

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования

**«Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС»**

**НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ**

Кафедра металлургических технологий и оборудования

**Шаповалов А.Н.,  
Куницина Н.Г.**

# **МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ**

## **ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ**

для студентов направления подготовки 22.03.02 Металлургия  
очной и заочной форм обучения

Новотроицк – 2020

УДК 669.1  
ББК 34.327  
Ш 24

**Рецензенты:**

*Технический директор АО «Уральская Сталь» С.П. Зубов*

*Зам. директора по УМР Новотроицкого филиала ФГАОУ ВО  
“Национальный исследовательский технологический  
университет «МИСиС»”, к.п.н., доцент А.В. Нефедов*

Шаповалов А.Н., Куницина Н.Г. *Металлургические технологии: лабораторный практикум.* – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2020. 64с.

Лабораторный практикум по дисциплине «Металлургические технологии» предназначен для изучения основных технологических процессов аглодоменного передела, выплавки и разливки стали.

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

Лабораторный практикум составлен в соответствии с требованиями образовательного стандарта высшего образования НИТУ «МИСиС» по направлению подготовки 22.03.02 *Металлургия.*

*Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»*

© Новотроицкий филиал  
ФГАОУ ВО «Национальный  
исследовательский технологический  
университет «МИСиС», 2020

## Содержание

Введение	4
Порядок выполнения, оформления и защиты лабораторных работ	5
Лабораторная работа 1. Обогащение железных руд магнитной сепарацией	6
Лабораторная работа 2. Агломерация железорудного сырья	13
Лабораторная работа 3. Технология производства окатышей	22
Лабораторная работа 4. Изучение процессов схода шихтовых материалов на модели доменной печи	29
Лабораторная работа 5. Изучение процесса взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной	33
Лабораторная работа 6. Изучение конструкции и принципа действия мартеновской печи	43
Лабораторная работа 7. Исследование динамики затвердевания стального слитка	50
Лабораторная работа 8. Изучение усадочных процессов при кристаллизации стали в изложницах	57
Библиографический список	63

## Введение

Лабораторный практикум предназначен для проведения лабораторных работ по дисциплине «Металлургические технологии» для студентов, обучающихся по направлению подготовки бакалавров 22.03.02 Metallургия, всех профилей и форм обучения, реализуемых в НФ НИТУ «МИСиС». Целью лабораторных работ является закрепление теоретических разделов курса, освоение методики и техники проведения экспериментальных исследований.

В практикум включены восемь лабораторных работ, тематика которых охватывает все разделы изучаемых дисциплин: работы № 1-4 относятся к разделу «Аглодоменное производство», № 5, 6 к разделу «Metallургия стали» и № 7, 8 к разделу «Разливка и кристаллизация стали». Лабораторные работы проводятся в лабораториях кафедры металлургических технологий и оборудования (МТиО) по форме «Групповые работы». Для студентов заочной формы обучения для выполнения рекомендуются лабораторные работы № 1,2,5,7.

При выполнении представленных в практикуме лабораторных работ, студенты приобретают общепрофессиональные, профессиональные и универсальные компетенции, предусмотренные учебным планом подготовки бакалавров направления 22.03.02 Metallургия по дисциплине «Metallургические технологии», а именно ОПК-2.1, ОПК-3.1, ОПК-5.1, ПК-3.4, УК-7.2, УК-10.1.

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

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

В лабораториях кафедры МТиО НФ НИТУ «МИСиС» находится оборудование, позволяющее моделировать технологические процессы подготовки железных руд, выплавки чугуна и стали, а также процессы, протекающие при разливке и кристаллизации стали.

Все лабораторные работы выполняются группами студентов (по 4-6 человек). Предпочтительно последовательное выполнение лабораторных работ в соответствии с содержанием практикума.

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

После вводной беседы преподаватель знакомит студентов с правилами техники безопасности, что фиксируется в специальном журнале.

Приступая к выполнению работы, студент должен изучить ее описание, методику выполнения и подготовить необходимые таблицы для записи фиксируемых в ходе работы данных.

В начале каждого лабораторного занятия студенты должны защитить отчет по предыдущей работе и получить допуск к выполнению следующей работы.

После окончания каждой работы студенты предъявляют преподавателю на подпись результаты опытов и наводят порядок на рабочем месте.

По каждой лабораторной работе оформляется отчет, который должен начинаться с названия работы и содержать следующие разделы: цель работы, краткое теоретическое введение, методика проведения работы, схемы и описание лабораторных установок, результаты измерений, расчетов и выводы. Индивидуальные требования по оформлению отчетов изложены в описании представленных в практикуме лабораторных работ.

Защищенные лабораторные работы являются допуском к промежуточной аттестации по дисциплине «Металлургические технологии».

# Лабораторная работа 1. 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 максимально возможного количества пустой породы. Иногда при обогащении руды одновременно с пустой породой удаляется часть вредных примесей.

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

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

Продуктами обогащения являются: концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала.

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 или соотношение масс концентрата и руды, пошедшей на его получение. Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды.

$$\gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\% ,$$

где  $\gamma$  – выход концентрата, %;

$M_k$  – масса концентрата, кг;

$M_p$  – масса руды, пошедшей на получение концентрата, кг.

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

$$M_p \alpha = M_k \beta + (M_p - M_k) \cdot \nu .$$

После преобразований получаем

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

где  $\alpha$  – содержание полезного элемента в руде, %;  
 $\beta$  – содержание полезного элемента в концентрате, %;  
 $\nu$  – содержание полезного элемента в хвостах, %.

3. Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды

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

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

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

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

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

Наиболее эффективным и широко распространенным 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. Измельченная 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 магнитное поле, действует магнитная сила

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

где  $F_{\text{маг}}$  – сила магнитного притяжения, кгс/кг;  
 $\mu_0$  – магнитная постоянная,  $1,26 \cdot 10^{-6}$  Гн/м;

$\chi$  – удельная магнитная восприимчивость, м<sup>3</sup>/кг;  
H – напряженность магнитного поля, А/м.

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

Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов и их свойства приведены в таблице 1.1.

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.

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.

Доля магнитного обогащения в обогащении железных руд в нашей стране составляет около 80 %, на промывку и отсадку приходится около 15 %, остальное – на другие методы.



Таблица 1.1 – Основные минералы железных руд и их свойства

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-7}$
Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , Fe – 70%	5,0-5,2	5,5-6,0	Вишнево-красный	38-6
Гётит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ , Fe – 62,9%	4,0-4,4	4,5-5,5	Темно-бурый до черного	около 3
Гидрогётит	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ , Fe – 60,8%	3,3-4,0	1,0-4,0	светло-бурый, желто-бурый	10-3
Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ , Fe – 59,8%	3,3-4,0	4,0	темно-бурый	10-3
Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$ , Fe – 72,4%	4,9-5,2	5,5-6,0	Черный	500-250
Ильменит	$\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ ,	4,5-5,0	5,0-6,0	Черный	300-150
Маггемит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , Fe – 70%	4,9	6,0	Коричневый, кирпично-красный	250-100
Мартит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ , Fe – 70%	4,0-5,0	4,0-6,0	Темно-вишневый	880-25
Сидерит	$\text{Fe}_2\text{CO}_3$ , Fe – 48,3%	3,9	3,5-4,5	Желтовато-белый, сероватый	19-4,5
Пирит	$\text{FeS}_2$ , Fe – 46,6%	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
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

### 3 Методика выполнения работы

Работа выполняется в течение двух учебных часов и заключается в изучении влияния напряженности магнитного поля и крупности руды на эффективность обогащения магнетитовой руды.

Для проведения работы используется лабораторный электромагнитный сепаратор барабанного типа ЛЭМС-У, устройство которого представлено на рисунке 1.1.

Основным узлом сепаратора является барабан 1, изготовленный из немагнитного материала, в котором расположена неподвижная магнитная система. Привод барабана с магнитной системой 1 осуществляется через транспортную ленту 2 и приводной барабан 3, крутящий момент на который передается от электродвигателя 4 через редуктор 5 и ременную передачу. Исходный материал в измельченном до оптимальной крупности виде через загрузочный лоток подается на транспортную ленту и направляется в магнитное поле. 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.

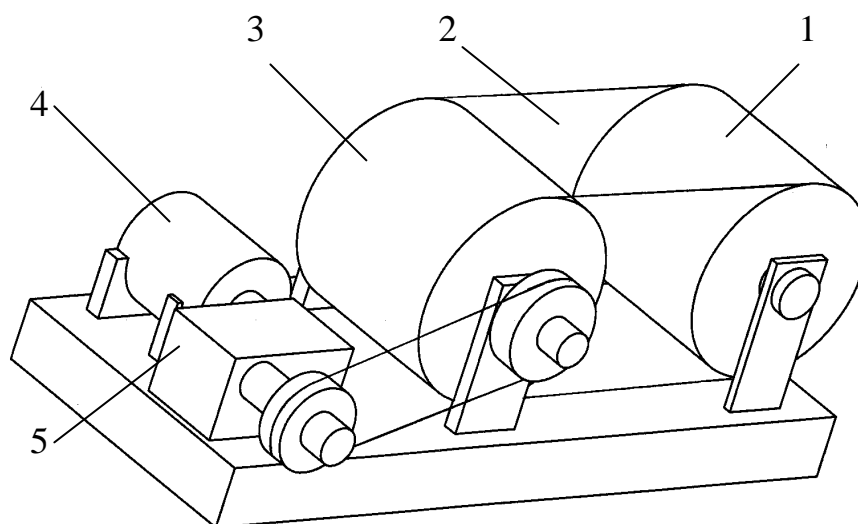


Рисунок 1.1 – Лабораторный универсальный электромагнитный сепаратор барабанного типа ЛЭМС-У

Лабораторная установка позволяет изучать влияние параметров магнитного поля и обогащаемой руды на эффективность обогащения, разрабатывать оптимальную технологию обогащения для различных руд.

Перед занятием студенты получают задание на выполнение работы, в котором указывается наименование обогащаемой руды, а также исследуемые диапазоны крупности руды и напряжения в системе (определяющее напряженность магнитного поля). Эти данные, а также сведения о массах обогащенной руды и хвостов по каждому опыту, заносятся в журнал наблюдений, форма которого представлена в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Журнал наблюдений

№ опыта	Крупность руды, мм	Напряжение U, В	Масса руды, г	Масса концентрата, г	Масса хвостов, г
1	0-1	150			
2	0-1	180			
3	0-1	200			
4	0-1	220			
5	0-5	220			
6	0-10	220			

Опыты, предусмотренные заданием на лабораторную работу, проводятся в следующей последовательности:

- подготовка пробы руды заданной массы и крупности (с помощью весов и сит);
- установка на лабораторной установке заданной напряженности магнитного поля и проведение магнитной сепарации пробы руды;
- взвешивание продуктов обогащения и занесение полученных результатов в журнал наблюдений (таблица 1.2).

На основании полученных экспериментальных данных определяются показатели обогащения (в соответствии с теоретическими данными п.2). Результаты расчетов занесите в таблицу 1.3.

Таблица 1.3 – Влияние различных параметров на показатели обогащения железной руды

№ опыта	Крупность руды, мм	Напряжение U, В	Выход концентрата, $\gamma$	Извлечение Fe в концентрат, $\epsilon$	Коэффициент обогащения, $K_o$	Коэффициент сокращения, $K_c$
1	0-1	150				
2	0-1	180				
3	0-1	200				
4	0-1	220				
5	0-5	220				
6	0-10	220				

По полученным данным строятся графики зависимости показателей обогащения от крупности руды (при постоянной напряженности) и напряженности магнитного поля (для каждой крупности обогащаемой руды). Делаются выводы по изученным явлениям и полученным зависимостям.

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

#### 4 Контрольные вопросы

1. Перечислите основные способы обогащения железных руд.
2. Дайте определение термину «обогащение».

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

## Лабораторная работа 2. Агломерация железорудного сырья

### 1 Цель работы

- изучение основных закономерностей агломерационного процесса;
- усвоение студентами методики расчета агломерационной шихты и 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 проплавляться 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. Одним из наиболее распространенных способов окускования железорудных материалов является агломерация.

Агломерацией называется процесс окускования мелких руд и тонких концентратов путем их расплавления с последующей кристаллизацией расплава в прочный пористый сросток – 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 неофлюсованным.

Возвратом называют оборотный продукт агломерационного производства, представляющий собой плохо спеченный, мелкий, непрочный с повышенным содержанием серы, углерода и с пониженным закиси железа агломерат.

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.

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 зерен, смоченных водой.
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 агломашины) аглоспека, его дробление и грохочение с целью выделения возврата, охлаждение и транспортировка в доменный цех.

Агломерационный процесс начинается с момента зажигания шихты и заканчивается с подходом зоны горения к колосниковой решетке. 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, в которой благодаря протеканию реакции горения углерода коксика ( $C + O_2 = CO_2 + 394,5 \text{ МДж}$  и  $2C + O_2 = 2CO + 222,5 \text{ МДж}$ ) достигаются температуры 1350-1550 °С и происходит образование расплава;
- в) подогрева (кроме подогрева протекают процессы диссоциации карбонатов и гидратов, окисления железа и серы и др.);
- 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 определяет 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 Методика выполнения работы**

Работа состоит из двух частей.

Первую часть работы, заключающаяся в расчете агломерационной шихты на основании задания, выдаваемого преподавателем (на занятии, предшествующем проведению лабораторной работы), выполняется внеаудиторно.

Вторая часть работы проводится в металлургической лаборатории в течение двух учебных часов и заключается в приготовлении агломерационной шихты, ее спекании с регистрацией измеряемых параметров агломерационного процесса и обработке результатов опыта.

#### **3.1 Расчет агломерационной шихты**

Расчет агломерационной шихты заключается в определении 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 и содержанию в ней углерода. По

этим исходным данным определяют расход на опыт железосодержащих материалов, известняка и коксика. Ниже представлен пример расчета.

Исходные данные:

- расход на опыт сухой железорудной смеси 1500 г;
- содержание в железорудной смеси руды 90 % и возврата 10 %;
- содержание углерода в шихте – 4%;
- основность по отношению  $B = \text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,3$ ;
- химический состав материалов аглошихты приведен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - 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, г:

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

$$108,3 \cdot 1,3 - 69,3 = 71,49 \text{ г,}$$

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

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

$$\Phi = \text{CaO} - B \cdot \text{SiO}_2 = 52,1 - 1,2 \cdot 1,3 = 50,54 \text{ %},$$

где CaO = 52,1 и SiO<sub>2</sub> = 1,2 – содержания CaO и SiO<sub>2</sub> в известняке, %.

Расход известняка на офлюсование руды и возврата составит

$$71,49 \cdot 100/50,54 = 141,45 \text{ г.}$$

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

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

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

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



где 83,5 и 0,5 – содержание углерода соответственно в коксике и возврате, %; К – расход коксика; 4,0 – заданное содержание углерода в сухой шихте, %.

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

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

$$0,163 \cdot 82,32 = 13,41 \text{ г.}$$

Всего расход известняка составит

$$141,45 + 13,41 = 154,86 \text{ г.}$$

Для проверки правильности расчета по основности шихты составляется балансовая таблица 2.2, в ней же приведен расход влажных материалов.

Таблица 2.2 - Баланс аглошихты по основности и расход компонентов

Компонент	Масса, г		Компоненты вносят			
	сухого	влажного	CaO		SiO <sub>2</sub>	
			%	г	%	г
Руда	1350,0	1413,61	4,20	56,70	7,30	98,55
Возврат	150,0	152,28	8,40	12,60	6,50	9,75
Известняк	154,86	156,43	52,10	80,68	1,20	1,86
Коксик	82,32	98,00	-	-	-	-
Зола коксика	11,36	-	2,60	0,30	48,50	5,51
Итого шихта естеств. влажности	1737,18	1820,33		150,28		115,67

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

$$P_{в} = \frac{P_{с}}{100 - W} \cdot 100,$$

где W - влажность материала, %.

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

По данным таблицы 2.2 основность шихты по отношению CaO:SiO<sub>2</sub> составляет:

$$150,36 / 115,67 = 1,3 \text{ т.е. равна заданной.}$$

Проверку расчета по содержанию углерода в сухой шихте делают по количеству углерода, вносимого коксиком и возвратом. Эти материалы вносят углерода

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

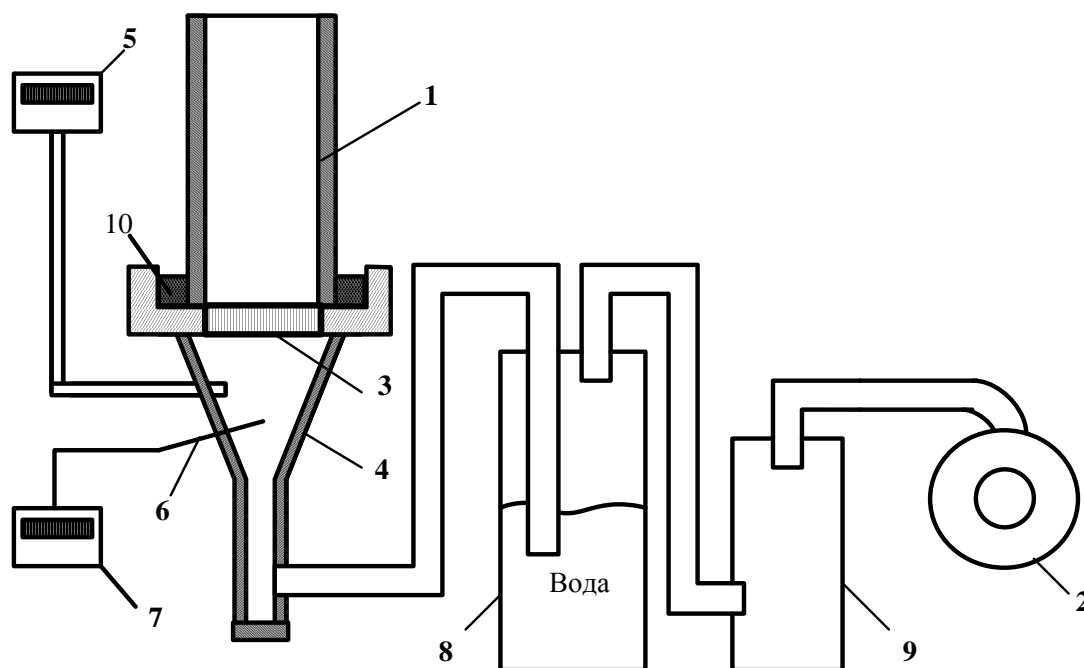
Содержание углерода в сухой шихте составляет

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

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

### 3.2 Порядок выполнения работы

Вторая часть работы проводится в металлургической лаборатории на агломерационной установке, схема которой представлена на рисунке 2.1.



- 1 – спекательная чаша; 2 – вакуумный насос; 3 – колосниковая решетка;  
4 – вакуум-камера; 5 – манометр; 6 – термопара; 7 – потенциометр;  
8 – охладитель; 9 – каплеуловитель; 10 – асбестовый уплотнитель

Рисунок 2.1 – Схема агломерационной установки

Спекание агломерата из агломерационной шихты, расчет которой выполнен в п. 3.1, проводят в следующей последовательности (с занесением необходимых данных в таблицу 2.3):

#### 1) Подготовка агломерационной шихты к спеканию:

- поочередное взвешивание расчетного количества материалов естественной влажности (таблица 2.2) на лабораторных весах и ссыпание в общий противень;
- тщательное перемешивание шихты в противне с помощью совка до получения однотонного цвета;
- выравнивание поверхности слоя шихты в противне и увлажнение до оптимальной влажности (расход воды указывает преподаватель);
- окомкование аглошихты, то есть укрупнение частиц аглошихты за счет их объединения под действием молекулярных сил сцепления, путем многократного пересыпания шихты в противне;

– взвешивание окомкованной шихты оптимальной влажности (с противнем).

Таблица 2.3 – Показатели агломерации

№	Показатели	Значение
1	Загружено в аглочашу постели $G_{п}$ , кг	
2	Загружено в аглочашу шихты $G_{ш}$ , кг	
3	Высота спекаемого слоя $H$ , мм	
4	Продолжительность зажигания, мин.	
5	Продолжительность 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 $Q$ , т/м <sup>2</sup> ·час	

2) Подготовка агломерационной установки к спеканию:

- установка колосниковой решетки (позиция 3, рисунок 2.1) в посадочное гнездо вакуум-камеры (позиция 4, рисунок 2.1).
- установка спекательной чаши (позиция 1, рисунок 2.1) на вакуум-камеру (позиция 4, рисунок 2.1) и заполнение зазора между ними асбестовым уплотнителем (позиция 10, рисунок 2.1);
- загрузка на колосниковую решетку (позиция 3, рисунок 2.1) «постели» из возврата крупностью 5-10 мм массой 150-200 г (для защиты колосниковой решетки от воздействия высоких температур);
- выравнивание поверхность постели и замер расстояния от ее поверхности до кромки чаши. Результат замера записывают в таблицу 2.3 как высоту слоя шихты до спекания.

3) Спекание агломерационной шихты:

- загрузка шихты в аглочашу 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 (результат заносят в таблицу 2.3);
- включение в работу вакуум-насоса и зажигание шихты (проводит преподаватель или лаборант) газовой горелкой. Продолжительность зажигания фиксируется в таблице 2.3;
- регистрация параметров аглопроцесса, указанных в таблице 2.4, через каждую минуту от момента окончания зажигания. Количество граф в таблице 2.4 рассчитывают на продолжительность опыта до 25 мин.;

- момент окончания процесса спекания шихты фиксируют по достижении максимальной температуры газов в вакуум-камере, определяя продолжительность спекания от момента окончания зажигания;
- охлаждение аглоспека до 150 °С в вакуумном режиме, то есть непрерывным продолжением прососа воздуха;
- выключение вакуумного насоса.

Таблица 2.4 – 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							

По окончании процесса спекания и охлаждения аглоспека производят замер высоты усадки слоя и по разности между высотой слоя шихты до зажигания и величиной усадки определяют высоту аглоспека.

Приглашают преподавателя и под его руководством снимают чашу с вакуум-камеры и извлекают аглоспек из аглочаши.

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

Взвешивают весь аглоспек и производят его трехкратное сбрасывание в стальной короб с высоты 1 м. После сбрасывания производят рассев аглоспека на сите с выделением «годного» агломерата (крупностью более 5 мм) и возврат (менее 5 мм).

Результаты заносят в таблицу 2.3.

### 3.3 Обработка результатов работы

Обработка результатов заключается в определении выхода аглоспека и годного агломерата, производительность аглоустановки, скорость спекания и относительной усадке слоя с занесением полученных данных в таблицу 2.3.

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

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

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

Скорость спекания рассчитывается из выражения

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

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

Выход аглоспека из шихты определяется по формуле

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

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

Выход годного агломерата

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

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

Удельная производительность аглоустановки ( $t/m^2 \cdot ч$ ) определяется по формуле

$$Q = \frac{60 \cdot G_a}{1000 \cdot S_{ч.} \cdot \tau_{спек}},$$

где  $S_{ч.}$  – площадь сечения аглошаши,  $m^2$  (определяется исходя из внутреннего диаметра чаши).

По данным таблицы 2.4 строятся графики изменения температуры и разряжение в вакуум-камере в процессе спекания (время спекания по оси абсцисс). После этого формулируются выводы по лабораторной работе.

#### 4 Контрольные вопросы

- 1 Дайте определение термину «агломерация».
- 2 Назовите основные компоненты агломерационной шихты.
- 3 Перечислите этапы подготовки агломерационной шихты к спеканию.
- 4 Назовите факторы, влияющие на скорость спекания агломерата.
- 5 Перечислите структурные зоны агломерируемого слоя.
- 6 Какие процессы протекают в зоне горения?
- 7 По каким причинам формируются зоны конденсации и переувлажнения в процессе спекания агломерата?
- 8 Почему нижний слой агломерата получается более оплавленным, несмотря на равномерность распределения топлива в аглошихте?

## Лабораторная работа 3. Технология производства окатышей

### 1 Цель работы

- изучение технологии производства сырых и обожженных окатышей;
- привитие студентам навыков в расчетах по определению расходов шихтовых материалов для производства окатышей;
- изучение способов оценки прочностных характеристик сырых и обожженных окатышей.

### 2 Теоретическое введение

При подготовке железных руд для глубокого обогащения получают концентраты с размером частиц менее 0,1 мм, использование которых в доменной плавке практически невозможно из-за плохой газопроницаемости.

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.

*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 0,1 мм. 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.

После перемешивания шихты (в барабанных или шнековых смесителях) производят ее окатывание совместно с увлажнением (в тарельчатых и барабанных окомкователях). Увлажнение шихты способствует слипанию тонкоизмельченных частиц материалов, а при перемешивании увлажненной шихты происходит формирование окатыша за счет накатывания на первичные «зародыши» новых слоев шихты.

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 (ньютонках), 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.

Кондиционные сырые окатыши выдерживают нагрузку 13-15 Н/окатыш и более 10 сбрасываний без образования трещин.

*Обжиг окатышей* производят обычно на конвейерных ленточных машинах типа агломерационной.

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

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

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.

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

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

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

### **3 Методика выполнения работы**

Работа состоит из трех частей.

Первая часть работы заключается в расчете шихты для получения неофлюсованных окатышей на основании задания, выдаваемого преподавателем (на за-

нятии, предшествующем проведению лабораторной работы), выполняется вне-аудиторно.

Вторая часть работы, выполняется в металлургической лаборатории в течение одного аудиторного часа и заключается в изготовлении сырых окатышей и определении их прочности.

В третьей части лабораторной работы, длительностью один учебный час, студенты производят обжиг окатышей и оценку их прочностных свойств.

### 3.1 Расчет шихты для производства окатышей

Расчет шихты для производства неофлюсованных окатышей заключается в определении расхода материалов, используемых в опыте, на основании задания, выдаваемого преподавателем. В задании указывается расход на опыт железорудного концентрата, содержание в шихте бентонита, а также влажность шихты. По этим исходным данным определяют расход на опыт железорудного концентрата, бентонита и воды. Ниже представлен пример расчета.

Исходные данные:

- расход на опыт железорудного концентрата 1000 г;
- содержание бентонита в шихте – 0,8 %;
- влажность шихты – 9 %;
- основность окатышей – естественная;
- химический состав компонентов шихты приведен в таблице 3.1

Таблица 3.1 - 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

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

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

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

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

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

$W_e$  – естественная влажность шихты, %.

Тогда расходы материалов естественной влажности составят:

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



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

Масса воды  $M_B$  для доувлажнения шихты определяется из выражения

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

где  $\Sigma M_{\text{с.ш.}}$  – масса сухих шихтовых материалов, г;

$\Sigma M_{\text{ш.е.в.}}$  – масса шихтовых материалов естественной влажности, г;

$W$  – требуемая влажность шихты, %.

Тогда на доувлажнение шихты необходимо добавить воды

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

Результаты расчетов заносят в таблицу 3.2 и определяют количество компонентов, вносимых материалами.

Таблица 3.2 – Количество CaO, SiO<sub>2</sub> и влаги, вносимых материалами в шихту нефлюсованных окатышей

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

По данным таблицы 3.2 основность нефлюсованных окатышей (по отношению CaO/SiO<sub>2</sub>) составляет  $13,10/49,26 = 0,27$ .

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

## 3.2 Порядок выполнения работы

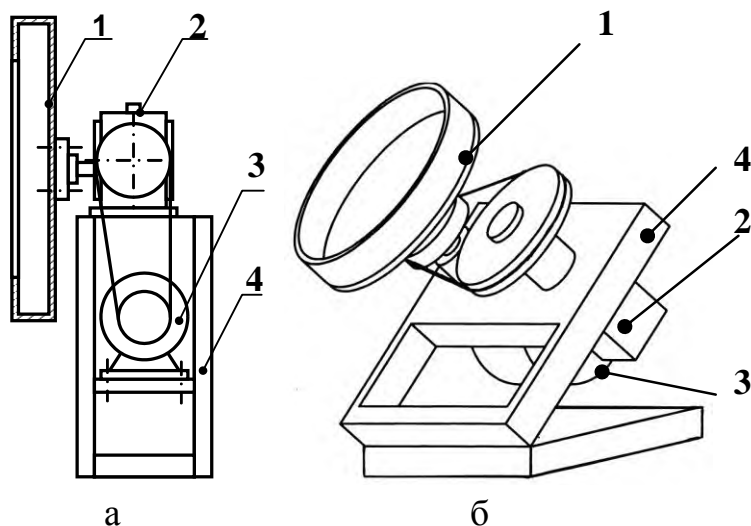
### 3.2.1 Получение сырых окатышей и определение их прочностных характеристик

Опыты проводят с использованием материалов крупностью не более 0,1 мм, поэтому их перед взвешиванием просеивают через сито с ячейками 0,1 мм.

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

После смешивания шихту разравнивают в противне и увлажняют с помощью пульверизатора, расходуя расчетное количество воды (таблица 3.2).

Сырые окатыши получают из увлажненной шихты в грануляторе барабанного или тарельчатого типа (по указанию преподавателя) (рисунок 3.1). Режим работы окомкователя задает преподаватель.



1 – барабан (тарель); 2 – червячный редуктор; 3 – электродвигатель; 4 – рама  
Рисунок 3.1 – Схемы барабанного (а) и тарельчатого (б) окомкователей

Окомкование ведется в течение трех-пяти минут после загрузки последней порции шихты, затем, не останавливая барабан (тарель), окатыши выгружают в противень совком.

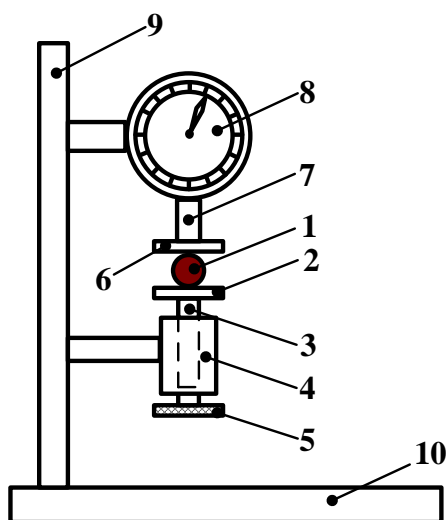
Для определения ситового состава и прочностных характеристик окатышей, их рассеивают на решетках с ячейками диаметром 20, 15, 10 и 5 мм. Взвешивают массу каждого класса и заносят в таблицу 3.3. Определяют ситовый состав окатышей. Класс 0-5 мм является отходом, класс 10-15 мм отбирают на обжиг.

Из объема годных окатышей отбирают 20-30 шт. для обжига, а оставшиеся сырые окатыши испытывают на прочность (сжатие при раздавливании и сопротивление удару – сбрасыванием).

Таблица 3.3 – Ситовый состав сырых неофлюсованных окатышей и их прочностные характеристики

Класс, мм	Выход		Прочность	
	г	%	на сжатие, Н/ок.	на сбрасывание, раз/ок.
0-5				
5-10				
10-15				
15-20				
Более 20				
Среднее				

Прочности сырых окатышей на сжатие определяют на установке, представленной на рисунке 3.2.



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 3.2 – Схема установки для определения прочности сырых окатышей раздавливанием

Соппротивление сырых окатышей удару определяют количеством сбрасываемых с высоты 300 мм на стальную плиту до их разрушения.

По результатам испытания каждого окатыша рассчитайте среднее значение показателя прочности для каждого класса крупности и запишите их в таблицу 3.4.

### 3.2.2 Обжиг окатышей и оценка их прочности

Обжиг окатышей, предварительно загруженных в керамическую емкость, осуществляли в печи сопротивления СНОЛ–12/16 в соответствии с режимом, представленным на рисунке 3.3.

Температуру в печи в процессе обжига регулирует преподаватель. По завершению обжига, окатыши выгружают из печи и проводят испытания их прочности на сжатие. Прочность окатышей на сжатие определяют на лабораторном гидравлическом прессе как среднее усилие, необходимое для раздавливания обожженных окатышей. Кондиционные окатыши должны иметь прочность на сжатие более 200-300 кг/окатыш.

Отчет по лабораторной работе должен включать в себя (помимо обязательных пунктов) полученные результаты с выводами о влиянии крупности сырых окатышей на их прочностные свойства, а также влиянии обжига окатышей на их прочность (по сравнению с сырыми окатышами).

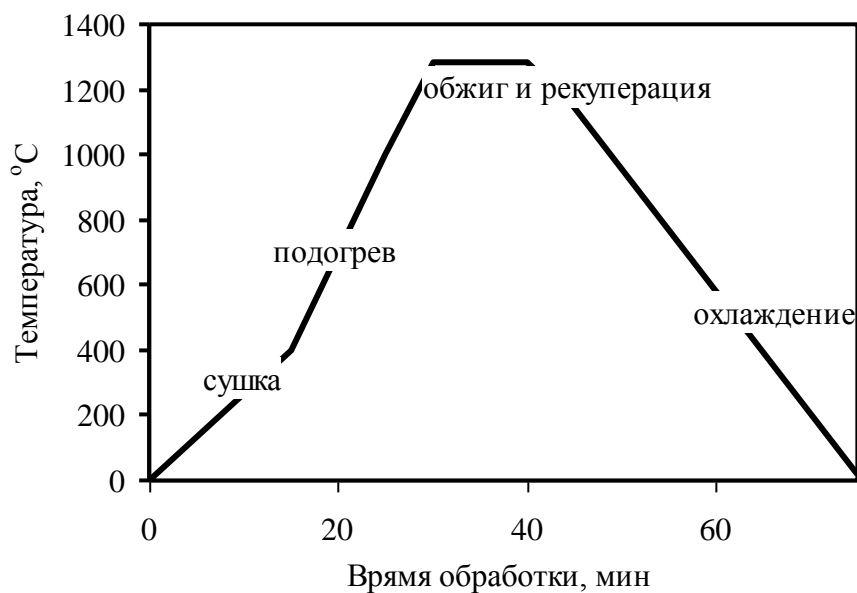


Рисунок 3.3 – Технологический режим обжига опытных окатышей

#### 4 Контрольные вопросы

1. В чем состоит отличие железорудных концентратов, применяемых при производстве металлургических окатышей и агломерата.
2. С какой целью в шихту при производстве окатышей добавляют бентонит?
3. В чем различие офлюсованных и нефлюсованных окатышей?
4. Перечислите технологические операции получения сырых окатышей
5. Какими прочностными характеристиками должны обладать сырые окатыши?
6. Опишите технологию обжига окатышей на конвейерной обжиговой машине.
7. Какую крупность и прочность должны иметь кондиционные обожженные окатыши?

## **Лабораторная работа 4. Изучение процессов схода шихтовых материалов на модели доменной печи**

### **1 Цель работы**

- изучить технологические особенности доменного процесса;
- изучить закономерности опускания шихтовых материалов на модели доменной печи в зависимости от различных технологических факторов.

### **2 Теоретическое введение**

#### **2.1 Противоток материалов и газов в доменной печи**

Высокая эффективность доменного процесса обеспечивается за счет принципа противотока материалов и газов в доменной печи. При опускании вниз загруженные на колошник холодные материалы непрерывно омываются движущимися вверх горячими восстановительными газами, образующимися в горне при сжигании топлива в кислороде дутья.

За счет этого, 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.

Шихтовые материалы непрерывно опускаются по всему сечению печи, освобождая объем на колошнике для новых порций по следующим причинам.

1. Горение кокса перед фурмами и образование в результате этого свободного пространства, в которое поступает кокс, находящийся выше очагов горения. Объем кокса составляет около половины общего объема загружаемых в печь материалов, причем 80-85 % его достигает уровня фурм и сгорает, освобождая объем для опускания новых порций кокса (15-20% углерода кокса расходуется в шахте, распаре, заплечиках и горне на участие в реакциях восстановления, науглероживании чугуна, а также выносятся газами из печи).

2. Уменьшение объема материалов при опускании в печи (уминка) происходит за счет размещения мелких кусков в пустотах между крупными, а также из-за измельчения и истирания крупных кусков.

3. Переход в нижней части шахты, в распаре и заплечиках твердых материалов в жидкое и частично в газообразное состояние, сопровождающееся уменьшением их объема.

4. Выпуск из печи чугуна и шлака, в результате чего в горне освобождается объем для опускания материалов.

Время движения материалов от уровня засыпи до горизонта фурм, т.е. длительность пребывания шихтовых материалов в печи, составляет в современных доменных печах 5-8 ч.

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.

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 в печи.

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

$$P_a = P_{III} - (F_1 + F_2 + F_3),$$

где  $P_{III}$  – 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.

Опускание материалов в печи возможно только при положительном значении активного веса, нормальное движение шихты происходит при определенном перепаде давления. При превышении критического значения перепада давления активного веса приближается к нулю, при этом плавное опускание шихты нарушается, может возникать ее подвисяние.

Для устранения подстоев и подвисяний и восстановления плавного опускания шихты необходимо уменьшить подъемную силу газов, изменением режима загрузки или снижением расхода дутья.

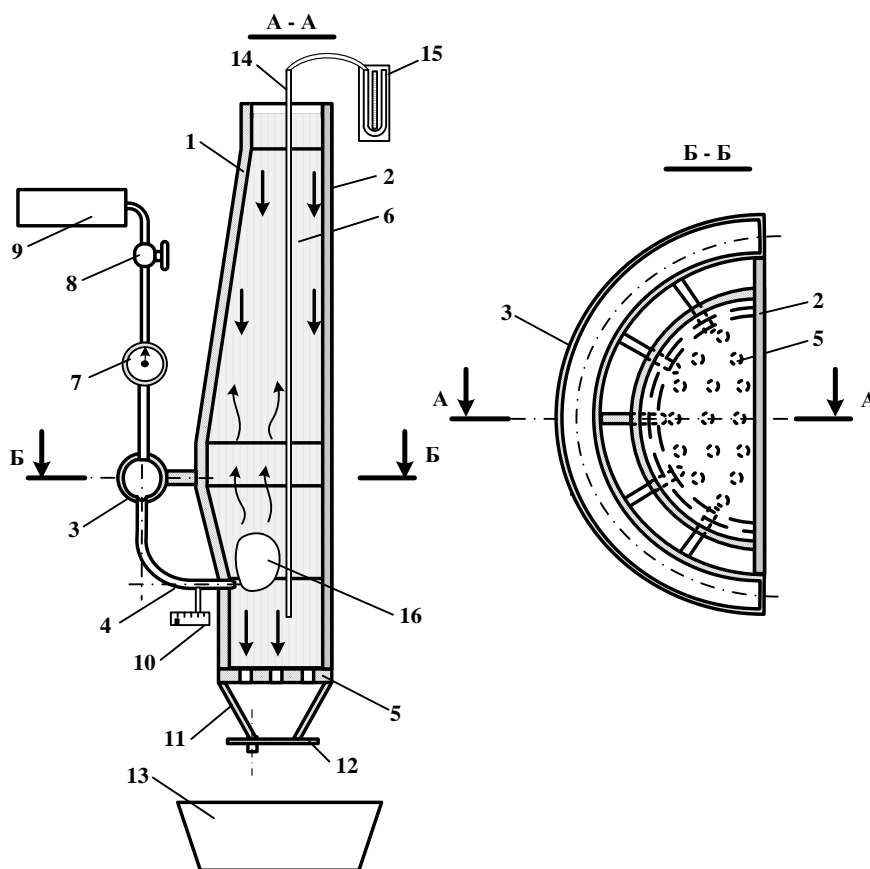
Производительность печи с увеличением расхода дутья повышается при прочих равных условиях, но при этом соответственно возрастает подъемная сила газов, перепад давлений и снижается активный вес шихты. Поэтому расход ду-

тля 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.

### 3 Методика выполнения работы

Работа выполняется в течение двух учебных часов на полукруглой модели доменной печи, конструкция которой позволяет визуально наблюдать сход шихты, «зоны горения», конусы разрыхления, в зависимости от различных технологических параметров (рисунок 4.1).



- 1 – кожух печи; 2 – прозрачное оргстекло; 3 – кольцевой воздухопровод;  
 4 – фурменный прибор; 5 – колосник; 6 – движущая шихта; 7 – газовый счетчик количества; 8 – кран; 9 - компрессор; 10 – манометр; 11 – сужающаяся часть горна; 12 – пластинчатый затвор; 13 – приемная емкость; 14 – зонд;  
 15 – дифманометр; 16 – «зоны горения»

Рисунок 4.1 – Схема установки для моделирования схода доменной шихты

Работа выполняется в следующей последовательности.

Закройте пластинчатый затвор 12, загрузите шихтовые материалы в модель доменной печи, включите компрессор и снимите показания с манометра и расходомера.

Для различных расходов и давлений дутья замерьте: размеры зон горения, разрыхления, время схода шихты. Полученные данные заносят в таблицу 4.1.

Таблица 4.1 – Влияние давления и расхода дутья на размеры зоны горения, конуса разрыхления и время схода шихтовых материалов

Параметр	Показатели				Время схода шихты, с
	Зона горения, мм		Зона разрыхления, мм		
	ширина	глубина	ширина	глубина	
Давление дутья, кПа:					
$P_1$					
$P_2$					
$P_3$					
Расход дутья, л/мин:					
$Q_1$					
$Q_2$					
$Q_3$					

При полной загрузке модели и закрытом затворе выключите дутье, приложите кальку и скопируйте распределение шихтовых материалов по высоте модели доменной печи (конуса разрыхления, «зоны горения», профиль засыпи).

Постройте графики влияния давления и расхода дутья на размеры зон горения и разрыхления. Представьте на кальке эскиз зон разрыхления и горения на модели доменной печи.

#### 4 Контрольные вопросы

1. Перечислите основные закономерности движения шихтовых материалов в доменной печи.
2. Перечислите процессы, обеспечивающие опускание шихты в доменной печи.
3. Назовите факторы, влияющие на активный вес шихты в доменной печи.
4. Объясните сущность доменного процесса.
5. Какие силы препятствуют опусканию шихтовых материалов в доменной печи?
6. Как изменяется активный вес шихты по высоте доменной печи?
7. Как влияет давление и расход дутья на сход шихты в доменной печи и размеры зон горения?



## **Лабораторная работа 5. Изучение процесса взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной**

### **1 Цель работы**

- изучение теоретических основ взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной;
- выявление методом гидравлического моделирования зависимости между параметрами продувки и глубиной лунки при различных типах сопел;
- 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); расход кислорода на плавку; выход годной стали; окисленность металла; стойкость футеровки и другие показатели.

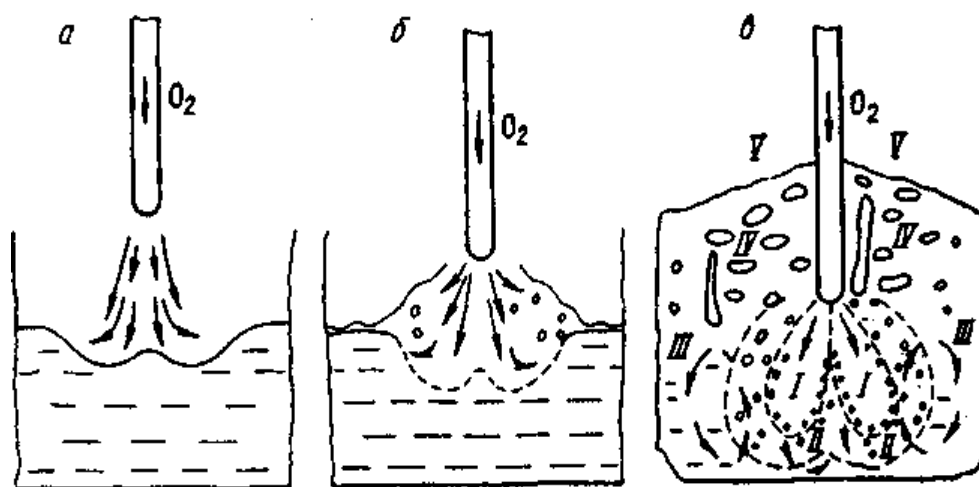
При подаче кислорода в жидкую ванну прежде всего необходимо обеспечить максимальную интенсивность подвода и высокую степень (желательно полную) усвоения его. Это возможно лишь тогда, когда весь кислород внедряется в металл и взаимодействует с ним в условиях очень большого развития поверхности контакта.

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 5.1.



I и II – первичная и вторичная реакционные зоны;  
 III – область более спокойного металла; IV – зона газо-шлако-металлической эмульсии; V – зона отходящих газов

Рисунок 5.1 – 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 расходуется на следующие потери:

- до 70 % - на потери при неупругом соударении;
- приблизительно 20 % - на разгон капель, вовлеченных в струю, и перемешивание ванны;
- 5-10 % - на преодоление выталкивающих (архимедовых) сил, то есть на погружение струи в жидкость;
- потери энергии с отраженной струей и потери на дробление жидкости (на преодоление сил поверхностного натяжения) обычно не превышают 5 %.

При малой кинетической энергии струи (низкое давление кислорода в фурме или большое расстояние от поверхности металла) формируется реакционная зона в виде неглубокой открытой лунки без образования брызг металла (рисунок 5.1 а).

В этом случае отраженная струя в основном растекается по поверхности ванны, что обуславливает (при отсутствии шлака в начале процесса) поверхностное окисление металла, преимущественно по реакции  $(\text{FeO}) + 1/2 \{ \text{O}_2 \} = (\text{FeO})$ . При наличии шлака кислород дутья преимущественно окисляет шлак по реакции  $2(\text{FeO}) + 3/2 \{ \text{O}_2 \} = (\text{Fe}_2\text{O}_3)$ . Усвоение кислорода металлом и скорость окислительного рафинирования в этом случае очень низки.

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 (рисунок 5.1 б). При наличии шлака над металлом разбрызгивается и шлак. Использование кислорода улучшается, но оно остается неполным. В производственной практике такие режимы продувки используют только для ускорения растворения извести в начале окислительного рафинирования.

Обычный для производства режим продувки приводит к образованию реакционной зоны, глубоко проникающей в объем металла и имеющей более сложную структуру (рисунок 5.1 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, рисунок 5.1 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 газошлако-металлическую эмульсию. Умеренное развитие этого процесса является обязательным условием нормального протекания операции продувки металла кислородом сверху. Вспенивание шлака можно считать нормальным, если газошлако-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.

Таким образом, важнейшими характеристиками кислородно-конверторного процесса являются параметры взаимодействия кислородной струи с расплавленной ванной. Они оказывают определяющее влияние на скорость окислительного рафинирования и режим шлакообразования. Основной характеристикой, определяющей характер взаимодействия кислородной струи с ванной, является величина её заглубления в расплав.

Непосредственные измерения указанных параметров на кислородном конвертере 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 ( $Ar$ )

$$Ar = \frac{\rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma}^2}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot l}, \quad (5.1)$$

где  $\rho_{\Gamma}$  и  $\rho_{\text{ж}}$  – плотность газа и жидкости соответственно, кг/м<sup>3</sup>;

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

$\omega_{\Gamma}$  – скорость газа, м/с;

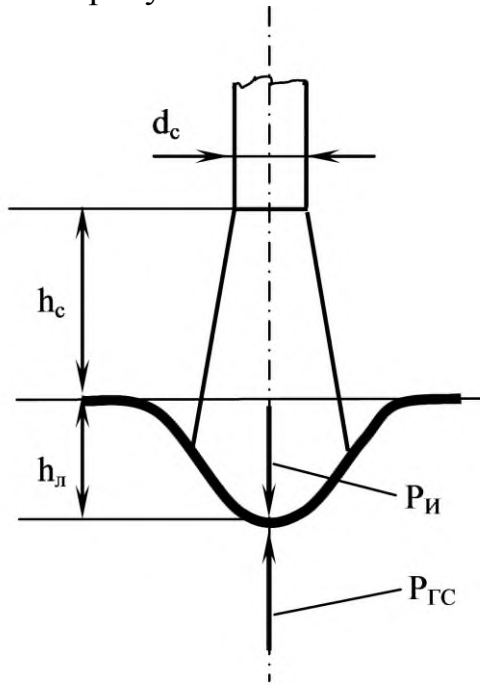
$l$  – характерный линейный размер, м.

Критерий Архимеда неудобен для работы, поскольку в него входит величина скорости газа  $\omega_{\Gamma}$ . 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  $l^2$ .

Получим

$$Ar^* = \frac{\pi}{4} \cdot \frac{\rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma}^2 \cdot l^2}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot l^3}. \quad (5.2)$$

На рисунке 5.2 показана схема взаимодействия газовой струи с жидкостью.



$d_c$  – диаметр сопла, м;  
 $h_c$  – высота сопла под уровнем спокойной жидкости, м;  
 $h_{\text{л}}$  – глубина образовавшейся лунки, м;  
 $P_{\text{и}}$  – инерционные силы газовой струи, Н;  
 $P_{\text{гс}}$  – гидростатические силы, Н

Рисунок 5.2 – 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  $h_{\text{л}}$ . 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.

Тогда уравнение (5.2) приобретает вид

$$Ar^* = \frac{\pi \cdot d_c}{4} \cdot \frac{\rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma}^2}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot h_c^3} = \frac{\rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma}^2 \cdot f_c}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot h_c^3}, \quad (5.3)$$

где  $f_c$  – сечение струи,  $\text{м}^2$ ;

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

Числитель критерия  $Ar^*$  представляет собой импульс струи  $i_{\Gamma}$

$$i_{\Gamma} = f_c \cdot \rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma}^2. \quad (5.4)$$

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

$$i_{\Gamma} = f_c^0 \cdot \rho_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma 0}^2 = \rho_{\Gamma} \cdot V_{\Gamma} \cdot \omega_{\Gamma 0} / n, \quad (5.5)$$

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

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

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

$\omega_{\Gamma 0}$  – скорость истечения газа на срезе сопла, м/с.

Величина  $V_{\Gamma}$  непосредственно измеряется с помощью расходомеров. Скорость истечения газа на срезе сопла определяется из уравнения, описывающего истечения идеального газа при адиабатических процессах расширения

$$\omega_{\Gamma 0} = \sqrt{2 \cdot \frac{K}{K-1} \cdot R \cdot T_2 \cdot \left[ 1 - \left( \frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{K-1}{K}} \right]}, \quad (5.6)$$

где  $\omega_{\Gamma 0}$  – 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 принимается равным  $K = 1,4$ ).

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

$$Ar^* = \frac{i_{\Gamma}}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot h_c^3}. \quad (5.7)$$

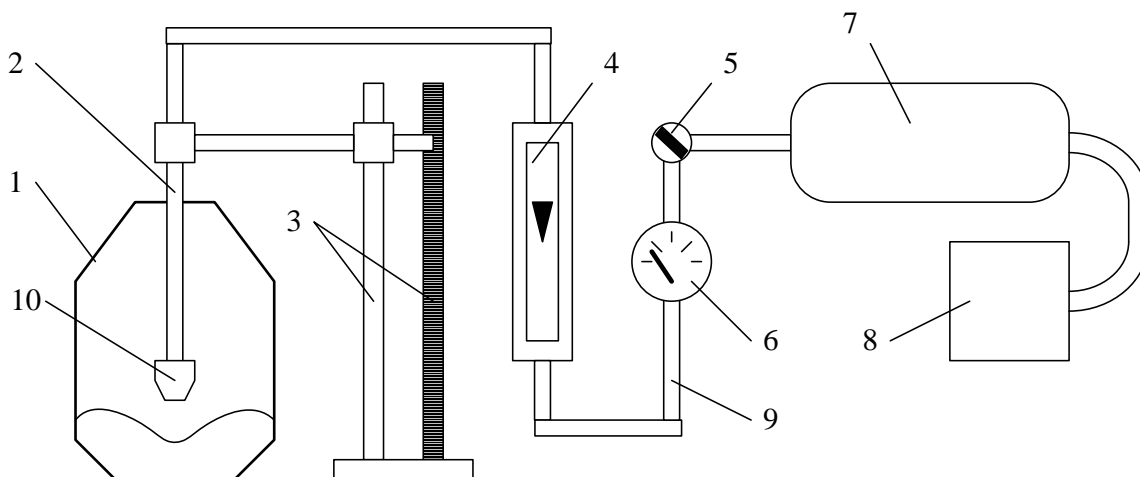
Опыты на различных жидкостях и с разными размерами сопел показали, что безразмерная глубина лунки  $h_L/h_c$  зависит только от  $Ar^*$ . Поэтому результаты моделирования процессов взаимодействия газовой струи с жидкостью может использоваться для определения глубины проникновения газовой струи металл на

реальном конвертере. Применение многосопельных фурм усложняет картину взаимодействия, но основные закономерности остаются в силе.

### 3 Методика выполнения работы

#### 3.1 Описание лабораторной установки

Лабораторная работа выполняется в течение двух учебных часов на установке, схема которой представлена на рисунке 5.3.



- 1 – модель конвертера; 2 – фурма; 3 – штатив с измерительной линейкой;  
4 – ротаметр; 5 – вентиль; 6 – манометр; 7 – ресивер; 8 – компрессор;  
9 – соединительные шланги; 10 – головка фурмы

Рисунок 5.3 – Схема установки для моделирования кислородно-конвертерной плавки

Основой установки является прозрачная модель кислородно-конвертерного агрегата 1, изготовленная из органического стекла в масштабе 1:50 по отношению к конвертеру 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.

При выполнении лабораторной работы используются модельные фурмы двух типов: односопловая и трехсопловая.

#### 3.2 Порядок выполнения работы

В модель конвертера 1 (рисунок 5.3) заливают воду (моделирующая жидкость) на высоту 140-160 мм. Исследуемую односопловую фурму с заданным диаметром сопла устанавливают на определенный уровень от зеркала спокойной ванны  $h_c$  и начинают продувку. Влияния 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  $V_r$ , подаваемого из ресивера 7 через вентиль 5. Значения положения фурмы и расходов газа задаются по указанному преподавателем варианту. Варианты заданий на работу приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Варианты положения фурмы и расходов газа

№ варианта	$h_c$ , мм	Расход газа по шкале ротаметра	
		1 сопло	3 сопла
1	5; 10; 15; 20	20; 40; 60; 80	40; 60; 80; 100
2	10; 20; 30; 40		
3	20; 30; 40; 50		
4	5; 20; 40; 60		
5	5; 15; 25; 35		
6	0; 10; 20; 30		

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 измеряют глубину лунки  $h_d$  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. Результаты замеров и наблюдений вносят в таблицу 5.2.

Таблица 5.2 - 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 $P_r$ , кгс/см <sup>2</sup>	Глубина образующейся лунки $h_d$ , мм	Примечание (качественное описание взаимодействия струй с жидкостью)
1	2	3	4	5	6

### 3.3 Обработка результатов работы

При обработке результатов эксперимента необходимо провести следующие вычисления:

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

$$Q_r = \frac{50}{100} \cdot N, \quad (5.8)$$



где  $Q_r$  – расход газа, л/мин;  
 $N$  – число делений по шкале ротаметра, шт.

2. Найти расход газа  $V_r$  ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) через одно сопло модельной фурмы, приведенный к нормальным условиям по уравнению:

$$V_r = 0,166 \cdot 10^{-4} \cdot Q_r \cdot (P_2/P_1) \cdot (1/n), \quad (5.9)$$

где  $Q_r$  – расход газа, л/мин;  
 $n$  – число сопел модельной фурмы;  
 $P_1$  – барометрическое давление,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;  
 $P_2$  – абсолютное давление перед фурмой ( $P_r$  из таблицы 5.2),  $\text{кгс}/\text{см}^2$ .

3. Рассчитать скорость истечения газа из сопел модельной фурмы по уравнению (5.6).
4. Определить по уравнению (5.5) импульс одной струи модельной фурмы и его логарифм. Учесть, что в качестве газа, моделирующего кислородной дутье, в работе применяется воздух с плотностью  $1,28 \text{ кг}/\text{м}^3$ .
5. По уравнению (5.7) определить критерий  $Ar^*$  и рассчитано отношение  $h_{\text{л}}/h_c$ , а также их логарифмы. Учесть, что в качестве жидкости, моделирующей металл, в работе применяется вода с плотностью  $1000 \text{ кг}/\text{м}^3$ .  
 Результаты расчетов сводятся в таблицу 5.3.

Таблица 5.3 - Результаты измерений и расчетов

$n$	$h_c$ , мм	$Q_r$ , деления шкалы ротаметра	$P_2$ , $\text{кг}\cdot\text{с}/\text{см}^2$	$h_{\text{л}}$ , мм	$Q_r$ , л/мин	$V_r$ , $\text{м}^3/\text{с}$	$W_{\text{го}}$ , м/с	$i_r$ , Н	$Ar^*$	$h_{\text{л}}/h_c$	$\lg i_r$	$\lg Ar^*$	$\lg h_{\text{л}}/h_c$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14

6. По данным таблицы 5.3 необходимо построить зависимость в координатах  $\lg h_{\text{л}}/h_c - \lg Ar^*$ , после чего, используя стандартные средства Excel, найти уравнение регрессии, позволяющее рассчитать глубину «реакционной зоны» ванны промышленного конвертора.
7. Рассчитать глубину «реакционной зоны» ванны промышленного конвертора по варианту. Исходные данные для расчета задаются преподавателем из таблицы 5.4.

Делается это следующим образом. По заданным расхода кислорода на фурму, числу сопел в промышленной фурме и скорости истечения кислорода из сопла рассчитывается импульс струи. Далее по заданному положению промышленной фурмы и рассчитанному импульсу струи определяется логарифм критерия  $Ar^*$ . По уравнению аппроксимации экспериментальных данных рассчитывается значение  $\lg h_{\text{л}}/h_c$  и находится величина  $h_{\text{л}}$  при заданном положении фурмы над уровнем спокойного металла в конверторе.

Таблица 5.4 – Исходные данные для расчета глубины «реакционной зоны» в ванне конвертора

№ вар.	n	h <sub>с</sub> , м	ω <sub>Г</sub> , м/с	V <sub>O<sub>2</sub></sub> , м <sup>3</sup> /мин.	№ вар.	n	h <sub>с</sub> , м	ω <sub>Г</sub> , м/с	V <sub>O<sub>2</sub></sub> , м <sup>3</sup> /мин.
1	3	0,7	450	500	21	5	1,3	500	1000
2	4	0,7	450	500	22	3	1,4	500	1100
3	5	0,7	450	500	23	5	1,4	500	1100
4	3	0,8	500	600	24	3	1,5	500	1200
5	4	0,8	500	600	25	5	1,5	500	1200
6	5	0,8	500	600	26	7	1,5	500	1200
7	3	0,9	500	600	27	3	1,5	500	1400
8	4	0,9	500	600	28	5	1,5	500	1400
9	5	0,9	500	600	29	7	1,5	500	1400
10	3	1,0	500	700	30	3	1,5	500	1500
11	4	2,0	500	700	31	5	1,5	500	1500
12	5	1,0	500	700	32	7	1,5	500	1500
13	3	1,1	500	800	33	3	2,0	550	1600
14	4	1,1	500	800	34	5	2,0	550	1600
15	5	1,1	500	800	35	7	2,0	550	1600
16	3	1,2	500	900	36	3	1,2	550	1200
17	4	1,2	500	900	37	5	1,2	550	1200
18	5	1,2	500	900	38	7	1,2	550	1200
19	3	1,3	500	1000	39	3	1,4	550	1400
20	4	1,3	500	1000	40	5	1,4	550	1400

Отчет по лабораторной работе должен содержать цель работы, схему и краткое описание лабораторной установки и фурм, описание методики проведения работы, таблицы с результатами замеров, расчетов и наблюдений, графики полученных зависимостей, расчеты величины заглубления в металл струй кислорода для промышленного конвертора и, наконец, краткие выводы о влиянии параметров продувки и конструкции наконечников фурмы на взаимодействие кислородной струи с конвертерной ванной.

#### 4 Контрольные вопросы

- 1 Почему работа проводится методом моделирования?
- 2 Какие гидродинамические силы определяют глубину образующейся лунки внутри струи газа в жидкость?
- 3 Объясните зависимость размеров лунки от высоты фурмы над ванной и конструкции фурмы.
- 4 Как влияет режим продувки на рафинировочные процессы в кислородном конвертере?
- 5 Реакционная зона при продувке в реальном кислородном конвертере и ее элементы.
- 6 Как определяется и контролируется расход газа в данной работе?
- 7 Какие основные конечные задачи должны быть решены после полного выполнения работы?

## **Лабораторная работа 6. Изучение конструкции и принципа действия мартеновской печи**

### **1 Цель работы**

- изучение теоретических основ мартеновского производства;
- изучение конструкции мартеновской печи и технологии выплавки мартеновской стали.

### **2 Теоретическое введение**

Для успешного достижения целей лабораторной работы необходимо знание минимума терминов по мартеновскому производству:

1) Мартеновское производство – получение стали мартеновским процессом, включающее выплавку стали из чугуна и лома и разливку ее с получением слитков или литых заготовок.

2) Мартеновская печь - подовая пламенная регенеративная плавильная печь для производства стали из чугуна и стального лома.

3) Плавка:

- технологический процесс производства стали (например, варианты мартеновской плавки, т.е. вариант мартеновского процесса);
- отдельный разовый цикл мартеновского процесса (например, периоды мартеновской плавки, т.е. составные части цикла мартеновского процесса);
- сталь, продукт, получаемый в результате мартеновского процесса, мартеновской плавки (например, разливка плавки, т.е. разливка стали).

#### **2.1 Устройство и тепловая работа мартеновской печи**

Сущность мартеновского процесса заключается в ведении плавки на поду пламенной отражательной печи, оборудованной регенераторами для предварительного подогрева воздуха (иногда и газа). Идея получения литой стали на поду отражательной печи высказывалась многими учеными (например, в 1722 г. Реомюром), но осуществить это долгое время не удавалось, так как температура факела обычного в то время топлива – генераторного газа – была недостаточной для нагрева металла выше 1500 °С (т.е. недостаточна для получения жидкой стали). В 1856 г. братья Сименс предложили использовать для подогрева воздуха тепло горячих отходящих газов, устанавливая для этого регенераторы. Принцип регенерации тепла был использован Пьером Мартеном для плавки стали. Началом существования мартеновского процесса можно считать 8 апреля 1864 г., когда П. Мартен на одном из заводов Франции выпустил первую плавку.

Для того, чтобы выпустить из печи и разлить сталь, в зависимости от химического состава и способа разливки, ее следует нагреть до 1600-1650 °С. Металл может быть нагрет до этой температуры, если продукты сгорания факела имеют еще более высокую (на 100-150 °С) температуру. Таким образом, температура

факела должна быть не менее 1750-1800 °С. Такую температуру факела можно обеспечить сжиганием подогретых до 1000-1200 °С газов (например, смеси доменного и коксового газа), в подогретом также до 1000-1200 °С воздухе при небольшом его избытке. Теоретическая температура горения любого топлива определяется уравнением

$$t_T = (Q_T + Q_{гф}) / C_{пс} \cdot V_{пс}, \quad (6.1)$$

где  $Q_T$  – теплота сгорания топлива;

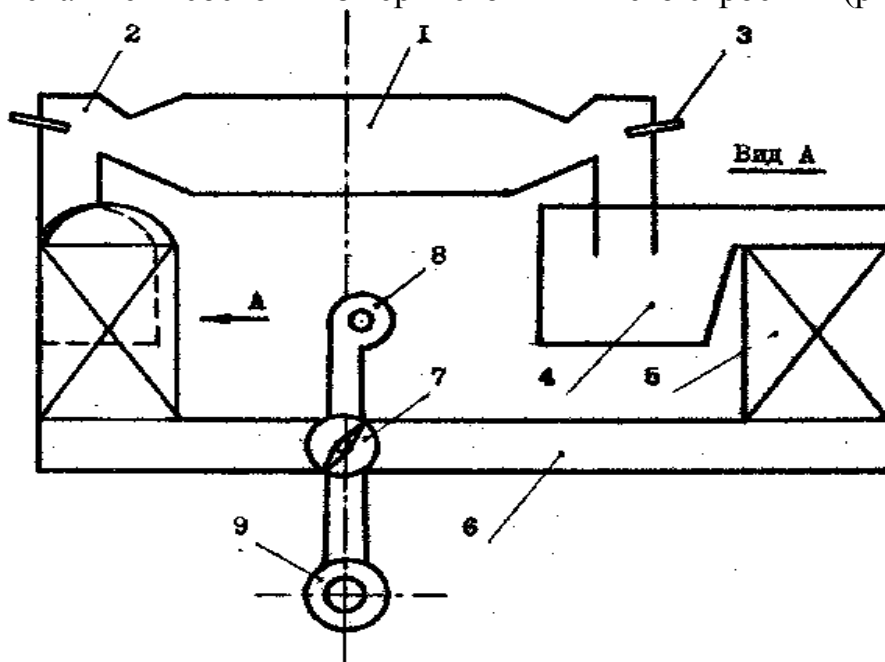
$Q_{гф}$  – физическое тепло нагретых воздуха и горючих газов;

$V_{пс}$  – объем продуктов сгорания;

$C_{пс}$  – их средняя теплоемкость.

Из уравнения (6.1) следует, что повысить теоретическую температуру факела можно при использовании топлива с высокой теплотой сгорания (мазута, природного газа), повышении температуры подогрева воздуха и уменьшении объема продуктов сгорания. Последнее достигается обогащением кислородом воздуха для сжигания топлива, что приводит к уменьшению количества балластного азота в продуктах сгорания.

Мартеновская печь состоит из верхнего и нижнего строений (рисунок 6.1).



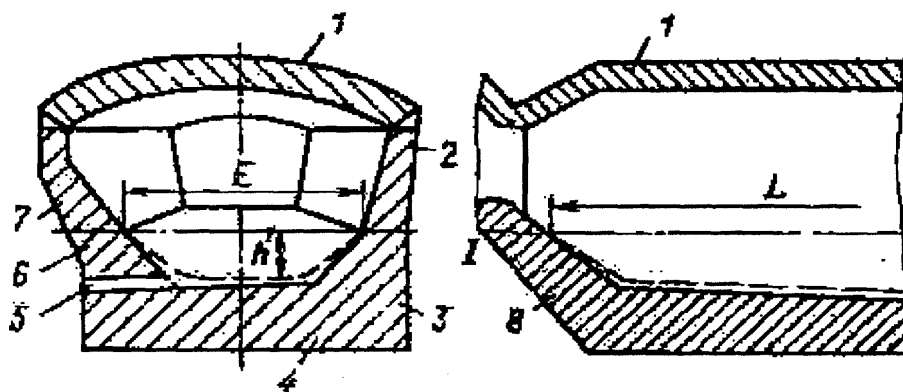
- 1 - рабочее пространство; 2 - головки; 3 - газомазутные форсунки;  
4 – шлаковики; 5 - регенераторы; 6 - борова; 7 - перекидной клапан;  
8 - воздушный вентилятор; 9 - дымовая труба

Рисунок 6.1 – Схема мартеновской печи

Верхнее строение печи, расположенное над рабочей площадкой цеха, состоит из рабочего пространства, головок и вертикальных каналов (рисунок 6.1). Плавильное (или рабочее) пространство ограничено передней стенкой с завалочными (рабочими) окнами, задней стенкой с выпускным отверстием, подом и сводом. В торцах плавильного пространства расположены головки, служащие

для подвода топлива и воздуха и отвода из плавильного пространства продуктов сгорания. Головки соединяются с нижним строением печи вертикальными каналами. Нижнее строение печи расположено под рабочей площадкой цеха и состоит из шлаковиков, предназначенных для отделения от дымовых газов частичек уносимых ими из плавильного пространства шлака и пыли, регенеративных камер и боровов с перекидными клапанами. В регенераторах осуществляется подогрев воздуха до поступления в плавильное пространство. Тепло для их нагрева отдают дымовые газы, периодически проходящие через регенераторы. Направление движения дымовых газов, воздуха и топлива регулируется поочередным открытием тех или иных перекидных (пусковых) клапанов.

Основным элементом мартеновской печи является ее рабочее пространство, в котором протекают все технологические процессы выплавки стали. Рабочее пространство представляет собой камеру определённого профиля (рисунок 6.2), ограниченную подом, сводом, передней и задней стенками, а с торцов головками печи.



1 - свод, 2 - передняя стенка, 3 и 6 - продольные откосы, 4 - подина,  
5 - сталевыпускное отверстие, 7 - задняя стенка, 8 - поперечный откос,  
L - длина ванны, E - ширина ванны, h - глубина ванны  
Рисунок 6.2 – Рабочее пространство мартеновской печи

Часть рабочего пространства, расположенная ниже уровня порогов завалочных окон и сформированная подом, продольными и поперечными откосами, называется ванной печи.

Тепловая работа мартеновской печи заключается в следующем. Воздушный вентилятор непрерывно подает дутье, которое перекидным клапаном направляется в один из регенераторов (рисунок 6.1, в левый регенератор). В регенераторе воздух за счет накопленного тепла насадки нагревается до 1100-1200 °С. Нагретый воздух проходит левый шлаковик и по вертикальному каналу поступает в левую головку. Образующийся в рабочем пространстве печи высокотемпературный факел пламени направлен слева направо. Высокотемпературные продукты горения за счет тяги трубы уходят через правую головку и попадают в правый шлаковик, где освобождаются от основной массы плавильной пыли и капель жидкого шлака. Затем продукты горения поступают в правый регенератор, насадка которого нагревается, аккумулируя тепло отходящих продуктов го-

рения. Из-под правой насадки частично охлажденные продукты горения (температура их составляет 500-700 °С) проходят перекидной клапан и поступают в дымовую трубу. В таком режиме мартеновская печь может работать не более 5-10 мин. В конце этого интервала левая насадка уже значительно охлажденная не будет нагревать воздух до указанных выше температур, что приведет к понижению температуры факела пламени и понижению производительности печи. А правая насадка регенератора начнет перегреваться, что может привести к ее плавлению и преждевременному выходу из строя. Своевременная перекидка клапанов обеспечивает оптимальную тепловую работу мартеновской печи и сохранность насадок регенераторов. После перекидки клапана правый регенератор будет работать в режиме нагрева воздуха и охлаждения насадки, а левый – в режиме нагрева насадки за счет тепла отходящих продуктов горения.

## 2.2 Технология мартеновской плавки

Основной разновидность мартеновского процесса является скрап-рудный процесс, при котором в завалку печи применяются жидкий чугун, стальной лом, железная руда и известняк. В доводку плавки используется железная руда, плавиновый шпат (боксит) и известняк.

Процесс выплавки стали в мартеновской печи при скрап-рудном процессе (при любом) включает следующие основные периоды: заправка печи; завалка и прогрев твердых шихтовых материалов; заливка жидкого чугуна (завалка твердого чугуна) и плавление; доводка плавки; раскисление и легирование металла; выпуск металла и шлака.

*Заправка* печи заключается в восстановлении изношенных участков футеровки путем нанесения на них порошкообразного огнеупорного материала (обычно магнезитовый порошок).

*Завалка* твердых шихтовых материалов (стальной скрап, железная руда, известняк) осуществляется с помощью специальных мультдозавалочных машин, обеспечивающих подачу материалов в рабочее пространство печи через завалочные окна.

*Прогрев* шихтовых материалов проводится до температур 1250-1350°С за счет сжигания тепла в рабочем пространстве печи. Для сокращения периода прогрева сыпучие материалы загружают послойно (в порядке увеличения их теплопроводности) и перемешивают для вскрытия непрогретой массы.

*Заливка жидкого чугуна* осуществляется при помощи съемного или стационарного желоба. Продолжительность заливки чугуна определяется организационными возможностями и обычно составляет 15-30 мин.

*Плавление* как самостоятельный период плавки начинается после заливки жидкого чугуна. Основной задачей этого периода являются расплавление металла и нагрев его выше температуры плавления на 40-60 °С, а также предварительное рафинирование металла. Ускорению периода плавления способствует выпуск из печи первичных шлаков, образующихся вследствие окисления кремния, марганца, углерода и фосфора чугуна. Скатывание первичного шлака происхо-

дит самотеком через шлаковые летки или ложный порог среднего завалочного окна.

*Доводка.* Задача этого периода состоит в окончательном рафинировании металла и дополнительном нагреве ванны. Доводка обычно состоит из двух стадий: полировки (рудного кипения) и чистого (свободного) кипения.

*Полировка* – это период наводки шлака для обеспечения требуемой степени дефосфорации и десульфурации металла. Для этого сначала скачивают из печи шлак, а затем присаживают шлакообразующие материалы: известь, боксит, плавиновый шпат и т. д. Чтобы перевести оставшиеся в шлаке фосфор и серу в прочные соединения, наводят новый шлак присадками свежееобожженной извести. Основность шлака по  $\text{CaO/SiO}_2$  при этом возрастает до 2,5 и более.

*Период чистого кипения* необходим для окончательной подготовки металла к выпуску: нагрев его до заданной температуры, удаление газов и неметаллических включений. Эти процессы протекают самопроизвольно – без активного вмешательства мастера-сталевара в процесс. Продолжительность чистого кипения, достаточная для нагрева металла и его дегазации обычно составляет 30-45 мин.

Задача мастера-сталевара заключается в том, чтобы к моменту, когда температура металла окажется достаточной для выпуска, ванна хорошо прокипела, очистилась бы от газов и неметаллических включений, в металле содержалось бы необходимое количество углерода и минимум серы и фосфора. При соблюдении всех этих требований период кипения заканчивают и металл выпускают из печи.

*Выпуск и раскисление металла.* Продолжительность выпуска плавки из мартеновских печей обычно колеблется в пределах 10-20 мин. По ходу выпуска в ковш присаживают раскислители и легирующие.

Общая длительность плавки в мартеновских печах колеблется в пределах от 5-6 до 10-12 ч и зависит от многих факторов: вместимости печи, вида применяемого чугуна (жидкий или твердый), его доли в шихте, системы отопления, степени интенсификации сжигания топлива и окисления примесей, степени механизации работ по обслуживанию печи и т. д.

Раскисленная сталь в ковшах перевозится разливочным краном и месту разливки.

### **2.3 Устройство мартеновского цеха**

Мартеновский цех, как правило, имеет в своем составе следующие основные отделения:

- печной пролет;
- разливочный пролет;
- шихтовый открьлок;
- шихтовое отделение;
- отделение подготовки прибыльных надставок двора изложниц;
- отделение раздевания слитков;

- отделение подготовки центровых, сифонных поддонов и изложниц;
- копровое отделение;
- шлаковый отвал.

Главное здание мартеновского цеха предназначено для осуществления основного технологического процесса производства стали. Оно разделено на два пролёта печной и разливочный. В здание поступают все исходные материалы, необходимые для выплавки стали, и выводятся продукты плавки и отходы.

В печном пролёте установлены мартеновские печи, а также оборудование, необходимое для осуществления всех технологических операций, связанных с выплавкой стали: заливочные краны, завалочные машины, узлы для хранения и приготовления ферросплавов, машина для подсыпки порогов, заправочная машина для правки футеровки печи, торкрет-машина для правки свода печи, бункера для сыпучих материалов.

К печному пролету примыкают с одной стороны разливочный пролет, а с другой стороны - шихтовый открьлок. Они размещены в едином главном здании мартеновского цеха. В разливочном пролете на высоте около трех метров располагаются разливочные площадки. Разливочный пролет обслуживается разливочными кранами.

Шихтовый открьлок предназначен для организации бесперебойного снабжения мартеновских печей твердыми шихтовыми и заправочными материалами. В шихтовый открьлок подаются груженые мультдовые составы, где они ожидают транспортировки в печной пролет. В шихтовом открьлке производится маневрирование груженными и порожними составами и уборка порожних составов из главного здания.

Вне главного здания размещены еще несколько отделений мартеновского цеха: шихтовое отделение, стрипперное отделение, отделение подготовки составов, копровое отделение, миксерное отделение и шлаковый отвал.

Шихтовое отделение мартеновского цеха предназначено для бесперебойного снабжения печей металлическим ломом, твёрдыми окислителями, шлакообразующими, заправочными и другими материалами. Оно состоит из двух зданий магнитных и сыпучих материалов. Здание магнитных материалов предназначено для выгрузки, погрузки и хранения металлолома. Здание сыпучих материалов предназначено для погрузки, хранения и выгрузки извести, известняка, боксита, магнезита, агломерата, коксовой мелочи, шпата (флюорита).

В стрипперном отделении (отделении раздевания слитков) производится извлечение слитков из изложниц и подготовка слитков к прокатке.

В отделении подготовки составов готовится оборудование для разливки стали (центровые, сифонные поддоны, изложницы, прибыльные надставки) и производится его сборка и установка на разливочные тележки.

В копровом отделении имеется штабель металлошихты, копер для разбивания негабаритных кусков чугуна, площадка для огневой разделки крупного стального лома и пакетир-пресс для пакетирования листовых отходов и стружки.

Миксерное отделение, оборудованное большегрузной емкостью для усреднения и хранения жидкого чугуна (миксер), предназначено для стабильного



снабжения мартеновских печей жидким чугуном. Вместимость миксера – 1300-2500 тонн.

Шлаковый отвал расположен на значительном отдалении от мартеновского цеха. Частично шлаки на шлаковом отвале перерабатываются.

В мартеновском цехе можно выделить грузопотоки: чугуна, металлолома, твердых окислителей и шлакообразующих материалов (железной руды, известняка, боксита), заправочных материалов (доломита сырого и обожженного, магнетита), раскислителей (ферромарганца, ферросилиция, алюминия и др.), жидкой стали и слитков, шлака.

### **3 Методика выполнения работы**

Работа проводится в течение двух учебных часов в два этапа.

На первом этапе студент знакомится с теоретическим описанием лабораторной работы.

Второй этап выполняется на макете мартеновского цеха и заключается в изучении конструкции мартеновской печи, расположения и работы основного оборудования мартеновского цеха, а также технологических операций мартеновской плавки.

Отчет по работе не пишется, зачет по ней сдается сразу же после завершения второго этапа работы и заключается в устном опросе студентов по теоретическому материалу работы.

### **4 Контрольные вопросы**

- 1 Что такое изложница, слиток, литая заготовка?
- 2 Назовите основные элементы мартеновской печи и их назначение.
- 3 Назовите периоды мартеновской плавки и дайте их характеристику.
- 4 Назовите основные грузовые потоки материалов в мартеновском цехе.
- 5 Назовите основные отделения мартеновского цеха и их назначение.
- 6 Назовите основное оборудование главного здания мартеновского цеха и его назначение.

## Лабораторная работа 7. Исследование динамики затвердевания стального слитка

### 1 Цель работы

- изучение последовательности затвердевания различных частей слитка;
- исследование изменения толщины слоя затвердевшего металла и скорости его затвердевания во времени.

### 2 Теоретическое введение

Кристаллизация – это процесс фазового превращения жидкого расплава в сросшиеся друг с другом твёрдые кристаллы. Кристаллизация стабильно протекает только при наличии в расплаве переохлаждения, то есть когда температура расплава ниже температуры начала кристаллизации – температуры ликвидус. По современным представлениям о механизме кристаллизации процесс формирования любого кристалла имеет две стадии развития. Первая стадия – образование в переохлаждённом расплаве небольшого по размерам зародыша кристалла – центра кристаллизации. На второй стадии происходит рост центра кристаллизации до кристалла макроскопического размера.

Форма и размер кристаллов зависят от соотношения двух скоростей:

- скорости зарождения центров кристаллизации  $V_{зц}$  (характеризует количество центров кристаллизации, возникающих в единице объёма расплава за единицу времени);
- линейной скорости роста кристаллов  $V_{рк}$  (характеризует увеличение линейных размеров кристалла в единицу времени).

Обе эти скорости, в свою очередь, зависят от величины переохлаждения расплава (рисунок 7.1).

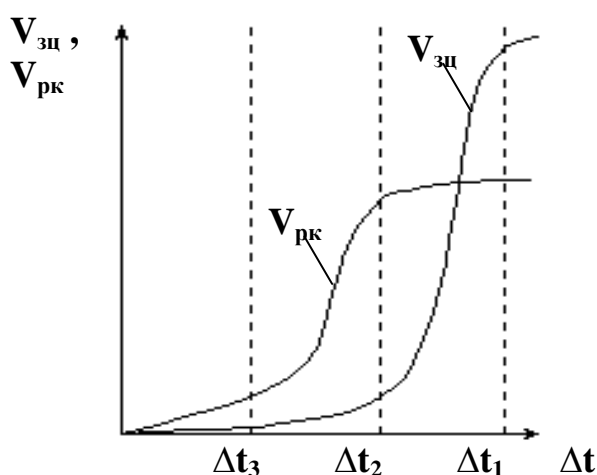


Рисунок 7.1 – Зависимость скорости зарождения центров кристаллизации ( $V_{зц}$ ) и линейной скорости роста кристаллов ( $V_{рк}$ ) от величины переохлаждения расплава ( $\Delta t$ )

Наибольшая величина переохлаждения –  $\Delta t_1$  характерна для расплава, непосредственно контактирующего со стенками изложницы. При таком переохлаждении (рисунок 7.1) скорость зарождения центров кристаллизации значительно превышает линейную скорость роста кристаллов. Поэтому одновременно зарождается множество кристаллов, вследствие чего затвердевший металл узкой периферийной зоны слитка имеет мелкокристаллическую структуру.

После образования на стенках изложницы слоя затвердевшего металла интенсивность отвода тепла из расплава снижается, что вызывает уменьшение величины переохлаждения расплава около фронта кристаллизации. При меньшем переохлаждении  $\Delta t_2$  скорость зарождения центров кристаллизации резко снижается (рисунок 7.1) при сохранении высокой линейной скорости роста кристаллов. В таких условиях быстро растут ранее зародившиеся кристаллы, а новые кристаллы практически не успевают образоваться. Так как тепло в основном отводится через боковые поверхности изложницы, то кристаллы растут преимущественно вглубь слитка в направлении, перпендикулярном его боковой поверхности. Такие кристаллы получили название столбчатых кристаллов (промежуточная часть).

По мере утолщения слоя затвердевшего металла сопротивление отводу тепла возрастает, в результате чего величина переохлаждения снижается. При малом переохлаждении  $\Delta t_3$  резко уменьшается линейная скорость роста кристаллов, которая уже ненамного превышает скорость зарождения центров кристаллизации (рисунок 7.1). В этих условиях формируется зона крупных неориентированных в пространстве кристаллов (центральная часть слитка).

В процессе кристаллизации возможно также зарождение кристаллов в объеме расплава, в основном на посторонних включениях. Под действием силы тяжести эти кристаллы медленно опускаются в нижнюю часть слитка, успевая немного подрасти и приобретая форму крупных равноосных кристаллов. Они формируют сужающуюся кверху зону – конус осаждения.

В целом же в классическом стальном слитке имеется четыре кристаллические зоны:

- поверхностная зона мелких равноосных кристаллов;
- зона столбчатых кристаллов;
- зона крупных разориентированных кристаллов;
- зона крупных равноосных кристаллов (конус осаждения).

Толщина затвердевшего слоя металла приближенно определяется условиями и продолжительностью затвердевания из уравнения

$$\xi = k\sqrt{\tau}, \quad (7.1)$$

где  $\xi$  – толщина закристаллизовавшегося металла, мм;

$\tau$  – продолжительность затвердевания, мин;

$k$  – коэффициент затвердевания, зависящий от состава стали и условия затвердевания,  $\text{мм/мин}^{1/2}$ .

### 3 Методика выполнения работы

#### 3.1 Порядок выполнения работы

Работа выполняется в течение двух учебных часов и заключается в наблюдении за кристаллизацией парафина, моделирующего жидкую сталь, в изложнице с двумя прозрачными стенками.

Для проведения работы используется модель плоской изложницы, позволяющая наблюдать затвердевание жидкости и производить необходимые измерения (рисунок 7.2).



Рисунок 7.2 – Модель плоской прозрачной изложницы

Боковые стенки и днище изложницы изготовлены из стального листа толщиной 20 мм. Передняя и задняя стенки – съемные, из прозрачного малотеплопроводного органического стекла, позволяющего наблюдать процесс кристаллизации жидкости.

До начала работы парафин плавится в специальном обогреваемом ковше, из которого разливается в изложницу сверху с помощью стопорного устройства в течение 0,5-1 минуты. Температура расплава перед заливкой в изложницу должна составлять 55-70 °С. Расплав заливается в изложницу так, чтобы его уровень находился на расстоянии 5-8 мм от верхнего края изложницы.

Для удобства наблюдения за кристаллизацией расплава включается светильник, установленный за изложницей. При проведении наблюдения следует обратить внимание на следующие процессы:

- образование разных кристаллических зон;

- направление движения расплава;
- образование усадочной раковины.

В ходе наблюдения за процессом затвердевания каждые 2 минуты, начиная с момента наполнения изложницы, при помощи линейки производится измерение толщины затвердевшей оболочки в средней части слитка. Результаты измерений заносятся в таблицу 7.1.

Таблица 7.1 – Результаты измерений толщины затвердевшей оболочки

№ опыта	Время после наполнения модели изложницы $\tau_M$ , мин	Толщина затвердевшей оболочки $\xi_M$ , мм
1	2	
2	4	
3	6	
...	...	

Измерения динамики затвердевания продолжаются в течение 20-30 минут (10-15 измерений).

### 3.2 Обработка результатов работы

В соответствии с теорией подобия результаты измерений на модели необходимо пересчитать на реальный стальной слиток, пользуясь масштабным преобразованием линейных размеров и времени.

Толщина затвердевшего слоя в реальном слитке, соответствующую текущим результатам измерений на модели, находится для каждого опыта из уравнения

$$\xi_{сл} = \xi_M \cdot \frac{L_{сл}}{L_M}, \quad (7.2)$$

где  $\xi_{сл}, \xi_M$  - толщина слоя затвердевшего металла в слитке и на модели, соответственно, мм;

$L_{сл}, L_M$  – линейный размер реального слитка и модели, соответственно, мм.

В качестве линейного размера можно принять толщину слитка в его подприбыльной части. Линейный размер модели ( $L_M$ ) замеряется непосредственно на модели при помощи линейки. Линейный размер реального стального слитка ( $L_{сл}$ ) выбирается из таблицы 1.2 в соответствии с заданной преподавателем массой слитка.

Таблица 1.2 – Численные значения основных размеров слитка

Масса слитка, т	Размеры слитка, мм*									
	$L_1$	$L_2$	$L_3$	$L_4$	$B_1$	$B_2$	$B_3$	$B_4$	$H_1$	$H_2$
7,04	647	750	520	710	567	670	440	630	470	2055
7,46	804	864	620	810	540	640	370	590	490	1955
8	710	910	599	746	560	710	495	646	485	2060
16,9	1560	1600	1436	1540	634	734	494	654	480	2100

\* - условные обозначения показаны на рисунке 7.3

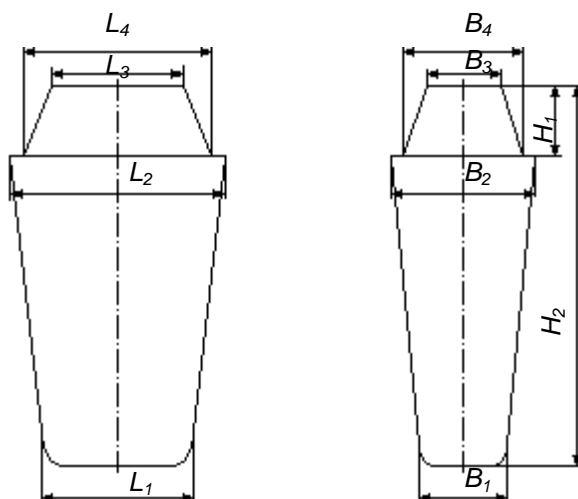


Рисунок 7.3 – Обозначения основных размеров слитка (таблица 7.2)

Время формирования затвердевшего слоя металла, соответствующее измерениям на модели, определяется для каждого опыта из условия равенства чисел Фурье по уравнению

$$\tau_{\text{сл}} = \tau_{\text{м}} \cdot \frac{\alpha_{\text{м}} \cdot L_{\text{сл}}^2}{\alpha_{\text{сл}} \cdot L_{\text{м}}^2}, \quad (7.3)$$

где  $\tau_{\text{сл}}$ ,  $\tau_{\text{м}}$  – текущее время натуре (слитка) и модели соответственно, мин;  
 $\alpha_{\text{сл}}$ ,  $\alpha_{\text{м}}$  – коэффициент температуропроводности натуре и модели,  $\text{м}^2/\text{с}$ .

Значения коэффициентов температуропроводности для стали –  $6,3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ ; для парафина –  $8,44 \cdot 10^{-8} \text{ м}^2/\text{с}$ .

Результаты пересчёта на реальный стальной слиток заносятся в таблицу 7.3, имеющую следующую форму.

Таблица 7.3 – Результаты пересчёта на стальной слиток массой ... т

№ опыта	Результаты измерений на модели (из таблицы 1.2)		Результаты параметров затвердевания стального слитка			
	$\tau_M$ , мин	$\xi_M$ , мм	Время после наполнения изложницы $\tau_{сл}$ , мин.	Толщина слоя затвердевшего металла $\xi_{сл}$ , мм	Произведение $\xi \cdot \sqrt{\tau}$ , мм·мин. <sup>0,5</sup>	Скорость затвердевания $v$ , мм/мин.
1						
2						
...						
Сумма			$\Sigma\tau$		$\Sigma(\xi \cdot \sqrt{\tau})$	

Результаты опытов, пересчитанные на реальный слиток, представляются в виде поля точек на графике зависимости толщины слоя затвердевшего металла  $\xi_{сл}$  от времени после окончания наполнения изложницы  $\tau_{сл}$ . Кроме того, на этом же графике необходимо построить линию аналитической зависимости  $\xi = f(\tau)$ , которая строится по уравнению (7.1) при текущих значениях времени после окончания наполнения изложницы  $\tau_{сл}$  (можно задаваться другими значениями времени, удобными для построения графика).

Коэффициент затвердевания ( $k$ , мм/мин.<sup>1/2</sup>) в уравнении (7.1) определяется по данным таблицы 7.3 из уравнения

$$k = \frac{\Sigma(\xi \cdot \sqrt{\tau})}{\Sigma\tau}. \quad (7.4)$$

В крайний правый столбец таблицы 7.3 заносятся результаты расчёта скорости затвердевания металла, производимого по формуле

$$v = \frac{\Delta\xi}{\Delta\tau}, \quad (7.5)$$

где  $\Delta\tau$  – интервал времени между двумя последовательными замерами, мин.;

$\Delta\xi$  – прирост толщины слоя затвердевшего металла за интервал времени, мм.

После этого строится график зависимости скорости затвердевания металла ( $v$ , мм/мин.) от времени после окончания наполнения изложницы ( $\tau_{сл}$ , мин.) и делаются выводы по изученным явлениям и закономерностям.

#### **4 Контрольные вопросы**

- 1 Из каких стадий складывается процесс кристаллизации?
- 2 Какие условия необходимы для начала кристаллизации?
- 3 Как изменяются условия кристаллизации в процессе затвердевания стали?
- 4 Как влияют условия кристаллизации на структуру слитка?
- 5 По какому закону изменяется толщина затвердевшего слоя с течением времени?
- 6 Как циркулирует расплав в незатвердевшей части слитка? В чём причина такой циркуляции?
- 7 Какое вещество используется для моделирования кристаллизации стали в лабораторных условиях?



## **Лабораторная работа 8. Изучение усадочных процессов при кристаллизации стали в изложницах**

### **1 Цель работы**

- закрепление знаний по теоретическим основам кристаллизации слитков;
- изучение влияния различных технологических факторов на глубину усадочной раковины и выход годного металла.

### **2 Теоретическое введение**

Выход годного проката из стальных слитков определяется, в первую очередь, величиной головной обреза при прокатке их на обжимных станах. Величина головной обреза во время прокатки слитков спокойной стали зависит от величины и формы усадочной раковины, которая образуется при переходе металла из жидкого состояния в твердое за счет увеличения его плотности.

Так, плотность твердого железа при температуре кристаллизации равна  $7,33$ , а жидкого в точке плавления составляет  $7,08 \text{ т/м}^3$ , в результате чего при затвердевании стального слитка происходит усадка.

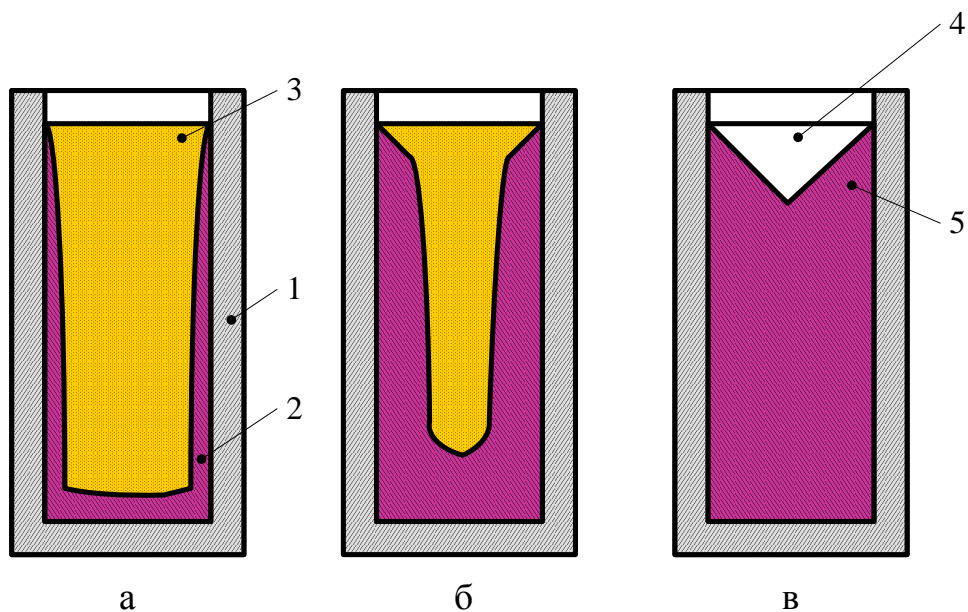
Таким образом, усадкой, стали называется уменьшение объема металла при его затвердевании (переходе из жидкого состояния в твердое). В результате усадки в стальном слитке образуется усадочная раковина.

Усадочной раковинной называется воронкообразное углубление в верхней части слитка. Нередко усадочная раковина закрыта сверху тонкой коркой металла (так называемым "мостом"). При прокатке слитка усадочная раковина деформируется, трансформируясь в осевое нарушение сплошности металла, называемое расслоем. После прокатки головная часть раската с расслоем удаляется в головную обрезь.

Образование данного дефекта неизбежно, поэтому на практике стремятся сконцентрировать усадочную раковину в самой верхней части слитка, чтобы затем с наименьшими потерями удалить ее.

Последовательные стадии формирования усадочной раковины показаны на рисунке 8.1.

При заливке металла в изложницу около ее стенок образуется слой затвердевшего металла (рисунок 8.1, позиция а). В дальнейшем толщина твердой оболочки будет постепенно увеличиваться. Так как затвердевание стали происходит с уменьшением объема, то суммарный объем корочки и жидкого остатка будет меньше начального объема жидкого металла, залитого в изложницу. Поэтому уровень жидкого металла в изложнице будет постоянно уменьшаться (рисунок 8.1, позиция б). В конечном счете, в верхней части полностью затвердевшего слитка образуется углубление – усадочная раковина (рисунок 8.1, позиция в).



1 – изложница; 2 – затвердевшая оболочка; 3 – жидкий металл;  
 4 – усадочная раковина; 5 – металл, теряемый с головной обрезью  
 Рисунок 8.1 – Схема формирования усадочной раковины в начальной (а),  
 промежуточной (б) и конечной (в) стадиях затвердевания слитка

Расположение и форма усадочной раковины при затвердевании стальных слитков зависит от формы и размеров изложниц, а также способа и технологических параметров разливки стали. Применение изложниц различной конусности, высоты, поперечного размера, расширяющихся кверху или книзу, с прибыльными надставками или без них, с подогревом металла током – все это влияет на выход годного металла и позволяет оптимизировать условия разливки данной марки стали.

При прокатке слитков спокойной стали рядового сортамента головная обрезь обычно составляет 10-16 % от массы слитка, а для качественных сталей достигает 25 %. Широкие пределы колебания головной обреза связаны с влиянием ряда технологических факторов на формирование усадочной раковины.

Уменьшение объема стали при затвердевании (усадка стали) целиком определяется параметрами металла, залитого в изложницу: его химическим составом и температурой. Усадка углеродистой стали обычно составляет 3-5 %. Объем усадочной раковины пропорционален объему жидкого металла в момент окончания заливки его в изложницу

$$V_{ур} = \frac{\alpha \cdot V_{ж}}{100}, \quad (8.1)$$

где  $V_{ур}$  – относительный объем усадочной раковины, % (объем слитка);

$\alpha$  – усадка стали, %

$V_{ж}$  – объем жидкой части слитка в момент окончания заливки, %.

Из формулы (8.1) видно, что объем усадочной раковины уменьшается при уменьшении объема металла, находившегося в жидком состоянии в конце на-

полнения изложницы. Следовательно, объем усадочной раковины будет тем меньше, чем больше металла затвердеет в период наполнения изложницы. Таким образом, относительный объем усадочной раковины зависит от перегрева металла над температурой плавления.

Существенное влияние на глубину усадочной раковины и величину головной обреза оказывает конфигурация усадочной раковины. Выгодно получить усадочную раковину чашеобразной формы, имеющую большую ширину и малую глубину.

Наиболее эффективный путь уменьшения глубины усадочной раковины состоит в снижении скорости затвердевания металла в верхней части слитка с помощью прибыльных надставок, замедляющих отвод тепла.

Изучение процессов кристаллизации на стальных слитках представляет значительную трудность, поскольку требует разрезки слитков или вырезки образцов из проката. Поэтому такое исследование удобно проводить путем физического моделирования.

### 3 Методика выполнения работы

Работа выполняется в течение трех учебных часов. Для проведения работы используются разъемные модели, различающиеся формой продольного сечения, соотношением габаритных размеров и утеплением прибыльной части.

Лабораторное оборудование позволяет проводить четыре опыта, каждый из которых заключается в отливке 2...4 слитков с варьированием одного технологического параметра и последующем изучении строения полученных слитков. Условия опытов представлены в таблице 8.1.

Таблица 8.1 - Указания по выполнению опытов

№ п/п	Изучаемый технологический фактор	Характеристика изложниц, используемых в опыте*	Температура парафина, °С	Способ заливки	Время заливки, мин.
1	Утепление верхней части слитка	1) УВ, нормальная без надставки 3) УВ, нормальная с полимерной надставкой	70	Сверху	1,0...1,5
2	Соотношение между высотой и шириной слитка	1) УН, высокая 2) УН, нормальная 3) УН, низкая	70	Сверху	0,5...1,0
3	Характер уширения изложницы	1) УВ, нормальная 2) УН, нормальная 3) П, нормальная	70	Сверху	0,5...1,0
4	Температура разливки	1) УН, нормальная 2) УН, нормальная	70 100	Сверху	0,5...1,0

\* УВ - изложница уширенная кверху; УН – уширенная книзу; П – прямая изложница.

Для моделирования разливки стали используется парафин, имеющий почти одинаковые со сталью относительное изменение удельного объема при переходе из жидкого состояния в твердое.

### 3.1 Порядок выполнения работы

На лабораторном занятии студенты выполняют 2 опыта в соответствии с заданием, выдаваемым преподавателем в начале работы. Получив задание на выполнение работы, необходимо подготовить к заливке набор изложниц.

Изложницы, используемые в каждом опыте, указаны в таблице 8.1. Подготовка изложниц заключается в очистке их от остатков парафина, сборке и установке на поддоны.

После подготовки изложниц осуществляют расплавление и нагрев парафина до требуемой температуры в специальном обогреваемом ковше. Затем в присутствии преподавателя производится заливка парафина в изложницы сверху через промежуточную воронку. Рекомендуемое время заливки и температура парафина для каждого опыта указаны в таблице 8.1.

После заливки парафина, изложницы выдерживают до полного затвердевания слитка (около 2 ч), после чего (на следующем занятии) слитки извлекаются из изложниц, и распиливаются по вертикальной оси специальной пилой. Внутренне строение слитков эскизируется. На эскизах следует указать основные размеры слитка и глубину усадочной раковины. Пример эскиза приведен на рисунке 8.2.

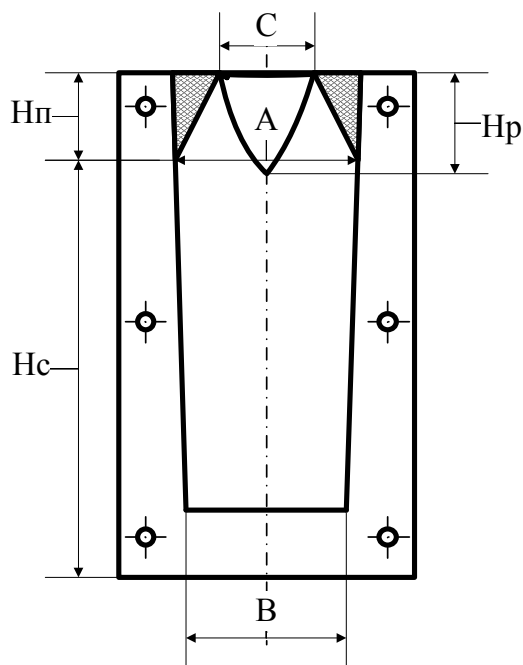


Рисунок 8.2 – Эскиз слитка

Затем, от обеих половинок каждого слитка отпиливается верхняя часть, пораженная усадочной раковинной. При этом длина отпиливаемой части у обеих половинок должна быть одинаковой. После этого взвешивается весь слиток, а также его нижняя часть, не пораженная усадочной раковинной.

### 3.2 Обработка результатов работы

По результатам измерений подсчитывается относительная глубина усадочной раковины

$$H_p^{\text{отн}} = \frac{H_p}{H_c + H_{\text{п}}} \cdot 100, \quad \%, \quad (8.2)$$

где  $H_p$  – глубина проникновения усадочной раковины в слиток, мм;

$H_c$  – высота основной части слитка, мм;

$H_{\text{п}}$  – высота прибыльной части слитка, мм (рисунок 8.2).

Относительный объем усадочной раковины можно определить из выражения

$$V_{\text{отн}} = \frac{V_p}{V_c + V_{\text{п}}} \cdot 100, \quad \%, \quad (8.3)$$

где  $V_p$  – объем усадочной раковины (рассчитывается как объем конуса), мм<sup>3</sup>;

$V_c$  – объем основной части слитка (определяется как объем усеченной пирамиды), мм<sup>3</sup>;

$V_{\text{п}}$  – объем прибыли (определяется как объем усеченной пирамиды), мм<sup>3</sup>.

По результатам взвешивания подсчитывается выход годного по уравнению

$$g_r = \frac{M_r}{M_c} \cdot 100, \quad \%, \quad (8.4)$$

где  $g_r$  – выход годного, %;

$M_r$  – масса годной части, г;

$M_c$  – масса всего слитка (вместе с прибыльной частью), г.

Данные опыта заносятся в таблицу 8.2.

Таблица 8.2 – Результаты опыта

Номер опыта	Характеристика слитков	Высота, мм		Отношение высоты к ширине слитка	Относительный объем усадочной раковины, %	Относительная глубина усадочной раковины, %	Масса, г		Выход годного, %
		Слитка, $H_c$	Усадочной раковины, $H_p$				Слитка	Годной части	

По результатам опытов строятся столбчатые диаграммы зависимости относительной глубины и объема усадочной раковины, а также выхода годного от изучаемого технологического фактора (таблица 8.1). По результатам опыта № 2 строится график зависимости вышеназванных переменных от отношения высоты слитка к его средней ширине, а также формулируются выводы по влиянию изучаемого фактора на показатели разливки.

#### **4 Контрольные вопросы**

- 1 Что такое усадочная раковина и какова причина ее образования?
- 2 От чего зависит объем усадочной раковины?
- 3 Место и механизм образования усадочной раковины.
- 4 Факторы, влияющие на величину и форму усадочной раковины.
- 5 Способы уменьшения головной обрезки слитка: конструктивные и технологические.
- 6 Как влияет утепление и обогрев верхней части слитка на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?
- 7 Как влияет отношение высоты к ширине слитка на относительную глубину усадочной раковины и выход годного? Каков механизм этого влияния?
- 8 Как влияет уширение слитка на относительную глубину усадочной раковины? Каков механизм этого влияния?
- 9 Как влияет форма усадочной раковины на выход годного металла?

### Библиографический список

- 1 Юсфин Ю.С. Металлургия железа: учебник для вузов / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. 464 с.
- 2 Бабарыкин Н.Н. Теория и технология доменного процесса: Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. 257 с.
- 3 Тарасов В.П. Теория и технология доменной плавки / В.П. Тарасов, П.В. Тарасов. – М.: Интермет Инжиниринг, 2007. 384 с.
- 4 Дюдкин Д.А. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали. – М.: Теплотехник, 2008. 528 с.
- 5 Бровман М.Я. Непрерывная разливка металлов / М.Я. Бровман. - М.: «ЭКО-МЕТ», 2007. 484с.
- 6 Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
- 7 Воскобойников В.Г. Общая металлургия / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. 768 с.

ШАПОВАЛОВ АЛЕКСЕЙ НИКОЛАЕВИЧ  
КУНИЦИНА НАТАЛЬЯ ГЕННАДЬЕВНА

## МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ

### ЛАБОРАТОРНЫЙ ПРАКТИКУМ

для студентов направления подготовки 22.03.02 Metallургия  
очной и заочной форм обучения

Подписано в печать 16.09.2020 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег. № 152	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 4,0

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.