс предъявляет дополнительные требования к брикетам.

Железорудные брикеты для доменной плавки имеют следующий химический состав, %: железо – 55–60; серы не более 0,2–0,25%, фосфора – 0,1–0,03%, мышьяка и цинка не более 0,02%.

В брикетах для мартеновской плавки содержание железа составляет 62–64%, кремнезема 6–8%, прочих шлакообразующих компонентов до 3%, фосфора и серы до 0,03%, влаги 2%.

Прочность железорудных брикетов на сжатие и сбрасывание должна быть не ниже соответственно 15–25 МПа и 85–90%, пористость 5–10%, плотность – 4200–4600 кг/м<sup>3</sup>. Брикеты считаются прочными, если они сохраняют целостность при 1500 °С в течение 3 мин. Оптимальными считаются размеры брикетов (40–45)х(20–25)х(50–60) мм.

Термостойкость характеризуется сохранением формы брикетов при 3 минутном пребывании их при температуре 600–900° С.

*Восстановимость* – способность рудного сырья с определенной скоростью отдавать связанный с металлом кислород газу-восстановителю.

*Газопроницаемость* тесно связана с пористостью самих брикетов и пористостью слоя брикетов. В первом случае она определяется пористостью брикета, во втором – однородностью размера и формы брикетов.

**Подготовка брикетируемых компонентов.** Подготовка к брикетированию заключается в обеспечении необходимой крупности, содержания влаги и металла в руде.

Для малопрочных руд крупность должна быть не более 1 мм. Более крупные зерна при прессовании растрескиваются и образуют большое количество новых поверхностей, не покрытых связующими. Для руд средней и высокой прочности верхний предел крупности составляет 5–6 мм. Например, при брикетировании железных

руд со связующими оптимальная крупность 0–5 мм; без связующих она снижается до 1–2 мм.

Особое значение для подготовки шихты имеет содержание влаги, например для железных и железоникелевых руд (крупность 0–5 мм) оптимальная влажность составляет 20%.

Завершающий этап подготовки брикетной смеси – дозирование компонентов и их тщательное перемешивание. Для дозирования применяют тарельчатые, барабанные, вибрационные, шнековые и другие типы питателей; для смешивания – одно-, двухвальные лопастные и барабанные смесители и многоступенчатые мешалки.

**Прессование.** Важнейшим условием для получения качественного брикета является удельное давление прессования, оно зависит от конструкции пресса и характера сжатия (одно- или двухстороннее). При одностороннем прессовании не обеспечивается равномерное уплотнение брикета по высоте. Поэтому применяют двухстороннее сжатие, что обеспечивает более равномерное уплотнение материала. При этом высота брикетов должна быть по возможности небольшой, например, для цилиндрических брикетов отношение высоты к диаметру должно составлять 1:2.

На прочность рудных брикетов существенно влияет усадка при прессовании.

Условия прессования зависят от физико-химических свойств рудной шихты, крупности и влажности материала, расхода и качества связующего, интенсивности перемешивания и температуры смеси.

Для брикетирования применяют прессы *периодического и непрерывного действия*. К первым относятся штемпельные, револьверные (столовые) и рычажные; ко вторым – вальцовые и кольцевые.

Для получения прочных брикетов, особенно из тонкой рудной мелочи рекомендуется прессование вести в несколько стадий. Для этого пользуются приемами с промежуточным понижением давления, что позволяет максимально удалить воздух из прессуемой массы, и обеспечить высокую прочность и плотность.

Наиболее широко применяются *вальцовые прессы*, они имеют высокую производительность, большие усилия прессования, экономичны, малогабаритны и просты в эксплуатации.

Эффективная работа вальцовых прессов во многом зависит от предварительного уплотнения шихты – *подпрессовки*, основная цель которой – увеличение насыпной массы прессуемого материала. Одновременно при этом достигаются снижение расхода связующего, уменьшение пластичности брикетной смеси, строгое дозирование шихты в межвалковое пространство. Применение подпрессовки позволяет развить давление прессования на вальцовых прессах более 100 МПа.

Для разных металлургических процессов необходимы различные брикеты по конфигурации и объему. Для мартеновских плавок брикеты изготавливают в форме окатышей объемом до 10–30 см<sup>3</sup>, для электросталеплавильного производства орехо- или яйцевидной формы объемом до 50 см<sup>3</sup>.

Важнейший фактор прессования – давление. Для железорудных брикетов со связующими оптимальное давление прессования составляет 40–50 МПа, для железной руды без связующих – 100–120 МПа. С уменьшением крупности руды, при замене полимерных органических связующих на неорганические, давление необходимо повысить. Давление прессования также зависит от влажности руды.



### **Подготовка брикетов к металлургическому переделу**

Для упрочнения брикетов применяют различные методы для обеспечения механической и термической прочности.

*Термоокислительная обработка* с целью полимеризации связующих в сырых брикетах. Она проводится в шахтных, туннельных и кольцевых печах. Процесс может быть непрерывным или периодическим при температурах 600–1400 °С. Продолжительность процесса зависит от крупности брикетов, расхода и спекающей способности связующего, температуры и состава горячих газов.

Термообработка применяется для подготовки железорудных, цинковых, молибденовых, а также рудно-угольных брикетов.

*Сушка* применяется для упрочнения брикетов, полученных на нефтесвязующем, каменноугольном пеке или ССБ при температуре 150–250 °С в течение 6–8 ч. Готовые брикеты используются как добавка к основной металлургической шихте. Иногда брикеты сушатся в течение 3–4 сут. в естественных условиях при температуре 18–20 °С.

Для упрочнения брикетов с известью используют метод естественного вылеживания, искусственную карбонизацию и автоклавирование, он является наиболее простым и экономичным.

При брикетировании руд с жидким стеклом основной метод их упрочнения – сушка. Иногда применяется карбонизация, которая ускоряет гидролиз силиката натрия. Сушка при температуре 150–250 °С в течение 15–30 мин. Упрочнение брикетов из пылевидного сырья требует более высоких температур (300–500 °С). Такой же нагрев брикетов необходим при малых (2–4%) расходах связующего – жидкого стекла.

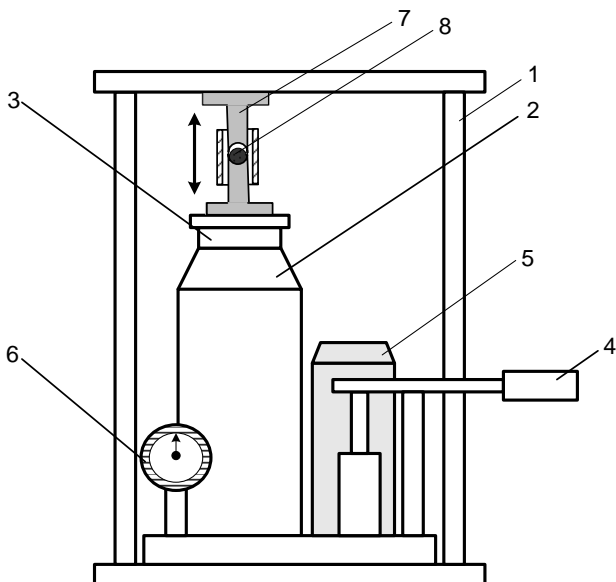
Сырая прочность брикетов на цементных связующих очень мала, их снимают вручную. Естественное упрочнение очень длительное. Для его интенсификации используют тепловую обработку при температуре 60–100 °С в течение нескольких часов. В качестве теплоносителей используется пар, увлажненный воздух, электро- и радиационные нагревательные элементы.

Для повышения сырой прочности брикетов применяют *комбинированные связующие*, что увеличивает адгезионные связи внутри брикетов.

При брикетировании руд без связующих, упрочнение осуществляется комбинированными методами – низко- и высокотемпературной обработкой. На первом этапе брикеты подвергают естественному или слабому тепловому воздействию, что обеспечивает достаточную прочность. Затем применяются гидратационное упрочнение, карбонизация или термическая высокотемпературная обработка. Однако такое упрочнение без связующих не обеспечивает достаточной горячей прочности.

### **3 Описание установки**

Для изготовления брикетов используется следующее лабораторное оборудование: прибор для рассева материалов (описан в лабораторной работе 3), технические весы и разновесы, приспособление для смешивания компонентов брикетируемой шихты, пульверизатор для распыления воды, формовочный пресс (рисунок 6.2), пресс-формы для изготовления и испытания прочности брикетов.



1 – упорная станина; 2 – неподвижный корпус пресса; 3 – подвижный шток; 4 – ручка для нагнетания давления; 5 – сосуд с маслом; 6 – манометр; 7 – пресс-форма для изготовления (раздавливания) брикетов; 8 – брикет.

Рисунок 6.2 – Лабораторный гидравлический пресс для изготовления брикетов и испытания их на механическую прочность (технические характеристики приведены в таблице 6.1)

Таблица 6.1 – Технические характеристики формовочного пресса

Показатели	Характеристики
Размеры, мм: высота	700
ширина	250
длина	350
Ход поршня, мм	200
Максимальное усилие сдавливания, кг	5000
Масса, кг	32

#### 4 Порядок выполнения работы

Взвесьте и тщательно перемешайте все компоненты шихты для изготовления брикетов.

Взвесьте навеску шихты для одного брикета и засыпьте ее через бумажную воронку в разобранную (предварительно смазанную) пресс-форму, которую затем соберите и установите на гидравлический пресс под упорную станину. Контролируя давление прессования, проведите брикетирование смеси. Таким образом изготовьте несколько брикетов из различных типов шихт.



При проведении работы основной состав шихты задается, изменяются следующие параметры: тип и содержание связующего материала, давление прессования, время вылеживания брикетов и режимы обжига.

Холодную прочность брикетов определите на малом лабораторном прессе.

Первая партия брикетов подвергается естественной сушке на воздухе, вторая – упрочняющему обжигу в прокалочной печи при температуре не менее 1200 °С.

Для определения прочности высушенных брикетов используйте брикеты, изготовленные заранее (не менее 24 ч до момента испытания).

Механическую прочность определите по показаниям манометра гидропресса в момент разрушения брикета.

Полученные экспериментальные данные занесите в таблицу 6.2 и постройте графики влияния различных факторов на механическую прочность металлургических брикетов.

Сделайте выводы по работе.

Таблица 6.2 – Влияние различных факторов на свойства металлургических брикетов

Фактор	Прочность брикетов, кг/см <sup>2</sup>								
	сырых			высушенных			обожженных		
	номер опыта								
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Расход связующего, %:									
жидкое стекло (4, 6, 8)									
огнеупорная глина (6, 8, 10)									
каменноугольная смола (6, 8, 10)									
Руда хромоникелевая (остальное)									
Железорудный концентрат (остальное)									
Усилие прессования, кгс/см <sup>2</sup>									
Время сушки, ч									

## 5 Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте технологические особенности процесса брикетирования.
2. Перечислите основные преимущества и недостатки брикетирования перед другими способами окучкования железных руд.
3. Опишите технологию холодного и горячего брикетирования.
4. Какие факторы влияют на механическую прочность металлургических брикетов?
5. Объясните, почему в настоящее время технологический процесс брикетирования не находит широкого применения в черной металлургии.

## Лабораторная работа 7. Изучение восстановимости железных руд

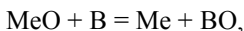
### 1 Цель работы

Изучить физико-химические основы основных восстановительных процессов с использованием лабораторной плавильной печи.

### 2 Теоретическое введение

#### Физико-химические основы восстановительных процессов

Одним из условий получения чугуна в доменной печи является удаление кислорода из оксидов, металлы которых входят в состав чугуна, а сам процесс называется восстановлением. Одновременно с восстановлением протекает окисление восстановителя, этот процесс может быть представлен уравнением



где MeO – восстанавливаемый оксид; B – восстановитель; Me – восстановленный металл; BO – оксид восстановителя.

Восстановительные процессы протекают с выделением (экзотермические) или поглощением тепла (эндотермические).

Химическая прочность оксида определяется силами химической связи данного элемента с кислородом, называемыми химическим сродством элемента к кислороду, чем оно больше, тем прочнее оксид и тем труднее его восстановить. Химическое сродство элемента к кислороду характеризуется упругостью диссоциации оксида  $p^1_{\text{O}_2}$  или энергией Гиббса ( $\Delta G^0$ ) при образовании оксидов из элементов. Упругость диссоциации оксидов определяется парциальным давлением кислорода  $p_{\text{O}_2}$  в системе, состоящей из оксида металла, кислорода и элемента металла, при котором система находится в равновесии.

Стандартное изменение энергии Гиббса определяется из уравнения

$$\Delta G_{298}^0 = \Delta H_{298}^0 - T\Delta S_{298}^0,$$

где  $\Delta H_{298}^0$  – стандартное изменение энтальпии химической реакции, кДж (ккал); T – абсолютная температура, К;  $S_{298}^0$  – стандартное изменение энтропии при образовании оксида из элементов, кДж (ккал).

С увеличением сродства элемента к кислороду уменьшается упругость диссоциации оксида, его прочность, и возрастает отрицательное значение величины  $\Delta G^0$ .

Восстановителем может быть элемент или химическое соединение, имеющее большее химическое сродство к кислороду, чем восстанавливаемый из оксида элемент, а условиями протекания восстановительного процесса являются неравенства

$$(p^1_{O_2})_{MeO} > (p^1_{O_2})_{BO}$$

$$\Delta G^0_{MeO} > \Delta G^0_{BO}$$

причем, чем они больше, тем интенсивнее протекает восстановление

Химическая прочность оксидов металлов неодинакова, т.е. химическое сродство элементов к кислороду различное. Однако общей закономерностью для всех металлов является уменьшение их сродства к кислороду при повышении температуры (рисунок 7.1).

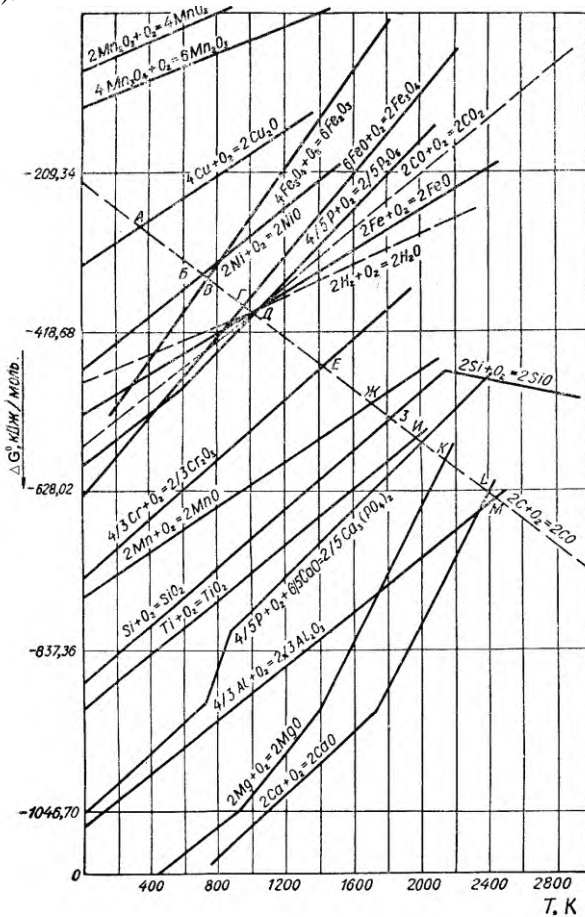


Рисунок 7.1 – Зависимость свободной энергии образования оксидов от температуры

Все линии, характеризующие сродство металлов и их низших оксидов к кислороду – восходящие и только линия, характеризующая сродство углерода к кислороду – нисходящая. Это значит, что с увеличением температуры сродство металлов к кислороду уменьшается, а углерода – возрастает, т.е. с увеличением температуры

восстановительная способность углерода по отношению к оксидам металлов возрастает. Эту закономерность используют в металлургических процессах, применяя в качестве восстановителя углерод, широко распространенный в природе в виде угля.

В доменной печи углерод может восстанавливать почти все металлы, показанные на графике, за исключением кальция, магния и алюминия. Для восстановления этих металлов углеродом требуется более высокая температура, чем достигаемая в доменной печи. При температурах правее точек пересечения нисходящей прямой окисления углерода, он восстанавливает соответствующие элементы из их оксидов. По взаимному положению линий можно судить о химической прочности различных оксидов. Чем ниже расположена прямая, характеризующая величину  $\Delta G^\circ$  для реакции образования оксида, тем более прочен оксид. Так, при  $T = 1200$  К оксиды в порядке уменьшения прочности располагаются в следующем образом: CaO, MgO,  $Al_2O_3$ ,  $TiO_2$ ,  $SiO_2$ , MnO,  $Cr_2O_3$ ,  $P_2O_5$ ,  $Fe_3O_4$ , NiO,  $Fe_2O_3$ ,  $Cu_2O$ ,  $Mn_2O_3$ , MnO<sub>2</sub>. Переломы на некоторых кривых объясняются изменением агрегатного состояния вещества.

Восстановление элементов из их оксидов изучают при помощи термодинамического анализа и кинетических исследований процесса, т.е. условий равновесия системы, состоящей из оксида, продукта его восстановления, восстановителя и его оксида. Количественно равновесие системы выражают константой равновесия реакции  $K_p$ , представляющей собой дробь: в числителе произведение равновесных парциальных давлений газообразных продуктов реакции в степени числа участвующих молей, в знаменателе – то же, но для исходных веществ.

Например, для реакций: 1)  $2H_2 + O_2 = 2H_2O_{\text{газ}}$ ,  
2)  $3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2$ ,

константы равновесия определяются следующим образом

$$K_{p_1} = \frac{p_{H_2O}^2}{p_{H_2}^2 \cdot p_{O_2}}; \quad K_{p_2} = \frac{p_{CO_2}}{p_{CO}}.$$

Чем больше значение  $K_p$ , тем полнее прошла реакция до наступления равновесия, т.е. в системе образовалось максимальное количество продуктов реакции и осталось минимум исходных веществ.

Зная условия равновесия (температуру, давление, концентрацию реагирующих веществ), можно изменять равновесие системы для протекания реакций в нужном направлении. Но термодинамический анализ системы, указывая на принципиальную возможность или невозможность протекания реакции в заданном направлении, не дает представления о механизме и скорости протекания реакций. Эту задачу решают кинетическими исследованиями с целью определения скорости процесса и влияние на нее различных факторов.

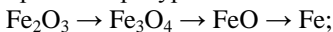
### **Восстановление оксидов железа газами CO и H<sub>2</sub>**

Различают восстановление не прямое или косвенное (НВ) – газообразными восстановителями CO и H<sub>2</sub> и прямое (ПВ) – твердым восстановителем углеродом.

По степени убывания кислорода оксиды железа располагаются в ряд:  $Fe_2O_3$  (оксид железа III),  $Fe_3O_4$  (магнитный оксид железа) и FeO (оксид железа II), содержащие соответственно 30,06; 27,64 и 22,28% кислорода. В этом же направлении возрастает и химическое сродство к кислороду, т.е. из трех оксидов наиболее прочным

при температуре выше 570 °С является FeO. Восстановление железа из его оксидов протекает ступенчато в зависимости от температуры по двум схемам:

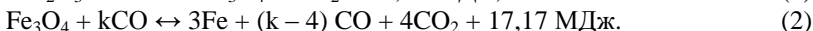
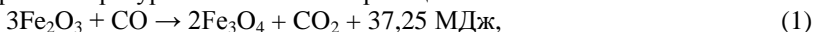
при температуре > 570 °С



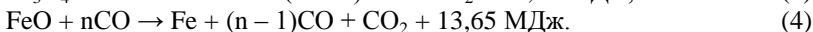
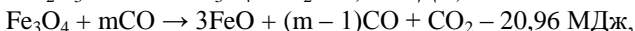
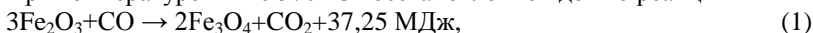
при температуре < 570 °С



В доменной печи восстановление железа из его оксидов протекает в основном по первой схеме, т.к. уже через несколько минут после загрузки материалов на колошник они нагреваются до температуры выше 570 °С. Основным восстановителем в доменной печи является оксид углерода CO, который восстанавливает оксиды железа при температуре ниже 570 °С по реакциям



При температуре выше 570 °С восстановление идет по реакциям



Суммарный тепловой эффект реакций непрямого восстановления оксидом углерода положительный. Наиболее легковосстановимым оксидом является Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, поэтому реакция (1) протекает необратимо даже при малой концентрации CO в газовой фазе почти до полного превращения CO в CO<sub>2</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. Остальные реакции могут протекать в обоих направлениях в зависимости от температуры и соотношения CO и CO<sub>2</sub> в газовой фазе, т.к. оксиды Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и FeO намного прочнее, чем Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Для их восстановления необходимо, чтобы отношение CO к CO<sub>2</sub> в газовой фазе всегда было больше равновесного значения. В уравнениях реакций (2–4) это условие отражается коэффициентами k, m и n при CO.

Газовые смеси, находящиеся в равновесии с восстанавливаемыми оксидами при определенных температурах называются равновесными или нейтральными (рисунки 7.2).

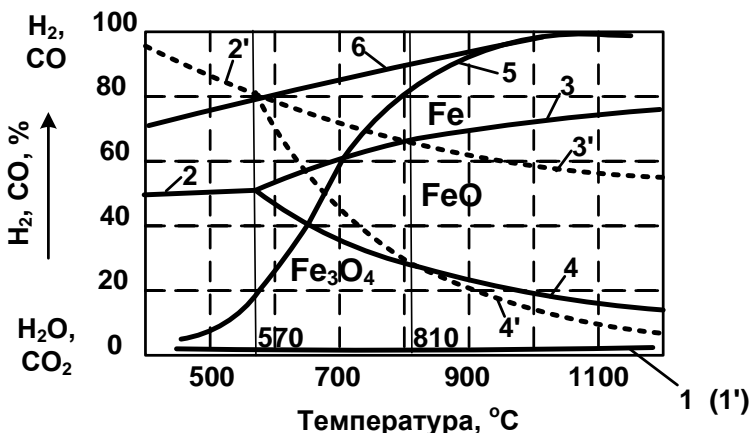


Рисунок 7.2 – Кривые равновесия газовых смесей H<sub>2</sub>-H<sub>2</sub>Oгаз и CO-CO<sub>2</sub> с оксидами железа и железом

Конфигурации кривых равновесия на диаграмме зависят от знака теплового эффекта реакции.

Равновесная линия 1 реакции (1) практически сливается с осью абсцисс диаграммы по той причине, что равновесие реакции достигается при очень низкой (доли процента) концентрации CO в газовой смеси.

Равновесие реакций (2, 4) с повышением температуры характеризуется восходящими кривыми 2 и 3, а реакции (3) – нисходящей кривой 4, т.к. при восстановлении Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> до Fe и FeO содержание CO в равновесной смеси с увеличением температуры возрастает – возрастают значения k и n в реакциях (2), (4), а при восстановлении Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> до FeO с повышением температуры содержание CO убывает – уменьшается значение m в реакции (3).

Принцип Ле-Шателье: всякое внешнее воздействие на равновесную систему смещает равновесие в направлении, противодействующем внешнему воздействию. При повышении температуры равновесие реакции смещается в направлении образования веществ, поглощающих тепло, и, наоборот, при понижении температуры – в направлении образования веществ, выделяющих тепло.

Равновесные линии делят диаграмму на три поля – Fe, FeO и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, поле Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> не показано, т.к. равновесная линия 1 сливается с осью абсцисс.

Например, если в поле устойчивого существования FeO поместить Fe, FeO и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, то железо окислится до FeO, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> восстановится до FeO, а FeO останется без изменения. Реакции будут протекать до тех пор, пока не израсходуется тот или иной реагент или пока газовая смесь не станет равновесной.

Пользуясь условиями равновесия и принципом Ле-Шателье, можно оценить возможность протекания реакций в любой области диаграммы, а также определить численные значения коэффициентов в реакциях (2–4).

В присутствии углерода между CO и CO<sub>2</sub> устанавливается равновесие в соответствии с обратимой реакцией



Так как реакция (5) протекает с изменением объема газообразных веществ, то положение равновесия определяется не только температурой, но и давлением. В соответствии с принципом Ле-Шателье при повышении давления равновесие реакции (5) смещается в направлении образования веществ меньшего объема, т.е. в направлении образования CO<sub>2</sub> и C, и, наоборот, с уменьшением давления – в направлении образования CO.

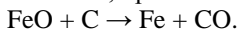
В доменной печи восстановление оксидов и превращение CO в CO<sub>2</sub> при избытке углерода протекает совместно. Поэтому анализ диаграммы необходимо вести с учетом кривой равновесия реакции (5), ее положение определяется давлением газовой системы, равным 98 кПа/м<sup>2</sup> (1 ата). Равновесный состав газовой смеси CO/CO<sub>2</sub> с углеродом, сильно изменяется в интервале 550–800 °С.

Кривая 5 делит диаграмму на две области: в левой реакция идет в направлении образования CO<sub>2</sub> и сажистого углерода за счет разложения CO; в правой реакция идет в направлении обогащения смеси CO, что облегчает процессы дальнейшего восстановления.

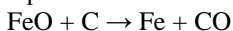
Эта реакция идет очень быстро при температуре 1000 °С и выше. Равновесие веществ, входящих в обе системы, возможно лишь в точках А и Б.

При понижении температуры состав реального доменного газа значительно отличается от равновесного т.к. скорость протекания реакции и время пребывания газа в зоне температур 400–600 °С очень малы. Поэтому изменение реального состава доменного газа можно представить линией б.

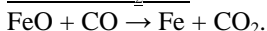
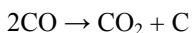
При разложении СО одна молекула газа окисляется до СО<sub>2</sub>, а другая участвует в процессе восстановления. Выделившийся сажистый углерод – очень активный восстановитель, при 600–700 °С он взаимодействует с закисью железа по реакции



Суммируя эту реакцию с реакцией распада оксида углерода, получаем реакцию непрямого восстановления



+



Происходит кругооборот вещества, связанный с переносом тепла, выделяющегося при распаде СО в верхних горизонтах и поглощающегося при использовании сажистого углерода, который является восстановителем на более низких горизонтах печи. Реакция разложения СО также играет важную роль в процессе науглероживания металла.

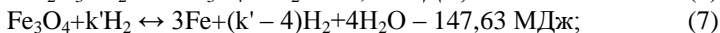
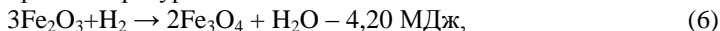
Отрицательные последствия этой реакции состоят в снижении восстановительной способности доменного газа в верхней части печи за счет уменьшения концентрации СО и увеличения концентрации СО<sub>2</sub>. Кроме того, выделяющийся сажистый углерод, откладываясь в порах кусков агломерата и огнеупорной кладки, способствует их разрушению.

С увеличением давления газов в рабочем пространстве доменной печи скорость разложения оксида углерода возрастает и тем интенсивнее, чем больше отношение СО/СО<sub>2</sub> в газе.

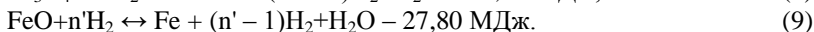
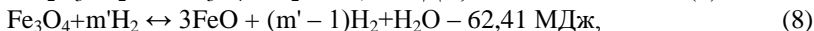
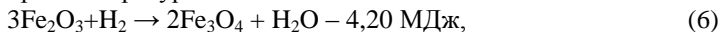
Водород образуется в горне при разложении влаги дутья, природного газа и летучих кокса, его количество в газе составляет от 1–2% если печь работает на увлажненном дутье, 6–12% при вдувании природного газа.

Реакции восстановления оксидов железа водородом аналогичны реакциям восстановления оксидом углерода и описываются уравнениями

при температуре ниже 570 °С

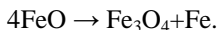


при температуре выше 570 °С



Восстановления Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> идет необратимо, т.е. до полного использования H<sub>2</sub> или Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Реакции восстановления Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и FeO обратимы. Направление протекания реакций зависит от отношения H<sub>2</sub>/H<sub>2</sub>O<sub>газ</sub> в газе и температуры. Равновесный состав газовой смеси для реакций (7–9) зависит только от температуры, т.к. они идут без изменения объема газообразных веществ (рисунок 7.2).

При температуре ниже 570 °С поле FeO исчезает вследствие разложения FeO по реакции



Отличие диаграммы  $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$  от  $\text{CO}/\text{CO}_2$  состоит в том, что равновесные кривые 2' и 3' с повышением температуры нисходящие т.е., восстановление водородом  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до Fe идет с поглощением тепла.

При температуре 810 °С кривые 3 и 4 пересекаются с соответствующими кривыми 3' и 4'. В точках их пересечения отношение  $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$  равно  $\text{CO}/\text{CO}_2$ , т.е. восстановительная способность  $\text{H}_2$  и  $\text{CO}$ , или их химическое сродство к кислороду одинаковы. При температуре ниже 810 °С отношение  $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$  выше  $\text{CO}/\text{CO}_2$ , т.е. водород обладает меньшей восстановительной способностью.

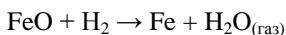
При температуре выше 810 °С, наоборот, отношение  $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$  в равновесной смеси ниже  $\text{CO}/\text{CO}_2$ , т.е. восстановительная способность  $\text{H}_2$  выше чем  $\text{CO}$ . Сравнивая реакции восстановления оксидов железа  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$  при различных температурах относительно расхода восстановителя на процесс можно записать:

$$\text{при } t = 810 \text{ }^\circ\text{C} \quad m = m' \text{ и } n = n';$$

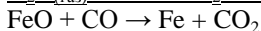
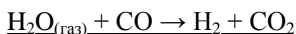
$$\text{при } t > 810 \text{ }^\circ\text{C} \quad m > m' \text{ и } n > n';$$

$$\text{при } t < 810 \text{ }^\circ\text{C} \quad m < m' \text{ и } n < n'.$$

В связи с тем что ниже 810 °С сродство к кислороду у  $\text{CO}$  больше, чем у  $\text{H}_2$ , оксид углерода может взаимодействовать с водяным паром, образующимся при восстановлении



+



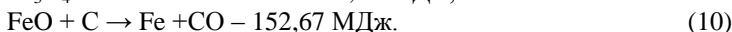
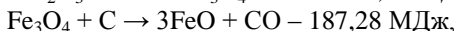
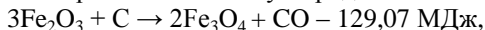
Аналогичные реакции можно записать для  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

При температуре выше 810 °С  $\text{H}_2$  с  $\text{CO}_2$  практически не взаимодействуют т.к.  $\text{H}_2\text{O}$  и  $\text{CO}_2$  активно взаимодействуют с углеродом, восстанавливаясь до водорода и оксида углерода (II).

Таким образом, водород в доменной печи, как при умеренных, так и при высоких температурах является переносчиком кислорода от оксидов железа к  $\text{CO}$  и углероду.

### Восстановление оксидов железа углеродом

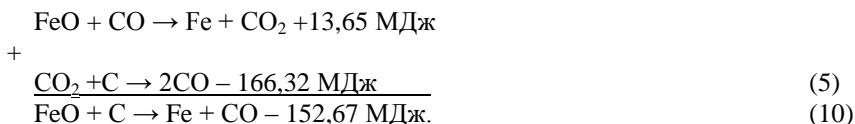
В доменной печи при температурах выше 950–1000 °С восстановление оксидов железа протекает за счет углерода кокса по уравнениям



Наибольшее развитие имеет реакция (10), т.к. к моменту достижения железорудными материалами зоны с температурами 950–1000 °С, оксиды  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и частично  $\text{FeO}$  успевают восстановиться непрямым восстановлением в зоне умеренных температур.

Прямое восстановление происходит в основном через газовую фазу, так же как и не прямое, т.к. закись железа восстанавливается  $\text{CO}$  с образованием  $\text{CO}_2$ , которая при высоких температурах (950–1000 °С) сразу же взаимодействует с углеродом кокса, по реакциям

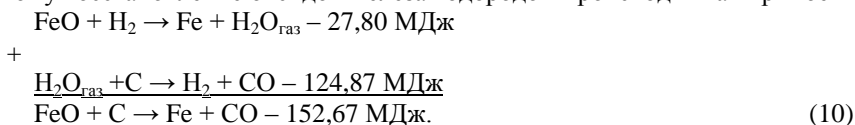




В реакциях прямого восстановления СО является переносчиком кислорода от оксидов железа к углероду, возвращаясь в газовую фазу, поэтому в результате прямого восстановления расходуется только углерод.

При температурах ниже 950 °С восстановление оксидов железа за счет углерода кокса развито незначительно вследствие недостатка тепла на процесс, устойчивости СО<sub>2</sub> по отношению к углероду и малой поверхности взаимодействия оксидов железа и углерода.

Аналогично СО<sub>2</sub> при высоких температурах (более 1000 °С) взаимодействует с углеродом и водяной пар, образующийся в реакциях восстановления водородом. Поэтому восстановление оксидов железа водородом происходит как прямое



Поэтому Н<sub>2</sub>, подобно СО, является переносчиком кислорода от оксидов железа к углероду. Тепловой эффект реакции (10) не зависит от участия в процессе водорода и водяного пара и равен эффекту прямого восстановления. Сравнение прямого и непрямого восстановления оксидов железа позволяет сделать следующие выводы.

1. Непрямое восстановление протекает в верхней части печи при умеренных температурах газообразными восстановителями – СО и Н<sub>2</sub>, идет с небольшим расходом тепла (при восстановлении водородом) или даже с его выделением (при восстановлении СО); прямое восстановление идет в нижней части печи при высоких температурах за счет углерода кокса с большим расходом тепла.

2. Продуктами непрямого восстановления являются СО<sub>2</sub> и Н<sub>2</sub>О. Продуктом прямого восстановления является СО, которая в дальнейшем может принимать участие в непрямом восстановлении.

3. Расход углерода на прямое восстановление ниже, чем в реакциях непрямого восстановления, где коэффициенты k, m и n всегда больше единицы.

Влияние соотношения прямого и непрямого восстановления на расход углерода следующий.

После прямого восстановления в газе достаточно СО для непрямого восстановления Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> на более высоких горизонтах печи.

Исходя из различия тепловых эффектов в реакциях прямого и непрямого восстановления, французский металлург Л. Грюнер в 1872 г. сделал вывод, что минимальный расход углерода в доменной печи может быть достигнут при наибольшем развитии непрямого восстановления, которое протекает без поглощения тепла, т.е. «идеальный ход» – с наименьшим расходом горючего. В то время доменные печи работали на бедных и плохо подготовленных шихтах, с большим выходом шлака и низким нагревом дутья, что требовало большого расхода кокса для покрытия тепловых потребностей процесса. Следовательно, пока расход горючего в доменной печи определялся теплопотребностью процесса, то уменьшение или даже полное исключение прямого восстановления, приводит к снижению расхода горючего. Поэтому

теория Грюнера, как частный случай работы доменных печей, для своего времени была верна.

С улучшением условий доменной плавки (применение более богатых и подготовленных шихтовых материалов, повышение нагрева дутья и др.) теплотребность процесса намного уменьшилась, и значительно сократился расход кокса. В этих условиях 100%-ное не прямое восстановление уже не обеспечивало минимального расхода горючего, т.к. получаемого СО при сжигании кокса было недостаточно для непрямого восстановления. Недостаток СО не может быть восполнен только увеличением количества сжигаемого углерода. Поэтому значительная часть тепла от сжигания кокса будет теряться с отходящими газами, а расход кокса будет определяться потребностью процесса в углероде-восстановителе.

Учитывая, что на прямое восстановление одного атома железа требуется один атом углерода (реакция 10), а на не прямое восстановление атома железа затрачивается 3–4 молекулы СО (коэффициент  $n$  в реакции 4), для получения которых необходимо сжечь 3–4 атома углерода, голландский металлург Кореваар сделал вывод, что минимальный расход углерода достигается только при прямом восстановлении. Таким образом, теория Кореваара была противоположной теории Грюнера.

В действительности же минимальный расход кокса может быть достигнут только при оптимальном соотношении прямого и непрямого восстановления, когда количество тепла и СО от сгорания кокса будут достаточными для обеспечения всех тепловых и химических процессов, т.е. когда расход углерода-восстановителя ( $C_B$ ) будет равен расходу углерода-теплоносителя ( $C_T$ ). Это оптимальное соотношение для минимального расхода кокса теоретически обосновал в 1894 г. М.А. Павлов (рисунок 7.3).

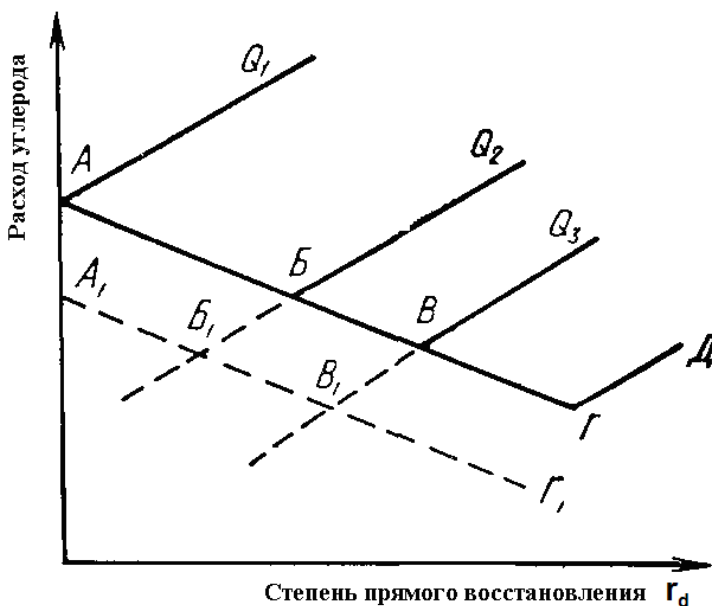


Рисунок 7.3 – Зависимость расхода углерода от степени прямого восстановления и потребности тепла

Ось абсцисс – степень прямого восстановления  $r_d$ , ось ординат – потребность в  $C_b$  и  $C_t$  на единицу выплавляемого чугуна. Линии  $Q_1$ ,  $Q_2$ ,  $Q_3$  обозначают потребность в  $C_t$  в зависимости от требуемого количества тепла и степени прямого восстановления. Линия АГ показывает потребность в  $C_b$  в зависимости от  $r_d$ . С увеличением  $r_d$  возрастают потребности процесса в тепле  $C_t$  и уменьшаются потребности в  $C_b$ .

Точки А, Б, В пересечения прямых  $Q_1$ ,  $Q_2$ ,  $Q_3$  с АГ характеризуют оптимальную степень прямого восстановления для данной потребности в тепле, при которой расход углерода будет минимальным, в этих точках  $C_t = C_b$ .

По мере интенсификации доменной плавки (применение более качественных шихтовых материалов, уменьшение расхода флюса и выхода шлака, повышение нагрева дутья и др.) потребность процесса в тепле уменьшается в направлении от  $Q_1 \rightarrow Q_3$ , при увеличении степени прямого восстановления.

Например, для потребности тепла, выражаемой линией  $Q_1$ , минимальный расход кокса будет достигнут при  $r_d = 0$  (точка А на оси ординат), т.е. при 100% -ном непрямом восстановлении – «идеальный ход» по Грюнеру.

Линии  $Q_1$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$  ниже прямой АГ являются фиктивными, поскольку потребность в  $C_t$  для этих значений меньше потребности в  $C_b$ , определяющей действительный расход углерода.

По мере возрастания  $r_d$  уменьшается  $C_b$  до тех пор, пока газообразный продукт прямого восстановления – оксид углерода – уменьшает требуемое ее количество на не прямое восстановление ( $nCO$ ), получаемое за счет сжигания  $n$  атомов углерода. В точке Г оксида углерода от прямого восстановления получается настолько много, что он обеспечивает соответствующую долю непрямого восстановления, переставая быть источником экономии углерода, сгоревшего на фурмах для получения  $nCO$ . В то же время расход углерода на прямое восстановление с увеличением  $r_d$  (прямая ГД) будет возрастать по стехиометрическому коэффициенту (реакция 10), т.е. один атом углерода на один атом  $FeO$ .

Применение природного газа увеличивает содержание водорода в печи и уменьшает расход  $C_b$  и кокса (прямая  $A_1Г_1$ ).

Повышение температуры дутья, уменьшая потребность в  $C_t$  увеличивает степень прямого восстановления. Следовательно, меры снижающие потребность в  $C_b$ , уменьшают степень прямого восстановления и наоборот, меры, уменьшающие потребность в  $C_t$ , увеличивают степень прямого восстановления, но в обоих случаях снижается расхода кокса.

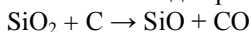
Для доменных печей, работающих без применения природного газа, мазута и других добавок, степень прямого восстановления составляет 40–50%, а на современных печах с применением добавок – 20–30%.

В доменных печах состав газа не бывает равновесным, поэтому фактическая степень прямого восстановления всегда выше оптимальной, при минимальном расходе кокса. Оптимальное соотношение непрямого и прямого восстановления, ведущее к снижению энергозатрат, обеспечивается следующими мерами: качественная подготовка шихтовых материалов, их равномерное распределение и интенсификация доменной плавки различными методами.

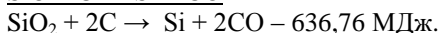
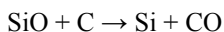
## Восстановление кремния

В доменную печь кремний поступает в виде кремнезема или силикатов с шихтовыми материалами. Оксид  $\text{SiO}_2$  намного прочнее оксидов марганца и железа, поэтому восстановление кремния может протекать только в нижней части печи за счет углерода с поглощением большого количества тепла. Степень перехода кремния в чугун зависит от температуры в горне, химического состава шлака и его свойств. При выплавке различных чугунов содержание в них кремния следующее: для перелитейных не более 1%; литейных 1,25–3,75%; при выплавке ферросилиция до 15%. Получить в доменной печи сплав, содержащий более 15% Si, невозможно по температурным условиям. Поэтому ферросилиций, содержащий 45 и 75% Si, получают в электрических ферросплавных печах при более высоких температурах, чем имеющиеся в горне доменной печи.

Восстановление кремния также протекает ступенчато с образованием промежуточного монооксида кремния)



+



Монооксид кремния и его свойства мало изучены, т.к. он существует только при высоких температурах. Восстановление кремния углеродом начинается при 1500 °С. В доменной печи в присутствии железа кремний восстанавливается при температурах не ниже 1050 °С. Этому способствует образование силицидов  $\text{Fe}_3\text{Si}$ ,  $\text{FeSi}$  и  $\text{FeSi}_2$ , протекающее с выделением тепла и растворением кремния в железе.

Кремний восстанавливается из кремнезема, находящегося в расплаве и в значительной мере связанного с  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  и другими оксидами. Чем меньше свободного кремнезема в шлаке, тем труднее восстановление кремния. Для максимального восстановления кремния необходимы следующие условия: высокая температура в нижней части печи и более кислый шлак.

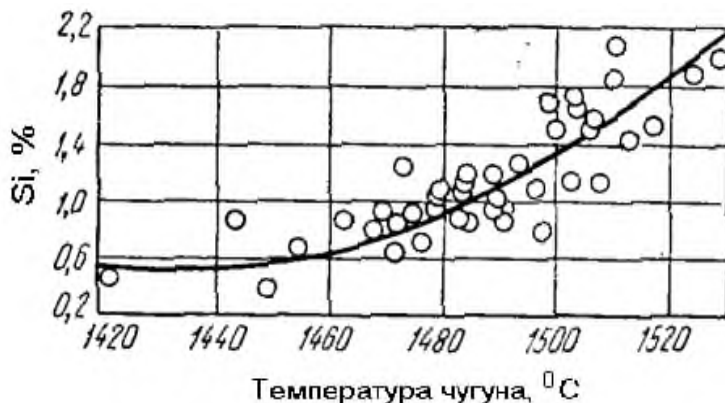
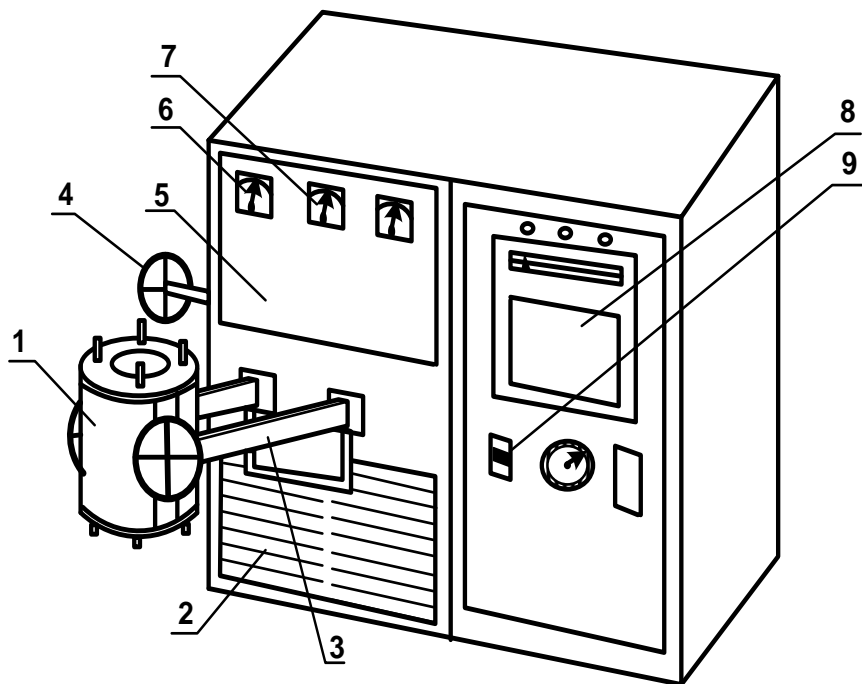


Рисунок 7.4 – Взаимосвязь температуры и содержания кремния в чугуне

Содержание кремния в чугуне является показателем теплового состояния горна и температуры жидких продуктов плавки; с увеличением его содержания в чугуне повышается температура металла и расход кокса (рисунок 7.4). При выплавке литейного чугуна расход кокса увеличивают на 5–15%, а для доменного ферросилиция он достигает 1300–1500 кг/т, т.е. в 2,5–3 раза больше, чем на выплавку одной тонны передельного чугуна.

### 3 Описание установки

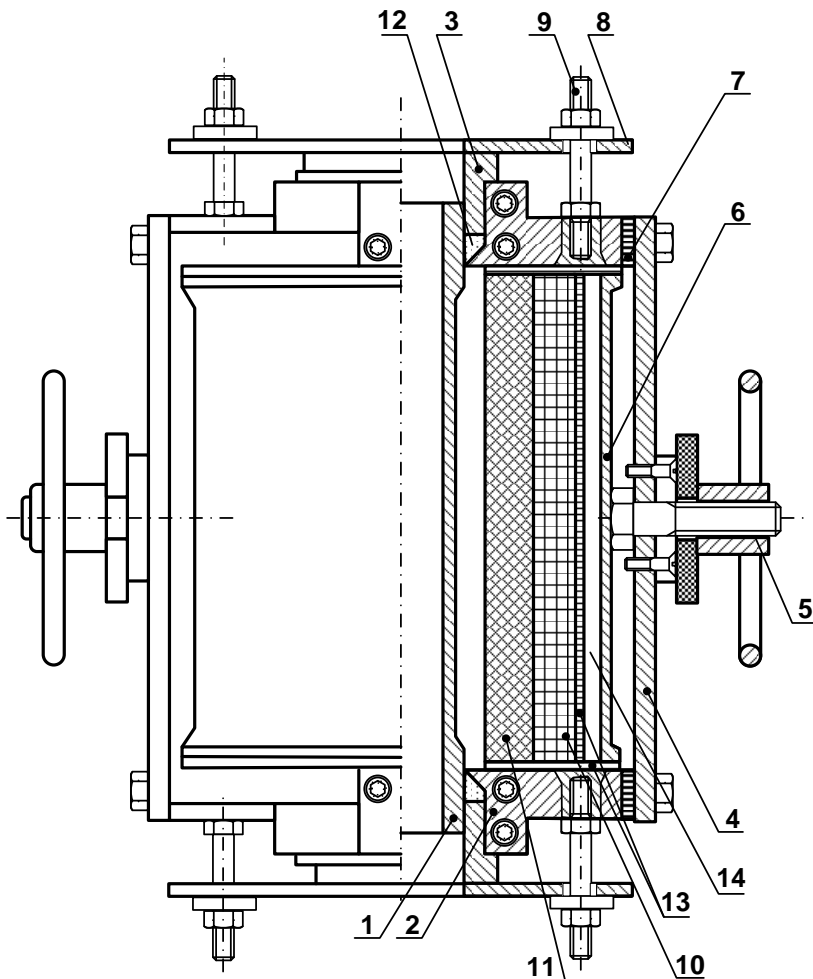
Лабораторная работа проводится с использованием плавильной печи Таммана (схема приведена на рисунке 7.5).



1 – печь сопротивления; 2 – корпус, внутри которого находятся трансформатор силовой и магнитный усилитель; 3 – токоведущие шины; 4 – регулятор напряжения; 5 – шкаф управления; 6 – вольтметр выходного напряжения; 7 – амперметр первичной цепи трансформатора; 8 – электронный потенциометр; 9 – управляющий прибор включения и выключения.

Рисунок 7.5 – Лабораторная плавильная печь

Устройство печи сопротивления представлено на рисунке 7.6.



1 – графитовый нагреватель; 2 – медный водоохлаждаемый фланец; 3 – уплотнительное контактное кольцо; 4 – токоподводящая шина; 5 – гайка со штурвалом для зажима шин; 6 – кожух; 7 – прокладка изолирующая; 8 – накладка; 9 – винт; 10 – пеношамот; 11 – набивка из магнезита; 12 – засыпка из мелкого криптола; 13 – картон асбестовый; 14 – полость для циркуляции воды.

Рисунок 7.6 – Устройство печи сопротивления

#### 4 Порядок выполнения работы

Взвесьте компоненты шихтовых материалов для трех опытов с различным содержанием коксика (железорудный концентрат, коксик, известняк) на лабораторных весах с точностью до 1 г, результаты занесите в таблицу 7.1.

Загрузите их в прокаленные керамические тигли и клещевыми захватами опустите в плавильную печь.

Каждую плавку проводите отдельно.

Откройте вентили (3 шт.) охлаждающей воды, проверьте циркуляцию, включите вытяжную вентиляцию.

Включите нагрев печи и зафиксируйте в рабочем журнале время начала плавки.

В процессе плавки контролируйте температуру в печи вольфрам-рениевой термопарой (показания заносятся в таблицу 7.1).

После завершения плавки выключите нагрев печи, клещевыми захватами вытащите тигель и поставьте его на металлическую подставку. Время охлаждения тигля 15-20 мин.

Опустите тигель для следующего опыта и включите нагрев печи (всего провести 3-4 плавки).

Вытащите из тигля продукты плавки, разделите их и взвесьте металл и шлак (раздробить).

Полученные данные и результаты химических анализов занесите в таблицу 7.1.

*Примечание:* химические анализы компонентов шихты, чугуна и шлака проводятся в ЦЛК комбината, поэтому для расчетов, выводов и оформления отчета решается использовать результаты предыдущих плавков.

Постройте зависимости влияния расхода коксика на содержание кремния в чугуне и содержание  $\text{SiO}_2$  в шлаке.

Таблица 7.1 – Количество и химический состав шихтовых материалов, чугуна и шлака, полученных в лабораторной плавильной печи

	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3
Шихтовые материалы, г:			
железорудный концентрат			
коксик			
известняк			
Масса продуктов плавки, г:			
металл			
шлак			
Состав металла, %:			
Si			
Mn			
C			
Состав шлака, %:			
$\text{SiO}_2$			
CaO			
FeO			
MgO			

## 5 Контрольные вопросы

1. Опишите основные термодинамические особенности восстановительных процессов, протекающих в доменной печи.
2. Дайте определение принципа Ле-Шателье.
3. В чем заключается роль монооксида углерода в реакциях прямого восстановления в доменной печи?
4. Проведите сравнительную характеристику прямого и непрямого восстановления оксидов железа в доменной печи.
5. Обоснуйте, при каком соотношении прямого и непрямого восстановления достигается минимальный расход кокса в доменной плавке.
6. Как влияет использование заменителей кокса на степень прямого восстановления?
7. Опишите механизм восстановления кремния в процессе доменной плавки.
8. Почему с увеличением расхода кокса возрастает степень перехода кремния в чугун?



## Лабораторная работа 8. Десульфурация чугуна

### 1 Цель работы

Изучить на лабораторной плавильной печи поведение серы в процессе плавки и способы десульфурации металла.

### 2 Теоретическое введение

Сера в доменную печь вносится шихтовыми материалами. В руде и флюсе она находится в виде пирита  $\text{FeS}_2$  и сульфатов  $\text{CaSO}_4$  и  $\text{BaSO}_4$  в офлюсованном агломерате – в виде  $\text{CaS}$ ; в коксе – в виде органических и минеральных соединений. Поступающая в печь сера распределяется между чугуном, газом и шлаком. В жидком чугуне может раствориться до 0,9% S в то время как содержание ее в чугуне на выпуске не должно превышать 0,03–0,07%. В доменной печи возможно эффективное удаление серы.

Основное количество серы вносится в доменную печь коксом – 68–72%, агломератом, окатышами и другими компонентами шихты – 6–32%.

Сера агломерата и кокса по-разному ведет себя в процессе движения шихты от колошника к горну. В офлюсованном агломерате сера прочно связана в сульфиды кальция, может переходить только в шлак при плавлении офлюсованной пустой породы. Сера агломерата не может перейти в газовую фазу даже в самых незначительных количествах.

Среднее содержание серы в коксе на уровне фурм может снизиться в 2 раза за счет газификации. Остальная часть серы кокса газифицируется в процессе горения (43–45%) и переходит затем с золой кокса в шлак (5–7%).

Газификации серы наиболее интенсивно идет в нижней части печи, содержание серы в газе на уровне фурм достигает  $1 \text{ г/м}^3$ , а затем очень быстро убывает до  $0,2 \text{ г/м}^3$  в нижней части печи. Сера кокса, перешедшая в газ, интенсивно поглощается из него жидкими шлаком и чугуном (рисунок 8.1).

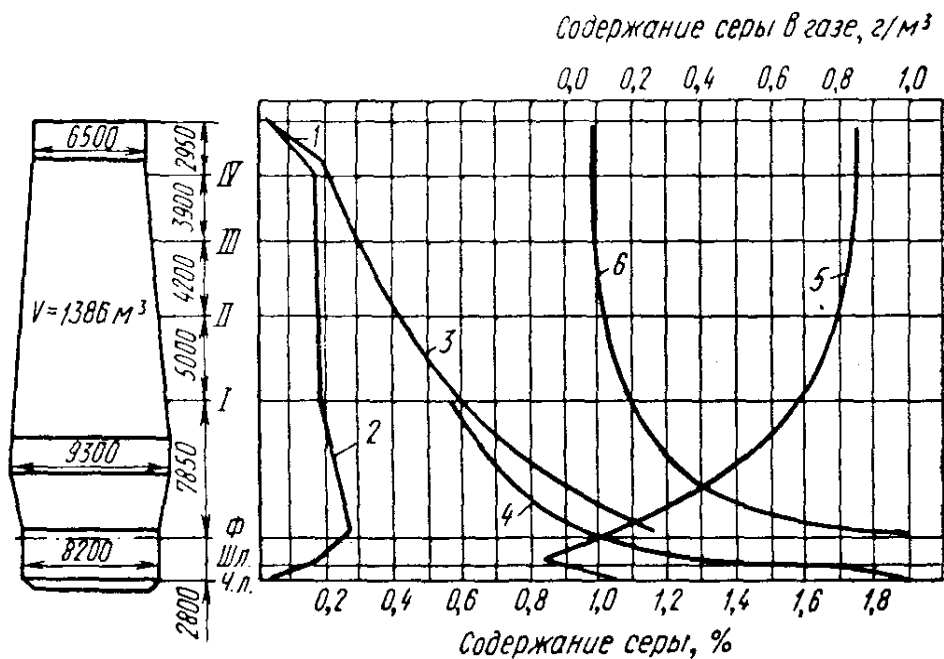
Кокс при движении в печи теряет 20–50% S. Улетучивание серы из кокса начинается при  $1000^\circ\text{C}$ , а при  $1100$ ,  $1300$  и  $1500^\circ\text{C}$  составляет соответственно 2,0, 13,3 и 29,1%. Однако, газообразная сера практически целиком поглощается компонентами шихты.

Образовавшийся в печи металл, плавясь и стекая в горн, наиболее интенсивно поглощает серу из газа в нижней части печи. На горизонте фурм оно достигает 0,3%, а затем резко снижается при прохождении капель чугуна через слой шлака. Содержание серы в шлаке интенсивно возрастает от 1% на горизонте фурм до 1,8% в конечном шлаке.

Серопоглощительная способность шлака характеризуется коэффициентом распределения серы между шлаком и чугуном

$$L_s = \frac{(S)}{[S]},$$

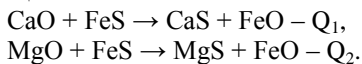
где (S) – содержание серы в шлаке, %; [S] – содержание серы в чугуне, %.



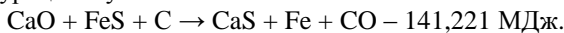
1 – агломерат; 2 – металл; 3 – известняк; 4 – шлак; 5 – кокс; 6 – газ; Ч.л., Шл и Ф – оси соответственно чугуновой, шлаковых леток и воздушных фурм

Рисунок 8.1 – Распределение серы между шихтой и продуктами плавки в доменной печи

Сера в шлаке находится в соединениях CaS, MgS, MnS и FeS. В чугуне сера устойчиво может находиться только в виде FeS. Наиболее прочными являются сульфиды кальция и магния, но т.к. в доменном шлаке эти металлы в свободном виде быть не могут, то реакции десульфурации протекают за счет извести и магнезии по реакциям



Для успешного их протекания необходимо увеличение основности шлака, понижение в нем закиси железа за счет восстановления ее углеродом и высокий нагрев горна, обеспечивающий высокую подвижность шлака и расход тепла на восстановление закиси железа – продукта реакции десульфурации. Суммарная реакция десульфурации с учетом восстановления закиси железа имеет вид



Аналогичная реакция может протекать и при взаимодействии с магнезией, но значение ее в обессеривании чугуна во много раз меньше.

При повышенной основности шлака и недостаточной температуры увеличивается его вязкость, ухудшаются условия раскисления (восстановления FeO), снижается растворимость сульфидов кальция и магния, поэтому для максимальной де-

сульфурации шлак должен иметь оптимальную основность и температуру плавления, обеспечивающую хорошую растворимость в нем CaS и MgS.

Увеличение содержания глинозема в шлаке повышает его десульфурующую способность только при одновременном повышении основности. Если же содержание глинозема в шлаке возрастает при неизменной основности, то коэффициент распределения серы  $L_s$  уменьшается.

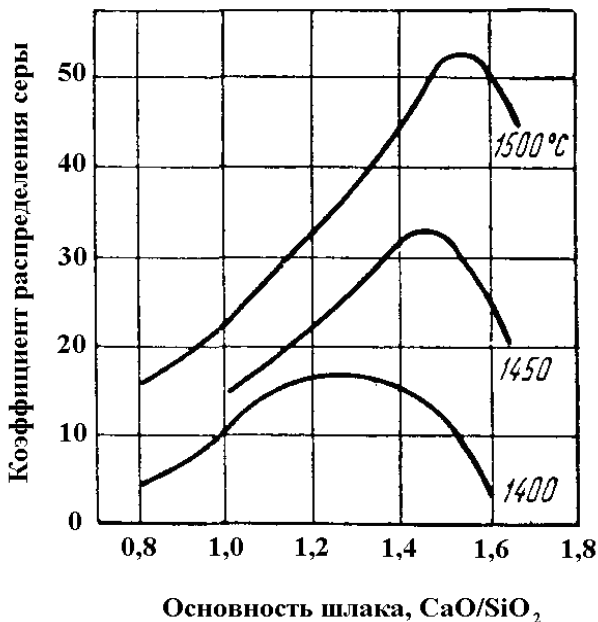


Рисунок 8.2 – Зависимость коэффициента распределения серы от основности и температуры шлаков

Закись марганца разжижает шлак и способствует десульфурации.

Так же на содержание серы в чугуне влияет относительное количество шлака и количество серы, остающейся в печи

$$[S] = \frac{S_{\text{ост}}}{L_s n + 1},$$

где  $S_{\text{ост}}$  – количество серы, остающейся в печи, кг на единицу чугуна;  $n$  – относительное количество шлака.

Для минимального содержания серы в чугуне необходимы следующие условия: высокая основность и большее количество шлака, минимальная его окисленность, максимальная температура горна (реакции десульфурации эндотермические) и минимальное количество серы, остающейся в печи.

При выплавке переловного чугуна в печи остается 95–98% серы, уменьшить ее количество можно только снижением расхода кокса – основного ее поставщика.

При неизменном коэффициенте распределения серы уменьшение количества шлака ухудшает условия десульфурации. В то же время увеличение количества шлака вызывает повышенный расход кокса, что увеличивает  $S_{\text{ост}}$ , поэтому борьба с серой увеличением количества шлака неэффективна.

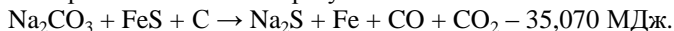
При условиях, обеспечивающих высокий коэффициент распределения серы (50–60), количество шлака может быть менее 0,3 т/т чугуна.

Для максимальной десульфурации металла необходимо определенное время контакта чугуна и шлака, т.к. основная часть серы удаляется из чугуна диффузией, когда его капли проходят через слой шлака. Чем толще слой шлака, тем длительнее взаимодействие капель чугуна в слое шлака и тем эффективнее десульфурация. После разделения чугуна и шлака в горне десульфурация возможна только на границе их раздела, что снижает скорость диффузии серы.

При десульфурации металла большое значение имеет режим выпуска шлака, т.к. чугун в горн поступает равномерно, а удаление из него серы между смежными выпусками чугуна происходит не равномерно. После закрытия чугунной летки толщина слоя шлака в горне минимальная, поэтому капли чугуна, проходя через шлак, обессериваются недостаточно. По мере накопления шлака десульфурация чугуна возрастает и достигает максимума к моменту выпуска верхнего шлака. Поэтому для обеспечения максимальной десульфурации чугуна необходимо иметь над ним более толстый слой шлака, что обеспечивается увеличением высоты между чугунной и шлаковой летками и работой без выпуска верхнего шлака.

Содержание серы в чугуне можно понизить внедоменной десульфурацией следующими реагентами: содой  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , известью  $\text{CaO}$  и металлическим магнием.

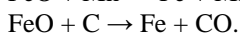
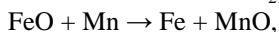
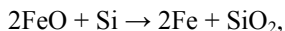
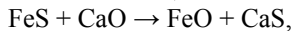
Сода является активным обессеривающим веществом, она водится на желоб или в ковш во время выпуска чугуна из печи, при взаимодействии ее с жидким чугуном на поверхности металла образуется слой активного шлака по реакции



После обессеривания содовый шлак необходимо удалить с поверхности чугуна, т.к. при остывании металла сера может снова перейти из шлака в чугун. Кроме того, содовый шлак взаимодействует с футеровкой ковша и разрушает ее.

При расходе соды 12–16 кг/т чугуна обессеривание этим способом составляет 45–55%. Другие способы присадки соды не нашли широкого применения из-за сложности и недостаточной стойкости приспособлений.

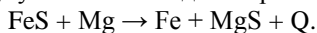
Известь менее активный десульфуратор чем сода, но, являясь более дешевой, она применяется чаще



Степень десульфурации возрастает с увеличением расхода извести, температуры чугуна и поверхности их соприкосновения.

Для увеличения поверхности взаимодействия между чугуном и порошкообразной известью применяют следующие методы: перемешивание во вращающемся барабане; вдувание через фурмы погружения, что обеспечивает степень десульфурации 40–50%.

Магний является наиболее сильным десульфуратором, при его расходе 0,2% от массы чугуна можно снизить содержания серы от 0,150 до 0,003%. Десульфурация чугуна магнием идет по реакции



Температура плавления магния составляет 650 °С, температура кипения 1107 °С, а т.к. температура жидкого чугуна 1350–1400 °С, то магний мгновенно испаряется с образованием пироэффекта и практически не усваивается металлом.

Для увеличения степени усвоения магния его вводят в жидкий чугун в виде проволоки трайб-аппаратом или вдувается с помощью азота.

В настоящее время внедоменная десульфурация широко не применяется.

### 3 Описание установки

Работа проводится на лабораторной плавильной печи Таммана (схема приведена на рисунках 7.5 и 7.6).

### 4 Порядок выполнения работы

Взвешивание шихтовых материалов, выплавка и обработка продуктов плавки выполняется так же, как и в лабораторной работе 7.

Лабораторная работа состоит из двух серий опытов: в первой – изучается влияние извести на десульфурацию, во второй – влияние магниевой лигатуры (таблица 8.1).

Магниевая лигатура вводится следующим образом: после окончания плавки лаборант вынимает клещевыми захватами тигель с жидким металлом, ставит его на металлическую подставку, всыпает расчетное количество лигатуры, перемешивая жидкий металл вольфрамовой спицей.

Данные по шихтовым материалам, химическим составам чугуна и шлака занесите в таблицу 8.1, постройте графические зависимости влияния расхода извести и магниевой лигатуры на содержание серы в чугуне и шлаке.

Таблица 8.1 – Влияние основности шлака на содержание серы в сплаве

Показатель	Номер опыта					
	Известь			Магниевая лигатура		
	1	2	3	4	5	6
Шихтовые материалы, г:						
железорудный концентрат						
коксик						
известь						
лигатура, $\frac{\%}{\text{г}}$				<u>1,0</u>	<u>1,5</u>	<u>2,0</u>
Основность шихты:						
$(\text{CaO}+\text{MgO})/(\text{SiO}_2+\text{Al}_2\text{O}_3)$	0,8	1,0	1,2			
$\text{CaO}/\text{SiO}_2$						
Масса металла, г						

продолжение таблицы 8.1						
Масса шлака, г						
Состав металла, %: С						
Si						
S						
P						
Состав шлака, % : CaO						
SiO <sub>2</sub>						
S						
P						
Основность шлака:						
$(CaO+MgO)/(SiO_2+Al_2O_3)$						
CaO/SiO <sub>2</sub>						

## 5 Контрольные вопросы

1. Опишите, каким образом и в виде каких соединений сера попадает в доменную печь.
2. Дайте характеристику распределения серы по высоте доменной печи между шихтовыми материалами и продуктами плавки.
3. Что такое коэффициент распределения серы, и от каких факторов он зависит?
4. Какие технологические факторы влияют на степень десульфурации чугуна?
5. Каким должен быть оптимальный шлаковый режим доменной плавки для обеспечения максимальной десульфурации?
6. Перечислите способы удаления серы из чугуна вне доменной печи.
7. Обоснуйте, почему в доменной печи степень десульфурации выше, чем в кислородно-конвертерном процессе.

## **Лабораторная работа 9. Изучение движения газового потока на модели доменной печи**

### **1 Цель работы**

Изучить движение газового потока на модели доменной печи в зависимости от различных технологических факторов.

### **2 Теоретическое введение**

Высокопроизводительная и экономичная работа доменной печи в значительной мере зависит от организации движения и распределения газов и шихты в рабочем пространстве. Это зависит от следующих факторов: гранулометрического состава шихты, ее распределение на колошнике во время загрузки и перераспределение при движении в доменной печи. В свою очередь и движущийся газовый поток оказывает влияние на распределение шихты.

Под распределением шихты понимают количественное соотношение в слое крупных и мелких фракций и соотношение толщин слоев материалов различной кусковатости. Измерить количественно распределение загруженной в доменную печь шихты прямым путем невозможно. Поэтому о ее распределении судят косвенно по параметрам газового потока: перепад давления, распределение газов по сечению печи, их химический состав, температура. Они зависят от распределения шихты в печи и параметров дутья. При отклонении этих параметров газового потока от оптимальных значений изменяют распределение материалов так, чтобы восстановить желаемое распределение газов.

Таким образом, газовый поток в доменной печи выполняет не только роль рабочего тела, но и служит своеобразным индикатором, позволяющим контролировать работу печи и управлять ее ходом.

Газы в доменной печи движутся через столб шихты снизу вверх под действием разности давлений, зависящей от величины сопротивления шихты и количества дутья

Проходя путь в 24–26 м в течение нескольких секунд, газовый поток должен выполнить тепловую и восстановительную работу и обеспечить ровный сход шихтовых материалов от колошника к горну. Поэтому к распределению газового потока предъявляются противоречивые требования. Для наиболее полного использования тепла и восстановительной способности газового потока газы по сечению печи должны распределяться равномерно, т.е. температура и состав газов во всех точках сечения доменной печи должны быть одинаковыми, а шихта в равной мере нагретой и восстановленной.

Для обеспечения ровного схода шихты газовый поток по сечению печи должен распределяться неравномерно, проходя в большем количестве у стен и в осевой зоне печи, т.е. там, где чаще всего бывает меньше руды или агломерата.

В доменной печи невозможно достичь равномерного распределения газов по сечению по следующим причинам.

1. Газы движутся по ряду параллельных каналов, имеющих неправильную форму, непостоянное сечение и различную шероховатость стенок. Распределяясь

обратно пропорционально сопротивлению каналов, газы движутся преимущественно по каналам большего сечения и меньшей протяженности.

2. Интенсивному движению газа у стен печи способствует то, что каналы здесь более гладкие и имеют меньшую протяженность. Кроме того, увеличение горизонтального сечения шахты за счет наклона стен по мере опускания материалов способствует оттеснению к периферийному кольцу пористого легкого кокса более тяжелыми кусками агломерата.

3. При конусной загрузке шихты в доменную печь гребень мелких шихтовых материалов всегда располагается на некотором расстоянии от стен печи. Крупные куски шихты скатываются к стенкам и к оси печи, вызывая здесь усиленное движение газов.

4. Горение кокса в горне происходит в узком (шириной 1,4–1,8 м) периферийном кольце. Поэтому образовавшиеся, в зонах горения газы стремятся двигаться по периферии печи. С увеличением количества дутья увеличиваются и зоны горения. Газы в большом количестве проникают в центр печи, и их распределение становится более равномерным.

5. На распределение газов по сечению влияет перераспределение шихты при её движении от колошника к горну, вследствие различных скоростей опускания шихты в разных сечениях и по диаметру печи.

Несмотря на неравномерное распределение газового потока, эта неравномерность должна быть не какой угодно, а вполне определенной.

Наиболее важным показателем распределения газового потока по сечению столба шихты является отношение количества газов, проходящих через единицу площади шихты в единицу времени.

О распределении газов и степени использования их тепловой и восстановительной способности судят по содержанию диоксида углерода в пробах газа или их температуре. Пробы газа отбирают в различных точках по радиусу сечения, расположенного на 1,5–2,5 м ниже уровня засыпи.

Если в слое шихты определенного сечения печи относительное количество железосодержащих компонентов невелико, а преобладают куски кокса, обеспечивая высокую газопроницаемость, то здесь будет проходить много газа с высокой температурой и низким содержанием  $\text{CO}_2$ , т.е. использование энтальпии и восстановительной способности газа будет низким.

Наоборот, в слое шихты с преобладанием мелких железосодержащих компонентов газ будет проходить в меньшем количестве с более полным использованием тепла и восстановительной способности. Температура отходящего газа будет низкой, а содержание  $\text{CO}_2$  высоким.

При оптимальном распределении газа в максимальной степени выполняется тепловая и химическая работа газового потока без нарушения ровного схода шихтовых материалов. Это зависит от условий работы печи: качества шихты, объема печи, состояния профиля, типа выплавляемого чугуна и др.

При рациональном распределении газового потока по радиусу доменной печи полезным объемом  $1719 \text{ м}^3$ , выплавляющей передельный чугун при работе на офлюсованном агломерате содержание  $\text{CO}_2$  в периферийном газе составляет 14, в точке максимума 19 и в центре 11%, а соответствующие значения температуры равны 820, 520 и 910 °C (рисунки 9.1).



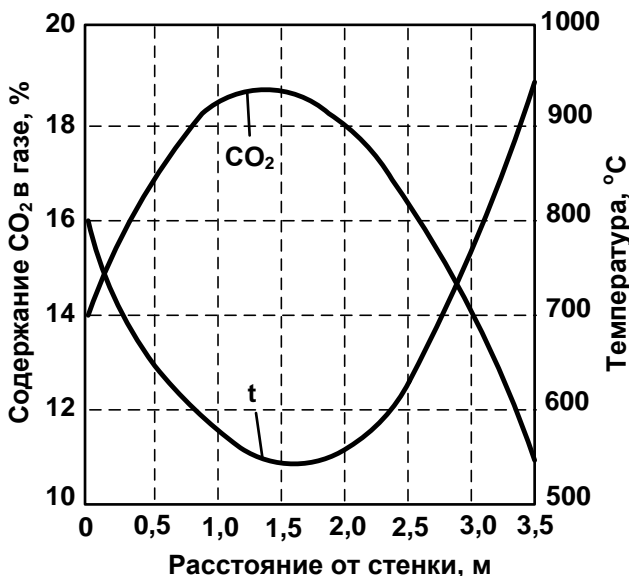


Рисунок 9.1 – Изменение содержания  $\text{CO}_2$  и температуры газа по радиусу в верхней части доменной печи при ровном ходе и низком расходе кокса

С увеличением основности агломерата и снижением содержания мелочи в шихте разность между максимальными и минимальными значениями температуры и содержания  $\text{CO}_2$  в газе по радиусу должна уменьшаться.

При равномерном распределении материалов и газов по окружности печи кривые распределения температур и содержания  $\text{CO}_2$  в газе должны быть одинаковыми по всем радиусам.

В зависимости от степени неравномерности распределения газовые потоки могут быть периферийными, осевыми и канальными (рисунок 9.2).



а – периферийный; б – осевой; в – канальный.

Рисунок 9.2 – Типы распределения газового потока по радиусу доменной печи

При периферийном газовом потоке значительное количество газов проходит вблизи стен, они уходят из печи с высокой температурой и низким содержанием  $\text{CO}_2$ . Чрезмерное развитие периферийного потока газов, приводит к увеличению расхода кокса. Однако некоторое развитие периферийного хода газов необходимо для обеспечения ровного схода материалов.

На практике установлено, что с увеличением доли мелких фракций руды и агломерата в шихте для обеспечения производительности печи на прежнем уровне приходится увеличивать периферийный поток газа, но при этом возрастает расход, кокса.

При осевом газовом потоке большая их часть движется в центральном круге. Осевой поток газа на расход кокса влияет менее значительно, чем периферийный, вследствие различной относительной доли площади сечения печи, занимаемой периферийным и центральным потоком газа, а следовательно, и различным количеством газов, проходящих в этих сечениях. Некоторое развитие осевого потока газов считается рациональным для обеспечения ровного хода и интенсификации процессов в центральной части печи.

При канальном ходе газа имеет место более интенсивный его поток в одном или нескольких участках сечения печи. Шихтовые материалы в зоне канального хода газов могут находиться во взвешенном состоянии, т.е. в верхних горизонтах печи возникает «кипящий слой». Крупные тяжелые куски агломерата в зоне канального хода газов движутся с повышенными скоростями, приходят в горн менее восстановленными и прогретыми, что приводит к нарушению тепловой работы горна.

Канальный ход во всех случаях является вредным и служит признаком нарушения ровного хода.

Величина потери напора газов в столбе шихтовых материалов является важнейшим параметром, определяющим производительность и экономичную работу печи, она определяется разностью давлений дутья  $p_d$  и газа  $p_k$  на колошнике

$$\Delta p = p_d - p_k.$$

Потеря напора газов при движении их через слой сыпучего материала зависит от скорости движения и плотности газов, высоты слоя и его газопроницаемости и определяется по формуле

$$\Delta p = f \frac{\omega^2 \gamma}{2g} \frac{4H}{d_{\text{эКВ}}},$$

где  $\Delta p$  – потеря напора газа, кПа;  $f$  – коэффициент сопротивления слоя (зависит от режима движения – турбулентный или ламинарный);  $\gamma$  – действительная (при данных температуре и давлении) плотность газа,  $\text{кг/м}^3$ ;  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м/с}^2$ ;  $H$  – высота слоя, м;  $\omega$  – скорость газа в слое,  $\text{м/с}$ ;  $d_{\text{эКВ}}$  – эквивалентный диаметр каналов в слое между частицами сыпучего материала, м, определяется из выражения

$$d_{\text{эКВ}} = \frac{4\Sigma}{S},$$

где  $\Sigma$  – объем пустот в единице объема слоя (порозность),  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $S$  – поверхность частиц в единице объема,  $\text{м}^2/\text{м}^3$ .

Следовательно, сопротивление движению газа, при неизменных высоте слоя и плотности газа, будет увеличиваться с уменьшением размеров сечений каналов, увеличением шероховатости их стенок и скорости газа.

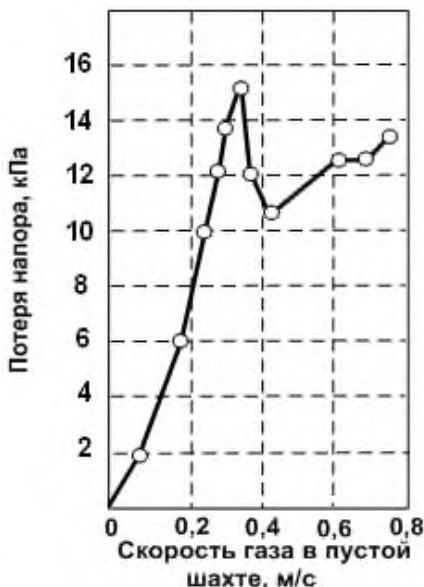
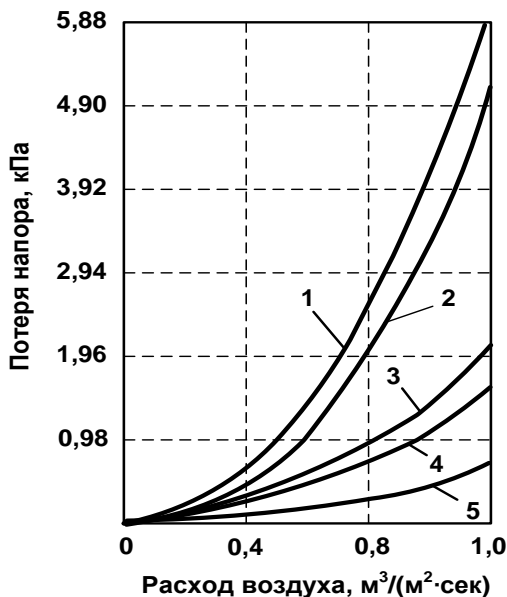


Рисунок 9.3 – Потеря напора газа в слое сортированной руды

При увеличении скорости движения газа потеря напора плавно увеличивается, а затем резко возрастает. Дальнейшее увеличение скорости газа приводит к замедленному росту потери напора, которая затем становится резко колеблющейся. Момент резкого возрастания потери напора соответствует достижению критической скорости движения газа, после чего слой сыпучего материала переходит во взвешенное состояние с образованием широких каналов. Резкие колебания потери напора соответствуют возникновению и разрушению каналов (рисунок 9.3).

В доменной печи потеря напора (или перепад давлений) не должна превышать допустимого предела, в противном случае может прекратиться опускание шихты (зависание).

Шихтовые материалы имеют различную газопроницаемость: наибольшая она у крупнокусковых – кокса и агломерата, минимальная – у мелких руды и агломерата (рисунок 9.4). Чем равномернее куски материалов, тем выше газопроницаемость столба, т.к. межкусковые пустоты не заполняются мелочью. Поэтому для снижения потерь напора наиболее эффективный метод – отсев мелких фракций и сортировка их по крупности.



1 – мелкая руда; 2 – мелкий агломерат; 3 – окатыши; 4 – агломерат, отсеянный от мелких фракций; 5 – кокс

Рисунок 9.4 – Газопроницаемость различных материалов

На распределение газов так же влияет режим их движения (ламинарный или турбулентный). При изменении различных режимов движения происходит перераспределения газового потока. С увеличением количества дутья в допустимых пределах газовый поток становится более равномерным за счет выравнивания скоростей движения газа по сечению печи. С уменьшением количества дутья может происходить возрастание периферийного потока.

Изменение потери напора газов по высоте печи в идеальном случае должно быть равномерным, т.е. потеря напора на единицу высоты столба шихты должна быть постоянной. Практически она зависит от гидравлического сопротивления участка столба шихты.

В связи с этим, при оценке газопроницаемости шихты в печи, введено понятие определяющей зоны – участок столба шихты с максимальным сопротивлением (обычно область образования жидких продуктов плавки).

Применение природного газа и повышение температуры дутья привело к резкому сокращению расхода кокса, поэтому определяющей зоной в последнее время все чаще становится низ печи.

### 3. Описание установки

Схема лабораторного стенда представлена на рисунке 9.5. Дутье подается в модели доменных печей компрессором. Рабочие параметры установки: давление,

перепады давлений и расход газа определяют манометрами, дифманометрами и диафрагмой.

Шихту различной крупности (деревянные кубики, окатыши, кокс, агломерат) загружают в модель доменной печи после свинчивания верхнего съемного фланца.

#### 4. Порядок выполнения работы

В работе необходимо определить газопроницаемости трех видов шихты в моделях доменной печи.

После загрузки приготовленной шихты закройте и закрутите верхний фланец.

Визуально проверьте герметичность системы.

Включите компрессор и замерьте для каждой модели давление на входе, выходе и расходы воздуха. Полученные данные занесите в таблицу 9.1.

Таблица 9.1 – Влияние крупности шихты, давления и расхода дутья на перепад давления.

Показатель	Перепад давления, мм. вод. ст.
Крупность кусков, мм: $d_1$	
$d_2$	
$d_3$	
Газопроницаемость, : $\Gamma_1$	
$\Gamma_2$	
$\Gamma_3$	
Расход, $\text{дм}^3/\text{мин}$ : $Q_1$	
$Q_2$	$d_1, d_2, d_3$
$Q_3$	$d_1, d_2, d_3$

Сравните газопроницаемость различных шихтовых материалов.

#### 5 Контрольные вопросы

1. Опишите, как влияет газовый поток на расход кокса и производительность доменной печи.

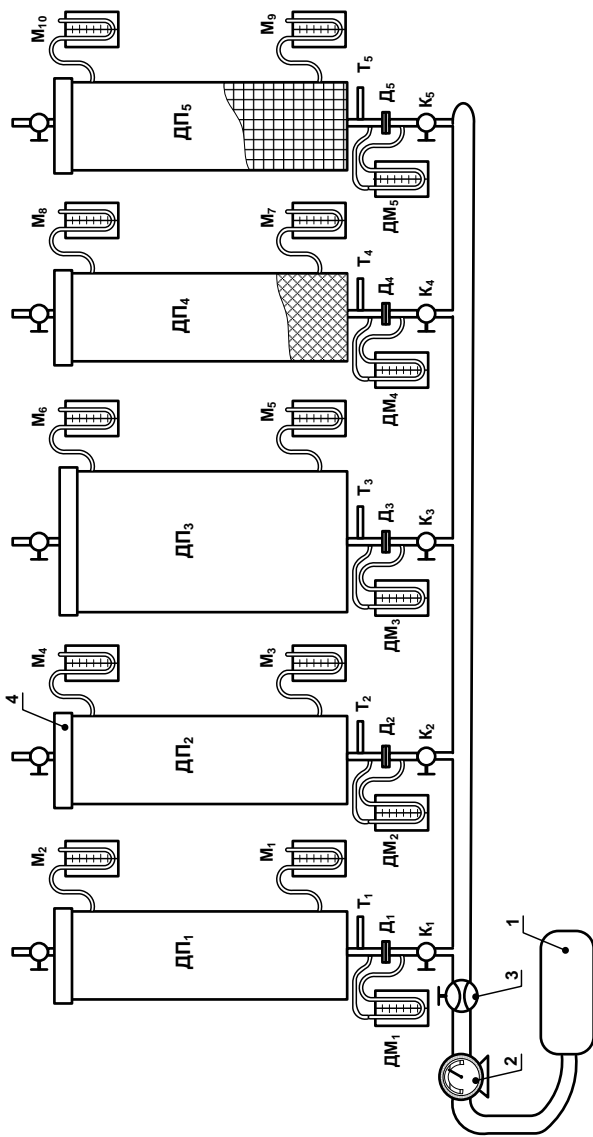
2. Какие виды работ выполняет газовый поток при прохождении сквозь столб шихтовых материалов в доменной печи?

3. Перечислите параметры, по которым определяют распределение газового потока по сечению доменной печи.

4. Назовите технологические факторы, от которых зависит перепад давлений по высоте доменной печи.

5. Дайте характеристику термина «определяющая зона доменной печи».

6. Охарактеризуйте виды движений газовых потоков по сечению доменной печи, и как они влияют на показатели плавки.



1 – компрессор; 2 – газовый счетчик; 3 – общий фланец; 4 – съемный фланец; 5 – регулировочные краны (К<sub>1</sub>–К<sub>5</sub>); 6 – измерительные диафрагмы (Д<sub>1</sub>–Д<sub>5</sub>); 7 – дифманометры для определения перепада давления на диафрагмах (ДМ<sub>1</sub>–ДМ<sub>5</sub>); 8 – модели шахт доменных печей (ДШ<sub>1</sub>–ДШ<sub>5</sub>); 9 – манометры для измерения статического давления на входе в слой (М<sub>1</sub>, М<sub>3</sub>, М<sub>5</sub>, М<sub>7</sub>, М<sub>9</sub>); 10 – манометры для измерения статического давления на выходе из слоя (М<sub>2</sub>, М<sub>4</sub>, М<sub>6</sub>, М<sub>8</sub>, М<sub>10</sub>); 11 – термометры (Т<sub>1</sub>, Т<sub>2</sub>, Т<sub>3</sub>, Т<sub>4</sub>, Т<sub>5</sub>).

Рисунок 9.5 – Схема установки для определения газодинамических параметров модели доменной печи

## **Лабораторная работа 10. Изучение процессов схода шихтовых материалов на модели доменной печи**

### **1 Цель работы**

Изучить процессы схода шихтовых материалов на модели доменной печи в зависимости от различных технологических факторов.

### **2 Теоретическое введение**

#### **Противоток материалов и газов в доменной печи**

Высокая эффективность доменного процесса обеспечивается за счет принципа противотока материалов и газов в доменной печи. При опускании вниз загруженные на колошник холодные материалы непрерывно омываются движущимися вверх горячими восстановительными газами, образующимися в горне при сжигании топлива в кислороде дутья.

Перемещаясь вверх через слой шихтовых материалов, газы охлаждаются, содержание восстановительных компонентов в них снижается, в результате чего теплота и восстановительная способность газов используется на всем пути их движения снизу вверх.

При движении материалов сверху вниз они встречают все более нагретые газы, обладающие большей восстановительной способностью. Поэтому, за время движения материалов сверху вниз успевают произойти все физико-химические процессы, обеспечивающие получение чугуна и шлака.

Чем равномернее по сечению будут распределены материалы, подлежащие нагреву и физико-химическим превращениям, и газы, обеспечивающие эти превращения, тем эффективнее доменный процесс. Идеальным было бы такое распределение материалов и газов, при котором в любом сечении печи единица железорудного материала обрабатывалась бы одинаковым количеством газа.

Таким образом, шихтовые материалы непрерывно опускаются по всему сечению печи, освобождая объем на колошнике для новых порций по следующим причинам.

1. Горение кокса перед фурмами и образование в результате этого свободного пространства, в которое поступает кокс, находящийся выше очагов горения. Объем кокса составляет около половины общего объема загружаемых в печь материалов, причем 80-85% его достигает уровня фурм и сгорает, освобождая объем для опускания новых порций кокса (15-20% углерода кокса расходуется в шахте, распаре, заплечиках и горне на участие в реакциях восстановления, науглероживании чугуна, а также выносятся газами из печи).

2. Уменьшение объема материалов при опускании в печи (уминка) происходит за счет размещения мелких кусков в пустотах между крупными, а также из-за измельчения и истирания крупных кусков.

3. Переход в нижней части шахты, в распаре и заплечиках твердых материалов в жидкое и частично в газообразное состояние, сопровождающееся уменьшением их объема.

4. Выпуск из печи чугуна и шлака, в результате чего в горне освобождается объем для опускания материалов.

Время движения материалов от уровня засыпи до горизонта фурм, т.е. длительность пребывания шихтовых материалов в печи, составляет в современных доменных печах 5-8 ч.

Среднюю длительность пребывания материалов в печи можно рассчитать по формуле

$$t = 24 \frac{V_{\text{пол}}}{V_0 \Pi},$$

где  $V_{\text{пол}}$  - полезный объем доменной печи,  $\text{м}^3$ ;  $V_0$  - расход шихтовых материалов на 1 т чугуна,  $\text{м}^3$ ;  $\Pi$  - производительность, т/сут.

Средняя скорость движения материалов в печи составляет 3-5 м/ч, или 50-90 мм/мин, по сечению печи она не одинакова. Наибольшая скорость опускания наблюдается обычно над очагами горения кокса или на некотором расстоянии от них, в направлении к центру печи она снижается.

Различие в скоростях движения материалов по сечению печи обусловлено их гранулометрическим составом, характером распределения на колошнике, состоянием профиля печи, процессами, происходящими в горне, и другими факторами, определяющими величину сил, вызывающих движение материалов и препятствующих ему. При улучшении подготовки шихты и наличии других благоприятных факторов разница в величине этих сил по сечению печи уменьшается, и скорость опускания материалов по сечению становится более равномерной.

Движение шихты происходит под действием силы тяжести шихты (массы шихты), частично уравновешиваемой противоположно направленными силами трения, подъемной силой газового потока и др. Таким образом, величина силы, вызывающей опускание материалов, определяется несколькими составляющими, каждая из которых в зависимости от условий изменяется в конкретных пределах. Кроме того, по мере опускания шихты изменяется и величина силы тяжести вследствие удаления из шихтовых материалов летучих и плавких составляющих. В нижних горизонтах печи в твердом состоянии остается лишь кокс, наиболее легковесный компонент шихты.

В результате действия сил, препятствующих опусканию шихты, и уменьшения насыпной массы шихты по мере ее опускания давление шихты на уровне фурм в нормально работающей печи составляет 15-20% массы материалов.

Потеря силы тяжести шихты на трение о стенки печи при движении составляет 55-60% ее массы. Потери на трение зависят от размеров и состояния профиля печи, характера распределения и движения материалов и газов и др. Остальная потеря силы тяжести шихты уравновешивается газовым потоком, в результате образуется перепад давления (дутья и давления на колошнике – 0,1-0,14 МПа).

В нормально работающей печи сумма сил, направленных вверх, меньше силы тяжести, вследствие чего происходит опускание шихтовых материалов. Разность этих сил, называется активным весом шихты, его можно представить выражением

$$P_a = P - (F_1 + F_2 + F_3),$$



где  $P$  – сила тяжести шихты;  $F_1$  – силы трения шихты о стенки печи (с учетом ее профиля) и внутреннего трения материалов;  $F_2$  – подъемная сила потока газов;  $F_3$  – подъемная сила, возникающая при повышении уровня жидких продуктов плавки в горне.

Активный вес движущейся шихты в основном определяется значением подъемной силы газового потока  $F_2$ .

Опускание материалов в печи возможно только при положительном значении активного веса, нормальное движение шихты происходит при определенном перепаде давления. При превышении критического значения перепада давления активного веса приближается к нулю, при этом плавное опускание шихты нарушается, может возникать ее подвисяние.

Для устранения подстоев и подвисяний и восстановления плавного опускания шихты необходимо уменьшить подъемную силу газов, изменением режима загрузки или снижением расхода дутья.

Производительность печи с увеличением расхода дутья повышается при прочих равных условиях, но при этом соответственно возрастает подъемная сила газов, перепад давлений и снижается активный вес шихты. Поэтому расход дутья можно увеличивать только до достижения перепада давлений, при котором активный вес приближается к нулю.

Подъемную силу газов можно сохранить или даже понизить и при увеличении расхода дутья за счет увеличения газопроницаемости шихты и повышения давления газов в рабочем пространстве.

Применение сортированной (не содержащей мелких фракций) шихты с более высокой газопроницаемостью и уменьшение скорости газов снижает перепад давлений, что позволяет увеличить расход дутья. При этом необходимо, чтобы шихтовые материалы сохраняли прочность и не образовывали мелких фракций при нагревании и их восстановлении.

С повышением давления в рабочем пространстве уменьшается объем и скорость газов, в результате чего понижается перепад давлений, что позволяет увеличить расход дутья в единицу времени без снижения ее активного веса шихты и нарушения ее движения.

Увеличить активный вес шихты можно за счет уменьшения сил трения  $F_1$ , изменения профиля печи, режима загрузки, формы кусков, толщины гарниссажа. В таком случае активный вес будет оставаться положительным при больших перепадах давлений, что обеспечит более высокую производительность печи при прочих равных условиях.

Так же активный вес возрастает с увеличением насыпной массы шихты, что достигается увеличением содержания в ней доли железорудных материалов, т.е. снижением удельного расхода кокса.

Скорости опускания шихтовых материалов в различных горизонтах и сечениях печи неодинаковы.

Различные по крупности и плотности материалы движутся вниз с разными скоростями. Более тяжелые и мелкие куски, просыпаясь между крупными, движутся быстрее, более легкие и крупные – медленнее, а мелкие и легкие частицы даже могут выноситься газами из печи.

При переходе материалов в жидкое состояние скорость их опускания увеличивается и становится тем больше, чем выше их температура и жидкотекучесть.

Вследствие разной скорости движения материалы, одновременно загруженные на колошник, поступают в горн не одновременно, это называется *опережением*.

Опережение проявляется при резком изменении условий работы печи (переход на выплавку другого вида чугуна, изменение качества шихтовых материалов и др.).

Из-за различной плотности и размеров кусков железорудные материалы опускаются преимущественно по вертикальным траекториям, оттесняя более легкие и крупные куски кокса к стенкам печи, этому также способствует расширение шахты книзу, поэтому у стен образуется более разрыхленный слой, состоящий в основном из кусков кокса. Железорудные материалы также могут смещаться в горизонтальном направлении к стенкам печи, но в меньшей мере, чем кокс.

При формировании гарниссажа и частичном разгаре футеровки (искажение профиля) печи могут происходить существенные изменения в опускании материалов, их перераспределение по сечению печи, что приводит к нарушению распределения газов и ухудшению их тепловой и восстановительной работы.

К нижней части распара или к верху заплечиков в твердом состоянии поступает в основном кокс, остальные материалы переходят в жидкое состояние, образуя чугун и шлак, и частично в газообразные продукты, удаляющиеся из печи с газами. Капли образовавшегося чугуна и шлака стекают вниз по всему сечению печи, скапливаясь в нижней части горна, откуда жидкие продукты плавки периодически выпускаются.

Твердый кокс сгорает в зонах горения, которые имеют сравнительно небольшой объем, они являются своеобразными воронками, в которые поступают шихтовые материалы. Над каждой зоной горения образуется зона разрыхления, имеющая форму эллипсоида с высотой 7-8 м, из которой поступает кокс в зоны горения (рисунок 10.1).

Так как зоны горения расположены у стен печи, то движение кокса над ними более интенсивное, а материалы осевой зоны, не попадая в зоны разрыхления и горения, движутся медленнее. Поэтому в осевой зоне печи столб материалов менее подвижен, чем над зонами горения.

С накоплением чугуна и шлака в горне уровень их повышается, в результате куски кокса попадают в жидкую ванну, и через нее могут поступать из осевой зоны в зоны горения снизу.

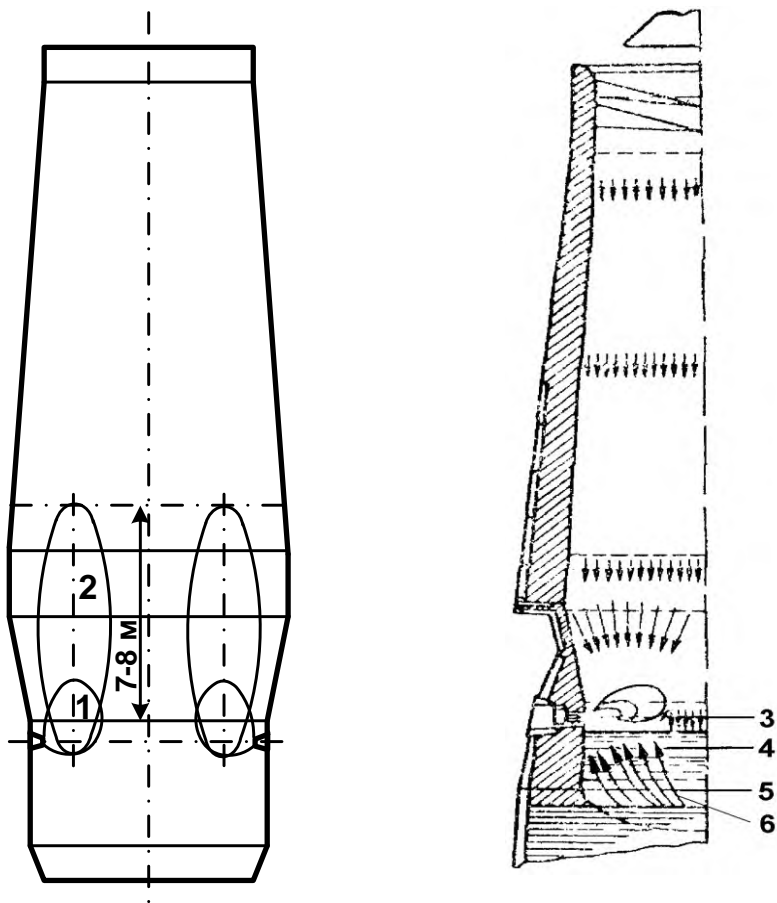
Для печи объемом 2700 м<sup>3</sup> глубина ванны жидкого чугуна от верха лещади до уровня чугунных леток 1750 мм, до горизонта фурм 5150 мм, что обеспечивает такую траекторию движения кусков кокса.

На уровне фурм соотношение сил, препятствующих опусканию, определяется выражением

$$P = H\gamma_{\text{ш}}S - (\Delta P S + A + F_{\text{Тр.С}} + F_{\text{Тр.К}}),$$

где  $H$  - высота столбы шихты, м;  $\gamma_{\text{ш}}$  - насыпная масса шихты, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  - площадь горна, м<sup>2</sup>;  $\Delta P$  - перепад давлений или противодействие газового потока;  $A$  -

реакция опоры заплечиков;  $F_{\text{тр.С}}$  - сила трения у стен,  $F_{\text{тр.К}}$  - сила трения кусков шихты друг о друга.



а  
 1 – зона горения; 2 – зона разрыхления; 3 – ось воздушных фурм; 4 – ось шлаковой летки; 5 – ось чугунной летки; 6 – траектория движения кусков кокса.

Рисунок 10.1 – Расположение зон горения и разрыхления в доменной печи (а); траектория движения кусков кокса (б)

Изменение давления столба шихты по высоте доменной печи представлено на рисунке 10.2

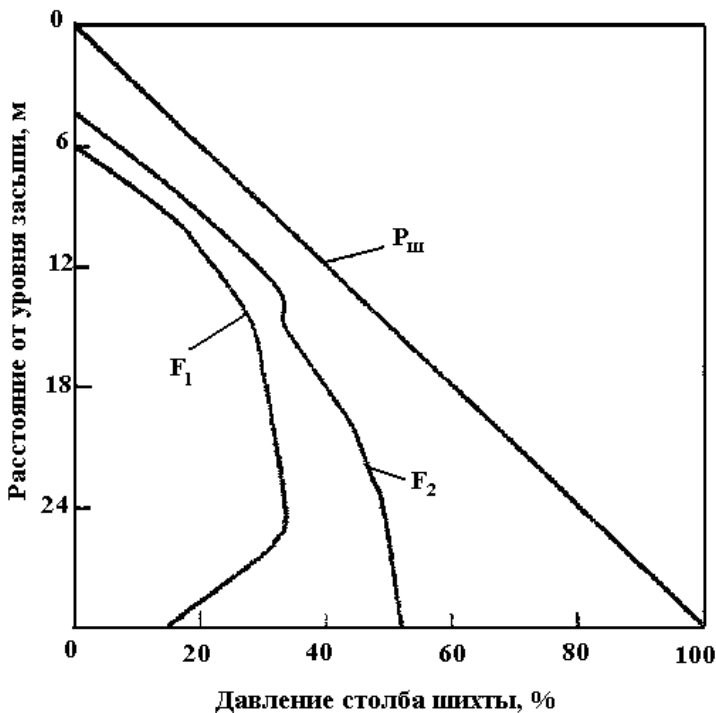


Рисунок 10.2 – Изменение давления столба шихты по высоте доменной печи

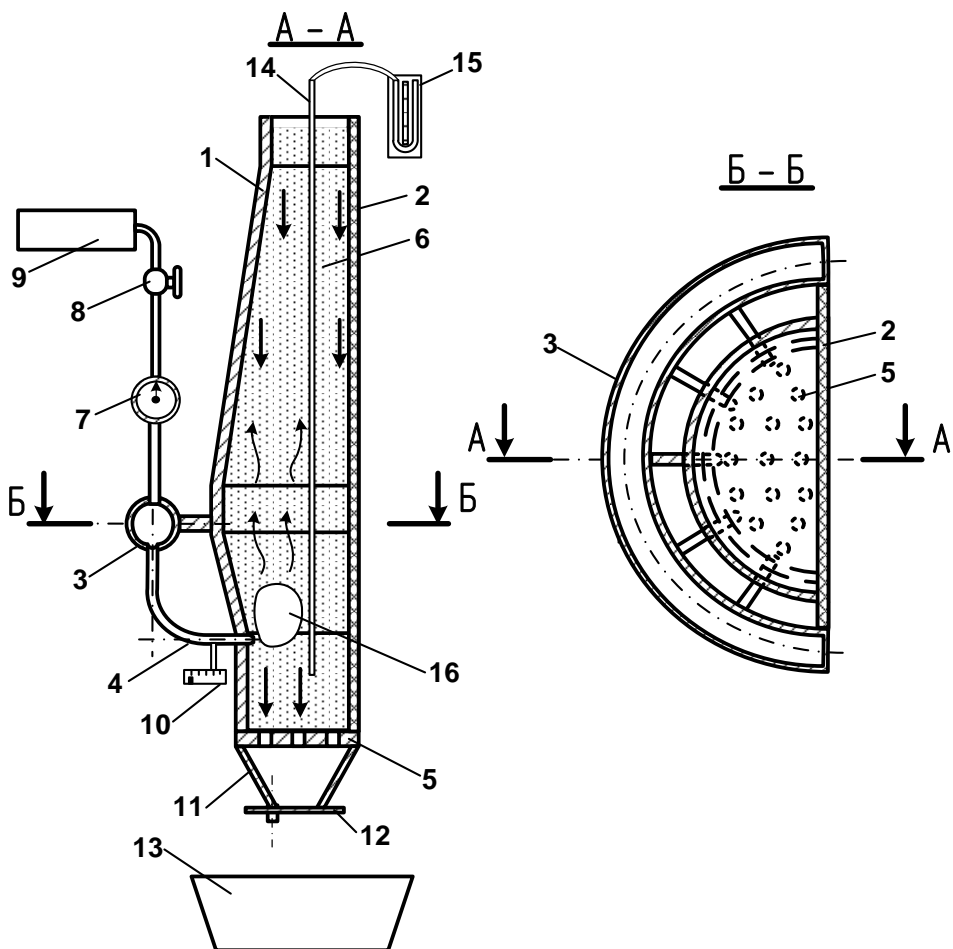
### 3 Описание установки

Установка для моделирования схода доменной шихты включает модель доменной печи, которая изготовлена из нержавеющей стали и закрыта прозрачным оргстеклом, что позволяет визуально наблюдать сход шихты, «зоны горения», конусы разрыхления, в зависимости от различных технологических параметров (рисунок 10.3). В ней установлены: компрессор, манометры, дифманометры, расходомеры, передвижной зонд для определения давления по высоте модели доменной печи. Модель оснащена в нижней части затвором, который позволяет регулировать сход шихты, изменением размера выходного отверстия.

### 4 Порядок выполнения работы

Закройте пластинчатый затвор 12, загрузите шихтовые материалы в модель доменной печи, включите компрессор и снимите показания с манометра и расходомера.

Для различных расходов и давлений дутья замерьте: размеры зон горения, разрыхления, время схода шихты.



1 – кожух печи; 2 – прозрачное оргстекло; 3 – кольцевой воздухопровод; 4 – фурменный прибор; 5 – колосник; 6 – движущая шихта; 7 – газовый счетчик количества; 8 – кран; 9 – компрессор; 10 – манометр; 11 – сужающаяся часть горна; 12 – пластинчатый затвор; 13 – приемная емкость; 14 – зонд; 15 – дифманометр; 16 – «зоны горения»

Рисунок 10.3 – Схема установки для моделирования схода доменной шихты

Для опытов применяют шихту одинаковой крупности и комбинированную (крупные – 30x30x30 и мелкие 10x10x10 мм).

Полученные данные занесите в таблицу 10.1.

При полной загрузке модели и закрытом затворе выключите дутье, приложите кальку и скопируйте распределение шихтовых материалов по высоте модели доменной печи (конуса разрыхления, «зоны горения», профиль засыпи).

При проведении опытов давление замерьте при помощи зонда на следующих горизонтах модели: колошник, шахта, распар, заплечики, горн. Данные заносят в таблицу 10.1.

Таблица 10.1 – Влияние давления и расхода дутья на размеры зоны горения, конуса разрыхления и время схода шихтовых материалов

Параметр	Показатели				Время схода шихты, с
	Зона горения, мм		Зона разрыхления, мм		
	ширина	глубина	ширина	глубина	
Давление дутья, кПа:					
$P_1$					
$P_2$					
$P_3$					
Расход дутья, л/мин:					
$Q_1$					
$Q_2$					
$Q_3$					

Таблица 10.2 – Зависимость перепада давления по высоте печи от давления дутья

Давление дутья, кПа	Перепад давления по высоте, кПа				
	колошник	шахта	распар	заплечики	горн
$P_1$					
$P_2$					
$P_3$					

Постройте графики влияния давления и расхода дутья на размеры зон горения и разрыхления и перепад давлений по высоте печи.

Представьте на кальке эскиз зон разрыхления и горения модели доменной печи.

## 5 Контрольные вопросы

1. Перечислите основные закономерности движения шихтовых материалов в доменной печи.
2. Назовите технологические факторы, влияющие на активный вес шихты в доменной печи.
3. Охарактеризуйте влияние различных технологических параметров на скорость движения шихтовых материалов в доменной печи.
4. Опишите особенности движения шихтовых материалов в нижней части доменной печи.

## Рекомендуемая литература

1. Батанов А.И. Обогащение руд черных металлов. М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. 1961. – 424 с.
2. Вегман Е.Ф. Краткий справочник доменщика. – М.: Metallurgia, 1981. – 238 с.
3. Вегман Е.Ф., Чургель В.О. Теоретические проблемы металлургии чугуна. М. Машиностроение, 2000. – 348 с.
4. Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.К. Металлургия чугуна, Киев, Вища школа, 1988. – 351 с.
5. Келина И.М. Обогащение руд. М.: Недра, 1979. – 222 с.
6. Металлургия чугуна: учебник / Под ред. Ю.С. Юсфина – М.: Академкнига, 2004. – 774 с.
7. Неясов А.Г. Введение к лабораторным занятиям по дисциплине «Теория и технология подготовки сырья к доменной плавке». – Магнитогорск: Изд. МГМИ, 1980.
8. Полтавец В.В. Доменное производство. – М.: Metallurgia, 1981. – 414 с.
9. Сырьевая и топливная база черной металлургии. Методическое пособие для практических занятий. / Братковский Е.В., Заводяный А.В., Пареньков А.Е. – Орск: «Маркет сервис», 2008. – 116 с.
10. Технологические измерения и приборы. Лабораторный практикум. / Братковский Е.В., Казаков С.В., Шаповалов А.Н. и др. Оренбург: РИК ГОУ ОГУ, 2006. – 100 с.
11. Шпарбер Л.Я. Металлургия железа и чугуна. Справочное изд. в 2-х книгах. – Тула: АССОД, 1996. – 368 с.

Братковский Евгений Владимирович  
Заводяный Алексей Васильевич  
Пареньков Александр Емельянович

## **ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ**

по дисциплине

«Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья»

Подписано в печать \_\_\_\_\_

Тираж 100 экз.

© Новотроицкий филиал ФГОУ ВПО «Государственный технологический университет «Московский институт стали и сплавов»

462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.

Http: [www.nfmisis.ru](http://www.nfmisis.ru)

E-mail: [nfmisis@yandex.ru](mailto:nfmisis@yandex.ru)

Контактный тел. (3537) 67-71-64.

ISBN 978-5-903472-04-8