

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

---

Кафедра металлургических технологий

---

**Е.В. Братковский,  
Е.П. Большая,  
А.В. Заводяный,  
А.Н. Шаповалов**

## **Металлургические технологии**

### **Лабораторный практикум**

для студентов направления 150400 «Металлургия»  
всех форм обучения

Новотроицк, 2014

УДК 669.162.1

*Рецензенты:*

*Зам.директора по УМР НФ НИТУ «МИСиС», заведующий кафедрой ПИиУСА,  
доцент, к.т.н. С.Н. Басков*

*Доцент кафедры литейного производства и материаловедения ФГБОУ ВПО  
«МГТУ», к.т.н. М.Г. Потанов*

Братковский Е.В., Большина Е.П., Заводяный А.В., Шаповалов А.Н.,  
Металлургические технологии: Лабораторный практикум для студентов, обучающихся по  
направлению 150400 «Металлургия», всех форм обучения. – Новотроицк: НФ НИТУ  
МИСиС, 2014. – 83 с.

Лабораторный практикум по дисциплине «Металлургические технологии»  
предназначен для изучения основных технологических процессов подготовки руд к  
доменной плавке, особенностей доменного и сталеплавильного процессов.

Рассмотрена методика проведения лабораторных работ, теоретические основы  
изучаемых вопросов, приведены требования к оформлению отчетов и вопросы для  
самопроверки.

Практикум соответствует государственному образовательному стандарту высшего  
профессионального образования по направлению 150400 - «Металлургия».

Рекомендовано Методическим Советом НФ НИТУ МИСиС.

© Новотроицкий филиал  
ФГАОУ ВПО «Национальный  
исследовательский технологический  
университет «МИСиС», 2014

## Содержание

Введение.....	4
Правила техники безопасности.....	5
Порядок выполнения, оформления и защиты лабораторных работ.....	5
Лабораторная работа №1. Дробление и измельчение материалов.....	6
Лабораторная работа №2. Обогащение железных руд магнитной сепарацией.....	17
Лабораторная работа №3. Агломерация железорудного сырья.....	23
Лабораторная работа №4. Технология производства окатышей.....	34
Лабораторная работа №5. Изучение газодинамических параметров на модели доменной печи.....	41
Лабораторная работа №6. Изучение процесса схода шихтовых материалов на модели доменной печи .....	47
Лабораторная работа №7. Изучение процесса взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной.....	53
Лабораторная работа №8. Определение максимальной окисленности металлической ванны при ее кислородном рафинировании.....	62
Лабораторная работа №9. Имитационное моделирование процесса обработки стали на агрегате доводки стали.....	66
Лабораторная работа №10. Тепловой расчет фурм для продувки металла в ковше	76
Библиографический список .....	82

## **Введение**

Лабораторный практикум составлен в соответствии требования Государственного образовательного стандарта для студентов, обучающихся по направлению 150400 «Металлургия» при изучении дисциплины «Металлургические технологии».

Целью 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.

В практикуме представлено 10 работ, при выполнении которых студенты получают знания, умения и навыки по основным технологическим процессам подготовки руд к доменной плавке, выплавки чугуна и стали.

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.

Рассмотрена методика проведения лабораторных работ, теоретические основы изучаемых вопросов, приведены требования к оформлению отчетов и вопросы для самопроверки.

Перед выполнением лабораторных работ необходимо изучить теоретический материал, изложенный в данном практикуме.

Во время выполнения работ необходимо вести записи полученных результатов, на основании которых будут выполнены необходимые расчеты и сделаны выводы.

Требования к оформлению отчетов содержатся в данном пособии.

## **Правила техники безопасности**

Лабораторные работы, предусмотренные программой дисциплины «Металлургические технологии» для студентов направления 150400 «Металлургия», проводятся в лабораториях НФ НИТУ «МИСиС».

Перед выполнением лабораторных работ обязателен вводный инструктаж, проводимый преподавателем в часы, отведенные для выполнения работы, о чем выполняется соответствующая запись в журнале инструктажа за подписью студентов и преподавателя. Студенты, не усвоившие правила техники безопасности, к выполнению работ не допускаются.

Каждый студент должен следить за условиями и приемами выполнения порученной ему работы, ставить в известность преподавателя о замеченной опасности в работе, своевременно принимать меры по её устранению.

Студентам запрещается трогать оборудование без разрешения преподавателя и без соответствующих инструкций по его работе.

При работе на оборудовании студент должен быть предварительно ознакомлен с его основными деталями, принципом действия, порядком работы.

При работе с электроприборами необходимо убедиться в исправности прибора, целостности изоляции, исправности розеток включения.

Студенты должны бережно относиться к лабораторному оборудованию, во всем следовать указаниям преподавателя.

К выполнению лабораторных работ студенты допускаются только при наличии спецодежды (халаты, рукавицы).

Предпочтительно последовательное выполнение лабораторных работ в соответствии с содержанием практикума.

## **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, технологических 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, к которому предъявляются следующие требования: краткое теоретическое введение, схемы и описание лабораторных установок, результаты измерений, расчетов и выводы. Отчет должен быть оформлен в соответствии с требованиями ГОСТа.

Требования к оформлению отчета:

1 В отчете указать название и цель лабораторной работы, краткое изложение сущности изучаемого процесса и привести все формулы для расчетов.

2 Привести принципиальную схему установки.

3 Занести в таблицу все экспериментальные данные.

4 Вычислить погрешность измерений.

5 При необходимости построить графики.

6 Все вычисления провести в системе СИ.

7 В конце отчёта записать контрольные вопросы и ответы.

8 Отчёт оформить в тетради, на титульном листе указать ФИО и группу.

# Лабораторная работа №1. Дробление и измельчение материалов

## 1 Цель работы

Изучение устройства и работы дробильно-размольного оборудования, его показателей.

Оборудование: лабораторная валковая дробилка, лабораторная шаровая мельница, копер с вертикально падающим грузом, миллиметровая линейка, кронциркуль, совки, приемники, секундомер, щетки, пробы руды.

## 2 Теоретическое введение

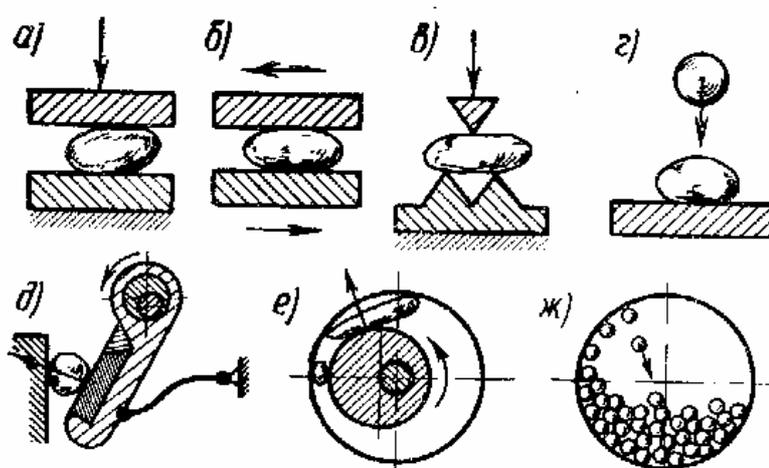
Процесс уменьшения размеров кусков твердых материалов механическим путем – путем преодоления силы сцепления частиц – называют процессом измельчения. Обычно процесс измельчения крупных кусков называют дроблением, а процесс измельчения мелких кусков – помолом (таблица 1.1).

Таблица 1.1 - Классификация способов дробления и помола

<u>Дробление</u>	Крупное	Среднее	Мелкое	Тонкое
Размер кусков после дробления, мм, более	100	30	3	0,5
<u>Помол</u>	Грубый		Тонкий	Сверхтонкий
Размер частиц, мм, менее	0,5		0,1	0,05

Крупное и среднее дробление проводится, как правило, сухим способом, а тонкий и сверхтонкий помол - как сухим, так и мокрым способами (в воде или другой жидкости). При мокром способе измельчения частицы получаемого продукта имеют более равномерную величину; кроме того, при этом уменьшается пылеобразование и облегчается выгрузка готового продукта.

В существующих дробильно-помольных машинах распространенными способами измельчения материала являются: раздавливание, истирание, изгиб, удар или комбинирование перечисленных способов – раздавливание и истирание, раздавливание и изгиб, удар и истирание (рисунок 1.1).



- а) раздавливание; б) истирание; в) раскол; г) удар; д) раздавливание и истирание;  
е) раздавливание, истирание, изгиб; ж) удар и истирание

Рисунок 1.1 - Методы измельчения материалов

Измельчение применяется для некоторых материалов, так как использование измельченных твердых тел позволяет значительно ускорить химическое взаимодействие, обжиг, сушку и другие процессы, протекающие тем быстрее, чем больше поверхность участвующих в них твердых тел.

Процесс измельчения характеризуется степенью измельчения – отношением среднего размера куска до измельчения  $d_H$  к среднему размеру куска после измельчения  $d_K$  :

$$i = \frac{d_H}{d_K}, \quad (1.1)$$

где  $i$  – степень измельчения.

Куски исходного материала или частицы, получаемые в результате измельчения, не имеют правильной формы. Поэтому на практике размеры кусков ( $d_H$  и  $d_K$ ) характеризуются размером отверстий сит, через которые просеивают сыпучий материал до и после измельчения.

Способы измельчения выбирают в зависимости от физических свойств материала, начальной величины кусков и необходимой степени измельчения.

Основным физико-механическим свойством, определяющим выбор того или иного способа измельчения материала, является механическая прочность материала (предел прочности при сжатии и растяжении). Все материалы по прочности можно разделить на:

- твердые материалы прочность более 50 МПа (прочные известняки, гранит, базальт, серный колчедан, медные и железные руды, мрамор, кварц, фосфориты и др.);
- материалы средней прочности – 10-50 МПа (сланцы, слабые известняки и песчаники и др.);
- мягкие материалы – менее 10 МПа (глина, каменный уголь, торф, комкующиеся соли).

На выбор метода измельчения большое влияние также оказывают склонность материала к комкованию, его влажность и другие свойства.

При выборе дробильно-помольных машин необходимо учитывать: эксплуатационные расходы, удельный расход энергии, степень измельчения, свойства материалов, в частности, материалы должны иметь наименьшие сопротивления возникающих в машинах усилий в виде удара, истирания, изгиба или их комбинации. Процесс измельчения материалов является весьма сложной операцией и зависит от их однородности, плотности, вязкости, твердости, формы кусков, влажности и т.д.

### **Классификация дробильно-помольных машин**

Дробильно-помольные машины и могут быть классифицированы по следующим признакам.

По технологическому назначению: машины первичного измельчения, в которые материал поступает непосредственно из склада или карьера; машины вторичного измельчения, в которые поступает материал, уже прошедший первичное измельчение.

По величине конечного продукта: дробилки – машины, измельчающие материал до величины частиц более 0,5 мм; мельницы – машины, измельчающие материал до величины частиц менее 0,5 мм.

По принципу действия и конструктивным особенностям:

- щ е к о в ы е д р о б и л к и с простым и сложным движением подвижной щеки; первые измельчают материал раздавливанием и истиранием при периодическом приближении подвижной щеки к неподвижной;

- конусные дробилки с подвижным валом и неподвижной осью; эти дробилки измельчают материал раздавливанием и изгибом при постоянном приближении к неподвижному конусу поверхности подвижного конуса, который совершает поступательные движения в горизонтальной плоскости или круговые движения, эксцентричные относительно внутренней поверхности неподвижного конуса;

- валковые дробилки измельчают материал в основном раздавливанием, частично истиранием, ударом или изгибом между двумя вращающимися навстречу друг другу валками с гладкой, рифленой, ребристой или зубчатой поверхностями;

- стругачи измельчают материал ножами, закрепленными на вращающемся горизонтальном или вертикальном диске;

- бегуны измельчают материал раздавливанием и истиранием между цилиндрической поверхностью каткой и плоской поверхностью чаши;

- дезинтеграторы измельчают материал ударами быстро вращающихся жестко закрепленных молотков – бил;

- молотковые дробилки измельчают материал ударами и частично истиранием быстро вращающихся шарнирно или жестко закрепленных молотков;

- струйные мельницы измельчают материал в помольной камере в результате ударов летящих навстречу друг другу частиц, поступающих в нее с большой скоростью и под большим давлением;

- кольцевые мельницы измельчают материал раздавливанием и истиранием между криволинейными поверхностями – кольцевой дорожкой и роликами или шарами;

- барабанные вращающиеся и вибрационные мельницы измельчают материал ударами и истиранием свободно падающих мелющих тел, последние поднимаются во вращающемся барабане под действием центробежной силы, а в вибрационных – в результате вибрации барабана.

Материал может измельчаться мокрым (с добавлением воды) и сухим способами, в замкнутом и открытом цикле. При замкнутом цикле измельченный материал направляется в сортировочные устройства, откуда куски или частицы недостаточной тонкости возвращаются для повторного измельчения, а материал с необходимой величиной частиц используется по назначению. При открытом цикле измельченный материал направляется в машины или аппараты для дальнейшей переработки или используется как готовый продукт.

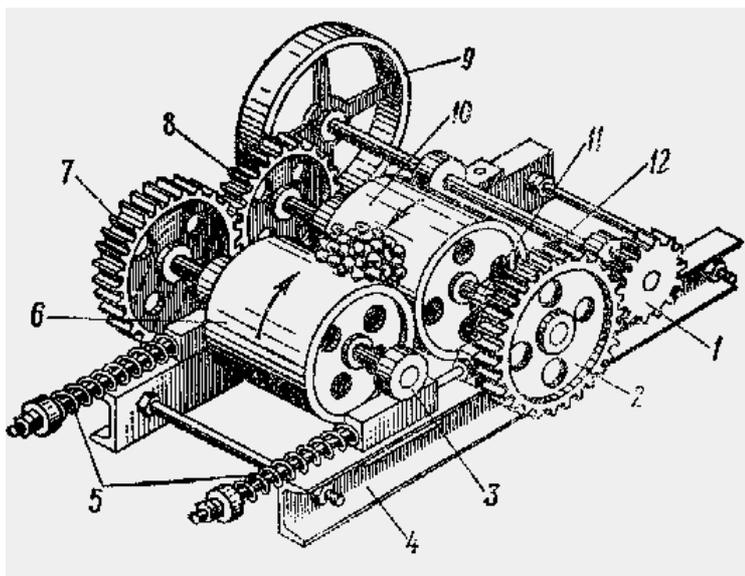
### **3 Описание установок**

#### **3.1 Валковые дробилки**

Валковые дробилки (рисунок 1.2) применяют для тонкого, мелкого, среднего и крупного измельчения горных пород и других материалов различной твердости, брикетирования материалов, удаления из глины каменистых включений и т.д. В валковых дробилках измельчение материала осуществляется раздавливанием, частично истиранием, ударом или изгибом между двумя вращающимися навстречу друг другу валками с гладкой, зубчатой или рифленой поверхностями.

Достоинства валковых дробилок: простота устройства, надежность в работе, небольшой расход энергии.

Недостатки: низкая степень измельчения дробилки с гладкими валками, небольшая производительность, наличие вибрации и необходимость равномерного непрерывного питания валков во избежание снижения их эффективности.



1,2,7,8-шестерни привода; 3,11-подшипники; 4-станина; 5-предохранительные пружины; 6,10-валки; 9-шкив; 12-вал привода ременной передачи

Рисунок 1.2 – Схема валковой дробилки с гладкими валками и шестеренчатым приводом

### 3.1.1 Методика выполнения работы

#### Цель работы:

- познакомиться с работой валковой дробилки с гладкими валками;
- определить размер кусков измельченного материала и степень измельчения;
- определить теоретическую и действительную производительность валковой дробилки;

Определяется средний наименьший диаметр наибольших кусков материала ( $d_n$ ), который необходимо измельчить.

Взвешивается материал заданной массы ( $m$ ).

Измеряется длина ( $L$ ) и диаметр ( $D$ ) валков.

Включается дробилка, на валки подается материал, секундомером засекается время ( $\tau$ ) прохождения массы материала через дробилку.

Измельченный материал просеивается через сито с размером ячеек 1 мм и определяется средневзвешенный размер кусков измельченного материала ( $d_k$ ):

$$d_k = \frac{d_1 \cdot a_1 + d_2 \cdot a_2 + \dots + d_n \cdot a_n}{\sum a} \quad (1.2)$$

где  $d_1, d_2, d_n$  – размер фракции материала, см;

$a$  – доля фракции, процентное содержание.

Определяется степень измельчения: по уравнению (1.1).

Рассчитывается теоретическая производительность валковой дробилки, т/ч:

$$Q = 188,4 \cdot l \cdot L \cdot D \cdot n \cdot \mu \cdot \rho, \quad (1.3)$$

где  $l$  – ширина щели между валками, м;

$L$  – длина валка, м;

$D$  – диаметр валка, м;

$n$  – скорость вращения валков, об/мин,  $n \leq 616 \sqrt{\frac{f}{\rho \cdot d_H \cdot D}}$ ,  $f$  – коэффициент трения  $f =$

0,3;

$\mu$  – коэффициент разрыхления материала, равный 0,25-0,3;

$\rho$  – плотность материала, т/м<sup>3</sup>.

Определяется действительная производительность валковой дробилки, т/ч:

$$Q_d = \frac{m}{\tau}. \quad (1.4)$$

**Выводы по работе:** оценить основные параметры работы лабораторной валковой дробилки, т.е. по таблице 1.1 определить, какая степень дробления осуществлена.

### 3.2 Шаровая мельница

С целью интенсификации протекания твердофазных реакций при производстве, например, порошков, применяют тонкое измельчение материалов. Наибольшее распространение для тонкого измельчения материалов находят шаровые мельницы. Материал в них измельчается в результате ударного воздействия и частичного истирания свободно падающих тел, находящихся во вращающемся барабане вместе с измельчаемым материалом. По сравнению с другими помольными машинами шаровые мельницы обладают следующими достоинствами: простота конструкции, удобство и надежность при эксплуатации, обеспечение высокой степени измельчения, возможность автоматизации.

Из недостатков следует отметить малую скорость воздействия мелющих тел на материал, обусловленную ограниченным числом оборотов мельницы. Кроме того, в работе измельчения участвует только часть мелющих тел, а рабочее пространство барабана используется на 53-40%. Сравнительно высок удельный расход электроэнергии и наблюдается большой износ мелющих тел и футеровки. Коэффициент полезного действия шаровых мельниц находится в пределах 0,005-0,015.

**Целью работы** является практическое ознакомление с работой цилиндрической шаровой лабораторной мельницы, с ее конструкцией и определение основных параметров, характеризующих эффективность работы помольной установки. Кроме этого, в ходе работы необходимо исследовать кинетику измельчения материала в шаровой мельнице.

**Схема лабораторной шаровой мельницы** представлена на рисунке 1.3. Основной частью установки является шаровая мельница, представляющая собой металлический барабан 6, имеющий цилиндрическую форму. Корпус мельницы опирается на шариковые подшипники 1, которые с помощью опор жестко закреплены на основании. Такое крепление мельницы позволяет ей вращаться вокруг своей оси. Привод мельницы во вращение приводится с помощью электродвигателя 3, редуктора 2, амортизирующего элемента 4 и промежуточных валов, соединяющих подшипники с валом редуктора.

Загрузка измельчаемых материалов и разгрузка готового продукта производится через правую полулю цапфу 7, которая закрывается крышкой.

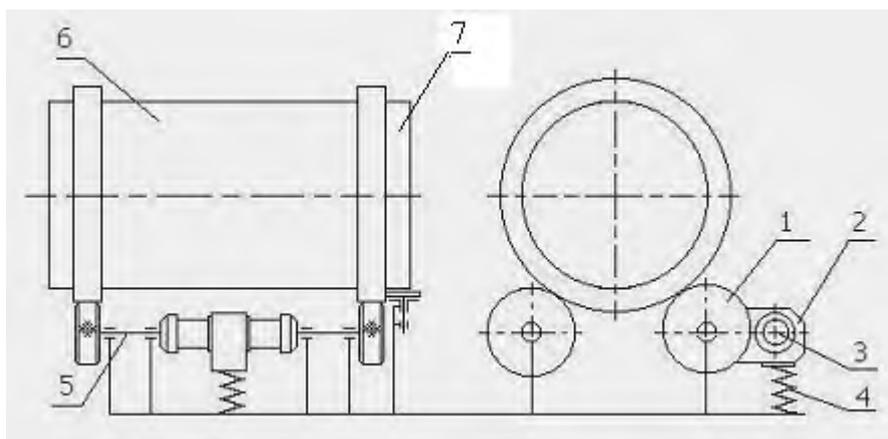


Рисунок 1.3 - Схема лабораторной шаровой мельницы

## Основные параметры работы мельницы

### 1 Число оборотов мельницы

При вращении барабана мелющие тела (шары) благодаря трению между ними и внутренней поверхностью барабана поднимаются на определенную высоту и затем, падая вниз, измельчают материал. При медленном вращении мельницы шары с измельчаемым материалом поднимаются вдоль стенки барабана до угла естественного откоса и скатываются вниз. Материал, находящийся между шарами, при их перекачивании будет истираться.

При большом числе оборотов барабана шары и материал под действием центробежных сил инерции прижимаются к внутренней поверхности барабана, вращаются вместе с ним, не производя полезной работы. При таком вращении барабана мельницы говорят о критическом числе оборотов  $n_k$ , которое определяется по формуле:

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D}}, \quad (1.5)$$

где  $D$  – внутренний диаметр мельницы, м.

Для эффективной работы мельницы число оборотов должно быть оптимальным. Оптимальное число оборотов характеризуется следующим: шары и материал поднимаются на некоторую высоту и затем, падая вниз, измельчают материал. При подъеме шары движутся вместе с барабаном, в некоторой точке отрываются и падают вниз по параболической траектории. Чем больше скорость шара, тем выше его подъем и больше высота падения, а следовательно, эффективнее его удар.

Оптимальное число оборотов  $n_o$  определяется по формуле:

$$n_o = \frac{32}{\sqrt{D}}. \quad (1.6)$$

### 2 Мощность привода шаровой мельницы

В шаровой мельнице мощность двигателя расходуется на подъем шаров, сообщение им кинетической энергии и на преодоление сил сопротивления в приводе мельницы. Кроме того, часть энергии превращается в тепловую в результате взаимодействия шаров, материала и футеровки мельницы.

Мощность привода мельницы определяется по формуле:

$$N = 0,05 \cdot G \sqrt{D}, \quad (1.7)$$

где  $G$  – масса мелющих тел, кг.

Мощность электродвигателя подсчитывается с учетом к.п.д. привода мельницы:

$$N_{\text{дв}} = \frac{N}{\eta}, \quad (1.8)$$

где  $\eta$  – коэффициент полезного действия привода мельницы,  $\eta = 0,9$ .

### 3 Коэффициент загрузки мельницы мелющими телами

Коэффициент загрузки мельницы мелющими телами определяется по формуле:

$$\varphi_{\text{ш}} = \frac{G}{0,785 \cdot D^2 L \cdot \rho_{\text{н}}}, \quad (1.9)$$

где  $L$  – длина барабана мельницы, м;

$\rho_{\text{н}}$  – насыпная плотность мелющих тел, кг/м<sup>3</sup>.

### 4 Коэффициент загрузки мельницы измельчаемым материалом

С учетом того, что уровень загружаемого материала приблизительно на 10% превышает уровень шаров, определяется количество материала загружаемого в мельницу:

$$P = 1,1 \cdot \Pi \cdot \varphi_{\text{ш}} \cdot \rho_{\text{н}}^{\text{М}} \cdot V, \text{ кг} \quad (1.10)$$

где  $\rho_{\text{н}}^{\text{М}}$  - насыпная плотность измельчаемого материала, кг/м<sup>3</sup>;

$V$  – объем мельницы, м<sup>3</sup>

$\Pi$  – пористость шаровой загрузки, ед.

Пустотность (пористость) шаровой загрузки определяется из уравнения:

$$\Pi = 1 - \frac{\rho_{\text{н}}}{\rho_{\text{ист}}}, \quad (1.11)$$

где  $\rho_{\text{ист}}$  – истинная плотность материала шаров, кг/м<sup>3</sup>.

Отсюда коэффициент загрузки мельницы измельчаемым материалом составит:

$$\varphi_{\text{м}} = \frac{P}{V \cdot \rho_{\text{н}}^{\text{М}}}. \quad (1.12)$$

### 5 Производительность мельницы и удельный расход электроэнергии

Действительная производительность мельницы зависит от времени помола и от количества материала, загружаемого в мельницу, кг/час:

$$B = \frac{P \cdot 60}{t}, \quad (1.13)$$

где  $P$  – вес загружаемого в мельницу материала, кг;

$t$  – общее время помола материала, мин.

Удельный расход электроэнергии определяется по формуле, кВт·ч/т:

$$Q_{\text{уд}} = \frac{N \cdot 1000}{B}, \quad (1.14)$$

где  $N$  – мощность привода мельницы, затраченная на измельчение материала, кВт·ч;  
 $B$  – действительная производительность мельницы, кг/час.

Удельная производительность мельницы, т/кВт·ч:

$$b = \frac{1}{Q_{\text{уд}}}. \quad (1.15)$$

Расчетная производительность мельницы может быть определена по формуле, кг/час:

$$B_p = 6,45 \cdot V \cdot \sqrt{D} \cdot \left(\frac{G}{V}\right)^{0,8} \cdot b \cdot k \cdot k_N, \quad (1.16)$$

где  $b$  – удельная производительность мельницы, т/кВт·ч;  
 $k_N$  – коэффициент использования мощности  $k_N = 0,9$ ;  
 $k$  – поправочный коэффициент на тонкость помола. Значения  $k$  приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Значения поправочного коэффициента  $k$

Остаток на сите 008, %	4	6	8	10	12	14	16	17	18
$k$	0,715	0,818	0,912	1,000	1,09	1,17	1,258	1,301	1,342

### 3.2.1 Методика и порядок выполнения работы

#### Задание 1. Предварительная подготовка материала

Материал для измельчения предварительно просеивается через сито с диаметром ячейки 5 мм для удаления крупных фракций.

Определяется насыпная плотность исходного материала  $\rho_H^M$ , кг/м<sup>3</sup> с помощью мерного сосуда в который с избытком засыпают материал (без уплотнения с помощью лотка с высоты 50 мм). После наполнения сосуда, избыточный материал срезают линейкой, и производят взвешивание сосуда с материалом ( $G_2$ ) и пустого сосуда ( $G_1$ ). Затем определяют насыпную массу материала по формуле, кг/м<sup>3</sup>:

$$\rho_H^M = \frac{G_2 - G_1}{V_c}, \quad (1.17)$$

где  $G_1$  – масса пустого сосуда, кг;  
 $G_2$  – масса сосуда с материалом, кг;  
 $V_c$  – объем сосуда, м<sup>3</sup>.

$$V_c = \frac{\pi d^2}{4} h,$$

где  $d$  – диаметр сосуда, м;  
 $h$  – высота сосуда, м.

Определение насыпной массы производят три раза и берут среднее значение. Результаты оформляются в виде таблицы.

Измерено				Рассчитано
d, м	h, м	G <sub>1</sub> , кг	G <sub>2</sub> , кг	ρ <sub>н</sub> <sup>м</sup> , кг/м <sup>3</sup>

Задание 2. Параметры лабораторной шаровой мельницы

Измеряется внутренний диаметр мельницы D, м.

Измеряется длина мельницы L, м.

Рассчитывается внутренний объем мельницы V (м<sup>3</sup>), который складывается из объема ее цилиндрической части:

$$V_M = V_{\text{ц}} = \pi \cdot r^2 \cdot h, \quad (1.18)$$

где V<sub>ц</sub> - объем цилиндрической части мельницы, м<sup>3</sup>.

Геометрические размеры шаровой мельницы студенты измеряют самостоятельно.

Задание 3. Шаровая загрузка

Замеряется масса мелющих тел G, кг.

Рассчитывается насыпная плотность мелющих тел ρ<sub>н</sub> (по формуле 1.17), кг/м<sup>3</sup>.

По формуле (1.9) рассчитывается коэффициент загрузки мельницы мелющими телами, φ<sub>ш</sub>.

По формуле (1.10) рассчитывается необходимое количество материала для загрузки в мельницу P (кг) и коэффициент загрузки мельницы мелющими телами φ<sub>м</sub> (формула 1.12).

Затем по формулам (1.13) и (1.16) соответственно рассчитываются действительная и расчетная производительность лабораторной цилиндрической шаровой мельницы.

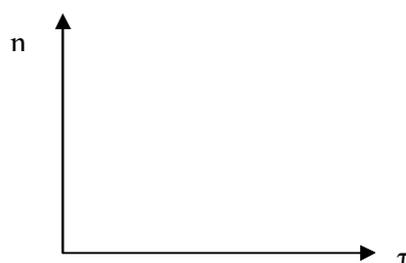
Второй частью работы является исследование кинетики измельчения материала в цилиндрической мельнице. Для этого в течение всего установленного времени помола (1,5-2 часа) через определенные равные промежутки времени (15 мин.) из мельницы производится отбор пробы материала в количестве 25-30 г. Отобранная навеска просеивается через набор сит с размером ячеек: 2 мм, 1 мм, 0,5 мм, 0,2 мм, 0,08 мм.

По результатам отсева, то есть по процентному соотношению остатков на ситах, строят графические зависимости количества фракции материала n (%) на указанных ситах от времени помола τ (мин.): n=f(τ).

Все полученные в работе результаты заносятся в таблицу:

Измерено			Рассчитано					
G, кг	τ, ч	n, %	ρ <sub>н</sub> <sup>м</sup> , кг/м <sup>3</sup>	φ <sub>ш</sub>	P, кг	φ <sub>м</sub>	B, кг/ч	B <sub>р</sub> , кг/ч

По зависимости n=f(τ) строится график в координатах:



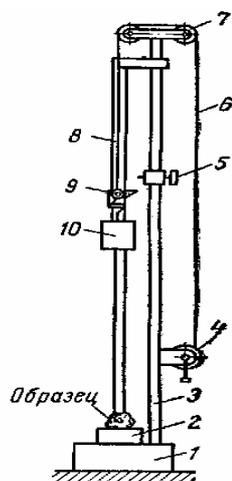
По результатам работы необходимо сделать следующие **выводы**:

- 1) После определения расчетной производительности мельницы и действительной производится анализ причин возможного несовпадения результатов.
- 2) Производится анализ кинетических зависимостей фракционного остатка на ситах от времени помола.

### 3.3 Копер с вертикально падающим грузом

При измельчении с помощью ударной нагрузки сопротивление измельчаемого материала разрушению характеризуется *энергией начала разрушения кусков материала*. Это минимальная энергия удара груза с плоской ударной поверхностью по куску материала, которая вызывает его разрушение на несколько частей. Чтобы дробящее тело могло разрушить материал, его энергия в момент удара должна быть больше или равна энергии начала разрушения кусков:  $E_T \geq E_0$ .

Минимальная энергия начала разрушения  $E_0$  измельчаемого тела зависит от природы материала, его механических свойств и размеров. Величину этой энергии определяют опытным путем на **копере** с вертикально падающим грузом (рисунок 1.4).



- 1 – опорная плита; 2 – наковальня; 3 – стойка; 4 – лебедка; 5 – сбрасыватель; 6 – трос; 7 – ролики; 8 – направляющие груза; 9 – защелка; 10 – груз

Рисунок 1.4 - Копер с падающим грузом

Назначение вертикальных коперов состоит в испытаниях материалов ударной нагрузкой при помощи свободно падающего груза. При этом выявляется способность материала выдерживать ударную нагрузку определенных величин.

Основные технические параметры:

- скорость в момент удара — 0,77 – 4,65 м/сек;
- высота падения — 0,3-1,10 м;
- максимальная энергия удара — 750 Дж;
- ударный инструментированный боек – 40 кН.

Высота подъема груза фиксируется положением сбрасывателя. При подъеме груза 10 свободный рычаг защелки 9 встречает на своем пути выступ сбрасывателя 5 и отклоняется вниз. Защелка соскакивает с захвата, и груз 10 падает на наковальню 2 по направляющим 8.

Энергия падающего груза (разрушающая энергия) определяется по формуле (Дж):

$$E_T = q \cdot h, \quad (1.19)$$

где  $q$  – вес груза, кг;

$h$  – высота падения груза, м.

Следовательно, на копре энергия падающего груза зависит от его веса и высоты падения. Вес груза в опытах остается постоянным, а высота его падения устанавливается с помощью сбрасывателя 5.

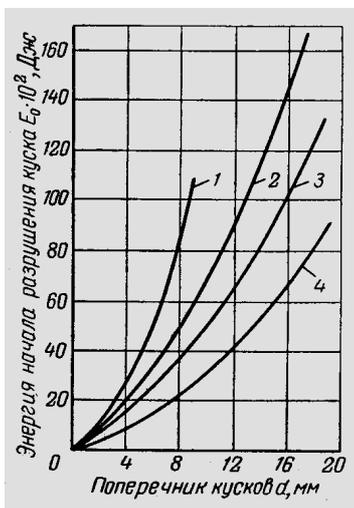
### 3.3.1 Методика и порядок проведения работы

Отбираются несколько кусков данного материала кубообразной формы примерно одинаковой величины. Замеряется их поперечный размер  $d$  (мм) и вес  $q$  (кг).

По формуле (1.19) рассчитывается величина разрушающей энергии.

Образец помещают на наковальню, а сбрасыватель устанавливают на высоту 5 см от поверхности образца. Если сброшенный с установленной высоты груз не разрушил образец, высоту падения постепенно увеличивают и опыт повторяют до тех пор, пока образец не разрушится, то есть пока энергия удара груза не станет меньше разрушающей.

Эту энергию и принимают за минимальную разрушающую для данного размера куска материала. Результаты, полученные для испытанного образца, проверяют на других кусках того же размера. За минимальную энергию разрушения материала принимают максимальную из всех величин, полученных при проверке.



1 – базальт; 2 – апатитовая руда; 3 – фосфоритная руда; 4 – цементный клинкер  
Рисунок 1.5 - График зависимости энергии начала разрушения материала от размера его частиц

Чтобы получить график зависимости минимальной энергии начала разрушения от размера разрушаемых частиц, опыт проводят на образцах различных размеров.

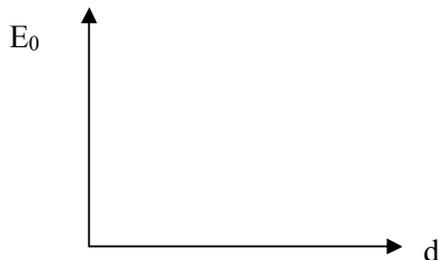
На рисунке 1.5 представлены графики зависимости  $E_0$  от  $d$  для некоторых материалов.

### 4 Обработка результатов опытов

После выполнения проведенных измерений занести все полученные результаты в отчет и оформить в виде таблицы:

Измерено		Рассчитано		Определено	
$d$ , мм	$q$ , кг	$E_T$	$E_0$	$h$ , см	$E$ , Дж
				$h_1$	$E_1$
				$h_2$	$E_2$
				$h_n$	$E_n$

На основании полученных данных построить графики зависимости  $E_0$  от  $d$  для изучаемых материалов:



**Выводы по работе:** сравнить энергию разрушения исследуемого материала с известными (см. рисунок 1.5).

## 5 Контрольные вопросы

- 1 Объясните назначение операций дробления и измельчения.
2. Расскажите, как производится регулировка разгрузочной щели дробилки.
3. Что такое степень дробления?
4. С какими степенями дробления работают дробилки?
5. Назовите область применения, достоинства и недостатки дробилок.
6. Чем определяется стадийность схем дробления?
7. Опишите устройство валковых дробилок.
8. Назовите оптимальную крупность материала, направляемого на измельчение в различных мельницах.
9. Как классифицируют мельницы? Их устройство.
10. Перечислите скоростные режимы вращения барабана мельниц.
11. Какова оптимальная плотность пульпы, объем дробящей среды, скорость вращения у различных типов мельниц?
12. Какие факторы влияют на производительность мельниц?
13. Перечислите преимущества и недостатки бесшарового помола?
14. Какие результаты получены в ходе исследования? Какие зависимости построены?
15. Какие свойства руды влияют на тонкость помола?
16. Перечислите основные показатели работы дробильно-размолочного оборудования

## Лабораторная работа №2. Обогащение железных руд магнитной Сепарацией

### 1 Цель работы

Изучить технологию и схемы обогащения железных руд методом магнитной сепарации, 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 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:

$$\gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\%. \quad (2.1)$$

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

$$Me_p \alpha = Me_k \beta + (Me_p - Me_k) \cdot \nu. \quad (2.2)$$

После преобразований получается:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100\%. \quad (2.3)$$

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:

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu}. \quad (2.4)$$

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

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha}. \quad (2.5)$$

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

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha}. \quad (2.6)$$

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:

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \cdot \chi \cdot H, \quad (2.7)$$

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.

Таким образом, хотя принципиальная возможность магнитной сепарации существует для всех рудных минералов, практически она дает хорошие результаты только для сильномагнитных минералов — магнетитов и маггемитов. 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 со слабым магнитным полем напряженностью  $(32-95) \cdot 10^3$  А/м, слабомагнитные — с магнитным полем напряженностью  $(143-1270) \cdot 10^3$  А/м. Магнитное поле создается электромагнитами, напряженность его регулируется силой тока. В сепараторах со слабым магнитным полем могут применяться и постоянные магниты.

Таблица 2.1 – Основные минералы железных руд и их свойства

Минерал	Формула и содержание железа	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Уд. магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-7}$
Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , 70%	5,0-5,2	5,5-6,0	Вишнево-красный	38-6
Гетит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 62,9%	4,0-4,4	4,5-5,5	Темно-бурый до черного	ок.3
Гидрогетит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 60,8%	3,3-4,0	1,0-4,0	светло-бурый, желто-бурый	$10^{-3}$
Лимонит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 59,8%	3,3-4,0	4,0	темно-бурый	$10^{-3}$
Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$ , 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	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , 70%	-	-	-	250-100
Мартит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 70%	4,0-5,0	4,0-6,0	Темно-вишневый	880-25
Сидерит	$\text{Fe}_2\text{CO}_3$ , 48,3%	3,9	3,5-4,5	Желтовато-белый, сероватый	19-4,5
Пирит	$\text{FeS}_2$	4,9-5,2	6,0-6,5	Светлый, латунно-желтый	5-1
Пирротин	$\text{FeS}$	4,6	4,0	Желтый, до красного	75-35
Апатит	$\text{Ca}_2[\text{PO}_4]_3(\text{F}, \text{OH}, \text{Cl})$	3,2	5,0	Бесцветный, белый, бледно-зеленый	до 3
Доломит	$(\text{Ca}, \text{Mg})\text{CO}_3$	2,8-3,9	3,5-4,0	Серовато-белый	до 3
Кварц	$\text{SiO}_2$	2,65	7,0	Бесцветный, молочно-белый	до 6
Магнезит	$\text{MgCO}_3$	2,9-3,1	4,0-4,5	Белый с желтоватым или сероватым оттенком	12-3

Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (в виде пульпы). Поскольку во втором случае устраняется пылеобразование, то он имеет гораздо 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, так как в водной среде разделение мелких частиц более полное.

Технология магнитного обогащения строится таким образом, что руда измельчается в 2-4 стадии, причем после каждой стадии магнитной сепарацией извлекаются зерна пустой породы. Это позволяет избежать больших расходов на измельчение пустой породы. На первых стадиях для руды крупностью 50-5 мм применяется сухая сепарация, при которой удается отделить значительную часть немагнитных компонентов. Промпродукт сухой сепарации для более полного раскрытия зерен руды направляют на мокрое измельчение и магнитную сепарацию в водной среде.

Доля магнитного обогащения в обогащении железных руд в нашей стране составляет около 80%, на промывку и отсадку приходится около 15%, остальное — на другие методы. Главным недостатком магнитного способа обогащения являются трудности в обогащении маломангнитных и окисленных железных руд, большие потери железа с немагнитными окислами. В связи с этим магнитная сепарация применяется не только как самостоятельный метод обогащения. Она входит как составная часть в комбинированные схемы обогащения: магнитно-гравитационные, магнитно-флотационные и др.

Для обеспечения возможности обогащать магнитной сепарацией немагнитные железные руды (гематиты, бурые железняки) применяются способы предварительного восстановительного — магнетизирующего обжига этих руд, при котором  $Fe_2O_3$  переводят в  $Fe_3O_4$  или  $\gamma-Fe_2O_3$  (маггемит).

Магнетизирующий обжиг проводят в каком-либо металлургическом агрегате (трубчатая, шахтная печь, реторта) в восстановительной атмосфере, для получения которой сжигают с недостатком кислорода природный или промышленный газы, или твердое топливо (бурый уголь, антрацитовый штыб и др.). В процессе обжига в зависимости от условий (температура, крупность кусочков руды, распределение газового потока) можно получить продукты обжига с различной магнитной восприимчивостью. Наибольшей магнитной восприимчивостью обладают оксиды железа, восстановленные при температуре 570 °С, что соответствует минералам магнетиту или маггемиту. Обожженная таким образом железная руда в дальнейшем подвергается измельчению для раскрытия рудного зерна и обогащению методом магнитной сепарации.

### **3 Описание установки**

Лабораторная работа проводится на универсальном электромагнитном сепараторе барабанного типа ЛЭМС-У.

Схема устройства и работы барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рисунке 2.1.

Внутри вращающегося барабана 1 из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемую руду подают на барабан сверху; частицы магнетита притягиваются электромагнитом к поверхности барабана и перемещаются на ней до выхода из зоны действия магнита. Здесь они под действием силы тяжести падают вниз в приемный бункер концентрата. Немагнитные частицы ссыпаются с барабана там, где его поверхность перестает быть опорой частиц (крайнее правое положение), они попадают в бункер пустой породы (хвостов).

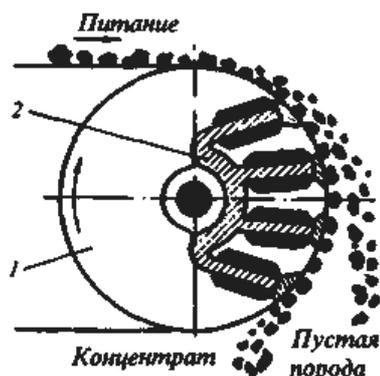


Рисунок 2.1 – Схема барабанного электромагнитного сепаратора для сухого обогащения крупных руд

Основным узлом сепаратора является барабан 1 (рисунок 2.2), изготовленный из немагнитного материала, в котором расположена неподвижная магнитная система. Исходный материал в измельченном до оптимальной крупности виде через загрузочный лоток подается на транспортерную ленту и направляется в магнитное поле.

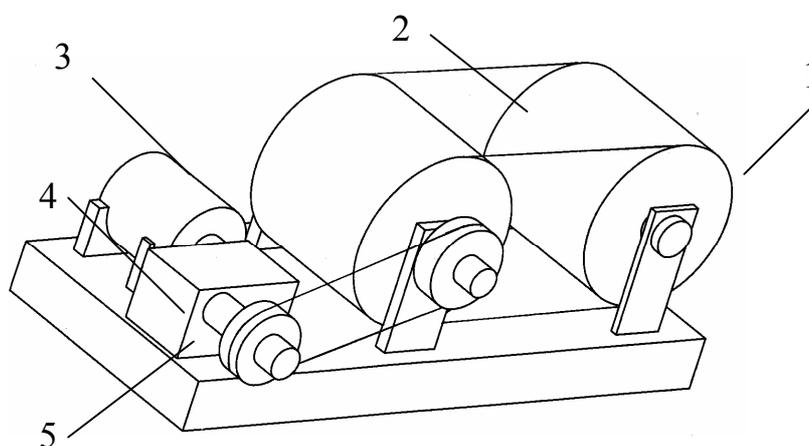


Рисунок 2.2 – Лабораторный универсальный электромагнитный сепаратор барабанного типа ЛЭМС-У

Немагнитные частицы (отходы) 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.

Производительность сепаратора с барабаном диаметром 200 и длиной 200 мм, вращающегося со скоростью 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 1 осуществляется через транспортерную ленту 2 и приводной барабан 3, крутящий момент на который передается от электродвигателя 4 через редуктор 5 и ременную передачу.

Лабораторная установка укомплектована управляемым трансформатором, позволяющим изменять в широком диапазоне скорость вращения барабана и напряженность магнитного поля.

Основные технические данные лабораторного универсального электромагнитного сепаратора барабанного типа приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Характеристики лабораторного электромагнитного сепаратора

Показатель	Характеристика
Питание установки	напряжение 220 В переменного тока
Вид магнитной сепарации	сухая
Тип установки	барabanного 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

Цель: изучить влияние параметров магнитного поля и обогащаемой руды на эффективность обогащения, разработать оптимальную технологию обогащения для различных руд.

Порядок проведения опытов:

- подготовить навеску руды заданной массы и крупности;
- при необходимости провести магнетизирующий обжиг (проводится лаборантом);
- установить на лабораторной установке заданную напряженность магнитного поля и скорость вращения барабана;
- провести магнитную сепарацию;
- взвесить продукты обогащения и занести полученные результаты в таблицу 2.3.

Таблица 2.3 – Влияние различных параметров на показатели обогащения железной руды

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

Определяются 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 также заносятся в таблицу 2.3.

После проведения эксперимента студенты показывают полученные результаты преподавателю и проводят уборку рабочего места.

## **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 основных закономерностей агломерационного процесса;
- привитие студентам навыков в расчетах по определению расхода возврата, известняка, коксика и воды для получения агломерационной шихты заданной основности и влажности при требуемом содержании в ней углерода и возврата;
- усвоение студентами методики проведения расчета основных показателей аглопроцесса.

### **2 Теоретическое введение**

Высокое содержание железа в железорудном сырье доменной плавки является основой высоких технико-экономических показателей работы доменных печей: большой производительности при низком удельном расходе кокса.

Увеличение содержания железа в железорудном сырье доменной плавки достигается путем его обогащения. Эффективность обогащения (содержание железа в концентрате, извлечение железа в концентрат) повышается с увеличением степени измельчения обогащаемой руды.

Полученные в результате обогащения тонкие концентраты, а также мелкие руды не могут непосредственно проплавиться в доменной печи вследствие низкой газопроницаемости и большого выноса их из печи в виде пыли. Поэтому перед использованием в доменной плавке тонкоизмельченные концентраты и рудную мелочь окусковывают, то есть получают из них железорудное сырье с размерами кусков, обеспечивающих нормальное течение доменного процесса. Из известных способов окусовывания железорудных материалов наиболее распространение получили агломерация и производство окатышей.

Агломерации подвергаются руды и концентраты крупностью 0-8 мм. Окатыши делают из тонкоизмельченных концентратов крупностью менее 0,1 мм.

Агломерацией называется процесс окусовывания мелких руд и тонких концентратов путем их расплавления с последующей кристаллизацией расплава в прочный пористый сrostок – агломерат.

Агломерацию осуществляют прососом воздуха через слой горячей шихты, представляющей собой тщательно перемешанную, увлажненную до оптимальных пределов и окомкованную смесь разнородных по химическому составу и крупности материалов.

В агломерационной шихте используют руду крупностью 0-8 мм, возврат 0-10 мм, коксик 0-3 мм, флюс (известняк, доломитизированный известняк, обожженный известняк) 0-3 мм, концентрат 0-0,1 мм и добавки других мелких материалов – отходов металлургических производств (колошниковая пыль, окалина, пиритные огарки, шламы и др.) с целью утилизации содержащихся в них железа и углерода.

Флюс вводят в шихту в количествах, обеспечивающих полный или частичный вывод из шихты доменных печей сырого известняка. Агломерат в этом случае называют офлюсованным. Агломерат, полученный из шихт без добавки известняка, называют нефлюсованным.

Плавка в доменных печах офлюсованного агломерата, по сравнению с нефлюсованным, сопровождается снижением удельного расхода кокса на выплавку чугуна и увеличением производительности доменных печей, главным образом, за счет уменьшения в доменном процессе затрат тепла на разложение флюса и улучшения условий шлакообразования.

Использование в аглошихте обожженного известняка, то есть известняка, содержащего в основном не  $\text{CaCO}_3$ , а  $\text{CaO}$ , улучшает газопроницаемость спекаемого слоя и вследствие этого повышает производительность агломерационных машин.

Возвратом называют обратный продукт агломерационного производства, представляющий собой плохо спеченный, мелкий, непрочный с повышенным содержанием серы, углерода и с пониженным закиси железа агломерат. Использование его в аглошихте улучшает ее газопроницаемость и способствует тем самым повышению производительности агломерационных машин.

Агломерационная шихта приблизительно содержит железорудных материалов 60-70, возврата 15-40, коксика 4-9, флюса 6-12 и не более 5-10% отходов металлургических производств.

Содержание в шихте коксика и флюса зависит от минералогического типа железорудного концентрата и основности агломерата, то есть отношения в нем  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ . Агломерация магнетитовых концентратов, по сравнению с гематитовыми, сопровождается меньшим расходом коксика и флюса. Это связано с тем, что при агломерации магнетитовых концентратов процесс в целом носит окислительный характер ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$  окисляется до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) и появляется дополнительный источник тепла вследствие того, что окисление  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  идет с выделением тепла. Кроме того, в магнетитовых концентратах сера содержится в виде пирита  $\text{FeS}_2$  и пирротина  $\text{FeS}$ , выгорание которых при агломерации также сопровождается выделением тепла.

При агломерации гематитовых концентратов этих дополнительных источников тепла нет. Более того, процесс агломерации гематитовых концентратов в целом является восстановительным, вследствие чего появляется дополнительный потребитель тепла, так как диссоциация  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и восстановление  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до  $\text{FeO}$  идет с поглощением тепла.

Магнетитовые концентраты, по сравнению с гематитовыми, имеют большую основность, поэтому для получения из них офлюсованного агломерата такой же основности, как и из гематитовых концентратов, требуется меньший расход флюсов. Уменьшение же содержания флюсов в шихте сокращает затраты тепла в аглопроцессе на его разложение и, как следствие, дает возможность снизить расход коксика в аглошихту.

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

Производство агломерата включает в себя следующие операции:

1. Дозировка компонентов шихты в массовых соотношениях, обеспечивающих получение агломерата заданного химического состава.

2. Перемешивание шихты естественной влажности с целью получения агломерата более однородного качества.

3. Окомкование шихты, увлажненной до оптимального предела, обеспечивающего хорошую газопроницаемость вследствие образования мелких зёрен, смоченных водой, за счет сил сцепления, возникающих в местах контакта воды и твёрдых частиц, сравнительно крупных агрегатов – комочков.

Укрупнение зерен шихты приводит к увеличению поперечных размеров каналов, по которым просасывается воздух и газообразные продукты процесса агломерации, что

уменьшает сопротивление шихты, оказываемое газовому потоку, пронизывающему слой сверху вниз.

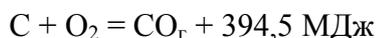
Увлажнение шихты до оптимальной влажности (при агломерации магнетитовых железняков 6-8, красных железняков 8-10, бурых железняков 14-18%) и окомкование ее совмещают в одном агрегате.

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

5. Зажигание с помощью зажигательного горна, работающего на газообразном и жидком топливе, коксика верхнего слоя шихты и протекание процесса агломерации.

6. Выдача (сбрасывание с рабочей ветви агломашин) аглоспека, его дробление и грохочение с целью выделения возврата, охлаждение и транспортировка в доменный цех.

Шихту загружают на движущуюся колосниковую решетку агломерационной машины слоем 200-600 мм. Колосниковая решетка агломашин представляет собой совокупность колосниковых решеток спекательных тележек, плотно прилегающих друг к другу и перемещаемых от места загрузки шихты в сторону выдачи аглоспека. Под колосниковой решеткой, перемещающейся над вакуум-камерами, с помощью эксгаустера (мощного вентилятора) создают разрежение до 7-12 кПа, вследствие чего воздух просасывается через слой шихты. В голове агломерационной машины одновременно с началом прососа воздуха через шихту осуществляет зажигание коксика её верхнего слоя посторонним источником тепла (тепло просасываемых продуктов сжигания газа или жидкого топлива в зажигательном горне), нагревающим верхний слой шихты до 1000-1100 °С, то есть до температур, обеспечивающих воспламенение углерода коксика. Время нахождения спекательных тележек под зажигательным горном достаточно для равномерного зажигания коксика во всем поверхностном слое шихты. За пределами зажигательного горна процесс идёт без подвода тепла извне за счёт выделения тепла вследствие окисления углерода коксика кислородом просасываемого воздуха по реакции полного горения



и неполного горения



В процессе агломерации 80% углерода коксика сгорает по реакции полного горения.

Зона горения (так называется участок спекаемого слоя шихты, в которой происходит горение коксика) по мере выгорания углерода топлива перемещается сверху вниз и в конце агломерационной машины подходит к колосниковой решетке.

Температура в зоне горения с перемещением её вниз не остается постоянной, а растет, так как в неё вносится всё большее количество тепла на единицу сгорающего углерода с воздухом, подогреваемым вышележащим слоем аглоспека: увеличивается высота (и масса) аглоспека и количество тепла, передаваемого им просасываемому воздуху, поступающему затем в зону горения. Температура в зоне горения достигает 1350-1550 °С.

В зависимости от количества выделяющегося тепла, развиваемой температуры и крупности материалов, шихта в зоне горения частично или полностью расплавляется. Нерасплавившиеся частицы обволакиваются жидкой фазой.

Жидкая фаза появляется в результате образования в процессе агломерации легкоплавких (температура плавления 1140-1200 °С) эвтектических смесей фаялита  $2FeO \cdot SiO_2$  с кремнезёмом  $SiO_2$  и магнетитом  $Fe_3O_4$  при спекании нефлюсованных агломератов и ферритов кальция  $CaO \cdot Fe_2O_3$  с гематитом  $Fe_2O_3$  при спекании офлюсованных агломератов. Могут образовываться и железокальциевые алюмосиликаты  $FeO \cdot SiO_2 \cdot CaO \cdot Al_2O_3$  с температурой плавления 1030-1050 °С.

Чрезмерное развитие жидкой фазы ведёт к получению оплавленного агломерата. Недостаточное развитие жидкой фазы приводит к плохому спеканию, так как не все зёрна шихты смачиваются и цементируются ею.

Количество жидкой фазы и глубина физико-химических превращений в процессе агломерации, прежде всего, зависят от содержания топлива в шихте. Чем выше расход коксика, тем более оплавленным получается агломерат. Оплавленный агломерат имеет повышенную прочность, но низкую восстановимость. Расход топлива регулируют так, чтобы не было ни недостатка, ни избытка жидких фаз. Содержание коксика в шихте сверх оптимального при агломерации сульфидных руд (магнитные железняки, содержащие серу в виде сульфидов железа  $\text{FeS}_2$  - пирит и  $\text{FeS}$  – пирротин) также ухудшает условия выгорания серы вследствие уменьшения окислительного потенциала газовой фазы и увеличения серопоглощительной способности расплава. При спекании железных руд, содержащих сульфиды железа  $\text{FeS}_2$  и  $\text{FeS}$  в больших количествах (3% и более), с оптимальным расходом горячего в процессе агломерации выгорает до 96-98% серы.

После выгорания углерода коксика происходит охлаждение агломерируемого слоя просасываемым потоком воздуха. При этом происходит переход системы из жидкого состояния в твердое, то есть образование собственно агломерата. Этот процесс сопровождается кристаллизацией из расплава, обволакивающего и смачивающего агломерируемые микрообъемы шихты, магнетита, вюститита, силикатов и ферритов кальция, а также других минералов.

Выкристаллизовавшийся и затвердевший расплав является связкой, цементирующей микрообъемы шихты, прошедшие различный диапазон физико-химических превращений и определяет прочность агломерата.

Наличие в связке железистого стекла, которое является самым хрупким компонентом минералогического состава агломерата, способствует уменьшению прочности кусков агломерата. Железистое стекло образуется в аглоспеке вследствие чрезмерно быстрого охлаждения отдельных микрообъемов расплава, исключая нормальное зарождение кристаллов и их рост.

Агломерационный процесс начинается с момента зажигания шихты и заканчивается с подходом зоны горения к колосникам. Спустя некоторое время после зажигания в спекаемом слое шихты можно выделить ряд зон, частично перекрывающих друг друга и расположенных в следующем порядке (сверху вниз):

- а) готового агломерата;
- б) горения топлива и образования расплава;
- в) подогрева;
- г) сушки (испарения гигроскопической влаги);
- д) переувлажнения, в которой содержание влаги на 20-30% выше, чем в шихте, приготовленной к спеканию, вследствие конденсации водяных паров газового потока;
- е) конденсации, в которой температура горячего газового потока при соприкосновении с холодной шихтой понижается ниже точки росы (50-55 °С), вследствие чего происходит конденсация водяного пара, выносимого газовым потоком из зон подогрева (гидратная влага) и сушки (гигроскопическая влага). Перемещаясь вниз, зона конденсации после себя оставляет зону переувлажнения, в которой конденсации водяных паров не происходит, так как газы в ней не охлаждаются ниже точки росы;
- ж) шихты, не претерпевшей никаких, кроме усадки, изменений. Усадка аглошихты происходит под действием разности между атмосферным давлением воздуха над поверхностью спекаемого слоя и давлением отсасываемых продуктов горения в вакуум-камере, которая равна разрежению в вакуум-камере.

Эти зоны после их возникновения продвигаются в спекаемом слое по направлению к колосниковой решетке со скоростью спекания и исчезают в обратной последовательности, в результате чего на колосниковой решетке остается только агломерат.

Скорость спекания зависит от скорости горения углерода коксика, которая, в свою очередь, определяется количеством воздуха, поступающего в зону горения в единицу времени на единицу сжигаемого топлива. Количество воздуха, поступающего в зону горения, не остается постоянным, а зависит от газопроницаемости спекаемого слоя, изменяющейся во времени. 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, который имеет лучшую по сравнению со всеми зонами газопроницаемость, начинает расти. Чем выше газопроницаемость слоя, тем больше поступает воздуха в зону горения, тем интенсивнее сгорает топливо и тем выше скорость спекания.

Скорость спекания определяется делением высоты загруженного на колосники слоя шихты в мм на время от начала спекания (момента зажигания) до его конца в минутах. Таким образом, скорость процесса агломерации выражают величиной средней скорости перемещения зоны горения от поверхности слоя до колосников. Скорость спекания, в зависимости от конкретных условий, изменяется в широких пределах (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 благодаря совершенным условиям теплообмена (газ встречает огромную поверхность холодной шихты) выходят из-под колосниковой решетки длительное время с температурой 50-70 °С, обусловленной наличием зоны переувлажнения. Температура отсасываемых из-под колосниковой решетки газов начинает расти после исчезновения зоны переувлажнения. При подходе зоны горения к постели (так называют слой крупного возврата, загружаемый на колосники для предохранения их от непосредственного контакта с зоной горения, предотвращения припекания нижней части аглоспека к колосникам, сохранения живого сечения колосниковой решетки устранением забивания мелкими зернами шихты зазоров между колосниками, уменьшения запыленности газового потока, отсасываемого в вакуум-камеры) температура отсасываемого газа быстро поднимается до 400-600 °С, а затем падает.

Момент начала падения температуры газа под колосниковой решеткой свидетельствует об исчезновении зоны горения и окончании процесса агломерации.

### 3 Описание установки

Лабораторная агломерационная установка представлена на рисунке 3.1.

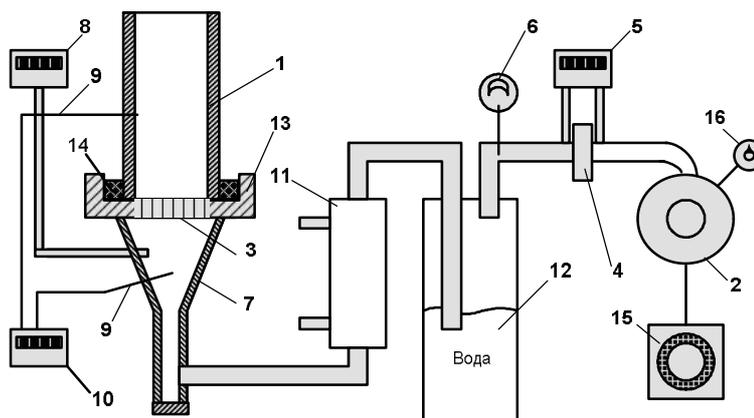


Рисунок 3.1 – Схема агломерационной установки

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 (съёмная 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 измеряют 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.

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.

#### 4 Порядок выполнения работы

Работа состоит из двух частей. Первая часть выполняется внеаудиторно. Она включает в себя расчет агломерационной шихты с целью определения расхода материалов, используемых в опыте, на основании задания, выдаваемого преподавателем. В задании указывается расход на опыт железорудной смеси и ее состав, а также задаются условия по основности шихты, содержанию в ней углерода и ее влажности. По этим исходным данным определяют расход на опыт железосодержащих материалов, флюсов, коксика и воды на увлажнение шихты. В расчетах используются данные о химическом составе используемых материалов, которые сообщаются преподавателем при выдаче задания.

Вторая часть работы заключается в приготовлении агломерационной шихты, ее спекании с регистрацией измеряемых параметров агломерационного процесса и обработке результатов опыта. Перед началом выполнения второй части работы студенты проводят расчет агломерационной шихты, изучают устройство лабораторной установки, готовят таблицы необходимой формы.

Ниже приводится пример расчета агломерационной шихты и его оформление.

##### 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 ( $B = \text{CaO/SiO}_2$ ) 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 (Φ), по уравнению:

$$\Phi = CaO - B \cdot SiO_2, \quad (3.1)$$

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:

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

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	влажного	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

Расход влажного материала (P<sub>в</sub>, г) по известному расходу сухого (P<sub>с</sub>, г) определяют по уравнению:

$$P_B = \frac{P_c}{100 - W} \cdot 100, \quad (3.2)$$

где  $W$  - влажность материала, %.

Количество компонента, вносимого материалом, определяют по сухой массе материала и содержанию в ней компонента.

По данным таблицы 3.2 основность шихты по отношению  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$  составляет:  
 $150,36/115,67 = 1,3$  т.е. равна заданной.

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

Эти материалы вносят углерода:

$$82,33 \cdot \frac{83,5}{100} + 150 \cdot \frac{0,5}{100} = 69,5 \text{ г.}$$

Содержание углерода в сухой шихте составляет:

$$\frac{69,5}{1737,36} \cdot 100 = 4,0 \%, \text{ то есть равно заданному.}$$

Таким образом, расход известняка и коксика определены правильно.

Отклонение расчетных величин от заданных допускается в пределах  $\pm 1,0\%$  (относительный).

#### **Определение расхода воды на увлажнение шихты.**

Естественная влажность шихты, то есть шихты без дополнительного увлажнения равна:

$$(83,09 / 1820,49) \cdot 100 = 4,56\%,$$

где 83,09 - масса воды в шихте естественной влажности, г;

1820,49 - масса шихты естественной влажности, г.

В шихте при ее влажности 6,5% должно содержаться воды:

$$\frac{1737,36}{100 - 6,5} \cdot 6,5 = 120,78 \text{ г,}$$

где 1737,36 - расход сухих материалов, г;

6,5 - заданная влажность шихты, %.

Расход воды на увлажнение определяют по разности между количеством влаги в увлажненной шихте и количеством ее, вносимым материалами:

$$120,78 - 83,09 = 37,69 \text{ г.}$$

Масса увлажненной шихты составляет:

$$1820,49 + 37,69 = 1858,18 \text{ г,}$$

где 1820,49 - расход влажных материалов, г;

37,69 - расход воды на увлажнение, г.

В увлажненной шихте содержится влаги:

$$\frac{120,78}{1858,18} \cdot 100 = 6,5 \%, \text{ что соответствует заданному.}$$

Таким образом, расходы известняка, коксика и воды в агломерационную шихту определены правильно.

## 4.2 Выполнение работы

Подготовка шихты к спеканию заключается во взвешивании необходимого количества материалов естественной влажности, их смешивании, увлажнении шихты и ее окомковании.

В лабораторных условиях взвешивают и поочередно высыпают компоненты шихты в общий противень.

Шихту тщательно перемешивают в противне с помощью совка до получения однотонного цвета.

Затем поверхность слоя смешанной шихты в противне выравнивают и увлажняют с помощью пульверизатора, в который наливают требуемое количество воды.

Увлажненную шихту многократно пересыпают плоским совком, добиваясь окомкования, то есть получения сравнительно крупных зерен из пылевидных частиц за счет их объединения под воздействием сил сцепления, развивающихся в месте контакта твердых частиц с прослойками («манжетами») воды между ними. Пересыпают увлажненную шихту до получения ее однородной структуры и по влажности, и по равномерности распределения в ней зерен различной крупности. Ни в коем случае нельзя растирать чрезмерно крупные зерна.

Перед загрузкой шихты в спекательную чашу на решетку 3 через воронку насыпают 150-200 г постели из возврата крупностью 3-5 мм (на агломашинах возврат, используемый в качестве постели, имеет крупность 6-20 мм).

Выравнивают поверхность постели и измеряют расстояние от ее поверхности до кромки чаши. Результат замера записывают в таблицу 3.3 как высоту слоя шихты до спекания.

Таблица 3.3 – Показатели агломерации

№	Показатели	Значение
1.	Загружено в аглочашу постели $G_{п}$ , кг	
2.	То же шихты $G_{ш}$ , кг	
3.	Высота спекаемого слоя $H$ , мм	
4.	Продолжительность зажигания, мин.	
5.	То же спекания $\tau_{спек}$ , мин.	
6.	Величина усадки аглоспека $h$ , мм	
7.	Получено аглоспека $G_c$ , кг	
8.	Выход аглоспека из шихты $\gamma_c$ , %	
9.	Получено годного агломерата $G_a$ , кг	
10.	Выход годного агломерата $\gamma_a$ , %	
11.	Относительная усадка слоя $\Delta H$ , %	
12.	Скорость спекания $\omega$ , м/мин	
13.	Удельная производительность установки $Q$ , $m^2 \cdot час$	
14.	Прочность на истирание, доля фракции 0-0,5 мм	
15.	Прочность на удар, доля фракции 5-40 мм	
16.	Атмосферное давление $P_a$ , Па	
17.	Температура в лаборатории, °С	

Подготовив аглошихту и установку к работе, студент приглашает преподавателя и, ответив на его вопросы по работе, получает допуска на ее проведение.

Шихту следует загружать в чашу совком через воронку, установленную по оси чаши. Шихту насыпают с избытком, который сбрасывают в противень линейкой. Взвешивают противень с остатками шихты. По разности масс противня с шихтой до и после загрузки ее в чашу определяют массу шихты, загруженную в чашу.

После загрузки шихты включают в работу вакуум-насос и осуществляют ее зажигание. Зажигает шихту лаборант с помощью паяльной лампы, пламя которой направлено на поверхность шихты. Студенты наблюдают за этой операцией и со слов преподавателя записывают в таблицу 3.3 продолжительность зажигания.

Первую регистрацию параметров аглопроцесса в таблице 3.4 делают по указанию преподавателя или лаборанта, а затем ее повторяют через каждую минуту, записывая:

- время от начала спекания, мин.;
- температуру в вакуум-камере, °С;
- разрежение в вакуум-камере, Па;

Количество граф в таблице 3.4 рассчитывают на продолжительность опыта до 25 мин. Во время опыта фиксируют момент окончания процесса спекания шихты по достижении максимальной температуры отходящих из слоя газов в вакуум-камере. Аггоспек охлаждают в вакуумном режиме, то есть непрерывным продолжением прососа воздуха.

Таблица 3.4 – Изменение параметров процесса спекания

Время от начала спекания, мин	1	2	3	4	5	...	n
Температура в вакуум-камере, °С							
Разрежение в вакуум-камере, Па							
Количество продуктов горения при фактических условиях $V_{ф}$ , м <sup>3</sup> /с							
То же, приведенное к нормальным условиям $V_{н}$ , м <sup>3</sup> /с							
Скорость газа, приведенная к пустой чаше $\omega_{ф}$ , м/с							

Опыт заканчивают после того, как температура в вакуум-камере понизится до 150 °С выключением вакуум-насоса.

Замеряют высоту усадки слоя и по разности между высотой слоя шихты до зажигания и величиной усадки определяют высоту аггоспека.

Приглашают преподавателя и под его руководством снимают чашу с вакуум-камеры и извлекают аггоспек из аггочаши.

Внимательно рассматривают структуру аггосмерата и отвечают на вопросы преподавателя. Отмечают в отчете характер изменения структуры аггосмерата сверху вниз по высоте спека.

Взвешивают весь продукт спекания и дробят его до крупности 0-40 мм. Продукт дробления с целью определения выхода годного аггосмерата рассеивают на сите с ячейками 5 мм. Класс +5 мм является годным аггосмератом, а класс 0-5 мм – возвратом.

Взвешивают годный аггосмерат и загружают в барабан для определения его прочностных свойств. После вращения пробы аггосмерата в барабане в течение 8 минут определяют содержание в аггосмерате фракции >5 мм (которая показывает сопротивление его ударным воздействиям) и < 0,5 мм (характеризующей сопротивление истирающим нагрузкам). Результаты заносятся в таблицу 3.3.

## 5 Обработка результатов опытов

Для каждого опыта определяется: выход аггоспека и годного аггосмерата, производительность аггосустановки, скорость спекания, относительная усадка; результаты заносятся в таблицу 3.3.

Относительная усадка слоя шихты  $\Delta H$  определяется по уравнению:

$$\Delta H = \frac{H - h}{H} \cdot 100, \quad (3.3)$$

где  $H$  и  $h$  – соответственно высота шихты до спекания и после спекания, мм.

Скорость спекания определяется по уравнению:

$$\omega = \frac{H}{\tau_{\text{спек}}}, \quad (3.4)$$

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

Выход аглоспека из шихты рассчитывается по формуле:

$$\gamma_c = \frac{G_c - G_{\text{п}}}{G_{\text{ш}}} \cdot 100, \quad (3.5)$$

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

Выход годного агломерата:

$$\gamma_a = \frac{G_a}{G_c - G_{\text{п}}} \cdot 100, \quad (3.6)$$

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

Удельная производительность аглоустановки ( $\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ ) определяется по формуле:

$$Q = \frac{60 \cdot G_a}{1000 \cdot S_{\text{ч}} \cdot \tau_{\text{спек}}}, \quad (3.7)$$

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

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

По данным таблицы 3.4 строятся графики влияния времени спекания на температуру и разрежение в вакуум-камере; их необходимо располагать, один над другим при общей оси абсцисс (на которой фиксируется время спекания). После этого делаются 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. Технология производства окатышей**

### **1 Цель работы**

Ознакомление с динамикой формирования окатышей в барабанном или тарельчатом окомкователе, способами оценки прочностных характеристик сырых окатышей и технологией их 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.

Перемешивание шихты осуществляют в барабанных или шнековых смесителях корытного типа. Увлажнение шихты за счет капиллярных и молекулярных сил способствует сближения 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 окомкователях.

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 (ньютонх), 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:  $4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{O}_2 \rightarrow 6\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Этот процесс начинается при температуре 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:  $6\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{O}_2$ .

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

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, наоборот, 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 их слой сверху вниз мощными дымососами. Газ-теплоноситель получают сжиганием в горне над слоем окатышей газообразного или жидкого топлива.

Необходимые температуры над слоем создают сжиганием топлива с избытком воздуха в зонах: сушки 300-400 °С, подогрева 900-1100 °С, обжига 1250-1350 °С.

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.

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

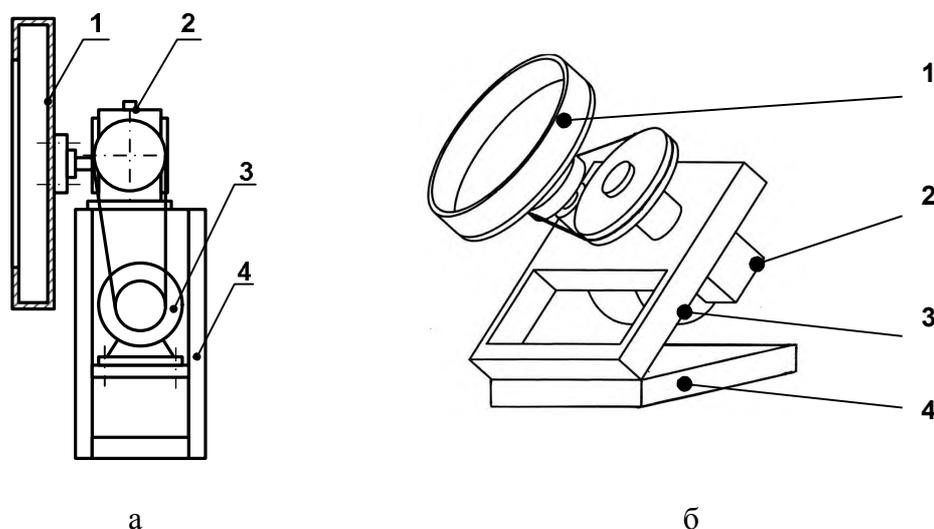
Охлажденные окатыши подвергаются грохочению для выделения из них товарных (годных) окатышей, постели и возврата (класс 0-5 мм). Окатыши, предназначенные для постели, загружают на колосники и к бортам обжиговых тележек перед загрузкой на них слоя сырых окатышей. Донная и бортовая постели предназначены 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 состоянии, а также при восстановлении в доменной печи), минимальные содержание вредных примесей и мелочи, оптимальную основность и ситовый состав.

### 3 Описание установок

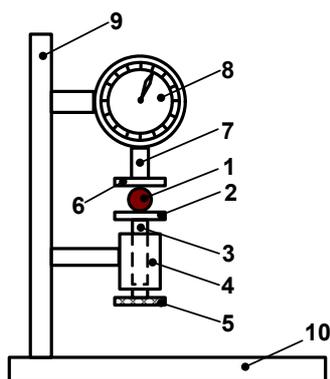
Сырые окатыши изготавливаются по заданию преподавателя либо в лабораторном цилиндрическом грануляторе, либо в тарельчатом грануляторе, схемы которых приведены на рисунке 4.1.



1 – барабан (тарель); 2 – червячный редуктор; 3 – электродвигатель; 4 – рама.

Рисунок 4.1 – Схемы барабанного (а) и тарельчатого (б) окомкователей

Сырая прочность определяется на механическом прессе (рисунок 4.2).



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 4.2 - Схема установки для определения прочности сырых окатышей раздавливанием

Сушка производится в сушильном электрошкафе типа СНОЛ-3,5-И2.

Обжиг производится в лабораторной печи сопротивления СНОЛ при температуре 1300 °С. Режим обжига устанавливается преподавателем.

Прочность обожженных окатышей определяется по методике, приведенной в работе №3 для определения прочности агломерата.

#### 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 4.1).

Таблица 4.1 - 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 получения 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:

$$M_{\text{ш(е.в.)}} = M_{\text{ш(с)}} \frac{100}{100 - W_e}, \quad (4.1)$$

где  $M_{\text{ш(с)}}$  – масса сухой шихты;

$M_{\text{ш(е.в.)}}$  – масса шихт естественной влажности;

$W_e$  – естественная влажность шихты, %.

Тогда расходы материалов естественной влажности составят:

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

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

Масса воды  $M_w$  для доувлажнения шихты определяется:

$$M_w = \sum M_{\text{ш(с)}} \cdot \frac{W}{100 - W} - (\sum M_{\text{ш(е.в.)}} - \sum M_{\text{ш(с)}}), \quad (4.2)$$

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

На доувлажнение шихты необходимо добавить воды:

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

Результаты расчетов заносят в таблицу 4.2 и определяют количество компонентов, вносимых материалами.

По данным таблицы 4.2 основность нефлюсованных окатышей (по отношению  $CaO/SiO_2$ ) составляет  $13,10/49,26 = 0,27$ .

Таблица 4.2 – Количество  $CaO$ ,  $SiO_2$  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

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  $SiO_2$  (таблица 4.2).

Для получения окатышей заданной основности (1,2) необходимо дополнительно ввести  $CaO$  для офлюсования  $SiO_2$ :

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

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 составит:

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

На доувлажнение шихты необходимо израсходовать воды:

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

Для проверки расчета по основности и влажности шихты составляют таблицу 4.3.

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

Таким образом, расходы известняка и воды определены правильно.

Таблица 4.3 – 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

## 4.2 Выполнение работы

### 4.2.1 Изготовление 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 неофлюсованной 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.

Шихта увлажняется с помощью пульверизатора, в который залито требуемое количество воды (см. таблицы 4.2 и 4.3).

Сырые окатыши получают из увлажненной шихты в грануляторе барабанного или тарельчатого типа (по указанию преподавателя) (см. рисунок 4.2). Режим работы окомкователя задает преподаватель. Окомкование ведется в течение трех-пяти минут после загрузки последней порции шихты, затем, не останавливая барабан (тарель), окатыши выгружают в противень совком.

Для определения ситового состава и прочностных характеристик окатышей, рассеивают их на решетках с ячейками диаметром 18, 16, 14, 12 и 8 мм. Взвешивают массу каждого класса и заносят в таблицу 4.4. Определяют ситовый состав окатышей. Класс 0-8 мм является отходом, класс 12-14 мм отбирают на обжиг.

Таблица 4.4 – Ситовый состав сырых неофлюсованных 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							

Из объема годных окатышей отбирают 10 шт. для обжига, оставшиеся окатыши помещают в эксикатор. Далее последовательно проводят испытания на прочность (сжатие при раздавливании и сопротивление удару – сбрасыванием).

Прочности сырых окатышей на сжатие определяют на установке, представленной на рисунке 4.2.

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

По результатам испытания каждого окатыша рассчитываются средние значения показателя прочности для каждого класса крупности и записываются в таблицу 4.4.

#### 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 сопротивления камерную лабораторную СНОЛ 12/16. Температуру в печи регулирует преподаватель.

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 сопротивления окатышей удару и истиранию

Прочность на истирание обожженных окатышей определяется вращением их в стальном барабане в течение 8 мин. После этого окатыши выгружаются в противень, взвешиваются и отсеиваются на ситах с ячейками +5 и 0-0,5 мм. Взвешиваются окатыши крупностью +5 мм и 0-0,5 мм (результаты взвешиваний каждого класса заносятся в журнал наблюдений).

Таблица 4.5 – Характеристики обожженных окатышей

Показатель	Вид окатышей	
	Неофлюсованные	Офлюсованные
Сопротивление на удар, %		
Истирание, %		

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 4.5).

Выводы о влиянии различных технологических факторов на прочностные свойства сырых и обожженных окатышей делаются на основании анализа таблиц 4.4 и 4.5.

Строятся 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 спеканий?
9. Дайте определение понятию «открытая пористость окатышей».
10. Чем объясняется различие в технологических характеристиках офлюсованных и неофлюсованных окатышей?

## **Лабораторная работа №5. Изучение газодинамических параметров 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. Более 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 большем 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 относительно 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.

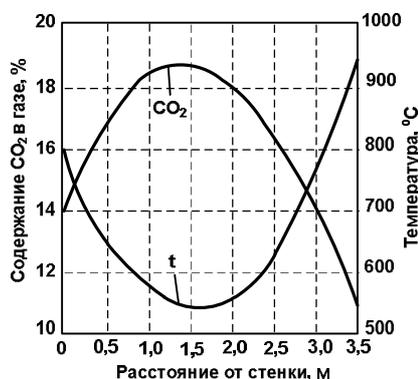


Рисунок 5.1 – Изменение содержания  $\text{CO}_2$  и температуры газа по радиусу в верхней части доменной печи при ровном ходе и низком расходе кокса

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  $910 \text{ }^\circ\text{C}$  (см. рисунок 5.1).

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 5.2).



а – периферийный; б – осевой; в – канальный.  
Рисунок 5.2 – 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, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;

$H$  – высота слоя, м;  $\omega$  – скорость газа в слое, 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), м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;

$S$  – поверхность частиц в единице объема, м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup>.

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.

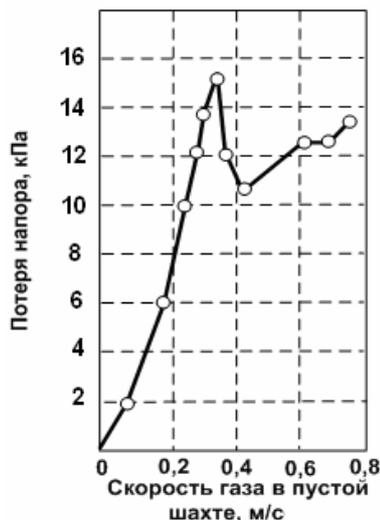


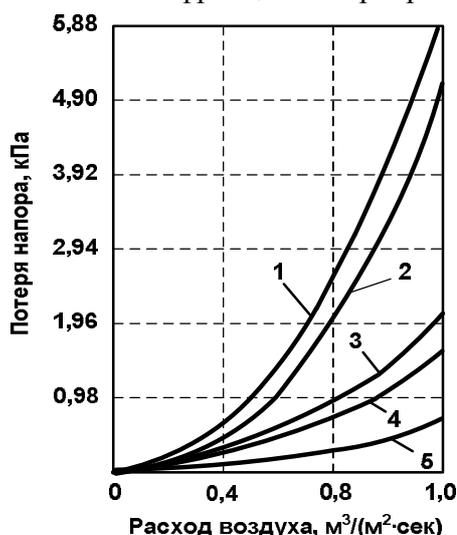
Рисунок 5.3 – Потеря напора газа в слое сортированной руды

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 (см. рисунок 5.3).

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

5.4). 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 5.4 – 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.

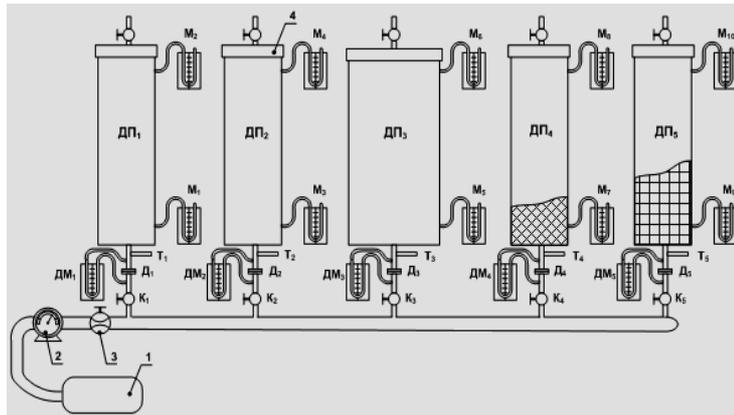
### 3 Описание установки

Схема лабораторного стенда представлена на рисунке 5.5.

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.



1–компрессор; 2–газовый счетчик; 3–общий кран; 4–съемный фланец; 5–регулирующие краны ( $K_1-K_5$ ); 6–измерительные диафрагмы ( $D_1-D_5$ ); 7–дифманометры для определения перепада давления на диафрагмах ( $DM_1-DM_5$ ); 8–модели шахт доменных печей ( $ДП_1-ДП_5$ ); 9–манометры для измерения статического давления на входе в слой ( $M_1, M_3, M_5, M_7, M_9$ ); 10–манометры для измерения статического давления на выходе из слоя ( $M_2, M_4, M_6, M_8, M_{10}$ ); 11–термометры ( $T_1, T_2, T_3, T_4, T_5$ ).

Рисунок 5.5 – Лабораторный стенд

#### 4 Порядок выполнения работы

В работе необходимо определить газопроницаемости трех видов шихты в моделях доменной печи.

Размер кусков шихты задается.

После загрузки приготовленной шихты закрыть и закрутить верхний фланец.

Визуально проверить герметичность системы.

Включить компрессор и замерить для каждой модели давление на входе, выходе и расходы воздуха. Полученные данные занести в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 – 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, $дм^3/мин$ : $Q_1$	
$Q_2$	$d_1, d_2, d_3$
$Q_3$	$d_1, d_2, d_3$

Сравнить 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.

## **Лабораторная работа №6. Изучение процесса 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**

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 выносится 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:

$$t = 24 \frac{V_{\text{пол}}}{V_0 \Pi}, \quad (6.1)$$

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:

$$P_a = P - (F_1 + F_2 + F_3), \quad (6.2)$$

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 величина 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 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 гарнисажа. 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, отесняя 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 гарнисажа 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 6.1).

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.

На уровне фурм соотношение сил, препятствующих опусканию, определяется выражением:

$$P = H\gamma_{ш}S - (\Delta P S + A + F_{тр.с} + F_{тр.к}), \quad (6.3)$$

где  $H$  - высота столбы шихты, м;

$\gamma_{ш}$  - насыпная масса шихты, кг/м<sup>3</sup>;

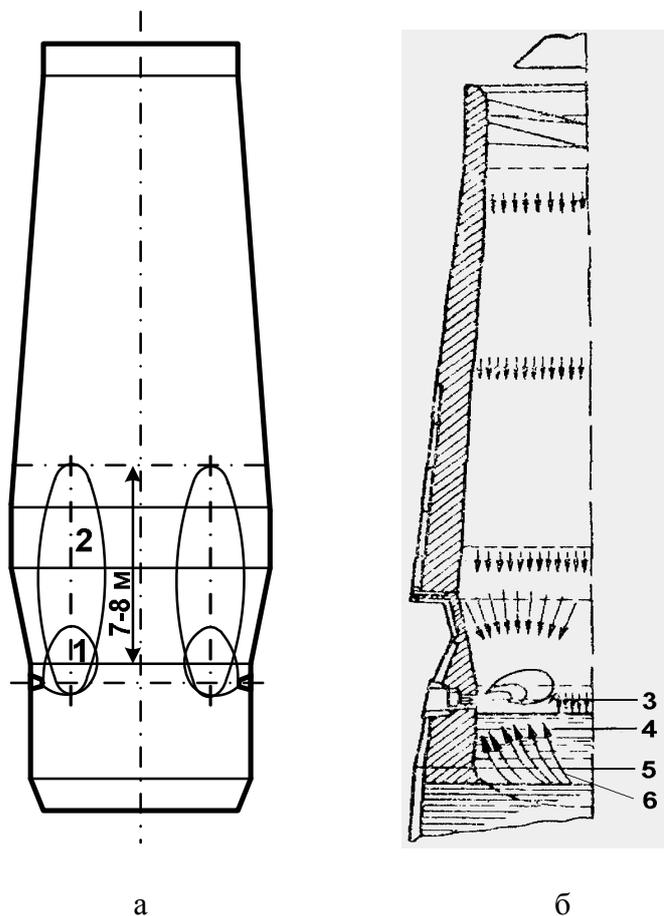
$S$  - площадь горна, м<sup>2</sup>;

$\Delta P$  - перепад давлений или противодействие газового потока;

$A$  - реакция опоры заплечиков;

$F_{тр.с}$  - сила трения у стен,

$F_{тр.к}$  - сила трения кусков шихты друг о друга.



1 – зона горения; 2 – зона разрыхления; 3 – ось воздушных фурм; 4 – ось шлаковой летки; 5 – ось чугунной летки; 6 – траектория движения кусков кокса

Рисунок 6.1 – 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 6.2

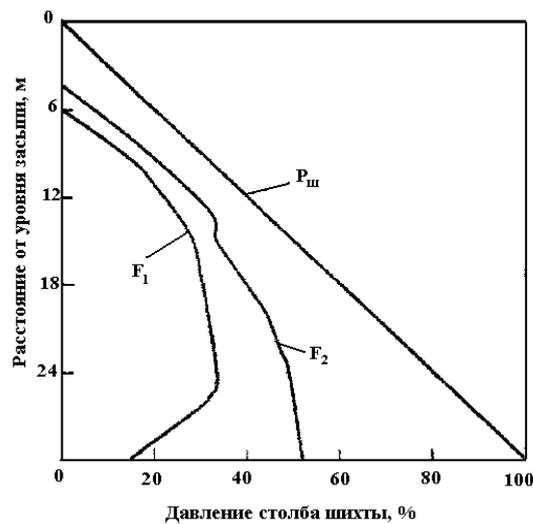
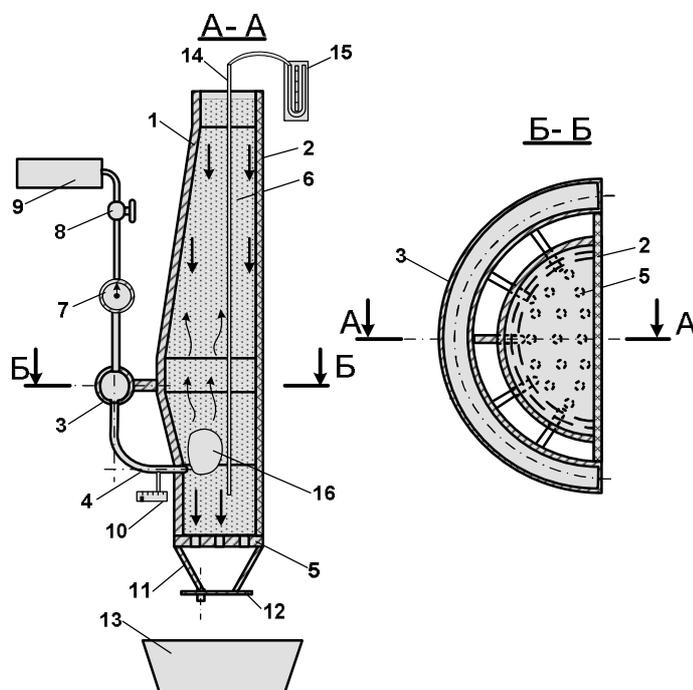


Рисунок 6.2 – Изменение давления столба шихты по высоте доменной печи

### 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 6.3).

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.



1–кожух печи; 2–прозрачное оргстекло; 3–кольцевой воздухопровод; 4–фурменный прибор; 5–колосник; 6–движущаяся 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 6.3 – Схема установки для моделирования схода доменной шихты

#### 4 Порядок выполнения работы

Закрывается пластинчатый затвор 12, загружаются шихтовые материалы в модель доменной печи.

Под наблюдением преподавателя студенты включают компрессор и снимают показания с манометра и расходомера.

Производятся замеры для различных расходов и давлений дутья: размеры зон горения, разрыхления, время схода шихты.

Для опытов применяют шихту одинаковой крупности и комбинированную (крупные – 30х30х30 и мелкие 10х10х10 мм).

Полученные данные заносятся в таблицу 6.1.

Таблица 6.1 – 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 <sub>1</sub>					
P <sub>2</sub>					
P <sub>3</sub>					
Расход дутья, л/мин:					
Q <sub>1</sub>					
Q <sub>2</sub>					
Q <sub>3</sub>					

При полной загрузке модели и закрытом затворе выключается дутье.

Студенты прикладывают кальку и копируют распределение шихтовых материалов по высоте модели доменной печи (конуса разрыхления, «зоны горения», профиль засыпи).

При проведении опытов давление замеряется при помощи зонда на следующих горизонтах модели: колошник, шахта, распар, заплечики, горн.

Данные заносятся в таблицу 6.2.

Таблица 6.2 – Зависимость перепада давления по высоте печи от давления дутья

Давление дутья, кПа	Перепад давления по высоте, кПа				
	колошник	шахта	распар	заплечики	горн
P <sub>1</sub>					
P <sub>2</sub>					
P <sub>3</sub>					

Строятся графики влияния давления и расхода дутья на размеры зон горения и разрыхления и перепад давлений по высоте печи.

На кальке представляется 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 различные технологических параметров на скорость движения шихтовых материалов в доменной печи.

4. Опишите особенности движения шихтовых материалов в нижней части доменной печи.

## **Лабораторная работа №7. Изучение процесса взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной**

### **1 Цель работы**

1) Изучение теоретических основ взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной.

2) Изучение основных особенностей движения металла в ванне, вынос брызг и другие явления, сопутствующие конвертерному процессу.

3) Развитие навыков применения методики теории подобия для изучения на холодной модели конвертора процессов взаимодействия газовых струй с жидкостью.

4) Выявление методом гидравлического моделирования зависимости между параметрами продувки и глубиной лунки при различных типах сопел.

5) Приобретение навыков использования полученных результатов для количественных расчетов глубины проникновения газовой струи в металл на реальном конвертере.

### **2 Теоретическое введение**

В конвертерных процессах газообразный кислород, подаваемый в ванну, является основным реагентом для осуществления главного элемента технологии плавки стали - окислительного рафинирования металла. При этом окислительное рафинирование используется и для нагрева ванны. От характера взаимодействия кислородной струи с ванной зависят ход и результаты плавки:

- скорость рафинирования и нагрева металла (продолжительность плавки, производительность агрегата), определяемая интенсивностью подачи кислорода;

- удельный расход кислорода и других материалов, зависящий от полноты их использования; выход годной стали, связанный со степенью развития дымообразования (испарения железа), выносов и выбросов;

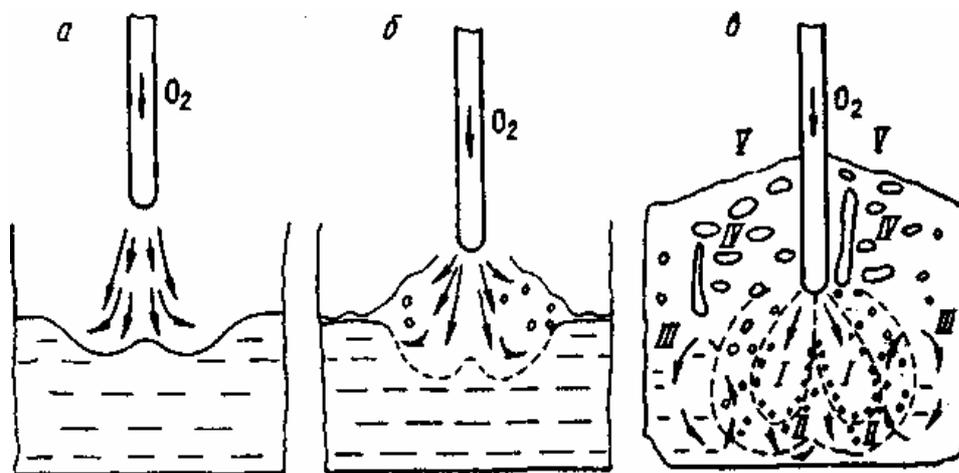
- качество конечного металла, прежде всего, окисленность; стойкость футеровки и другие показатели.

При подаче кислорода в жидкую ванну, прежде всего, необходимо обеспечить максимальную интенсивность подвода и высокую степень (в пределе - полную) усвоения его. Это возможно лишь тогда, когда весь кислород внедряется в металл и взаимодействует с ним в условиях очень большого развития поверхности контакта.

При верхней подаче дутья обеспечение внедрения струи в металл на требуемую глубину и рассредоточения дутья по поверхности ванны затруднено. Это связано с несовершенством конструкции фурмы для подачи кислорода: интенсивность охлаждения фурмы и другие параметры таковы, что ее нельзя погружать в объем жидкого металла, необходимо держать на некотором расстоянии от поверхности спокойной ванны, которое в производственных агрегатах обычно изменяется в пределах 1-2 м.

В этих условиях струя кислорода, выходящая из сопла фурмы, до достижения поверхности ванны постепенно теряет скорость (кинетическую энергию), следовательно, способность проникать в металл, поэтому для внедрения струи кислорода в металл на достаточную глубину необходимо иметь очень высокие начальные скорости, составляющие для крупных конвертеров 400-500 м/с и более. Это возможно лишь при высоких давлениях кислорода в фурме перед соплами, составляющих  $> 1$  МПа.

Внедрение кислородной струи в металл сопровождается образованием реакционной зоны, имеющей воронкообразную форму, наклон стенок и глубина которой определяются кинетической энергией (прежде всего скоростью) струи и вязкостью металла. Характерные варианты образования реакционной зоны приведены на рисунке 7.1. Струя кислорода, проникающая в металл, частично отражается от поверхности и приводит его в движение вследствие трения.



I и II — первичная и вторичная реакционные зоны; III — область более спокойного (основной массы) металла; IV—зона газо-шлако-металлической эмульсии; V — зона отходящих газов

Рисунок 7.1 – Схема взаимодействия струи газа и жидкости при малой (а), средней (б) и высокой (в) скорости дутья

Механическое взаимодействие струи кислорода с металлом происходит по законам соударения неупругих тел. При этом начальная кинетическая энергия струи  $E_0$  расходуется на следующие потери:

1. На дробление жидкости, то есть на преодоление сил поверхностного натяжения  $E_1 = \sigma \cdot S$ , где  $\sigma$  – поверхностное натяжения;  $S$  – суммарная поверхность образующихся капель;
2. На разгон капель, вовлеченных в струю и на перемешивание ванны,  $E_2$ ;
3. На преодоление выталкивающих (архимедовых) сил, то есть на погружение струи в жидкость,  $E_3$ ;
4. На потери энергии с отраженной струей,  $E_4$ ;
5. На потери энергии при неупругом соударении,  $E_5$ .

Величина  $E_1$  обычно составляет не более 3% от  $E_0$ , потери энергии с отраженной струей ( $E_4$ ) также невелики вследствие ассимиляции основной массы кислорода металлом. Поэтому  $E_0 = E_2 + E_3 + E_5$ .

В условиях промышленной продувки ванны кислородом приблизительно 20% начальной энергии струи расходуется на разгон капель и перемешивание ванны, 5-10% - на преодоление архимедовых сил и до 70% - на потери при неупругом соударении.

При малой кинетической энергии струи (низкое давлением кислорода в фурме или большое расстояние от поверхности металла) формируется реакционная зона в виде неглубокой открытой лунки без образования брызг металла (рисунок 7.1, а).

В этом случае отраженная струя в основном растекается по поверхности ванны, что обуславливает поверхностное окисление металла, если нет шлака. При наличии шлака кислород дутья преимущественно окисляет шлак по реакции  $2(\text{FeO}) + 1/2\{\text{O}_2\} = (\text{Fe}_2\text{O}_3)$ , примеси металла окисляются под действием кислорода оксидов железа шлака, концентрация которых в шлаке удерживается на значительно более высоком уровне, чем при других режимах. Степень усвоения кислорода металлом и скорость рафинирования очень низки, поэтому в производственной практике такой режим продувки обычно не используют.

С увеличением скорости (кинетической энергии) струи глубина реакционной зоны возрастает. По достижении некоторой величины кинетической энергии струи, скорость движения слоя металла, увлекаемого обратными потоками газа, настолько возрастает, что образуются волны с большими амплитудами колебания, приводящими к отрыву части жидкости от гребней волны и образованию брызг (см. рисунок 7.1, б).

При наличии шлака над металлом разбрызгивается и шлак. Использование кислорода улучшается, но оно остается неполным.

Обычный для производства режим продувки приводит к образованию реакционной зоны, глубоко проникающей в объем металла и имеющей более сложную структуру (см. рисунок 7.1, в). В этом случае реакционная зона имеет две области (зоны) - первичную (I) и вторичную (II).

Первичная реакционная зона представляет собой поток газов ( $O_2$ ,  $CO_2$  и  $CO$ ), в который вовлечено (эжектировано) большое количество мелких капель металла. Основная масса этих капель мгновенно окисляется полностью (сгорает). Этому способствуют высокая температура ( $>2500$  °C) и значительная поверхность контакта взаимодействующих фаз. В результате окисления железа, кремния, марганца и фосфора образуются железистые высокоокислительные шлаковые частицы, которые циркуляционными потоками вовлекаются во вторичную зону.

Вторичная реакционная зона является местом основного окисления примесей металла под действием кислорода оксидов, образовавшихся в первичной зоне, прежде всего  $FeO$ . Эта зона представляет собой часть металлической фазы, разрыхленную большим количеством мелких пузырей, содержащих в основном монооксид углерода  $CO$ , который образуется в результате эндотермической реакции  $[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$ . Вследствие протекания этой реакции и контакта вторичной зоны с основной массой относительно холодного металла ее температура заметно ниже, чем первичной (обычно не более 2000-2200 °C). Под действием внешних (циркуляционных потоков первичной зоны) и внутренних (окисление углерода) сил металл во вторичной зоне интенсивно перемешивается. Это в сочетании с интенсивным поступлением сильно окислительных шлаковых частиц из первичной зоны обеспечивает высокую степень удаления примесей металла, в том числе и углерода.

Высокоокисленный металл (концентрация растворенного кислорода может достигать  $> 1\%$ ) из вторичной реакционной зоны вовлекается в основной объем (в зону III, см. рисунок 7.1, в), имеющий более низкую температуру и высокое содержание примесей. В этих условиях растворимость кислорода в металле составляет сотые доли процента и становится возможным выделение из металла избытка кислорода в виде взвеси оксидов железа. Таким образом, окислительный процесс, начавшийся в первичной реакционной зоне, продолжается не только во вторичной зоне, но и во всем объеме металла. Окислению примесей в объеме металла также способствуют капли шлака, неизбежно попадающие в металл под действием сложных циркуляционных потоков, характерных для конвертерной ванны. Кроме того, часть примесей металла окисляется на границе металл-шлак и в шлаковой фазе, куда циркуляционные потоки выносят как оксиды железа (в основном из первичной зоны), так и капли металла.

Достаточно жидкоподвижный шлак под действием мелких газовых пузырей, поступающих из металлической фазы и особенно образующихся в самой шлаковой фазе, всегда находится во вспененном состоянии, образуя над металлом газо-шлако-металлическую эмульсию. Умеренное развитие этого процесса является обязательным условием нормального протекания операции продувки металла кислородом сверху. Вспенивание шлака можно считать нормальным, если газо-шлако-металлическая эмульсия занимает всю цилиндрическую часть конвертера над ванной. Недопустим подъем эмульсии до горловины, когда начинаются выбросы. Это учитывается при проектировании конвертеров, удельный объем которых составляет  $0,7-1,0$  м<sup>3</sup>/т выплавляемого металла.

При нормально вспененном шлаке струи кислорода, выходящие из сопел фурмы, оказываются полностью затопленными. Это обеспечивает, во-первых, практически полное

усвоение кислорода металлом и шлаком; во-вторых, существенное очищение выделяющихся из ванны газов от пылевидных частиц (фильтрацию), уменьшает дымовыделение и выносы.

Размеры реакционной зоны при верхней подаче дутья зависят, кроме параметров дутьевого режима (давления кислорода, диаметра сопла, расстояния фурмы от поверхности ванны), от содержания углерода в металле, скорости его окисления. При малых скоростях окисления углерода, наблюдаемых в случаях высокого содержания кремния (начало плавки) или низкой концентрации углерода (конец плавки), длина реакционной зоны возрастает, диаметр уменьшается. Повышение скорости окисления углерода приводит к некоторому уменьшению длины и увеличению диаметра, особенно вторичной зоны.

На рисунке 7.2 приведена зависимость глубины проникновения струи кислорода в жидкую ванну от параметров дутьевого режима. Данные рисунка 7.2 являются приближенными, но позволяют установить общие принципы выбора параметров дутьевого режима и дутьевых устройств.

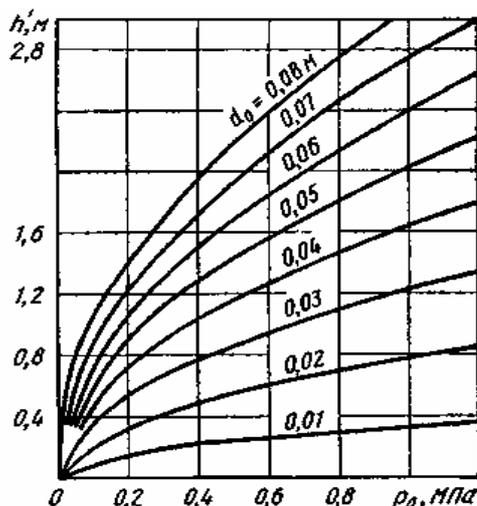


Рисунок 7.2 – Зависимость глубины проникновения струи в жидкую ванну ( $h'$ ) от давления перед соплом  $P_d$  и диаметра сопла  $d_0$  (высота фурмы над ванной  $\sim 1$  м)

Таким образом, важнейшими характеристиками кислородно-конверторного процесса являются параметры взаимодействия кислородной струи с расплавленной ванной. Они оказывают определяющее влияние в первом периоде продувки на соотношение скоростей окислительных процессов компонентов ванны и режим шлакообразования. Основной характеристикой, определяющей характер взаимодействия кислородной струи с ванной, является величина её заглубления в расплав.

В начальный период проникновения струи в металл большая часть кинетической энергии газа затрачивается на разгон капель и потери энергии в результате взаимодействия инерционных сил газа и жидкости. По мере движения струи вглубь ванны и уменьшения ее динамического напора усиливается влияние архимедовых сил, противодействующих внедрению газа.

То есть, при внедрении струи газа в жидкость определяющими являются силы инерции, действующие со стороны газового потока, и гидростатические выталкивающие силы. Предельная глубина погружения струи определяется из условий равенства остаточного динамического напора и выталкивающих сил.

Непосредственные измерения указанных параметров на кислородном конверторе настолько сложны, что проводятся крайне редко. Подобные взаимодействия изучают обычно в лабораторных условиях, в частности, с помощью физического моделирования на веществах, находящихся при нормальных условиях в газообразном и жидком состояниях.

В случае моделирования процессов, в которых определяющими являются инерционные и гидростатические силы, применяется критерий Архимеда ( $Ar$ ):

$$Ar = \frac{\rho_g \cdot \omega_g^2}{\rho_{ж} \cdot g \cdot l}, \quad (7.1)$$

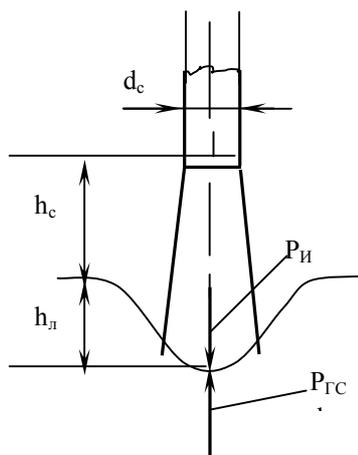
где  $\rho_g$  и  $\rho_{ж}$  – плотность газа и жидкости соответственно, кг/м<sup>3</sup>;  
 $g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  
 $\omega_g$  – скорость газа, м/с;  
 $l$  – характерный линейный размер, м.

Критерий Архимеда неудобен для работы, поскольку в него входит величина скорости газа  $\omega_g$ . Она зависит не только от параметров фурмы и давления газа перед соплом, но и от высоты расположения сопла над жидкостью. Для выявления роли линейных размеров струи преобразуем критерий Архимеда, умножив его на  $\pi/4$  и на  $l^2$ , в результате получим:

$$Ar^* = \frac{\pi}{4} \cdot \frac{\rho_g \cdot \omega_g^2 \cdot l^2}{\rho_{ж} \cdot g \cdot l^3}. \quad (7.2)$$

На рисунке 7.3 показана схема взаимодействия газовой струи с жидкостью.

Из представленной схемы следует, что диаметр сопла может быть принят в качестве характерного линейного размера инерционных сил газовой струи. За характерный линейный размер для гидростатических сил следует принять глубину образующейся лунки  $h_l$ . Но этот параметр зависит, в первую очередь, от высоты расположения сопла над уровнем спокойной ванны  $h_c$ , то есть от параметра, который может легко выдаваться и контролироваться в ходе эксперимента. Этот параметр и может быть принят в качестве характерного линейного размера.



$d_c$  – диаметр сопла, м;  $h_c$  – высота сопла под уровнем спокойной жидкости, м;  $h_l$  – глубина образовавшейся лунки, м;  $P_и$  – инерционные силы газовой струи, Н;  $P_гс$  – гидростатические силы, Н

Рисунок 7.3 – Схема взаимодействия газовой струи с жидкостью

Тогда уравнение (7.2) приобретает вид:

$$Ar^* = \frac{\pi \cdot d_c}{4} \cdot \frac{\rho_g \cdot \omega_g^2}{\rho_{ж} \cdot g \cdot h_c^3} = \frac{\rho_g \cdot \omega_g^2 \cdot f_c}{\rho_{ж} \cdot g \cdot h_c^3}, \quad (7.3)$$

где  $f_c$  – сечение струи, м<sup>2</sup>;

$h_c$  – высота фурмы над уровнем спокойной жидкости, м.

Числитель критерия  $Ar^*$  представляет собой импульс струи  $i_g$ :

$$i_r = f_c \cdot \rho_r \cdot \omega_r^2 \quad (7.4)$$

Если принять, что рассеяния энергии струи не происходит по мере удаления газов от среза сопла, то импульс струи и её энергия остаются постоянными на всём продолжении струи (в пределах реальных условий работы кислородных фурм). В этом случае скорость струи падает исключительно за счет разбавления струи газами, в которые втекает струя, и придания им соответствующих скоростей. Всё это позволяет рассчитать импульс струи один раз и при этом в стандартных условиях, а именно, на выходе из сопла фурмы по следующему соотношению:

$$i_r = f_c^0 \cdot \rho_r \cdot \omega_{го}^2 = \rho_r \cdot V_r \cdot \omega_{го} / n, \quad (7.5)$$

где  $f_c^0$  – сечение сопла, м<sup>2</sup>;

$\rho_r$  – плотность газа соответственно, кг/м<sup>3</sup> (для воздуха 1,28 кг/м<sup>3</sup>);

$V_r$  – объёмный расход газа,  $V_r = f_c^0 \cdot \omega_{го}$ , м<sup>3</sup>/с;

$\omega_{го}$  – скорость истечения газа на срезе сопла, м/с.

Величина  $V_r$  непосредственно измеряется с помощью расходомеров. Скорость истечения газа на срезе сопла определяется из уравнения, описывающего истечение идеального газа при адиабатических процессах расширения:

$$\omega_{го} = \sqrt{2 \cdot \frac{K}{K-1} \cdot R \cdot T_2 \cdot \left[ 1 - \left( \frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{K-1}{K}} \right]}, \quad (7.6)$$

где  $\omega_{го}$  – скорость истечения газа из сопла, м/с;

$R$  – газовая постоянная,  $R = R_0/M$  ( $R_0$  – универсальная газовая постоянная  $R_0 = 8,3143$  Дж/моль·К);

$M$  – молярная масса газа (для воздуха можно принять среднюю массу смеси кислорода и азота,  $M = 28,8 \cdot 10^{-3}$  кг/моль), кг/моль;

$P_2, T_2$  – давление и температура в пространстве, из которого истекает газ, кгс/см<sup>2</sup> и К;

$P_1$  – давление в пространстве, в которое истекает газ, кгс/см<sup>2</sup>;

$K$  – показатель адиабатического расширения (для двухатомных газов  $K = 1,4$ ).

Таким образом, получен критерий  $Ar^*$ , равенство значений которого на модели и в образце определяет подобие процессов взаимодействия газовых струй с жидкостью:

$$Ar^* = \frac{i_r}{\rho_{ж} \cdot g \cdot h_c^3}. \quad (7.7)$$

Опыты на различных жидкостях и с разными размерами сопел показали, что безразмерная глубина лунки  $h_l/h_c$  зависит только от  $Ar^*$ . Поэтому результаты моделирования процессов взаимодействия газовой струи с жидкостью может использоваться для определения глубины проникновения газовой струи металл на реальном конверторе. Применение многосопельных фурм усложняет картину взаимодействия, но основные закономерности остаются в силе.

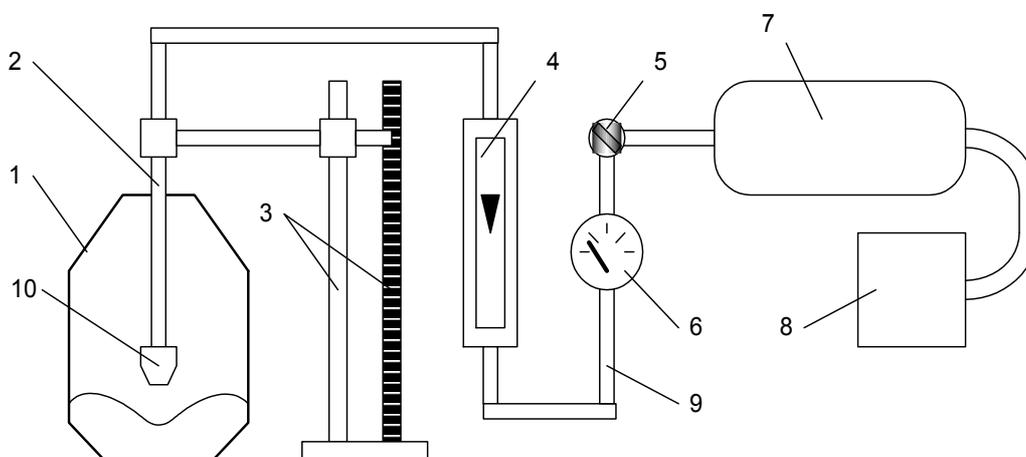
### 3 Описание установки

Схема установки представлена на рисунке 7.4.

Работа выполняется на прозрачной модели кислородно-конверторного агрегата 1, изготовленной из органического стекла в масштабе 1:50 по отношению к конвертору садкой 300 т.

Сжатый газ подается от компрессора 8 через ресивер 7 по соединительным шлангам 9 через вентиль 5.

Измерение объемного расхода газа осуществляется ротаметром 4 при избыточном давлении, фиксируемым манометром 6. Положение фурмы 2 измеряется с помощью штатива с измерительной линейкой 3. Расход газа регулируется вентилем 5.



1 – модель конвертера; 2 – фурма; 3 – штатив с измерительной линейкой; 4 – ротаметр; 5 – вентиль; 6 – манометр; 7 – ресивер; 8 – компрессор; 9 – соединительные шланги  
Рисунок 7.4 – Схема установки для моделирования кислородно-конвертерной плавки

При выполнении лабораторной работы используются модельные фурмы двух типов: односопловая и трехсопловая (рисунок 7.5).

Применяемые фурмы имеют следующие характеристики:

- односопловые – диаметры каналов и площади выходных сечений;
- трехсопловые – диаметры каналов и суммарные площади выходных сечений.

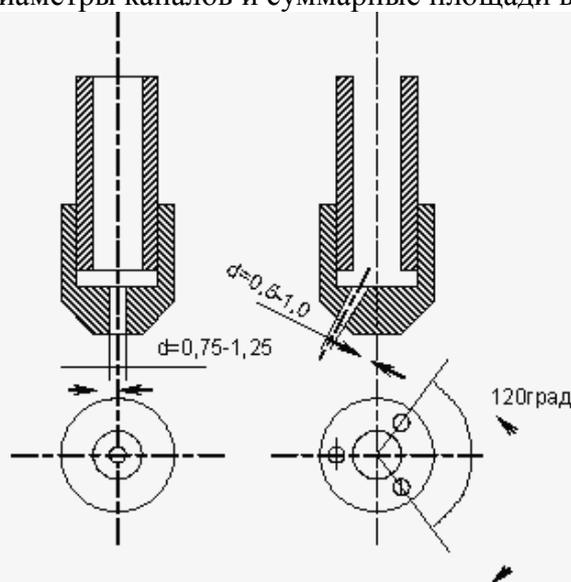


Рисунок 7.5 – Размеры односопловой и трехсопловой фурм

#### 4 Порядок выполнения работы

В модель конвертера 1 (см. рисунок 7.4) заливают воду (моделирующая жидкость) на высоту 100-180 мм.

Исследуемую односопловую фурму с заданным диаметром сопла устанавливают на определенный уровень от зеркала спокойной ванны  $h_c$  и начинают продувку.

Влияние расхода газа на характер взаимодействия газовой струи с ванной при кислородно-конвертерной плавке исследуют при постоянном положении фурмы и 4-5 различных значениях давлений  $P_2$  и соответствующих им расходах газа  $V_g$ , подаваемого из рессивера 7 через вентиль 5.

Значения положения фурмы и расходов газа задаются по указанному преподавателем варианту. Варианты заданий на работу приведены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 - Варианты положения фурмы и расходов газа

№ варианта	$h_c \cdot 10^{-3}$ , м	Расход газа по шкале ротаметра	
		1 сопло	3 сопла
1.	5 10 15 20 25	0 - 60	0 - 60
2.	10 20 30 40 50	0 - 80	0 - 80
3.	20 30 40 50 60	0 - 100	0 - 100
4.	5 20 40 60 80	0 - 100	0 - 100
5.	5 15 25 35 45	0 - 80	0 - 80
6.	0 20 40 60 80	0 - 100	0 - 100

Влияние высоты фурмы  $h_c$  на характер дутья изучают при одном давлении и постоянном расходе газа (указывает преподаватель). Высоту фурмы над зеркалом спокойной ванны изменяют в соответствии с заданием.

В процессе измерения, медленно открывая вентиль 5, подают газ до достижения требуемого расхода, отмечаемого по шкале ротаметра 4, а затем плавными поворотами вентиля редуктора поддерживают расход газа на заданном значении в течение опыта. Для каждого значения расхода замеряют глубину лунки  $h_l$  по шкале делений, нанесенных на измерительной линейке 3. Кроме того, необходимо при каждом положении модельной фурмы и расходе газа дать качественное описание зоны взаимодействия струи газа с жидкостью (конфигурация лунки, характеристика поверхности – наличие или отсутствие пузырей на ней, появление брызг, интенсивность пульсации поверхности и т.д.).

После проведения всех измерений с односопловой фурмой проводят аналогичные опыты с трехсопловой фурмой с той же суммарной площадью выходных сечений.

В конце экспериментов проводят наблюдения за характером движения жидкости под действием газовой струи в модели конвертера. Для этого в жидкость добавляют небольшое количество мелких твердых частиц или красящего вещества и проводят продувку через односопловую фурму, наблюдая характер движения частиц или окрашиваемых потоков. Результаты наблюдения зарисовывают. Результаты замеров и наблюдений вносятся в таблицу 7.2.

Таблица 7.2 - Результаты измерений и наблюдений

Число сопел в модельной фурме	Высота сопла над уровнем спокойной жидкости, мм	Расход газа, число делений шкалы ротаметра	Абсолютное давление перед соплом фурмы $P_g, \text{кгс/см}^2$	Глубина образующейся лунки $h_l$ , мм	Примечание (качественное описание взаимодействия струй с жидкостью)
1	2	3	4	5	6

Потери металла с брызгами определяют по привесу фильтровальной бумаги. Для этого перед каждой продувкой вокруг горловины конвертера укладывается слой фильтровальной бумаги, взвешенной с точностью до 0,01г. После продувки бумагу вновь взвешивают с той же точностью. Результаты вписываются в таблицу 7.3.

Таблица 7.3 - Результаты измерений потерь металла с брызгами при продувке

Число сопел в модельной фурме	$h_c$ , мм	Расход газа, число делений шкалы ротаметра	Исходный вес садки, г	Время продувки, мин.	Вес бумаги, г	
					до	после
1	2	3	4	5	6	7

### 5 Обработка опытных данных

При обработке результатов эксперимента необходимо провести следующие вычисления:

1 Определить расход газа  $Q_r$  (л/мин) в зависимости от числа делений ротаметра из выражения:

$$Q_r = \frac{50}{100} \cdot N, \quad (7.8)$$

где  $Q_r$  – расход газа, л/мин;

$N$  – число делений по шкале ротаметра, шт.

2 Найти расход газа  $V_r$  (м<sup>3</sup>/с) через одно сопло модельной фурмы, приведенный к нормальным условиям по уравнению:

$$V_r = 0,166 \cdot 10^{-4} \cdot Q_r \cdot (P_2/P_1) \cdot (1/n) \quad (7.9)$$

где  $Q_r$  – расход газа, л/мин;

$n$  – число сопел модельной фурмы;

$P_1$  – барометрическое давление, кгс/см<sup>2</sup>;

$P_2$  – абсолютное давление перед фурмой (см. таблицу 8.1), кгс/см<sup>2</sup>.

3 Рассчитать скорость истечения газа из сопел модельной фурмы по уравнению (7.6).

4 Определить по уравнению (7.5) импульс одной струи модельной фурмы и его логарифм. Учесть, что в качестве газа, моделирующего кислородное дутье, в работе применяется воздух с плотностью 1,28 кг/м<sup>3</sup>.

5 По уравнению (7.7) определить критерий  $Ar^*$  и рассчитать отношение  $h_n/h_c$ , а также их логарифмы. Учесть, что в качестве жидкости, моделирующей металл, в работе применяется вода с плотностью 1000 кг/м<sup>3</sup>.

Результаты расчетов сводятся в таблицу 7.4.

Таблица 7.4 - Результаты измерений и расчетов

$n$	$h_c$ , мм	$Q_r$ , деления шкалы ротаметра	$P_2$ , кг·с/см <sup>2</sup>	$h_n$ , мм	$Q_r$ , л/мин	$V_r$ , м <sup>3</sup> /с	$W_{г0}$ , м/с	$i_r$ , Н	$Ar^*$	$h_n/h_c$	$lg i_r$	$lg Ar^*$	$lg h_n/h_c$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14

По данным таблицы 7.4 строятся зависимости в координатах  $lg i_r - lg h_n/h_c$  и  $lg h_n/h_c - lg Ar^*$  для каждого типа фурмы.

## **6 Контрольные вопросы**

1. Почему работа проводится методом моделирования?
2. Какие гидродинамические силы определяют глубину образующейся лунки внутри струи газа в жидкость?
3. Какими силами можно пренебречь при моделировании взаимодействия струй газа с жидкостью?
4. Объясните зависимость размеров лунки от высоты фурмы над ванной и конструкции фурмы.
5. Как влияет режим продувки на рафинировочные процессы в кислородном конвертере?
6. Реакционная зона при продувке в реальном кислородном конвертере и ее элементы.
7. Какой критерий необходимо брать за определяющий при моделировании взаимодействия струй газа с жидкостью?
8. Почему требуется видоизменение известного критерия моделирования взаимодействия газовых струй с жидкостью?
9. Как определяется и контролируется расход газа в данной работе?
10. Почему при задачах моделирования необходимо находить зависимости, в которых в качестве функции и аргументов фигурируют безразмерные величины?
11. Какие величины обычно используются в качестве аргумента при гидродинамическом моделировании?
12. Какие физические величины необходимо фиксировать во время экспериментов при выполнении данной работы?
13. Сколько типов фурм исследуются в лабораторной работе?
14. Какие требования по технике безопасности необходимо соблюдать при выполнении работы?
15. Какие расчеты выполняются в данной лабораторной работе?
16. Какие основные конечные задачи должны быть решены после полного выполнения работы?
17. Какие основные недостатки гидродинамического моделирования металлургических процессов как инструмента для исследования?

## **Лабораторная работа №8. Определение максимальной окисленности металлической ванны при ее кислородном рафинировании**

### **1 Цель работы**

- 1 Моделирование на ЭВМ распределения кислорода между шлаком и металлической ванной сложного состава с использованием теории активности и статистической термодинамики оксидных ионных расплавов;
- 2 Расчет предельной окисленности жидкой стали в зависимости от температуры и состава реагирующих фаз.

### **2 Теоретическое введение**

На предельное равновесное содержание кислорода в металлическом расплаве влияют содержащиеся в нем примеси и легирующие элементы, окислительный потенциал находящегося в равновесии с металлом оксидного расплава и температура. В количественной форме это оценивается через величины термодинамических параметров взаимодействия, отражающих взаимные влияния компонентов на их активности в разбавленном металлическом растворе и через активности кислорода в шлаке.

Для описания поведения компонентов в реальных растворах можно использовать уравнения идеальных растворов, заменив концентрации на значения активностей. В реальном растворе химический потенциал компонента равен:

$$\mu_i = \mu_i^0 + R \cdot T \cdot \ln a_i = \mu_i^0 + R \cdot T \cdot \ln \gamma_i + R \cdot T \cdot \ln N_i \quad (8.1)$$

где  $\mu_i^0$  - химический потенциал компонента в стандартном состоянии (при  $N=1$ );

$a^i$  - активность компонента в растворе;

$\gamma_i$  - коэффициент активности;

$N_i$  - мольная доля компонента.

Переход компонента из стандартного состояния в раствор данной концентрации  $i_{ж} = [i]_{N,i}$  при постоянной температуре сопровождается изменением свободной энергии:

$$\Delta G_i^0 = RT \ln a_i = RT \ln \gamma_i + RT \ln N_i. \quad (8.2)$$

Первое слагаемое правой части уравнения представляет собой избыточную свободную энергию растворения, то есть:

$$\Delta G_i^{изб} = R \cdot T \cdot \ln \gamma_i \quad (8.3)$$

Разложение функции  $\ln \gamma_i$  в ряд Тейлора вблизи точки, отвечающей чистому растворителю, при условии, что стандартным состоянием является чистый компонент 1, приводит к выражению:

$$\ln \gamma_i = \ln \gamma_i^0 + \sum_j^n \varepsilon_i^j \cdot N_j + \sum_j^n \rho_i^j \cdot N_j^2 + \sum_j^n \sum_k^n \rho_i^{jk} \cdot N_j \cdot N_k, \quad (8.4)$$

где  $\gamma_i^0$  - коэффициент активности компонента  $i$  в бесконечно разбавленном растворе;

$N_i$  - мольная доля растворителя;

$i$  - элемент в растворе;

$j, k$  - легирующие элементы до  $n$ ;

$\varepsilon_i^j$  - параметр взаимодействия первого порядка, характеризующий влияние  $j$ -го компонента раствора на активность  $i$ -го компонента;

$\rho_i^j$  - параметр взаимодействия второго порядка, характеризующий влияние  $j$ -го компонента раствора на активность  $i$ -го компонента;

$\rho_i^{jk}$  - перекрестный параметр взаимодействия, учитывающий влияние пар легирующих компонентов на активность  $i$ -го компонента.

В случае, если за стандартное состояние принимают 1%-ный разбавленный раствор компонента  $i$  в растворителе 1, то разложение в ряд Тейлора логарифма коэффициента активности  $i$ -го компонента будет иметь вид:

$$\ln f_i = \ln f_i^\infty + \sum_j^n e_i^j \cdot [\%j] + \sum_j^n r_i^j \cdot [\%j]^2 + \sum_j^n \sum_k^n r_i^{jk} \cdot [\%j] \cdot [\%k], \quad (8.5)$$

Поскольку коэффициент активности 1 %-го разбавленный раствор компонента  $i$  равен единице, то  $\ln f_i = 0$ , поэтому для такого случая можно записать:

$$\ln f_i = \ln f_i^1 + \ln f_i^2 + \ln f_i^3 + \dots \text{или } f_i = f_i^1 \cdot f_i^2 \cdot f_i^3 \cdot \dots$$

Наиболее надежные - данные о параметрах взаимодействия I порядка, менее надежные - данные о параметрах II порядка. Данные о перекрестных параметрах весьма ограничены и недостаточно надежны.

В справочной литературе приведены значения параметров взаимодействия различных растворов, в том числе на основе железа, а также их зависимости от температуры. Для небольшого температурного интервала можно рекомендовать следующие численные значения параметров взаимодействия кислорода с элементами, растворенными в расплаве железа, при 1600 °С:

$e_0^0$	$e_0^{\text{Ni}}$	$e_0^{\text{Co}}$	$e_0^{\text{Mo}}$	$e_0^{\text{Cu}}$	$e_0^{\text{W}}$	$e_0^{\text{Mn}}$
-0.20	0.006	0.008	0.0035	-0.013	-0.0085	-0.028

Зависимость параметра взаимодействия кислорода  $e_0^0$  от температуры определяется выражением:

$$e_0^0 = -1750/T + 0,734. \quad (8.6)$$

Зная величины параметров взаимодействия, вычисляют величины коэффициентов активности:  $\ln f_i^j = e_i^j [\%]$ .

При кислородном рафинировании металлической ванны в процессе выплавки стали сначала окисляются элементы, обладающие большим сродством к кислороду: Al, Si, Cr, Mn. Затем начинает окисляться железо, поэтому окисленность металлической ванны определяется равновесием реакции  $(\text{FeO}) = [\text{Fe}]_{\text{ж}} + [\text{O}]$ .

Константа равновесия реакции равна:

$$K = \frac{a_{[\text{O}]} \cdot a_{[\text{Fe}]}}{a_{(\text{FeO})}}, \quad (8.7)$$

причем:

$$\lg K = -6150/T + 2,604. \quad (8.8)$$

Для нелегированной и низколегированной стали можно принять, что  $a_{[\text{Fe}]} = N_{[\text{Fe}]} \approx 1$ . Тогда  $K = a_{[\text{O}]} / a_{(\text{FeO})}$ . В стали под шлаком, состоящим из жидкого FeO ( $a_{(\text{FeO})} = 1$ ), достигаются максимально возможные активность и концентрация кислорода:  $K = a_{[\text{O}]\text{max}}$

В случае высоколегированного расплава  $N_{[\text{FeO}]} \neq 1$ . Принимается, что  $a_{[\text{Fe}]} = N_{[\text{Fe}]}$ , тогда:

$$K = a_{[\text{O}]} \cdot N_{[\text{Fe}]} / a_{(\text{FeO})}. \quad (8.9)$$

Поскольку

$$a_{[\text{O}]} = f_{\text{O}} \cdot [\text{O}], \text{ то } [\text{O}] = K \cdot a_{(\text{FeO})} / f_{\text{O}} \cdot N_{[\text{Fe}]}. \quad (8.10)$$

Влияние растворенных в железе элементов (Ni, Co, Mo и др.) на активность и растворимость кислорода в расплавах выражается через коэффициент активности кислорода, то есть:

$$f_{\text{O}} = f_{\text{O}}^{\text{O}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Ni}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Co}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Mo}} \cdot \dots \quad (8.11)$$

Поэтому:

$$\lg f_{\text{O}} = \sum \lg f_{\text{O}}^i = e_{\text{O}}^{\text{O}} \cdot [\text{O}] + \sum e_{\text{O}}^i \cdot [i]. \quad (8.12)$$

Используя выражения (8.11) и (8.12), получается уравнение для расчета предельного содержания кислорода в расплаве сложного состава:

$$\lg [\text{O}] - \lg K / N_{[\text{Fe}]} + e_{\text{O}}^{\text{O}} [\text{O}] + \sum e_{\text{O}}^i \cdot [i] - \lg a_{(\text{FeO})} = 0. \quad (8.13)$$

Расчет активности FeO в многокомпонентном основном шлаке можно сделать на основе статистической термодинамики ионных растворов:

$$a_{(\text{FeO})} = \gamma_{(\text{FeO})} \cdot x_i; \quad (8.14)$$

$$\lg \gamma_{\text{FeO}} = \frac{1000}{T} [2,18 \cdot x_{\text{Mn}} \cdot x_{\text{Si}} + 5,9(x_{\text{Ca}} + x_{\text{Mg}})x_{\text{Si}} + 10,5 \cdot x_{\text{Ca}} \cdot x_{\text{P}}], \quad (8.15)$$

где  $x_i$  - ионные доли  $i$ -х катионов компонентов шлака, величины которых определяются по формуле:

$$x_i = \nu_i \cdot n_i / (\sum \nu_i \cdot n_i), \quad (8.16)$$

где  $n_i$  - число молей компонента в расчете на 100 г шлака;

$\nu_i$  - число катионов в молекуле компонента в шлаке.

### 3 Описание установки

Работа выполняется на ЭВМ, в программе Excel.

### 4 Порядок выполнения работы

После проверки теоретических знаний выдается вариант задания из данных таблиц 8.1 и 8.2. Исходя из полученного задания и используя литературные данные, каждый студент составляет исходные данные и производит расчеты в среде электронных таблиц Excel.

Таблица 8.1 – Вариант состава и температуры металлической ванны

№ варианта	Состав металлической ванны, % (по массе)				Температурный интервал, °С
	Fe	Ni	Co	Mo	
1	Fe	8	2	5	1550-4750
2	Fe	10	15	5	1600-1800
3	Fe	10	26	10	1600-1800
4	Fe	12	2	5	1550-1750
5	Fe	10	10	5	1600-1800
6	Fe	5	2	5	1600-1800
7	Fe	18	2	5	1600-1800
8	Fe	20	2	5	1550-1750

Таблица 8.2 – Вариант состава шлака

№ варианта	Содержание, %					
	FeO	MnO	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
1	60.0	2.0	19.5	15.0	3.5	0.0
2	65.0	2.0	15.0	15.0	3.0	0.0
3	70.0	0.5	16.5	10.0	3.0	0.0
4	75.0	0.5	12.5	10.0	2.0	0.0
5	80.0	0.5	6.5	10.6	1.0	2.0

В ходе выполнения работы студент выполняет следующие задачи:

1 Рассчитать предельное максимальное содержание кислорода в жидком металле определенного состава, находящегося в равновесии с оксидным расплавом известного состава. В расчёте использовать термодинамические параметры взаимодействия первого порядка.

2 Определить, задаваясь концентрацией кислорода в металлическом расплаве, активность FeO в шлаке, равновесном с металлом.

3 Сделать графическое представление полученных результатов, а также проанализировать полученные результаты.

### 5 Контрольные вопросы

1. Что такое химический потенциал компонента.
2. Назвать термодинамические параметры взаимодействия первого и второго порядков.
3. Соотношения между молярными и массовыми параметрами взаимодействия.
4. Связь коэффициента активности и параметра взаимодействия.
5. Вывод расчетного уравнения для определения растворимости кислорода в металлической ванне сложного состава, находящейся в равновесии с оксидной фазой.
6. Основные положения статистической ионной теории шлаков.
7. Выбор стандартного состояния для компонента, растворенного в металлическом и шлаковом расплавах.
8. Коэффициент активности кислорода в многокомпонентном расплаве на основе железа.

## Лабораторная работа №9. Имитационное моделирование процесса обработки стали на агрегате доводки стали

### 1 Цель работы

- 1 Изучение основ теории обработки стали на агрегате доводки стали;
- 2 Приобретение навыков расчета расхода раскислителей, легирующих, шлакообразующих и инертного газа, корректировки температуры;

### 2 Теоретическое введение

Ограниченные возможности регулирования физических и физико-химических условий протекания процессов плавки стали в сталеплавильных агрегатах (мартеновских и дуговых печах, конвертерах), а также повышение требований к качеству стали, привели к необходимости включения в технологическую цепочку выплавки стали нового процесса – внепечной обработки стали (другие названия: внепечная металлургия, ковшевая металлургия, внеагрегатная обработка, ковшевое рафинирование). Обеспечивая получение

не только высокого, а в ряде случаев нового качества, но и повышение производительности сталеплавильных агрегатов, внепечная обработка стали начала особенно быстро развиваться в 60-70-х годах и стала неотъемлемой частью сталеплавильного производства.

В настоящее время в мировой практике методами внепечной металлургии обрабатывают сотни миллионов тонн стали. Быстрое и широкое распространение внепечной обработки объясняется многими положительными моментами, главными из которых являются:

- упрощение технологии конвертерной (и мартеновской) плавки, так как появляется возможность продувки металла кислородом до низких содержаний углерода с последующей корректировкой состава по углероду и другим примесям;

- создание условий для ведения конвертерной плавки с очень малым количеством шлака ("бесшлаковая технология"), с малым расходом добавочных материалов, меньшими потерями железа в шлак и т.д.;

- замена двухшлаковой технологии электроплавки на одношлаковую без скачивания шлака (уменьшаются продолжительность плавки, расход электроэнергии, трудовые затраты и т.д.);

- обеспечение надежной и высокопроизводительной работы машин непрерывной разливки стали, где требуется точная и стандартная от плавки к плавке регулировка температуры и получение металла стандартно чистого от вредных примесей, прежде всего от серы (сегодня практически вся сталь, разливаемая на машинах непрерывной разливки, предварительно подвергается внепечной обработке);

- получение более дешевыми методами и в больших количествах особо чистой стали с ничтожным содержанием нежелательных примесей. Это, в свою очередь, позволяет получать сталь новых марок с очень высокими показателями прочности и пластичности;

- изменение структуры и типа потребляемых ферросплавов и раскислителей в сторону снижения требований к составу и соответствующее их удешевление (использование более дешевых марок феррохрома, ферроникеля и т. п.);

- широкое внедрение технологии "прямого легирования" с использованием природно-легированных руд, а также материалов из шлаковых отвалов и различных отходов смежных производств.

Эти и многие другие достоинства сталеплавильных технологий с использованием методов внепечной обработки привели к тому, что сегодня работа сталеплавильных цехов немыслима без наличия в их составе агрегатов внепечной обработки.

В настоящей работе приводятся основы теории обработки стали на агрегате доводки стали, сочетающем в себе основные методы внепечной обработки стали: продувка металла инертными газами; коррекция химического состава стали и ее микролегирование присадками кусковых материалов; охлаждение металла; продувка металла порошками.

В силу специфики сталеплавильного производства, студенты-металлурги совершенно лишены возможности руководить процессом доводки стали в промышленных условиях и имеют очень ограниченную возможность проводить эти операции в лабораторных опытах. Первые навыки управления процессом доводки стали он может получить при имитационном моделировании процесса обработки стали на агрегате доводки стали (АДС) на ЭВМ.

При проведении процесса обработки стали на АДС должны быть решены следующие задачи:

- выбор технологии коррекции химического состава металла с получением стали в соответствии с заданной маркой;

- определение расхода корректирующих добавок;

- усреднение состава и температуры металла;

- охлаждение металла с целью обеспечения заданной температуры.

## 2.1 Основы теории внепечной обработки металла на АДС

Внепечная обработка стали начала активно применяться в 60-х годах, главным образом для повышения производительности дуговых сталеплавильных печей и конвертеров, позволяя вынести часть процессов рафинирования из этих агрегатов в ковш. Однако уже начало внедрения современных процессов внепечной обработке показало, что они позволяют существенно улучшить качество стали:

- выравнивание температуры и химического состава стали в объеме ковша - продувкой инертным газом;
- глубокое обезуглероживание ( $< 0,02\% \text{ C}$ ) - вакуумированием;
- углеродное раскисление и высокая чистота стали по оксидным включениям - вакуумированием;
- десульфурация до  $< 0,003\%$  - продувкой порошками, обработкой шлаком;
- изменение формы (модификация) оксидных и сульфидных включений - обработкой порошками щелочноземельных металлов (обычно кальция), их сплавов.

Результаты внепечной обработки определяются принятым методом и технологией, с помощью которой она осуществляется. Вместе с тем существенное значение имеет подготовка плавки к внепечной обработке, особенно предупреждение попадания в ковш печного (конвертерного) шлака.

Наиболее простым способом внепечной обработки стали с целью улучшения ее качества является продувка жидкого металла в ковше инертным газом. Пузырьки газа, всплывающие при продувке через весь слой металла, способствуют его рафинированию. При увеличении интенсивности массопереноса в ковше происходит выравнивание состава и температуры в объеме металла. Интенсивное перемешивание ускоряет доставку неметаллических включений к поверхности металл - шлак и удаление их из стали. Этому же способствует удаление неметаллических включений пузырьками продуваемого газа вследствие их адсорбции на поверхности этих пузырьков. Так как парциальное давление водорода в пузырьках инертного газа равно нулю, они по отношению к водороду являются в некотором смысле вакуумными полостями и экстрагируют его из металла.

Продувку инертным газом в ковше широко применяют и в сочетании с другими способами внепечной обработки (вакуумом, порошками) для интенсификации массо- и теплообменных процессов. Наиболее часто для продувки в ковше используют аргон, который получают на кислородных станциях металлургических заводов при разделении воздуха с целью производства кислорода. Иногда для продувки металла в ковше применяют азот. Это возможно, когда сталь не содержит нитридообразующих элементов, имеющих высокое химическое сродство к азоту (циркония, титана, ванадия).

Расход инертного газа при продувке обычно составляет  $0,3-2,0 \text{ м}^3/\text{т}$  стали. Газ в металл обычно подают через погружаемую фурму, через пористую огнеупорную пробку в днище ковша или через пористые швы в днище ковша.

Продувка металла порошкообразными материалами (или вдуванием в металл порошкообразных материалов) проводится с целью обеспечить: 1) максимальный контакт вдуваемых твердых реагентов с металлом; 2) максимальную скорость взаимодействия реагентов с металлом и 3) высокую степень использования вдуваемых реагентов.

Положительная сторона этого метода состоит в том, что реагент в металл вдувается струей газа-носителя, который сам оказывает определенное воздействие на металл. Тазом-носителем может быть: а) окислитель (например, кислород или воздух); б) восстановитель (например, аргон). В качестве вдуваемых реагентов используются шлаковые смеси, а также металлы или сплавы металлов.

Метод вдувания порошков используется для различных целей:

1) для дефосфорации металла. При использовании шлаковых смесей для удаления фосфора в металл обычно вдувается в струе кислорода смесь, состоящая из извести, железной руды и плавикового шпата. Этот прием используют обычно для подачи такого

рода смесей непосредственно в конвертер (при переделе высокофосфористых чугунов) или электропечь (при получении стали и сплавов с очень низким содержанием фосфора);

2) для десульфурации. Для удаления серы в металл вдуваются (в струе аргона или азота): а) флюсы на базе извести и плавикового шпата; б) смеси, содержащие кроме шлакообразующих также кальций (иногда магний); в) реагенты, которые из-за больших энергий взаимодействия и соответствующего пироэффекта обычными способами вводить в металл нельзя (кальций, магний);

3) для раскисления (ввод раскислителей в виде порошков);

4) для легирования, в том числе для введения металлов, которые из-за вредного действия на здоровье обычными методами вводить опасно (свинец, селен, теллур);

5) для ускорения шлакообразования;

6) для науглероживания.

Вдувание в металл порошкообразных карбонизаторов (графита, кокса и т.п.) позволяет в различных случаях решать разные задачи, в частности: а) корректировать содержание углерода в металле; б) при недостатке или отсутствии чугуна повышать в металле содержание углерода до пределов, необходимых для нормального ведения процесса; в) раскислять металл (вдувание в окисленный металл порошка углерода вызывает бурное развитие реакции обезуглероживания, содержание кислорода при этом уменьшается, а выделяющиеся пузыри оксида углерода "промывают" ванну от газов и неметаллических включений).

Опыт показал, что вдувание в металл порошкообразных реагентов является одним из эффективных способов повышения качества стали. В настоящее время практически во всех промышленно развитых странах используют различные приемы, способы; для введения вглубь металла широко используют различные шлаковые смеси в порошкообразном виде, а также кальций, магний, барий, редкоземельные элементы. Способы введения реагентов вглубь металла весьма разнообразны; поэтому ныне под терминами "вдувание порошков", "инъекция", "инжекция", "инжекционная металлургия" понимается большое число технологий с использованием разнообразной техники.

Наибольшее распространение получила практика вдувания в металл кальцийсодержащих реагентов.

## 2.2 Технология обработки стали на АДС

На АДС осуществляются следующие технологические операции:

- продувка металла аргоном;
- коррекция химического состава стали и ее микролегирование
- присадками кусковых материалов;
- охлаждение металла;
- продувка металла порошками;
- введение в металл алюминиевой проволоки;
- засыпка поверхности металла теплоизолирующими материалами;
- замер температуры и отбор проб металла.

Обработка стали на АДС является заключительной частью технологии плавки стали, целью которой является доведение до требуемого химического состава готовой стали и ее температуры, а также обеспечения однородности металла по указанным параметрам. Процесс раскисления и легирования металла связан с определенными трудностями, так как отсутствует информация о содержании кислорода в металле, а также его изменения по ходу технологической цепочки производства стали в цехе.

В производственных условиях содержание кислорода в стали после раскисления не контролируются. О правильности раскисления стали судят по содержанию элементов-раскислителей в готовой стали, которое задается стандартами для каждой марки стали.

Раскисление кипящей стали проводится самым слабым раскислителем – марганцем, который обычно вводят в металл в виде ферромарганца в количестве, обеспечивающем получение требуемого содержания марганца в металле.

Раскисление полуспокойной стали проводят двумя элементами – марганцем и кремнием, причем оптимальная степень раскисленности металла, при которой слиток имеет наилучшую структуру, обеспечивается при содержании в металле 0,07-0,12% Si. Для раскисления в полуспокойную сталь при выпуске вводят ферромарганец и ферросилиций, а также силикомарганец.

Раскисление спокойной стали проводят наиболее полно, что достигается введением в металл трех элементов – марганца, кремния и алюминия. Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали.

Перед поступлением на АДС металл может подвергаться предварительному раскислению в ковше на выпуске плавки.

Обработка стали на АДС начинается с продувки аргоном с целью усреднения химического состава и температуры металла в объеме ковша. Эта операция производится на всех плавках, независимо от марки стали. Аргон подается в металл через футерованную фурму. Глубина погружения фурмы в металл в процессе обработки составляет 3,8÷4,4 м.

Фурма устанавливается в исходное положение над металлом, подается аргон с расходом 30-40 м<sup>3</sup>/ч, после чего начинают опускать фурму на заданную глубину. По мере погружения фурмы расход аргона увеличивают и поддерживают в пределах 50-80 м<sup>3</sup>/ч, а для хромосодержащих сталей расход аргона устанавливается в пределах 70-90 м<sup>3</sup>/ч.

По истечении трех минут усреднительной продувки производится измерение температуры и отбор пробы металла для химического анализа без прекращения продувки.

Через шесть минут от начала продувки производится повторный замер температуры металла.

По результатам экспресс-анализа пробы металла определяется масса корректирующих добавок соответствующих ферросплавов из расчета получения массовой доли вводимых элементов на 0,05% выше нижнего предела в готовой стали и с учетом их усвоения.

Расход корректирующих добавок определяется по формуле:

$$G_p = \frac{100 \cdot G_M \cdot ([E]_C - [E]_M)}{[E]_d \cdot (100 - U_e)}, \quad (9.1)$$

где  $G_p$  – расход ферросплава, кг;

$[E]_C$  – среднее содержание элемента (марганца или кремния) в заданной марке стали, %;

$[E]_M$  – содержание элемента в металле перед обработкой, %;

$[E]_d$  – содержание элемента в добавке, %;

$U_e$  – угар элемента при введении добавки в металл, % (см. таблицу 9.1).

Рекомендации по выбору угара ведущего элемента легирующей добавки приведены в таблице 9.1.

При использовании данных таблицы 9.1 следует иметь в виду, что угар легирующих увеличивается с уменьшением содержания углерода в металле, с повышением содержания оксидов железа в шлаке и увеличением основности шлака.

При легировании стали необходимо учитывать увеличение массы металла при введении корректирующих добавок. Корректирующие добавки присаживают отдельными порциями массой не более 400 кг с интервалом 0,5÷2,0 мин. Рекомендуемый суммарный расход вводимых ферросплавов для коррекции составляет не более 1,5 т. При этом следует учитывать, что 200 кг металлического марганца и ферромарганца, 250 кг силикомарганца и силикохрома снижают температуру металла на 1 °С.

Таблица 9.1 – Угар ведущего элемента при раскислении-легировании стали

Ведущий элемент ферросплава	Угар элемента ферросплава при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Хром*	15-20	10-15	8-10
Ванадий*	20-25	15-20	10-15
Фосфор, сера*	20-35		
Углерод*	30-50		
Никель, медь*	0		
Алюминий*	100 / 10-20**		

Примечания:  
 1) \* угар легирующего элемента после предварительного раскисления марганцем и кремнием;  
 2) \*\* в числителе - при раскислении, в знаменателе – легировании.

После присадки последней порции марганец - и кремнийсодержащих ферросплавов металл продувается аргоном не менее пяти минут, а после присадки хромосодержащих ферросплавов - не менее шести минут.

По результатам измерения температуры определяется необходимость введения охладителя для достижения заданной температуры металла с учетом следующих положений:

- продувка металла аргоном снижает его температуру на 1,0-2,0 °С за минуту;
- погружение сляба на глубину 2,0-2,5 м снижает температуру на 3,0-4,0 °С за минуту;
- присадка 200 кг металлической сечки снижает температуру на 1,0 °С;
- присадка металлической сечки осуществляется через систему подачи кусковых ферросплавов порциями по 200÷400 кг с интервалом 0,5-1,0 мин без прекращения продувки аргоном.

После извлечения сляба металл продувают аргоном не менее двух минут. После присадки последней порции металлической сечки металл продувают аргоном не менее четырех минут. По окончании продувки металла аргоном отбирается его проба и измеряется температура. Температура стали должна соответствовать требуемой для данной группы марок стали.

Общая продолжительность продувки аргоном должна быть не менее шести минут для углеродистых сталей, восьми минут - для хромосодержащих сталей и не менее 10 мин - для остальных легированных и низколегированных сталей.

Микролегирующие элементы (титан, ниобий, ванадий, РЗМ, бор и другие) вводятся в ковш после трех-четырех минутной предварительной продувки металла аргоном и измерения температуры.

В случае перегрева металла микролегирующие элементы вводятся только после его предварительного охлаждения. После введения последней навески микролегирующих элементов металл продувается аргоном не менее пяти минут.

При выплавке стали марки О8Ю часть алюминия присаживается в ковш во время выпуска металла из конвертера в количестве 0,3 кг/т стали.

После подачи металла на АДС производится усреднительная продувка, измеряется его температура, отбирается проба металла.

Алюминиевая катанка диаметром 9÷14 мм вводится в ковш трайб-аппаратом со скоростью 5-7 м/с. Массовый расход катанки составляет 1,3÷2,1 кг/т стали и определяется в зависимости от температуры металла и содержания углерода перед выпуском.

После ввода алюминиевой катанки металл продувается аргоном в течение 1,0-1,5 мин. Затем без прекращения продувки в ковш присаживается металлический марганец, исходя из усвоения марганца (95%) и получения массовой доли марганца в стали на 0,05% выше

нижнего марочного предела. Металлический марганец присаживается порциями массой не более 400 кг с интервалом между присадками не менее 0,5 мин.

После присадки последней порции металлического марганца металл продувают аргоном не менее пяти минут.

По окончании продувки металла аргоном отбирается проба металла и измеряется его температура. При необходимости осуществляется коррекция химического состава металла.

Масса вводимого алюминия рассчитывается, исходя из содержания алюминия в металле до корректировки, усвоения алюминия (50%) и получения массовой доли его в стали на 0,01% выше верхнего марочного предела.

После окончания введения корректирующих добавок металл продувается аргоном не менее трех минут, затем измеряется температура металла и отбирается проба.

Перед отправкой ковша на разливку поверхность металла засыпается гранулированным доменным шлаком с расходом 1,2÷2,5 т на плавку.

На АДС возможна корректировка содержания углерода в стали разными способами:

- вдуванием литейного графита или кокса с расходом 40÷60 кг/мин из расчета получения углерода в стали не более, чем на 0,1%;

- подачей кокса фракцией 0-25 мм через систему дозированной подачи кусковых ферросплавов для повышения массовой доли углерода на 0,01-0,05%, при этом суммарное увеличение содержания углерода в металле не должно превышать 0,15%;

Масса корректирующей добавки графита или молотого кокса определяется исходя из усвоения углерода 95%, а кускового кокса – 50%.

Порошковые материалы подаются с расходом 50÷100 кг/мин. в струе аргона, интенсивность продувки которого составляет 30÷70 м<sup>3</sup>/ч.

Фурма заглубляется в металл на расстояние 300-400 мм от днища ковша.

### **3 Порядок проведения работы**

В задании на имитационное моделирование обработки стали на АДС указываются следующие данные:

1 Количество обрабатываемого металла.

2 Марка выплавляемой стали.

3 Исходные параметры металла:

- содержание в металле С, Mn, S, P;

- температура металла;

- содержание FeO в шлаке;

- основность шлака.

При достаточно хорошей подготовке студента преподаватель может предложить ему принять данные пункта 3 самостоятельно. Данные п.3 могут быть приняты также по результатам моделирования или расчета плавки стали в кислородном конвертере или мартеновской печи.

Выполнение работы производится в два этапа:

1 Составление плана проведения доводки стали на АДС.

2 Моделирование процесса доводки стали.

Составление плана проведения доводки стали начинается с выбора вида корректирующих добавок в соответствии с маркой выплавляемой стали и химическим составом металла при поступлении его на АДС. Химический состав марок стали и добавок, которые можно использовать при моделировании, указан в таблицах 9.2 и 9.3.

Программа моделирования не рассчитана на работу с марками стали и добавками, не содержащимися в таблицах 9.2 и 9.3.

После выбора вида легирующих, следует рассчитать расход каждого из них, пользуясь методикой, изложенной ранее.

Далее следует принять режим введения легирующих в металл.

Таблица 9.2 - Химический состав сталей

Марка стали	Содержание, %							
	C	Mn	Si	Cr	S	P	Cu	Ni
Сталь 09Г2	До 0,12	1,4-1,8	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 14Г2	0,12-0,18	1,2-1,6	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 12ГС	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 16ГС	0,12-0,18	0,44-0,7	0,9-1,2	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17ГС	0,14-0,20	1,0-1,4	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17Г1С	0,15-0,20	1,15-1,6	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 09Г2С	до 0,12	1,3-1,7	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 10Г2С1	До 0,12	1,3-1,65	0,8-1,1	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 35ГС	0,30-0,37	0,80-1,20	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 25Г2С	0,20-0,29	1,20-1,60	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 10Г2	0,07-0,15	1,20-1,60	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 35Г2	0,31-0,39	1,40-1,80	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40Г2	0,36-0,44	1,40-1,80	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 45Г2	0,41-0,49	1,40-1,80	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 60Г	0,57-0,65	0,70-1,0	0,17-0,37	0,25	0,035	0,035	0,2	0,25
Сталь 65Г	0,62-0,70	0,90-1,2	0,17-0,37	0,25	0,035	0,035	0,2	0,25
Сталь 50Г2	0,46- 0,55	1,40-1,80	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 60С2	0,57-0,65	0,60-0,90	1,5-2,0	0,3	0,035	0,035	0,2	0,25
Сталь 60С2А	0,58-0,63	0,60-0,90	1,6-2,0	0,3	0,025	0,025	0,2	0,25

Таблица 9.3 - Химический состав раскислителей

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
Кокс	87	0	0	0	0	0,5	0,02	0	0	0
Коксик	96	0	0	0	0	0,4	0,02	0	0	0
Лом меди	0	1	1	0	0	0	0	1	90	0
Н3	0,1	0	0	0	0	0,03	0	98	0,6	0
Н4	0,15	0	0	0	0	0,04	0	98	1	0
ФН4	0,15	0	0	0	0	0,03	0	6	1	0
ФН3	0,16	0	0	0	0	0,03	0	15	1	0
ФН2	0,17	0	0	0	0	0,03	0	20	1	0
ФН1	0,18	0	0	0	0	0,03	0	25	1	0
ФСХ18	4,5	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ30	0,9	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ40	0,2	0	41	35	0	0,02	0,03	0	0	0
ВД1	0,75	2	2	0	1	0,1	0,1	0	0	38
ВД2	0,75	2	3	0	1,5	0,1	0,2	0	0	38
ВД3	1	2	3,5	0	2	0,15	0,25	0	0	38
ФВД75	0,1	2,7	0,8	2	0	0,1	0,1	0	0	75
ФВД50	0,3	5	2	1	0	0,1	0,1	0	0	50
ФВД35	0,75	2	3	1	0	0,1	0,1	0	0	35
А5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
А6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
АВ86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
АВ88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
АВ92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
АВ97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
ФХ650	6,5	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ800	8,0	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ100	1	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ200	2	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ010	0,10	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ015	0,15	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ025	0,25	0	2,0	65	0	0,03	0,03	0	0	0
СМн14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
СМн17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
СМн26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ФС25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ФС45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ФС65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС75	0,05	0,3	75,0	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
МР1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МР2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МН7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
ФМн0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн75К	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн78К	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

Моделирование осуществляется на персональном компьютере. Предварительно преподавателем загружается программа моделирования.

Имитационное моделирование процесса доводки стали на АДС осуществляется в форме диалога пользователя и ЭВМ. Пользователю нужно вводить информацию, запрашиваемую ЭВМ.

Сначала ЭВМ запрашивает информацию, входящую в задание. Моделирование состоит в том, что пользователь осуществляет различные действия по усреднению и корректировке металла по химическому составу и температуре в ЭВМ.

При моделировании следует иметь в виду, что металл поступает на АДС не усредненным, а его масса может несколько отличаться от значений, принятых во входной информации.

После завершения доводки ЭВМ выдает результат моделирования:

- таблицу хронометража ввода добавок, охладителей и усреднительной продувки;
- химический состав металла;
- оценку соответствия химического состава и температуры металла заданной марке стали.

Если химический состав полученного металла и его температура не соответствует требуемым значениям, то нужно найти ошибку в проведении доводки, и повторить моделирование.

После выдачи результатов моделирования ЭВМ их необходимо распечатать и приложить к отчету по работе.

#### 4 Обработка опытных данных

Отчет по работе составляется в процессе ее выполнения.

В отчете должны быть следующие разделы:

1. Цель работы.
2. Теоретическое введение.
3. Методика расчета расхода легирующих, охладителей и инертного газа.
4. Задание на моделирование.
5. План проведения доводки (легирующих, охладителей, инертного газа, расчет их расхода, график их введения).
6. Хронометраж процесса доводки приводится в виде таблицы, составленной по следующей форме:

Время от начала доводки, мин	Масса металла, т	Ввод добавки или газа	
		вид	количество

7. Химический состав и температура металла после доводки.
8. Оценка соответствия химического состава металла и температуры заданным значениям.

Если при выполнении работы делалась распечатка результатов, то она подклеивается в отчет взамен пунктов 6 и 7.

#### 5 Контрольные вопросы

1. Что такое раскисление стали и с какой целью оно проводится?
2. Что такое легирование стали и с какой целью оно проводится?
3. Какие раскислители используются при раскислении кипящей, полуспокойной и спокойной стали?
4. Какие факторы влияют на угар элементов при раскислении?

5. Какие задачи решаются при обработке металла на агрегате доводки?
6. Назначение и технология продувки металла инертными газами?
7. Назначение и технология обработки металла порошкообразными реагентами?
8. Способы корректировки температуры металла на АДС металла и их эффективность?
9. Технологические особенности обработки металла на АДС?

## Лабораторная работа №10. Тепловой расчет фурм для продувки металла в ковше

### 1 Цель работы

Приобретение навыков по тепловому расчету фурмы при продувке металла в ковше

### 2 Теоретическое введение

Для продувки жидкой стали в ковше инертными газами, применяют неводоохлаждаемую футерованную фурму, корпус которой представляет собой тонкостенную металлическую трубу с огнеупорными катушками. С внешней стороны футерованный корпус фурмы обтекается снизу потоком жидкой стали, причем скорость этого потока зависит от интенсивности подъема из зоны продувки пузырьков дутья. Со стороны «горячей» жидкости суммарный (средний) коэффициент теплоотдачи равен  $\alpha_{ж}$ , а со стороны «холодного газа» -  $\alpha_{к}$ .

При установившемся тепловом состоянии системы фурма-жидкая сталь, количество тепла, отданное «горячей» жидкостью и воспринятое «холодным» (инертным) газом без учета потерь тепла в окружающее пространство, будет одним и тем же. Следовательно, для цилиндрической стенки футеровки фурмы количество тепла, отданное жидкой сталью равно:

$$Q = \alpha_{ж} \cdot F \cdot (t_{ж} - t_{ф}) = \alpha_{ж} \cdot \pi \cdot d_1 \cdot l_{ф} \cdot F \cdot (t_{ж} - t_{ф}), \text{ Вт} \quad (10.1)$$

где  $F$  – поверхность футеровки фурмы, контактирующая с жидкой сталью в ковше,  $\text{м}^2$ ;

$l_{ф}$  – длина погруженной части фурмы, м;

$t_{ф}$  – температура поверхности футеровки фурмы,  $^{\circ}\text{C}$ .

Продувочная фурма состоит из двух слоев - футеровка и металлическая стенка.

Полагая, что катушки футеровки плотно насаживаются на металлическую трубу и пространство между ними заполнено массой, можно написать следующую систему уравнений для теплопередачи через двухслойную цилиндрическую стенку:

$$\begin{aligned} q_1 &= \frac{Q}{l_{ф}} = \alpha_{ж} \cdot \pi \cdot d_1 \cdot (t_{ж} - t_{ф}'); \\ q_1 &= \frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{ф} \cdot (t_{ж}' - t_{ф}'')}{\ln\left(\frac{d_1}{d_2}\right)}; \\ q_1 &= \frac{2 \cdot \pi \cdot \lambda_c \cdot (t_{ж}'' - t_c)}{\ln\left(\frac{d_2}{d_s}\right)}; \\ q_1 &= \alpha_r \cdot \pi \cdot d_s \cdot (t_c - t_r). \end{aligned} \quad (10.2)$$

где  $q_1$  - удельный линейный тепловой поток, Вт/м;

$\alpha_{жс}, \alpha_r$  - коэффициенты теплоотдачи от жидкости к футеровке и от стенки к газу соответственно,  $Вт/м^2 \cdot ^\circ C$ ;

$t_{ж}, t_{\phi}, t_c, t_r$  - температуры,  $^\circ C$ .

Частные температурные напоры из (10.1) будут равны:

$$\begin{aligned} t_{жс} - t'_{\phi} &= \left( \frac{q_1}{\pi} \right) \cdot \left( \frac{1}{\alpha_{жс} \cdot d_1} \right); \\ t'_{жс} - t''_{\phi} &= \left( \frac{q_1}{\pi} \right) \cdot \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_{\phi}} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_1}{d_2} \right); \\ t''_{\phi} - t_c &= \left( \frac{q_1}{\pi} \right) \cdot \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_c} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_2}{d_1} \right); \\ t_c - t_r &= \left( \frac{q_1}{\pi} \right) \cdot \left( \frac{1}{\alpha_r \cdot d_s} \right). \end{aligned} \quad (10.3)$$

Складывая и преобразуя уравнения (10.3), получим полный температурный напор:

$$t_{жс} - t_r = \left( \frac{q_1}{\pi} \right) \cdot \left( \frac{1}{\alpha_{жс} \cdot d_1} + \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_{\phi}} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_1}{d_2} \right) + \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_c} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_2}{d_1} \right) + \left( \frac{1}{\alpha_r \cdot d_s} \right) \right) = \frac{q_1}{\pi \cdot K_l}, \quad (10.4)$$

где  $K_l = \frac{1}{\alpha_{жс} \cdot d_1} + \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_{\phi}} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_1}{d_2} \right) + \left( \frac{1}{2 \cdot \lambda_c} \right) \cdot \ln \left( \frac{d_2}{d_1} \right) + \frac{1}{\alpha_r \cdot d_s}$  - есть коэффициент теплопередачи на 1 м длины фурмы,  $Вт/м \cdot ^\circ C$ .

Из уравнения (10.4) получили искомое выражение для определения температуры нагрева дугтя в фурме:

$$t_r = t_{жс} - \frac{q_1}{\pi \cdot K_l}. \quad (10.5)$$

Таким образом, для расчета  $t_r$  нужно знать величины  $q_1$  и  $K_l$ .

Для определения  $K_l$  нужно рассчитать коэффициенты теплопередачи  $\alpha_{жс}$  и  $\alpha_r$ .

С целью определения удельного линейного теплового потока ( $q_1$ ) падающего на поверхность фурмы, используем опытные данные по скорости охлаждения жидкой стали в ковше, при продувке её инертным газом, то есть:

$$t = \frac{\Delta t_{жс}}{\Delta \tau} = \frac{t_{жс1} - t_{жс2}}{\tau_2 - \tau_1}, \quad ^\circ C/мин \quad (10.6)$$

где  $t_{жс1}, t_{жс2}$  - измеренные значения температуры жидкой стали в моменты времени  $\tau_2, \tau_1, ^\circ C$ .

За этот период продувки жидкой стали газом ( $\Delta \tau$ , мин.) энтальпия металла  $M_{ж}$  изменится на величину:

$$\Delta Q = M_{жс} \cdot C_p \cdot (t_{жс1} - t_{жс2}), \quad Bm \quad (10.7)$$

где  $C_p$  - теплоемкость стали,  $кДж/кг \cdot ^\circ C$ .

За этот же период, данный тепловой поток  $\Delta Q$  падает на поверхность фурмы:

$$F = d_1 \cdot l_\phi \cdot \pi. \quad (10.8)$$

То есть имеем:

$$\Delta Q = \alpha_{жс} \cdot \pi \cdot d_1 \cdot l_\phi \cdot (t_{жс} - t_\phi). \quad (10.9)$$

Приравнивая выражения (10.7) и (10.9) получим уравнение для определения  $\alpha_{жс}$ :

$$\alpha_{жс} = \frac{M_{жс} C_p \cdot (t_{жс1} - t_{жс2})}{\pi \cdot d_1 \cdot l_\phi \cdot (t_{жс} - t_\phi)}, \text{Вт/м}^2 \cdot \text{°C}. \quad (10.10)$$

Неизвестной величиной в (10.10) является температура поверхности и её следует измерить.

Из уравнения (10.9) можно записать для  $q_1$ :

$$q_1 = \frac{\Delta Q}{l_\phi} = \alpha_{жс} \cdot \pi \cdot d_1 \cdot (t_{жс} - t_\phi), \text{Вт/м}^2 \quad (10.11)$$

Следовательно, если возможно измерить  $t_{жс}, t_{жс1}, t_{жс2}, t_\phi$ , (термопарами), определить (рассчитать)  $M_{жс}, l_\phi, d_1, C_p$ , то представляется возможным найти  $\alpha_{жс}$ , по выражению (10.10), а затем  $q$  по уравнению (10.11).

Если же  $t_\phi$  трудно или невозможно измерить, то  $\alpha_{жс}$  находят через критериальные выражения (см. ниже), затем по (10.10) находим  $t_\phi$  и далее по (10.11)  $q_1$ .

Поток жидкой стали с пузырьками газа, поднимающийся из продувочной зоны обтекает поверхность футерованной фурмы со скоростью  $w_{ж}$  при температуре  $t_{жс}$  и на всю длину погруженной части фурмы ( $Re_{ж} > 4 \cdot 10^4$ ) используем формулу:

$$Nu_{ж} = 0,0296 \cdot Re_{ж}^{0,8} \cdot Pr_{ж}^{0,43} \cdot \left( \frac{Pr_{ж}}{Pr_c} \right)^{0,25} \quad (10.12)$$

где  $Nu_{ж} = \alpha_{жс} \cdot l_\phi / \lambda_{жс}$  - критерий Нуссельта;

$Re_{ж}$  - критерий Рейнольдса;

$Pr_{ж} = a_{ж} / \nu_{ж}$  и  $Pr_c$  - критерий Прандтля;

$\nu_{ж}$  и  $\nu_c$  - коэффициенты кинематической вязкости для стали и поверхности стенки трубы;

$a_{ж}$  и  $a_c$  - коэффициенты температуропроводности для стали и поверхности трубы.

Коэффициент теплоотдачи  $\alpha_{жс}$  находим из выражения:

$$\alpha_{жс} = Nu_{жс} \cdot l_\phi / \lambda_{жс} \text{Вт/м}^2 \cdot \text{°C} \quad (10.13)$$

Следовательно, после решения критериального уравнения (10.12), из выражения (10.13) определяем требуемое значение  $\alpha_{жс}$ .

Находим  $Re_{ж} = W_{ж} \cdot l_\phi / \nu_{ж}$ , где  $\nu_{ж}$  - находим из справочника для жидкой стали при  $t = t_{жс}$ .

Для определения скорости  $w_{ж}$  используем формулы Т. Хоблера:

$$w_{жс} = \sqrt{d_r \cdot \frac{g}{2}} \quad (10.14)$$

$$d_r = 0.943 \cdot V_r^{0.4}; \quad (10.15)$$

где  $d_r$  – диаметр пузырька газа в потоке дутья, м;  
 $g$  – усредненная величина ускорения силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  
 $V_r$  – расход инертного газа через одно сопло фурмы, м<sup>3</sup>/с.

Объединяя выражения (10.14) и (10.15) после преобразований получим:

$$w_{жс} = \sqrt{0.943 \cdot V_r^{0.4} \cdot \frac{g}{2}} = \sqrt{0.4715 \cdot V_r^{0.4} \cdot g} \quad (10.16)$$

После этого находим критерий Рейнольдса:

$$Re_{ж} = \sqrt{0.4715 \cdot V_r^{0.4} \cdot g} \cdot l_{ф} / v_{жс}, \quad (10.17)$$

Далее по данным  $v_{жс}$ ,  $v_c$ ,  $a_{жс}$ ,  $a_c$  находим критерии  $Pr_{ж}$  и  $Pr_c$ , а также  $Re_{ж}$  и находим параметр  $Nu_{ж}$  по уравнению (10.12). Определяем по (10.13)  $\alpha_{жс}$ , а затем из выражения (10.10) находим  $t_{ф}$  и, наконец, зная  $\alpha_{жс}$  и  $t_{ф}$  по формуле (10.11) находим значение  $q_1$ .

При развитом турбулентном режиме  $Re_1 > 10^4$  при  $l_{ф}/d_s > 50$  применяется критериальное уравнение М.А.Михеева для расчета коэффициента средней теплоотдачи от стенки трубы к потоку газа:

$$Nu_{ж} = 0,021 \cdot Re_r^{0,8} \cdot Pr_r^{0,43} \cdot \left( \frac{Pr_r}{Pr_c} \right)^{0,25} \quad (10.18)$$

где  $Nu_{ж} = \alpha_r \cdot l_s / \lambda_r$  – критерий Нуссельта;

$Re_r = w_r \cdot d_s / v_r$  – критерий Рейнольдса;

$Pr_r = a_r / v_r$  и  $Pr_c$  – критерий Прандтля;

$v_r, v_c$  – коэффициенты кинематической вязкости для стали и поверхности стенки трубы;

$a_r, a_c$  – коэффициенты температуропроводности для стали и поверхности трубы.

Для определения теплофизических величин берём среднюю температуру  $t_{cp} = (t_r + t_{ж})/2$  °С, где  $t_r$  – начальная температура газа на входе в фурму, °С.

Коэффициент теплоотдачи  $\alpha_r$  находим из выражения:

$$\alpha_r = Nu_r \cdot l_s / \lambda_r, \text{ ВТ/м}^2 \cdot \text{°С} \quad (10.19)$$

Для расчёта критерия Нуссельта  $Nu_r$  по уравнению (10.18) находим:

$$Re_r = w_r \cdot d_s / v_r. \quad (10.20)$$

Средняя скорость потока газа в трубе  $W_r$  равна:

$$w_r = \frac{G}{F \cdot \gamma} \quad \text{или} \quad w_r = \frac{V_r}{\left( \frac{\pi \cdot d_s^2}{4} \right)}. \quad (10.21)$$

Тогда имеем:

$$Re_r = 4 \cdot V_r / \pi \cdot v_r \cdot d \quad (10.22)$$

где  $d_r$  - диаметр пузырька газа в потоке дутья, м;

$g$  - усредненная величина ускорения силы тяжести,  $m/c^2$ ;

$V_r$  - расход инертного газа через одно сопло фурмы,  $m^3/c$ .

Объединяя оба выражения (10.21) и (10.22), после преобразований получим:

$$w_{ж} = \sqrt{0.943 \cdot V_r^{0.4} \cdot \frac{g}{2}} = \sqrt{0.4715 \cdot V_r^{0.4} \cdot g}, \quad (10.23)$$

После этого находим критерий Рейнольдса:

$$Re_{ж} = \sqrt{0.4715 \cdot V_r^{0.4} \cdot g} \cdot l_{\phi} / v_{ж}, \quad (10.24)$$

где  $d_s$  - внутренний диаметр трубы фурмы, м;

$\gamma$  - удельный вес,  $kg/m^3$ ;

$V_r$  - расход газа на дутьё,  $m^3/c$ .

Далее по данным  $v_r$ ,  $v_c$ ,  $a_r$ ,  $a_c$  находим критерии  $Pr_r$  и  $Pr_c$ , и решаем уравнение (10.18).  
Определив  $Nu_r$  и  $\lambda_r$ , находим искомую величину  $\alpha_r$  по (10.19).

Определив  $K_1$  по (10.4), зная уже  $a_{ж}$ ,  $a_r$ ,  $d_1$ ,  $d_2$ ,  $d_s$ ,  $\lambda_{\phi}$ ,  $\lambda_c$ , находим по (10.5). Наконец, зная  $K_1$  и  $q_1$ , по уравнению (10.5) находим  $t_r$ .

### 3 Порядок проведения работы

Используя начальные данные по тепловой работе фурмы при продувке ею металла в ковше (таблиц 10.1) рассчитать, какова будет температура металла после продувки.

Таблица 10.1 – Варианты расчета

№ вар	Газ	Футеровка	Толщина футеровки, м	Диам трубы, мм	Масса, кг	Глуб. погр. фурм, м	Нач. t газа, °C	Темп. жидк. °C	Расход газа $m^3/c$	Давл., Па · 10 <sup>5</sup>
1	Азот	шамот	10	100	6,0	0,3	20	1200	60	1,5
2	Аргон	магнезит	15	180	5,5	0,9	19	1300	50	1,6
3	Азот	шамот	8	80	5,0	1,0	20	1400	55	1,7
4	Аргон	шамот	15	100	5,2	1,1	21	1500	60	1,8
5	Азот	магнезит	10	120	5,4	1,2	22	1550	65	1,9
6	Аргон	шамот	7	100	5,6	0,9	23	1450	70	2,0
7	Азот	магнезит	9	100	5,8	0,8	24	1350	75	1,8
8	Аргон	шамот	10	100	6,0	0,9	25	1250	70	1,7
9	Азот	шамот	15	120	6,2	1,0	19	1600	65	1,6
10	Аргон	магнезит	12	80	5,8	1,1	20	1550	60	1,3
11	Азот	шамот	10	100	5,6	1,2	21	1500	55	1,4
12	Аргон	магнезит	11	120	5,7	1,3	22	1450	60	1,5
13	Азот	шамот	8	100	5,9	1,0	23	1400	70	1,3
14	Аргон	магнезит	10	120	6,0	0,9	24	1350	75	1,7
15	Азот	шамот	12	100	5,5	0,8	20	1300	65	1,8
16	Аргон	магнезит	15	100	5,4	1,0	21	1250	60	1,9
17	Азот	шамот	7	150	5,6	1,1	19	1200	55	2,0
18	Аргон	магнезит	8	130	5,0	1,2	18	1270	60	1,2
19	Азот	шамот	10	100	5,1	1,3	20	1380	65	1,1
20	Аргон	магнезит	11	120	5,2	1,0	21	1480	70	1,3

Изменение заданной температуры металла проводить через 10 °С 5 раз в сторону увеличения. Скорость изменять в зависимости от давления газа, подаваемого на фурму. Менять давление через  $0.01 \cdot 10^5$  Па 5 раз.

#### **4 Обработка опытных данных**

Определить температуру газа на выходе из фурмы.

Построить графики зависимостей температуры газа на выходе из сопла от температуры металла и от скорости подачи газа.

#### **5 Контрольные вопросы**

1. В чём состоит численный метод конечных разностей?
2. От чего зависит температура газа на выходе из сопла?

## Библиографический список

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.: Металлургия, 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.: Металлургия, 1981. – 414 с.
9. Сырцевая и топливная база черной металлургии. Методическое пособие для практических занятий. / Братковский Е.В., Заводяный А.В., Пареньков А.Е. – Магнитогорск: изд-во МГТУ им. Г.И. Носова, 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. – 100с.
11. Шпарбер Л.Я. Металлургия железа и чугуна. Справочное изд. в 2-х книгах. – Тула: АССОД, 1996. – 368 с.
12. Металлургия стали / Явойский, В.И., Кряковский, Ю.В., Григорьев, В.П. и др. – М.: Металлургия, 1983. – 584с.
13. Кудрин, В.А. Металлургия стали. – М.: Металлургия, 1989. – 560с.
14. Технология производства стали в современных конвертерных цехах / Колпаков, С.Ф., Старов, Р.В., Смоктий, В.В. и др. – М.: Металлургия, 1991. – 464с.
15. Ойкс, Г. Н., Иоффе, Х. М. Производство стали М.: Металлургия, 1975. – 480с.
16. Сталеплавильное производство. /Справочник, т.1. Под ред. А.М. Самарина – М.: Металлургия, 1964. – 476с.
17. Баптизманский, В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. М.: Металлургия, 1975. – С.14-47.
18. Бигеев, А.М., Бигеев, В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 534с.

БРАТКОВСКИЙ ЕВГЕНИЙ ВЛАДИМИРОВИЧ  
БОЛЬШИНА ЕЛЕНА ПАВЛОВНА  
ЗАВОДЯНЫЙ АЛЕКСЕЙ ВАСИЛЬЕВИЧ  
ШАПОВАЛОВ АЛЕКСЕЙ НИКОЛАЕВИЧ

## **Металлургические технологии**

Лабораторный практикум  
для студентов направления 150400 «Металлургия»  
всех форм обучения

Подписано в печать 19.02.2014		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег.№ 40	Печать офсетная Тираж 30 экз.	Уч.-изд.л. 5,2

ФГАОУ ВПО Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС» Новотроицкий филиал  
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.  
E-mail: [nfmisis@yandex.ru](mailto:nfmisis@yandex.ru)  
Контактный тел. 8 (3537) 679729.