

Министерство образования Республики Беларусь
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Металлургия литейных сплавов»

ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ (ПРАКТИКУМ)

по дисциплине «Общая металлургия»
для студентов специальностей

1–42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка»
и 1–42 01 02 «Порошковая металлургия, композиционные
материалы, покрытия»

Минск 2004

УДК 669.18.046.5

Лабораторные работы (практикум) предназначены для закрепления теоретических знаний, полученных при изучении курса, а также для приобретения практических навыков по расчету шихты для доменной плавки чугуна, подготовки материалов, а также для более глубокого изучения физико-химических процессов, протекающих в плавильных агрегатах.

Составители:

А.М. Галушко, Б.М. Немененок, Г.А. Климович

Рецензенты:

О.С.Комаров, И.А.Трусова

© Галушко А.М., Немененок Б.М.,
Климович Г.А., составление 2004

Введение

Лабораторный практикум включает в себя девять лабораторных работ по всем разделам курса «Общая металлургия» для специальностей 1-42 01 01 и 1-42 01 02 дневной и заочной форм обучения. Целью лабораторных работ является закрепление теоретического материала курса, а также ознакомление студентов с методиками исследований физико-химических процессов, протекающих при металлургических переделах. Большое внимание уделяется приобретению студентами навыков ведения самостоятельной научно-исследовательской работы, правильного анализирования и обобщения полученных результатов.

Для осмысленного выполнения работ студент должен предварительно изучить теоретические положения по изучаемому вопросу, детально разобраться в методике исследования, работе приборов и оборудования, методических указаниях о порядке выполнения работы.

Перед началом работы студенты получают инструктаж по охране труда и расписываются в соответствующем журнале.

Лабораторные работы проводятся под руководством преподавателя и лаборанта.

Студенты, пропустившие лабораторную работу, выполняют ее в конце семестра по особому расписанию.

Студент, не защитивший лабораторные работы в установленный срок, не получает зачет и не допускается к экзаменам.

Правила охраны труда и противопожарной безопасности при выполнении лабораторных работ

При выполнении лабораторных работ необходимо строго соблюдать следующие требования:

1. Лабораторные работы проводятся по подгруппам, не превышающим 12...15 человек.

2. Перед выполнением лабораторных работ студенты обязаны ознакомиться с правилами охраны труда и противопожарной безопасности в лаборатории и на рабочих местах, расписаться в журнале регистрации инструктажа по охране труда.

3. Преподаватель, ведущий занятия, обязан перед началом каждой лабораторной работы напомнить студентам о правилах охраны труда и безопасных приемах работы на лабораторном оборудовании.

4. При работе с электрооборудованием студенты обязаны выполнять правила электробезопасности и пользоваться предусмотренными для этой цели защитными средствами.

5. Работать на приборах и оборудовании студенты могут только под наблюдением преподавателя или лаборанта.

6. Студентам запрещается включать приборы и механизмы самостоятельно, без наблюдения преподавателя и лаборанта.

7. Взятие навесок и другие операции следует производить специальными инструментами.

8. Перед проведением испытаний студенты обязаны ознакомиться с работой лабораторного оборудования по настоящему практикуму и соответствующим инструкциям.

9. К лабораторным работам допускаются студенты, овладевшие правилами и порядком их выполнения.

10. По окончании работы следует тщательно убрать свое рабочее место.

Лабораторная работа № 1

ИЗУЧЕНИЕ СЫРЫХ МАТЕРИАЛОВ И СПОСОБОВ ИХ ПОДГОТОВКИ К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

Цель работы – изучение коллекции сырых материалов и способов их подготовки к доменной плавке

Оборудование и материалы: коллекция сырых материалов, установка для агломерации руд, электропечь сопротивления, термомпара, потенциометр, железная руда, кокс, известняк.

Теоретическая часть

В коллекции содержатся различные виды железных руд.

Руды, содержащие, в основном, гематит (Fe_2O_3), называются **красными железняками** или **гематитовыми рудами**. Цвет красных железняков колеблется от красного до светло-серого и даже черного, однако на фарфоровой пластине он всегда оставляет красную черту. Содержание железа в этих рудах – 50...70 %. Красные

железняки, содержащие 40...50 % железа при большом количестве в пустой породе кремнезема (до 30...40 %), называются кварцитами. К наиболее крупным месторождениям красных железняков относятся: Криворожское, Курская магнитная аномалия, Атасуйское (Казахстан), Ангаро-Питское (Восточная Сибирь).

Железные руды, содержащие, в основном, водный оксид железа (главным образом, лимонит $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), называются *бурыми железяками*. Эти руды чаще всего – рыхлые, пылевидные и содержат много фосфора и мышьяка. Цвет бурых железняков обычно бурый или желтый. Содержание железа – 25...50 %. Наиболее крупные месторождения в странах СНГ: Керченское, Лисаковское, Аятское (Казахстан).

Руды, содержащие, в основном, Fe_3O_4 , называются *магнитными железяками* или *магнетитовой рудой*. Магнетит – это оксид железа $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, содержащий 30 % закиси железа и 70 % оксида железа. Магнитные железняки часто загрязнены серой (до 6 %). Представлены они преимущественно крепкими плотными кусковыми рудами с мелкокристаллическим строением и содержат до 50...60 % железа. Цвет руд – блестящий, черно-синий. Наиболее крупные месторождения магнитных железняков в странах СНГ: Магнитогорское, Качканарское (Урал), Соколовско-Сарбайское, Коршуновское (Восточная Сибирь).

Страны СНГ являются крупнейшими обладателями запасов железных руд (48 % мировых запасов).

В коллекции имеются также марганцевые руды, служащие для производства чугуна и ферромарганца; коалин и бокситы, являющиеся сырьем для производства алюминия. В коллекции содержатся каменный и бурый угли и продукт переработки каменных углей – кокс. Флюсы представлены различными сортами известняка, бокситом, плавиковым шпатом и кварцевым песком.

В настоящее время большинство железных руд подвергается обогащению. В результате обогащения содержание извлекаемого металла в концентрате увеличивается. Обогащению подвергаются предварительно измельченные руды, что позволяет полнее отделять минералы от пустой породы. Однако переработка тонкоизмельченных концентратов и мелких пылевидных руд в доменной печи сопряжена со значительными трудностями, так как при этом наблюдается значительный вынос рудной пыли и нарушается нормальный

ход доменного процесса. Поэтому концентраты и пылевидные руды подвергают окускованию, которое производится способами брикетирования, агломерации и окатывания.

Агломерация – это процесс превращения мелких материалов в прочные пористые куски. Он осуществляется при нагреве до температур, близких к плавлению. Образующаяся жидкая фаза связывает зерна руды в куски неправильной формы. При агломерации железных руд жидкая фаза образуется в виде силикатов железа.

Практически агломерация железных руд осуществляется следующим образом. Увлажненная водой смесь руды и измельченного кокса с добавкой других материалов подогревается до температуры воспламенения кокса. При горении кокс развивает температуру, достаточную для образования жидких фаз. Вследствие создаваемого разрежения под слоем шихты через нее все время просасывается воздух.

Различные руды поддаются агломерации по-разному. Хорошо агломерируются магнитные железняки, хуже – богатые красные железняки. Это объясняется тем, что в первом случае условия для образования расплавленных силикатов железа более благоприятные.



В случае агломерации красных железняков образование силикатных масс несколько затруднено, так как Fe_2O_3 и SiO_2 не вступают непосредственно в реакцию. Для этого необходимо предварительное восстановление Fe_2O_3 до Fe_3O_4 .

Прочность и пористость агломерата, необходимые для его хорошей восстановимости, зависят от правильной шихтовки, увлажнения массы и свойств руды. Изучение особенностей процесса агломерации руд различных составов в разных условиях производится на лабораторной установке, которая состоит из металлической чаши, имеющей дно с малыми отверстиями и соединенной трубкой с большим металлическим резервуаром. Резервуар соединен с насосом, откачивающим воздух. На соединительном трубопроводе установлен кран.

Схема процесса агломерации приведена на рис. 1.1.

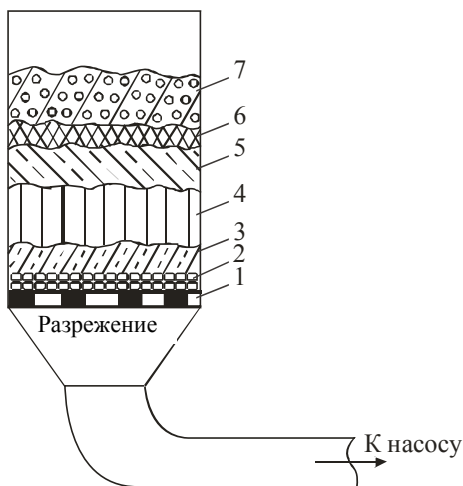


Рис. 1.1. Схема процесса агломерации:
 1 – колосниковая решетка; 2 – постель; 3...6 – зоны соответственно переувлажнения, сушки, подогрева и горения; 7 – готовый агломерат

Порядок выполнения работы

1. Навеску железной руды, тщательно смешанную с коксом, увлажнить, загрузить в чашу. Максимальная крупность кокса составляет 3...6 мм, железной руды – 6...8 мм. Оптимальная влажность шихты – 6...9 %. Количество кокса составляет 5... 6 % от веса увлажненной руды.

2. Создать разрежение с помощью насоса и сквозь слой шихтовых материалов пропустить воздух. Шихту подогреть до температуры воспламенения кокса при непрерывном просасывании воздуха. После выгорания угля, которое определяется по цвету отсасываемого воздуха, дать агломерату остыть и извлечь его из чаши. Опыт повторить 2 – 3 раза для каждого состава. Качество агломерата определить путем разрушения полученного продукта на испытательной машине.

Содержание отчета

1. Дать краткую характеристику трех групп сырых материалов доменной плавки.

2. Назвать основные месторождения железных руд СНГ.
3. Привести схему установки для агломерации железных руд, ее описание и порядок работы.
4. Записать составы смесей для агломерации и дать качественную характеристику полученного агломерата.
5. Отметить основные процессы, протекающие при спекании железных руд на колосниковой решетке.
6. Привести общие выводы по работе.

Лабораторная работа №2

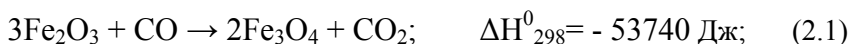
ВОССТАНОВЛЕНИЕ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА И ШЛАКОВАНИЕ ПУСТОЙ ПОРОДЫ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Цель работы – определение с помощью термического анализа температуры начала восстановления оксидов железа углеродом и изучение особенностей процессов шлакования оксидов железа пустой породой.

Оборудование и материалы: силитовая печь, установка для термического анализа, потенциометр, нуль-гальванометр, термопары ХА и ПП, оксиды железа, кварцевый песок, порошок графита, алундовые тигли.

Теоретическая часть

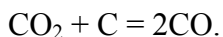
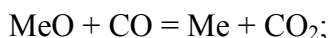
Восстановление оксидов железа из его оксидов является основной целью доменного процесса и протекает как за счет газов (СО, Н₂), так и за счет углерода кокса. Восстановление идет ступенчато, от высших оксидов к низшим, например, с участием оксида углерода, по реакциям:



При температурах ниже 570 °С закись железа неустойчива, и железо восстанавливается непосредственно из Fe₃O₄:



Восстановление оксидов железа углеродом принято называть **прямым восстановлением**, газами – **косвенным**. Прямое восстановление понимают шире, чем непосредственное взаимодействие углерода кокса с оксидами. Фактически процесс связан с газовой фазой и состоит из двух стадий: косвенного восстановления и реакции взаимодействия CO_2 с углеродом:



Упругость диссоциации оксида железа очень велика: при температуре 1350 °С она достигает 160 мм, а при температуре 1430 °С – 760 мм рт. ст. При нагревании на воздухе при температуре 1350 °С Fe_2O_3 начинает терять свой кислород, а при температуре 1430 °С быстро разлагается с образованием Fe_3O_4 . Магнитный оксид железа Fe_3O_4 – промежуточный, его можно представить в виде $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Для доменной плавки важное значение имеет характер взаимодействия оксидов железа с кремнеземом пустой породы. Оксид железа Fe_2O_3 с кремнекислотой соединений не дает. Магнитный оксид железа частично вступает в соединение с SiO_2 :



Закись железа как основной оксид легко вступает в соединение с кремнеземом пустой породы, образуя силикаты железа: фаялит $((\text{FeO})_2 \cdot \text{SiO}_2)$ и грюнерит $(\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2)$.

Температура плавления фаялита – 1205 °С. Его можно легко получить синтетически. Шлакование оксида железа кремнеземом тесно связано с составом газовой фазы. При нагревании в атмосфере воздуха смеси Fe_2O_3 и SiO_2 до температуры 1350 °С никаких изменений не происходит. При температуре 1350 °С упругость диссоциации оксида железа становится равной парциальному давлению кислорода в воздухе, и происходит медленное разложение оксида железа с образованием Fe_3O_4 .

В случае нагревания смеси $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$ в восстановительной атмосфере оксид железа легко восстанавливается до FeO и образует с SiO_2 силикаты железа.

При определенных соотношениях Fe_2O_3 и SiO_2 вся масса при температуре 1170°C может перейти в расплавленное состояние. В условиях восстановительной атмосферы можно достичь восстановления оксидов железа при температурах ниже 1170°C . В этом случае расплавленная масса силикатов железа получиться не может, а образуется смесь двух твердых веществ – железа и SiO_2 .

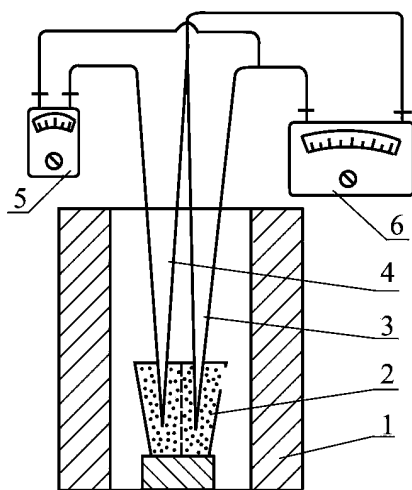


Рис. 2.1. Схема установки для термического анализа

Для определения температуры начала восстановления оксидов железа углеродом используется установка термического анализа (рис. 2.1), состоящая из электрической печи 1 для нагрева вещества, находящегося в тигле 2. Тигель разделен на две половины перегородкой. В одну половину тигля насыпается порошок эталонного вещества (Al_2O_3), не испытывающего при нагревании никаких превращений, сопровождаемых тепловыми эффектами. В другую половину тигля насыпается смесь порошков Fe_2O_3 и углерода. В центр

каждой половины тигля помещаются термопары 3 и 4. Они соединяются дифференциально и подключаются к нуль-гальванометру 5. Термопара, находящаяся в исследуемом веществе, соединяется с гальванометром 6, который регистрирует температуру. Печь нагревают со скоростью $10 \dots 13^\circ\text{C}$ в минуту до 700°C и $8 \dots 10^\circ\text{C}$ в минуту – от 700 до 900°C . Ход нагревания вещества фиксируется записью показаний температуры и нуль-гальванометра через 1 минуту.

До начала процесса восстановления оксидов железа углеродом температура эталонного вещества и исследуемой навески одинакова. Нуль-гальванометр показывает отсутствие тока в дифференциальной цепи. Восстановление оксидов железа протекает с выделе-

нием тепла. Это приводит к нарушению равенства температур в половинках тигля и вызывает появление тока в дифференциальной цепи, что регистрируется нуль-гальванометром. Температура, соответствующая появлению тока в дифференциальной цепи, будет температурой начала восстановления оксидов железа углеродом.

Порядок выполнения работы

1. Разогреть силитовую печь до температуры 1250...1300 °С и поместить в нее на 30...40 минут алундовые тигли с навесками смесей: $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$; $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2 + \text{C}$; $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C}$. Извлечь тигли из печи, охладить их и описать изменения, которые произошли с материалами, заполнив табл. 2.1.

Т а б л и ц а 2.1

Результаты наблюдений

$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2 + \text{C}$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C}$

2. Подготовить навески $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C}$ и Al_2O_3 по 30 г и поместить их в разные половинки тигля установки для термического анализа. Опустить ХА термопары в эталонное и исследуемое вещество и включить печь. Записывать показания температуры и нуль-гальванометра каждую минуту.

3. Результаты наблюдений занести в табл. 2.2 и по полученным данным построить зависимость изменения температуры и показаний нуль-гальванометра от времени.

Т а б л и ц а 2.2

Результаты измерений

τ , мин	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
T , °С											
E , мВ											

Содержание отчета

1. Привести описание и схему установки для термического анализа, таблицы экспериментальных данных и графические зависимости по определению начала восстановления оксидов железа углеродом.
2. Объяснить полученные результаты по шлакованию оксидов железа кремнеземом и сделать выводы по работе.

Лабораторная работа №3

РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА

Цель работы: изучение упрощенного метода расчета шихты для доменной плавки.

Теоретическая часть

Состав шихты рассчитывают для определения нужного соотношения между материалами для того, чтобы получить чугун и шлак заданного состава. В шихту современной доменной печи, как правило, входят агломерат или окатыши, некоторое количество богатой кусковой железной руды, чугунный скрап, марганцевая руда, известняк, кокс.

Существует несколько методов расчета шихты. Все они в применении к реальному доменному процессу сложны и трудоемки. Предлагаемый расчет исходит из некоторых упрощений:

1. Железосодержащая часть шихты имеет усредненный состав без разделения на компоненты.

2. Расчет расхода кокса производится по формулам без использования теплового баланса плавки.

3. Не рассчитываются состав и количество колошникового газа.

В задачу расчета шихты входит:

1. Определение необходимого количества железорудной смеси и марганцевой руды для выплавки единицы чугуна.

2. Установление необходимого расхода флюса для ошлакования пустой породы.

3. Определение состава и количества образующегося шлака.

Расчет состава шлака по химическому составу, физическим свойствам и количеству должен способствовать восстановлению полезных элементов в чугуна и удалению серы в шлак.

Данные для расчета шихты

1. Состав перedельного чугуна и химический состав кокса представлены в табл. 3.1 и 3.2.

Т а б л и ц а 3.1

Состав перedельного чугуна

Вариант	Содержание элементов, %						
	Si	Mn	S	P	C	Fe	Σ
Пример	0,8	1,3	0,05	0,2	4,1	93,55	100
1	0,75	1,5	0,03	0,15	4	93,57	100
2	0,9	1,2	0,04	0,13	4,1	93,63	100
3	0,85	1,1	0,05	0,2	4	93,8	100
4	1	1,4	0,03	0,15	4	93,32	100
5	1	1,5	0,05	0,15	4,1	93,25	100
6	0,95	1,4	0,04	0,13	4	93,46	100
7	0,97	1,1	0,06	0,2	4,1	93,81	100
8	0,73	1,5	0,03	0,17	4	93,3	100
9	1	1,35	0,035	0,18	4	93,44	100
10	0,98	1,22	0,055	0,16	4,13	93,45	100
11	0,96	1,38	0,07	0,19	4,12	93,28	100
12	0,88	1,15	0,045	0,21	4	93,82	100
13	0,89	1,4	0,06	0,14	4,11	93,4	100
14	0,94	1,27	0,04	0,155	4	93,60	100

Химический состав кокса

Вариант	Составляющие, %				
	зола	сера	летучие	углерод	Σ
Пример	10,1	1,7	0,9	87,3	100
1	10	1,8	0,7	87,5	100
2	11	1,6	0,8	86,6	100
3	12	1,7	0,6	85,7	100
4	13	1,5	1,1	84,4	100
5	9	1,5	0,9	88,6	100
6	9,5	1,6	0,9	88	100
7	12,5	1,7	0,8	85	100
8	11	1,8	0,8	86,4	100
9	10,1	1,75	0,9	87,25	100
10	10,8	1,66	1	86,54	100
11	10,3	1,78	1,7	86,22	100
12	10,9	1,6	0,75	86,75	100
13	11,2	1,5	0,9	86,4	100
14	13	1,58	0,8	84,62	100

2. Расход сухого кокса составляет 600 кг на 1 т выплавляемого чугуна.

3. Основность шлака (соотношение общего содержания извести в шлаке к кремнезему)

$$\frac{CaO}{SiO_2} = 1,2.$$

4. В чугун переходит 99,5 % железа и 50 % марганца. В шлак переходит 0,5 % железа и 50 % марганца. Вместе с газами улетучивается 10 % серы. От оставшейся в печи серы 95 % переходит в шлак и 5 % – в чугун.

5. Химический состав шихтовых материалов и топлива приведен в табл. 3.3.

Т а б л и ц а 3.3

Химический состав шихтовых материалов и топлива

№ пп	Материал	Содержание составляющих, %										
		Fe _{общ}	Mn	P	S	Si	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeS
1	Офлюсованный агломерат	45,69	1,06	0,034	0,06	–	14,48	2,92	16,4	0,74	1,37	0,17
2	Руда криворожская	56,80	0,07	0,1	–	–	16,6	0,99	0,23	0,15	0,09	–
3	Железорудная смесь	46,80	0,96	0,04	0,05	–	14,69	2,73	14,78	0,68	1,24	0,15
4	Марганцевая руда	3,13	32,9	0,14	0,04	–	22,15	2,29	5,27	1,21	52,03	0,08
5	Мартеновский шлак (30 кг/т чугуна)	16,26	9,61	0,37	0,06	–	20,26	5,56	29,58	0,84	12,4	0,15
6	Известняк	0,12	–	0,008	0,04	–	0,9	0,14	54,48	0,54	–	–
7	Металлодобавка (30 кг/т чугуна)	77,1	0,7	0,11	0,12	1,5	10,8	0,7	0,5	–	–	–
8	Зола кокса	19,0	0,16	0,09	–	–	38,5	24,3	6,7	1,56	0,2	–

6. Состав железорудной смеси:
содержание железа в смеси, %:

$$10 \cdot \frac{56,8}{100} + 90 \cdot \frac{45,69}{100} = 46,8;$$

содержание марганца в смеси, %:

$$10 \cdot \frac{0,07}{100} + 90 \cdot \frac{1,06}{100} = 0,96.$$

Порядок выполнения расчета

1. Расчет шихты по варианту «Пример» (см. табл. 3.1, 3.2).
2. Расчет на 1000 кг чугуна.
3. Определение расхода железорудной смеси и марганцевой руды.
Расход железорудной смеси (X) и марганцевой руды (Y) находим из уравнений баланса железа (а) и марганца (б):

$$\begin{aligned} \text{а) } & 0,468 \cdot x + 0,0313 \cdot y + 30 \cdot 0,1626 + 30 \cdot 0,771 + \\ & + 600 \cdot 0,101 \cdot 0,19 = 935,5 \cdot \frac{100}{99,5}; \\ & 0,468 \cdot x + 0,0313 \cdot y = 900,68; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{б) } & 0,00961 \cdot x + 0,329 \cdot y + 30 \cdot 0,0961 + 30 \cdot 0,007 + \\ & + 600 \cdot 0,101 \cdot 0,0016 = 13 \cdot \frac{100}{50}; \\ & 0,00961 \cdot x + 0,329 \cdot y = 22,813. \end{aligned}$$

Решая систему из двух уравнений, находим:

$$\begin{aligned} x &= 1923,7; \\ y &= 13,2. \end{aligned}$$

Следовательно, расход железорудной смеси равен 1923,7 кг; расход марганцевой руды – 13,2 кг.

4. Определение расхода известняка.

Количество кремнезема, вносимого в шихту, кг:

$$\text{железорудной смесью: } 1923,7 \cdot \frac{14,69}{100} = 282,59 \text{ кг;}$$

$$\text{марганцевой рудой: } 13,2 \cdot \frac{22,15}{100} = 2,92 \text{ кг;}$$

$$\text{мартеновским шлаком: } 30 \cdot \frac{20,26}{100} = 6,08 \text{ кг;}$$

$$\text{металлодобавкой: } 30 \cdot \frac{10,8}{100} = 3,24 \text{ кг;}$$

$$\text{золы кокса: } 600 \cdot 0,101 \cdot \frac{38,5}{100} = 23,33 \text{ кг.}$$

Всего с шихтой вносится 318,16 кг кремнезема.

Количество извести (СаО), вносимой в шихту, кг:

$$\text{железорудной смесью: } 1923,7 \cdot \frac{14,78}{100} = 283,42 \text{ кг;}$$

$$\text{марганцевой рудой: } 13,2 \cdot \frac{5,27}{100} = 0,7 \text{ кг;}$$

$$\text{мартеновским шлаком: } 30 \cdot \frac{29,58}{100} = 8,87 \text{ кг;}$$

$$\text{металлодобавкой: } 30 \cdot \frac{0,5}{100} = 0,15 \text{ кг;}$$

$$\text{золы кокса: } 600 \cdot 0,101 \cdot \frac{6,7}{100} = 4,06 \text{ кг.}$$

Всего с шихтой вносится 297,2 кг извести.

В шлак перейдет кремнезема (за вычетом восстановившегося):

$$318,16 - \frac{60}{28} \left(8 - 30 \cdot \frac{1,5}{100} \right) = 302 \text{ кг.}$$

Исходя из заданной основности шлака $\frac{CaO}{SiO_2} = 1,2$, в нем должно быть следующее количество CaO:

$$302 \cdot 1,2 = 362,4 \text{ кг.}$$

В шихте имеется 297,2 кг CaO. Следовательно, с известняком следует внести CaO:

$$362,4 - 297,2 = 65,2 \text{ кг.}$$

С учетом того, что 1 кг поступающего в шихту известняка содержит 0,5448 кг CaO и 0,009 кг SiO₂, флюсующая способность известняка составит:

$$0,5448 - 0,009 \cdot 1,2 = 0,534 \text{ кг.}$$

Расход известняка будет равен

$$\frac{65,2}{0,534} = 122,1 \text{ кг.}$$

5. Определение количества оксидов Al₂O₃, вносимых в шихту, кг:

железорудной смесью: $1923,7 \cdot \frac{2,73}{100} = 52,52 \text{ кг;}$

марганцевой рудой: $13,2 \cdot \frac{2,29}{100} = 0,3 \text{ кг;}$

мартеновским шлаком: $30 \cdot \frac{5,56}{100} = 1,67 \text{ кг;}$

металлодобавкой: $30 \cdot \frac{0,7}{100} = 0,21 \text{ кг;}$

известняком: $122,1 \cdot \frac{0,14}{100} = 0,17 \text{ кг;}$

$$\text{золы кокса: } 600 \cdot 0,101 \cdot \frac{24,3}{100} = 14,73 \text{ кг.}$$

Всего с шихтой вносится 69,6 кг Al_2O_3 .

6. Определение количества оксидов MgO , вносимых в шихту, кг:

$$\text{железородной смесью: } 1923,7 \cdot \frac{0,68}{100} = 13,08 \text{ кг;}$$

$$\text{марганцевой рудой: } 13,2 \cdot \frac{1,21}{100} = 0,16 \text{ кг;}$$

$$\text{мартеновским шлаком: } 30 \cdot \frac{9,84}{100} = 2,95 \text{ кг;}$$

$$\text{известняком: } 122,1 \cdot \frac{0,54}{100} = 0,66 \text{ кг;}$$

$$\text{золы кокса: } 600 \cdot 0,101 \cdot \frac{1,56}{100} = 0,95 \text{ кг.}$$

Всего с шихтой вносится 17,80 кг MgO .

7. Расчет количества серы, вносимой в шихту, кг:

$$\text{железородной смесью: } 1923,7 \cdot \frac{0,054}{100} = 1,039 \text{ кг;}$$

$$\text{марганцевой рудой: } 13,2 \cdot \frac{0,04}{100} = 0,005 \text{ кг;}$$

$$\text{мартеновским шлаком: } 30 \cdot \frac{0,06}{100} = 0,018 \text{ кг;}$$

$$\text{металлодобавкой: } 30 \cdot \frac{0,12}{100} = 0,036 \text{ кг;}$$

$$\text{известняком: } 122,1 \cdot \frac{0,04}{100} = 0,049 \text{ кг;}$$

$$\text{золы кокса: } 600 \cdot \frac{1,7}{100} = 10,2 \text{ кг.}$$

Всего с шихтой вносится 11,347 кг серы.

Улетучивается вместе с газами:

$$\frac{11,347 \cdot 10}{100} = 1,135 \text{ кг.}$$

Переходит серы в чугун:

$$\frac{(11,347 - 1,135) \cdot 5}{100} = 0,511 \text{ кг.}$$

Переходит серы в шлак:

$$11,347 - 1,135 - 0,511 = 9,701 \text{ кг.}$$

По реакции $\text{CaO} + \text{S} = \text{CaS} + 0,5 \text{ O}_2$ потребуется CaO:

$$9,701 \cdot \frac{56}{32} = 16,98 \text{ кг.}$$

При этом образуется CaS:

$$9,701 \cdot \frac{72}{32} = 21,83 \text{ кг.}$$

8. Состав и количество шлака приведены в табл. 3.4.

Т а б л и ц а 3.4

Вещества	Количество	Проценты
SiO ₂	302 кг	38,74 %
Al ₂ O ₃	69,6 кг	8,93 %
CaO	362,4 – 16,98 = 345,42 кг	44,31 %
MgO	17,80 кг	2,28 %
MnO	$13 \cdot \frac{71}{55} = 16,78$ кг	2,15 %
FeO	$935,5 \cdot \frac{0,5 \cdot 72}{99,5 \cdot 56} = 6,05$ кг	0,79 %
CaS	21,83 кг	2,80 %
Всего:	779,48 кг	100 %

Относительное количество шлака, кг/кг чугуна, будет

$$\frac{779,48}{1000} = 0,7795.$$

Общее содержание извести в шлаке составит

$$345,42 + 16,98 = 362,40 \text{ кг.}$$

Проверяем основность полученного шлака:

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{362,4}{302} = 1,20.$$

Основность соответствует заданной.

Содержание отчета

1. Рассчитать шихту для выплавки передельного чугуна, исходя из заданного состава чугуна и кокса.
2. Сделать выводы по работе.

Лабораторная работа №4

ИЗМЕРЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ЭЛЕКТРОПРОВОДНОСТИ РАСПЛАВЛЕННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ШЛАКА

Цель работы – изучение зависимости удельной электропроводности расплавленного металлургического шлака от его состава и температуры.

Оборудование и материалы: установка для измерения электропроводности расплавленного шлака; шлаки с различным содержанием FeO и MnO; термопара; электронный потенциометр.

Теоретическая часть

При пирометаллургических процессах наряду с жидким металлом получается побочный продукт, называемый шлаком. В процессе производства металла шлак выполняет важные технологические функции: он обуславливает течение процесса в требуемом направлении, обеспечивает удаление из металла вредных примесей и пре-

дохраняет металл от насыщения газами. Следовательно, между составом металла и шлака существует самая тесная связь.

Металлургические шлаки являются сложными системами. Они состоят из невосстановившихся (восстановительная плавка) или образовавшихся в ходе процесса плавки (окислительная плавка) оксидов, а также флюсов, вводимых для придания шлаку требуемых физико-химических свойств. Важнейшими шлакообразующими оксидами являются: CaO , MgO , MnO , FeO , Al_2O_3 , SiO_2 , P_2O_5 .

В шлаки входят сульфиды: CaS , MgS , MnS , FeS . В металлургических процессах участвует расплав шлака. Поэтому важно знать строение именно жидкого шлака, т. е. природу частиц, составляющих жидкость, и энергию межчастичного взаимодействия. Исследование этих свойств, в частности, электропроводности, позволяет лучше понять природу шлаковых расплавов.

Удельная электропроводность шлаков вблизи точки плавления лежит в пределах от 0,1 до $16 \text{ Ом}^{-1}\cdot\text{см}^{-1}$, что близко к электропроводности типичных электролитов. С повышением температуры электропроводность расплавов возрастает, что также типично для ионной проводимости.

В общем случае электропроводность является суммой величин, характеризующих участие каждого типа ионов в переносе электричества. Однако, если ионы значительно различаются по размерам, а следовательно, и по энергии активации, электропроводность практически определяется перемещением только более подвижных ионов-катионов и простейших анионов.

С повышением температуры крупные комплексные анионы могут превращаться в более простые, обладающие меньшей энергией активации.

Удельная проводимость зависит от состава шлаковых расплавов. Характер этой зависимости сложен и обусловлен изменением структуры расплава.

Шлаки с высоким содержанием FeO и MnO имеют наиболее высокую электропроводность, обусловленную тем, что в них, кроме ионной, имеет место электронная проводимость. **Удельной электропроводностью χ** называется электропроводность столба жидкости сечением 1 см^2 и длиной 1 см . По закону Ома, связь между электрическим сопротивлением, электропроводностью и размерами проводника выражается соотношением

$$R_x = \frac{1}{\chi} \cdot \frac{l}{S}, \text{ Ом}, \quad (4.1)$$

где R_x – электрическое сопротивление проводника (слоя электролита между электродами);

χ – удельная электропроводность электролита;

l – длина проводника (расстояние между электродами);

S – площадь поперечного сечения электролита.

Отсюда

$$\chi = \frac{1}{R_x} \cdot \frac{l}{S}, \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1} \quad (4.2)$$

или

$$\chi = \frac{c}{R_x}, \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}. \quad (4.3)$$

Величина $c = \frac{l}{S}$ при постоянной глубине погружения электродов и постоянстве расстояния между ними остается неизменной и характерной для данной ячейки и определяется предварительно путем измерения сопротивления R_x между электродами, погруженными в электролит с известным электросопротивлением. При работе со шлаком уровень его в тигле должен быть таким же, как и электролита при определении постоянной c .

Когда известна постоянная c , определение электропроводности шлакового расплава сводится к измерению R_x с последующим вычислением величины χ по уравнению (4.3).

Установка для измерения электропроводности расплавленного шлака (рис. 4.1) состоит из печи 1, в которую помещен тигель 2 со шлаком; подъемного механизма 3; головки 4 с электродами; линейки 5, по которой устанавливается глубина погружения электродов; кондуктометра 6 для измерения сопротивления; термопары 7 с гальванометром.

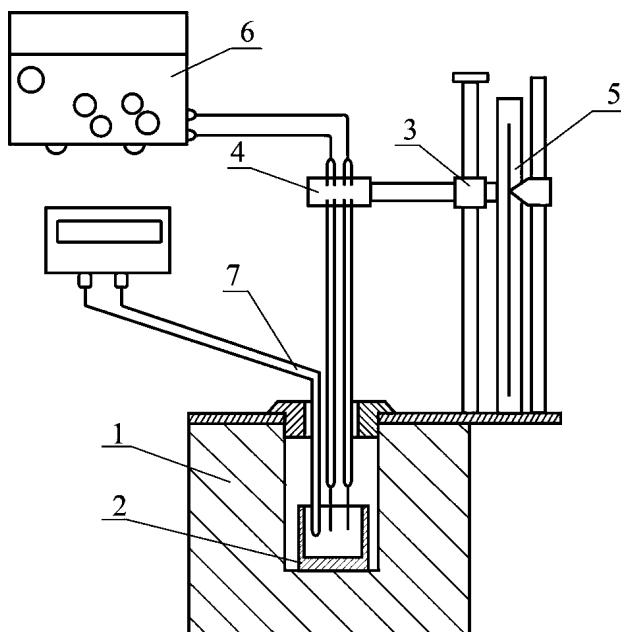


Рис. 4.1. Схема установки для измерения электропроводности расплавленного шлака

Порядок выполнения работы

1. Определить постоянную ячейку при глубине погружения электродов 15 мм, пользуясь для этого 0,1 Н раствором KCl (количество электролита указывается преподавателем).

2. Тигель с навеской исследуемого шлака поместить в печь. После расплавления шлака опустить в него электроды на глубину 15 мм и включить кондуктометр в сеть. По достижении заданной температуры измерить сопротивление шлака. Для получения зависимости замеры сопротивления вести, начиная с верхней температуры, до затвердевания шлака.

3. Чтобы определить зависимость удельной электропроводности от состава шлака, после замера сопротивления поднять электрод, поставить в печь тигель со шлаком другого состава и повторить опыт. После окончания опыта отключить кондуктометр от сети, поднять электроды (если шлак застыл, сначала его расплавить) и выключить печь.

Содержание отчета

1. Привести схему установки, ее описание и порядок выполнения работы.
2. Представить в виде таблицы измеренные значения сопротивления и соответствующие им значения удельной электропроводности шлака в зависимости от температуры и состава.
3. Объяснить полученные результаты и сделать выводы.

Лабораторная работа №5

ИЗУЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНВЕРТЕРНОГО ПРОЦЕССА ПУТЕМ ХОЛОДНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Цель работы – изучение влияния изменения положения фурмы над поверхностью ванны на форму реакционной зоны и глубину проникновения газовой струи в жидкую ванну.

Оборудование и материалы: установка холодного моделирования конвертерного производства стали; ротаметр; вода.

Теоретическая часть

Во многих областях науки и техники приходится встречаться со сложными процессами, не доступными полному аналитическому расчету и наблюдению. В таких случаях большую пользу приносит теория подобия. Она позволяет из наблюдений над моделью сделать вывод о протекании явления в реальных интересующих нас условиях.

Приближенное моделирование картины движения вязкой жидкости, в частности, металла, возможно благодаря двум свойствам потока: стабильности, т. е. свойства вязкой жидкости устанавливать определенное распределение скоростей в поперечном сечении потока, и автомодельности, т. е. независимости характера движения жидкости от числа Рейнольдса, имеющей место при двух крайних режимах движения – ламинарном и турбулентном. Эти свойства позволяют при турбулентном режиме течения приближенно выполнять условия подобия, работая на модели с числом Рейнольдса, отличным от натуре.

Опыты проводятся на плексигласовой модели 100-тонного кислородного конвертера, выполненной в масштабе 1:10. Схема установки холодного моделирования представлена на рис. 5.1.

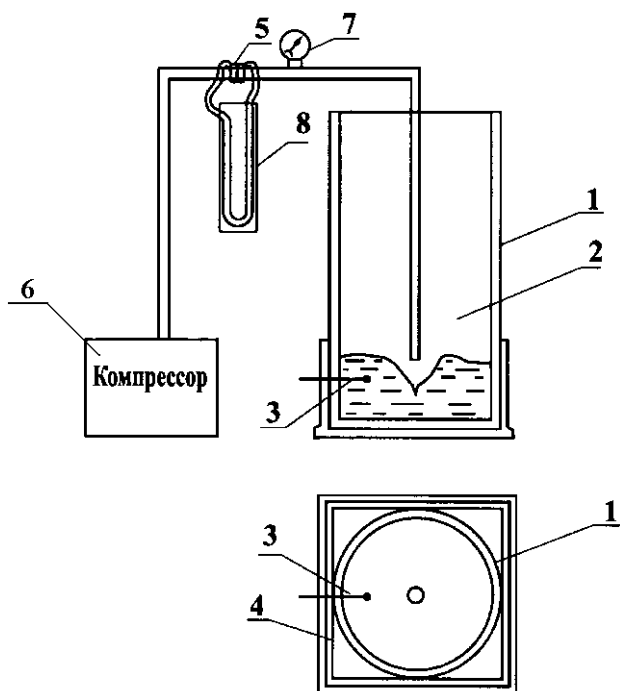


Рис. 5.1. Схема установки холодного моделирования конвертерного производства

В качестве моделирующей жидкости используется вода. Продувка осуществляется воздухом, поступающим из компрессорной установки 6. С целью устранения искажения, возникающего вследствие криволинейной поверхности модели, последнюю помещают в прямоугольный аквариум 2 с водой.

Фурмой служит медная трубка 5 с внутренним диаметром 10 мм. Перемещение фурмы осуществляется по рейке с нанесенными делениями.

Расход воздуха при продувке контролируется двойной диафрагмой с U-образным водяным манометром 8 и пружинным манометром 7 и рассчитывается по формуле

$$v = a_0 \sqrt{p_1 \cdot \Delta h} = 0,036 \sqrt{p_1 \cdot \Delta h}, \quad (5.1)$$

где a_0 – постоянная двойной диафрагмы;

$p_1 = p_{\text{изб}} + 1$ – давление, атм;

Δh – перепад давления в диафрагме, мм.

Проверка расхода воздуха осуществляется с использованием ротаметра.

Порядок выполнения работы

1. Моделируется продувка 100-тонного кислородного конвертера с расходом дутья, эквивалентным рабочему режиму продувки. Одноструйную фурму установить на уровень поверхности спокойной ванны. По формуле (5.1) рассчитать расход дутья в модели.

2. По найденному расходу дутья и постоянной двойной диафрагме найти значение перепада давления в дифманометре Δh и избыточное давление $p_{\text{изб}}$:

$$\frac{v}{a_0} = \sqrt{\Delta h \cdot p_1} = \sqrt{\Delta h \cdot (p_{\text{изб}} + 1)}. \quad (5.2)$$

3. Соотношение величин в уравнении (5.2) подобрать расчетом связи с тем, что при равном произведении абсолютное значение величин Δh и $p_{\text{изб}}$ при равных расходах зависит от сопротивления внешней среды.

4. Вести наблюдение за поведением газовой струи в жидкости. Заэскизировать форму кратера и зафиксировать глубину проникновения газовой среды в жидкость. Для упрощения расчета форма образующегося кратера идеализируется в виде шарового сегмента или усеченного конуса в сочетании с шаровым сегментом (рис. 5.2). Размеры кратера и глубину лунки определить с помощью мерной линейки. Не изменяя расход дутья, фурму поднять над поверхностью ванны на 50...300 мм и провести аналогичные измерения.

5. Результаты наблюдений занести в табл. 5.1.

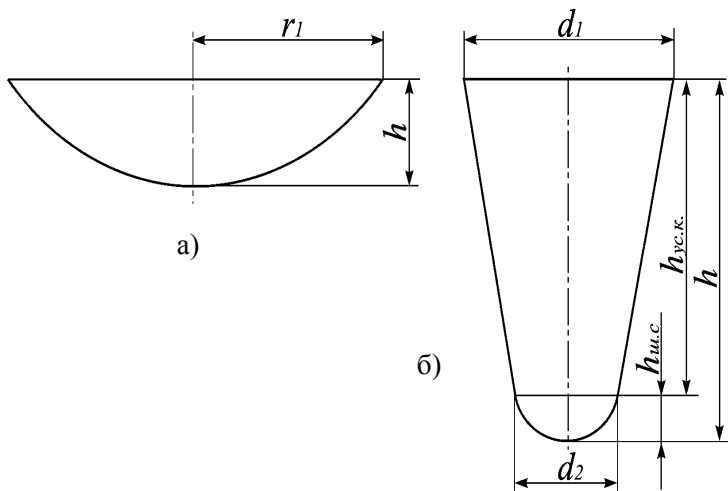


Рис. 5.2. Форма лунки:
а – шаровой сегмент; б – сочленение шарового сегмента и усеченного конуса

Т а б л и ц а 5.1

Результаты наблюдений

№ пп	Расход дутья, м ³ /мм	Δh , мм	$p_{изб}$	Положение сопла над ванной, мм	Форма ре- акционной зоны	Основные размеры реакционной зоны			
						d_1	d_2	h	r

Содержание отчета

1. Привести описание и эскиз установки, таблицы с результатами расчетов режимов продувки и наблюдений.

2. Рассчитать объем реакционной зоны, используя опытные данные:

$$v_{уск} = \frac{1}{12} \pi h (d_1^2 + d_1 d_2 + d_2^2); \quad (5.3)$$

$$v_{ш.с} = \frac{1}{16} \pi h (h^2 + 3r^2), \quad (5.4)$$

где $v_{\text{уск}}$ – объем усеченного конуса;

$v_{\text{шс}}$ – объем шарового сечения.

3. Вычислив объем реакционной зоны, построить зависимость объема лунки от положения сопла над ванной:

$$v_{\text{пз}} = f(H_{\text{с}})_{\text{в}}. \quad (5.5)$$

4. Рассчитать теоретическую глубину проникновения газовой струи в жидкость по формуле Казанцева-Ефимова:

$$h = W_{\text{г}}^{\text{стр}} \cdot \sqrt{\frac{\rho_{\text{г}}}{q\rho_{\text{ж}}}}. \quad (5.6)$$

5. Вычислить осевую скорость струи $W_{\text{г}}^{\text{стр}}$ на расстоянии H от сопла и диаметр струи:

$$W_{\text{г}}^{\text{стр}} = W_{\text{г}} \left(\frac{6 \cdot d \cdot r}{H} + 0,29 \right); \quad (5.7)$$

$$d_{\text{г}}^{\text{стр}} = d_{\text{г}} \cdot \left(\frac{H}{2d_{\text{г}}} + 1 \right). \quad (5.8)$$

6. Сопоставить результаты расчетов с экспериментально определенной глубиной кратера и занести в табл. 5.2.

Т а б л и ц а 5.2

Фактическая и расчетная глубина лунки при продувке

№ пп	Расход газа, м ³ /мин	Высота фурмы над ванной, мм	Глубина лунки, мм	
			фактическая	расчетная

Лабораторная работа № 6

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КРИСТАЛЛИЗАЦИИ СЛИТКОВ НА ПРОЗРАЧНОЙ МОДЕЛИ

Цель работы – изучение процесса кристаллизации слитка на прозрачной модели и определение скорости затвердевания слитка в зависимости от температуры расплава.

Оборудование и материалы: установка для изучения кристаллизации слитков на прозрачной модели; сушильный шкаф; расплав гипосульфита; линейка; мензурка; термометр.

Теоретическая часть

В структуре слитка спокойной стали различают следующие структурные зоны, отличающиеся формой кристаллов и их размерами (рис. 6.1): сравнительно тонкую наружную корку, состоящую из мелких равноосных кристалликов; зону вытянутых столбчатых кристаллов; центральную зону крупных неориентированных кристаллов; конус осаждения – мелкокристаллическую зону у донной части слитка, имеющую конусообразную форму.

Наружная зона образуется после соприкосновения жидкой стали с холодными стенками изложницы. Быстрое переохлаждение металла приводит к образованию большого числа центров кристаллизации и активному росту кристаллов. Высокая скорость кристаллизации не позволяет им вырасти до значительных размеров и принять определенную ориентацию. Поэтому по периферии слитка образуются мелкие неориентированные кристаллы. Толщина корковой зоны мелких кристаллов невелика и составляет 6...15 мм.

Зона столбчатых кристаллов образуется в результате уменьшения скорости охлаждения и существенного снижения скорости кристаллизации. Направление их роста определяется направлением отвода тепла: главные оси кристаллов растут в сторону, противоположную направлению отвода тепла. Поскольку тепло от каждой кристаллизующейся точки отводится к стенке изложницы кратчайшим путем, т. е. в направлении, нормальном стенке изложницы, кристаллы оказываются вытянутыми в этом направлении. Протяженность зоны столбчатых кристаллов зависит от интенсивности охлаждения слитка, теплопроводности стали, определяемой ее составом, и от содержания в стали водорода.

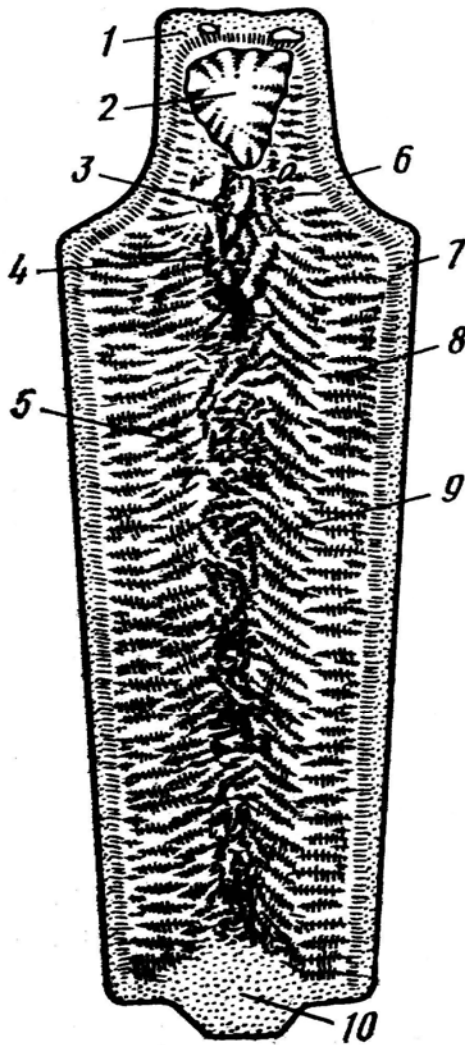


Рис. 6.1. Структура слитка спокойной стали:
 1 – мост металла над раковиной; 2 – усадочная раковина; 3 – усадочные пустоты;
 4 – осевая усадочная рыхлость; 5 – зона беспорядочно ориентированных
 равноосных кристаллов; 6 – мелкие равноосные кристаллы; 7, 8 – зоны столбчатых
 кристаллов; 9 – столбчатые кристаллы, направленные к тепловому центру;
 10 – конус осаждения

Центральная зона крупных неориентированных кристаллов возникает вследствие отсутствия определенной направленности отдачи тепла, что приводит к выравниванию температуры металла в различных точках. Поэтому образующиеся кристаллы не имеют определенной ориентировки и получаются равноосными.

Образование конуса осаждения в нижней части слитка обычно объясняется опусканием на дно изложницы кристаллов, зародившихся в объеме жидкого металла центральной части слитка, а также обломившихся под воздействием потоков жидкого металла непрочных ветвей столбчатых кристаллов. Это опускание кристаллов происходит в силу разности плотностей затвердевшего и жидкого металла.

Образование здоровой литой структуры стального слитка зависит от многих факторов, среди которых большое значение имеет скорость кристаллизации.

Для определения скорости затвердевания слитка можно применить параболическую зависимость

$$a = k\sqrt{\tau},$$

где a – толщина закристаллизовавшейся корочки, мм;

τ – время, с;

k – коэффициент, зависящий от состава стали, температуры нагрева и других факторов.

Процесс кристаллизации лучше наблюдать на расплаве гипосульфита, залитого в плексигласовую форму с водяным охлаждением (рис. 6.2). Установка состоит из трех плоских прозрачных изложниц 1, изготовленных из плексигласа. Изложницы закрепляются на штативе 2. К нижним и боковым поверхностям изложницы подводится по медным трубочкам 3 вода для интенсификации охлаждения раствора 4. Для более четкого наблюдения за процессом кристаллизации прозрачная изложница подсвечивается электрическими лампочками 5, установленными со стороны одной из плоских граней.

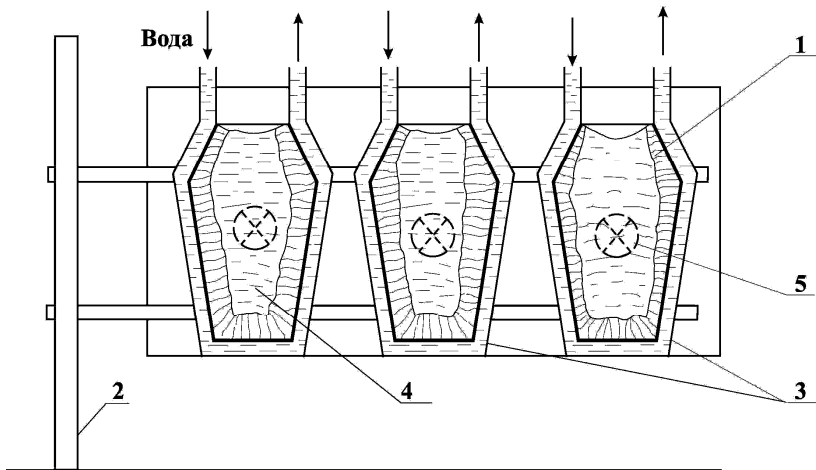


Рис. 6.2. Схема установки для изучения процесса формирования слитка на прозрачной модели

Порядок выполнения работы

1. Расплавить гипосульфит в мензурке в сушильном шкафу при температуре 100 °С. Профильтровать его через матерчатый фильтр и залить в изложницы расплав при температурах 60, 75 и 90 °С.

2. Во время процесса кристаллизации через 5 минут производить замеры толщины нарастающей корочки на боковой и донной поверхностях изложницы. Результаты измерений занести в табл. 4.1.

3. По результатам измерений построить для различных температур зависимость изменения толщины корочки от времени затвердевания расплава в форме.

Т а б л и ц а 4.1

Результаты измерений толщины нарастающей кристаллической корки

Время, мин	60 °С		75 °С		90 °С	
	<i>a</i> , мм	<i>b</i> , мм	<i>a</i> , мм	<i>b</i> , мм	<i>a</i> , мм	<i>b</i> , мм

Здесь *a* – толщина корки у боковой стенки изложницы;
b – толщина корки у донной части слитка.

Содержание отчета

1. Привести описание и схему процесса формирования слитка в зависимости от температуры заливки расплава с соответствующими пояснениями, таблицу с результатами измерений.

2. Представить в виде графиков результаты измерения скорости затвердевания слитка в зависимости от температуры заливки. Обобщить полученные результаты и сделать выводы.

Лабораторная работа № 7

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗЛИВКИ СТАЛИ В ИЗЛОЖНИЦЫ

Цель работы – практическое ознакомление с влиянием некоторых факторов технологии разлива стали на расположение усадочной раковины.

Оборудование и материалы: сушильный шкаф; кварцевые тигли; парафин; стальные изложницы с обратным и прямым конусом; прибыльные надставки.

Теоретическая часть

Переход вещества из жидкого состояния в твердое сопровождается, как правило, уменьшением объема. После заливки в изложницу начинается последовательное затвердевание жидкой стали в направлении от стенок изложницы к ее оси. Затвердевание первого слоя сопровождается понижением уровня жидкости в незатвердевшей части слитка. Последующее затвердевание остальных слоев приводит к еще большему снижению уровня жидкости. Так образуется воронкообразная впадина, называемая **усадочной раковинной**.

Усадочная раковина обычно не сосредоточивается в одной полости. В ходе кристаллизации растущие навстречу друг другу кристаллы могут соединяться и изолировать нижележащие объемы незатвердевшей части слитка от основной массы жидкого вещества. В этих изолированных объемах незатвердевшей части слитка образуются свои усадочные полости, которые часто имеют небольшие

размеры и называются *усадочной пористостью (рыхлостью)*, расположенной вблизи оси слитка.

Глубина усадочной раковины определяется той точкой слитка, которая затвердевает последней. Эта точка слитка называется его *тепловым центром* и смещена всегда в сторону наиболее массивной его части. Следовательно, для уменьшения глубины усадочной раковины массивная часть слитка всегда должна быть расположена в верхней части изложницы. Часть слитка, содержащая усадочную раковину, при прокатке или ковке обрезается как не пригодная для получения изделий. И хотя объем усадочной раковины в стальном слитке сравнительно мал, доля выбрасываемой его части достигает 20 %. Для уменьшения глубины проникновения усадочной раковины изменяют форму изложницы, используют прибыльные надставки, покрывают поверхность залитого металла в прибыльной надставке теплоизолирующими или разогревающими смесями.

Неравномерность размеров сечений слитка оценивается его конусностью K :

$$K = \frac{a_1 - a_2}{2H} \cdot 100\%, \quad (7.1)$$

где a_1 – длина стороны в верхнем сечении;

a_2 – длина стороны в нижнем сечении;

H – высота слитка.

Если $a_1 > a_2$, слиток расширен кверху и конусность имеет положительный знак. Если $a_1 < a_2$, слиток расширен книзу. В расширенном кверху слитке тепловой центр расположен всегда выше, а глубина раковины всегда меньше, чем в слитке с обратной конусностью.

Полезный объем слитка можно определить по формуле

$$V_{\text{сл}} = \frac{h_{\text{сл}}}{3} \cdot (S_1 + \sqrt{S_1 S_2} + S_2), \text{ см}^3, \quad (7.2)$$

где $h_{\text{сл}}$ – высота слитка, не пораженная усадочной раковинной, см;

S_1 – площадь верхнего основания годного слитка, см²;

S_2 – площадь нижнего основания годного слитка, см².

Процент выхода годного слитка (А) определяется по формуле

$$A = \frac{V_{\text{сл}}}{V_{\text{изл}}} \cdot 100\%, \quad (7.3)$$

где $V_{\text{изл}}$ – объем изложницы, см³.

Порядок выполнения работы

1. Моделирующий материал загрузить в кварцевые тигли и поместить в сушильный шкаф с температурой 70...80 °С. После его расплавления извлечь тигель, замерить температуру жидкого расплава и разлить в различные по форме изложницы. Скорость разлива должна быть одинаковой.

2. Затвердевшие слитки извлечь из изложницы и разрезать их по оси. Замерить высоту годного слитка, площади сечений и другие параметры, необходимые для расчета по уравнениям (7.1)...(7.3). Определить конусность изложниц, объем годных слитков и выход годного.

Содержание отчета

1. Привести эскизы полученных слитков, необходимые расчеты для определения конусности, полезного объема и выхода годного.

2. Сделать выводы по влиянию конусности и типа изложниц на формирование усадочной раковины.

Лабораторная работа № 8

ДИССОЦИАЦИЯ И ОБЖИГ СУЛЬФИДОВ

Цель работы – изучение реакции взаимодействия сульфида металла с водородом и экспериментальное определение температурных границ области сульфатирующего и окислительного обжига.

Оборудование и материалы: установки для изучения диссоциации и обжига сульфидов; сульфиды металлов.

Теоретическая часть

В практике производства цветных металлов большую роль играют сульфиды. Диссоциация сульфидов в металлургических агрегатах, протекающая обычно при высоких температурах, дает газообразную серу. Однако при относительно низких температурах сера в газовой фазе будет, в основном, в виде S_2 , S_6 и S_4 , а при температурах выше $750\text{ }^\circ\text{C}$ – практически только в виде S_2 . При температурах выше $1300\text{ }^\circ\text{C}$ появляется атомарная сера.

Исходя из этого, для обычных условий металлургических процессов уравнение диссоциации (образования сульфида) имеет вид



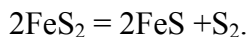
В связи с тем, что данная двухкомпонентная система имеет 3 фазы и одну степень свободы, равновесие системы, характеризующееся давлением паров серы, будет зависеть только от температуры:

$$k_p = p_{S_2} = f(T).$$

Равновесное давление серы – упругость диссоциации сульфида – может служить критерием прочности сульфида (сродства металла к сере), характеризующегося нормальным химическим сродством металла к сере:

$$\Delta G^\circ = -4,575 \lg p_{S_2}.$$

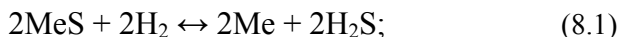
При давлении паров серы ниже упругости диссоциации сульфиды распадаются. Если металл дает ряд сульфидов, то их диссоциация подчиняется принципу последовательности превращений. Так, пирит FeS_2 , являющийся высшим сульфидом железа, диссоциирует по реакции



Упругость диссоциации пирита при температуре 690 °С достигает 1 атм. Упругость диссоциации односернистого железа FeS намного меньше.

При взаимодействии сульфидов с элементами, обладающими большим сродством к сере, один элемент вытесняется другим. В ряду CaS, MnS, ZnS, FeS, NiS и PbS упругость диссоциации возрастает слева направо. Следовательно, в этом ряду кальций может вытеснять все другие металлы из их сульфидов.

Водород и некоторые сульфиды взаимодействуют с образованием сероводорода. Упругость диссоциации сульфида может быть определена косвенным методом при совместном рассмотрении реакций:



Вычитая из уравнения (8.1) уравнение (8.2), получим



при этом

$$k_3 = p_{\text{S}_2} = \frac{k_1^2}{k_2}.$$

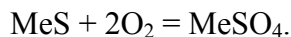
Располагая экспериментальными данными о составах равновесной газовой фазы для реакций (8.1) и (8.2), легко вычислить упругость диссоциации сульфида. Для расчета k_2 можно пользоваться эмпирической формулой

$$\lg k_2 = \lg \frac{p_{\text{H}_2\text{S}}^2}{p_{\text{H}_2}^2 \cdot p_{\text{S}_2}} = \frac{9539}{T} - 5,21.$$

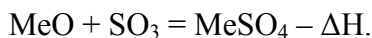
Действие кислорода на сульфиды в зависимости от условий приводит к образованию либо оксидов металлов, либо сульфатов. Следовательно, в зависимости от условий обжига можно обеспечить полное удаление серы и образование оксида (полный обжиг) или

частичное удаление серы и образование сульфата (сульфатирующий обжиг).

Окисление сульфида и образование сульфата идут по реакции



Образование сульфата возможно лишь в том случае, если парциальное давление серного ангидрида будет больше, чем равновесное его давление для реакции образования – диссоциации сульфата (упругости диссоциации):



При этом упругость диссоциации сульфата с повышением температуры возрастает в соответствии с кривой 1 (рис. 8.1).

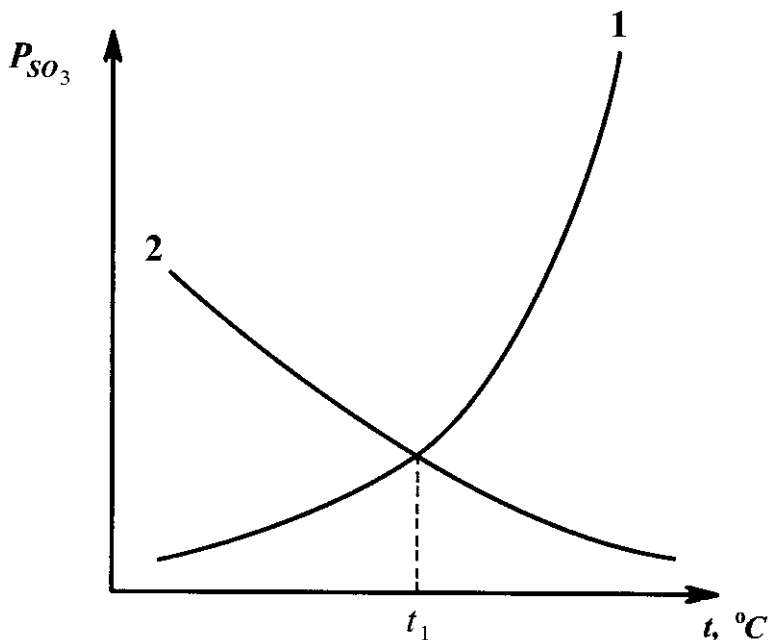
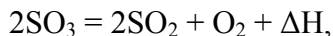


Рис. 8.1. Зависимость упругости диссоциации сульфата (1) и парциального давления серного ангидрида в газовой смеси (2) от температуры

Парциальное давление SO_3 может быть определено из условия равновесия реакции



которое определяется соотношением

$$k_p = \frac{P_{\text{SO}_2}^2 \cdot P_{\text{O}_2}}{P_{\text{SO}_3}^2};$$

отсюда

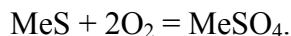
$$P_{\text{SO}_3} = P_{\text{SO}_2} \cdot \sqrt{\frac{P_{\text{O}_2}}{k_p}}.$$

В соответствии с принципом Ле Шателье, повышение температуры и понижение давления смещает равновесие последней реакции в сторону разложения серного ангидрида.

Зависимость парциального давления серного ангидрида в равновесной газовой смеси от температуры при постоянном общем давлении схематично представлена кривой 2 (рис. 8.1).

Отсюда следует, что до температуры t_1 парциальное давление серного ангидрида больше упругости диссоциации сульфата, поэтому последний будет образовываться. При более высоких температурах парциальное давление серного ангидрида меньше упругости диссоциации сульфата и не может обеспечить его существование.

Указанные обстоятельства определяют поведение сульфидов в окислительной среде. При температурах ниже t_1 сульфат образуется по уравнению



Таким образом, образованию сульфата благоприятствуют окислительная среда и умеренные температуры. В таких условиях производится сульфатирующий обжиг сульфидов. При более высоких температурах, при которых сульфат существовать не может, взаимодействие сульфата с кислородом приводит к образованию окси-

дов металла и оксидов серы. В случаях, когда ставится задача превратить сульфид в оксид металла, проводится обжиг.

Изучение реакции взаимодействия сульфида металла с водородом производится на установке (рис. 8.2), состоящей из вертикальной трубчатой печи 1 с фарфоровой реакционной трубкой 2, в которую на сетку помещается сульфид металла. К нижнему концу реакционной трубки через реометр 3 и осушительную склянку 4 подводят водород. Получающаяся газовая смесь через трехходовый кран 5 поступает в газоанализатор, состоящий из мерного цилиндра с бюреткой 6, поглотительного сосуда 7 с краном 8, заполненного уксуснокислым кадмием, уравнительной склянки 9 и крана 10. Температуру контролируют термопарой 11 с гальванометром, горячий спай которой находится непосредственно под слоем сульфида.

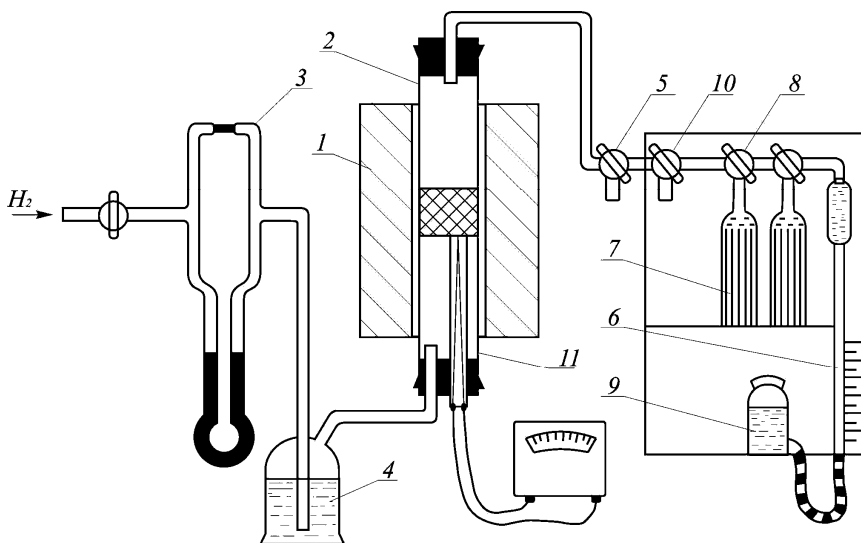


Рис. 8.2. Схема установки для исследования процесса диссоциации сульфида

Установка (рис. 8.3) для исследования обжига сульфидов состоит из вертикальной печи 1 и реакционной трубки 2, в которой на нихромовой проволоке подвешен тигелек 3 с сульфидом. Второй конец проволоки закреплен на коромысле аналитических весов 4. Температура контролируется термопарой 5.

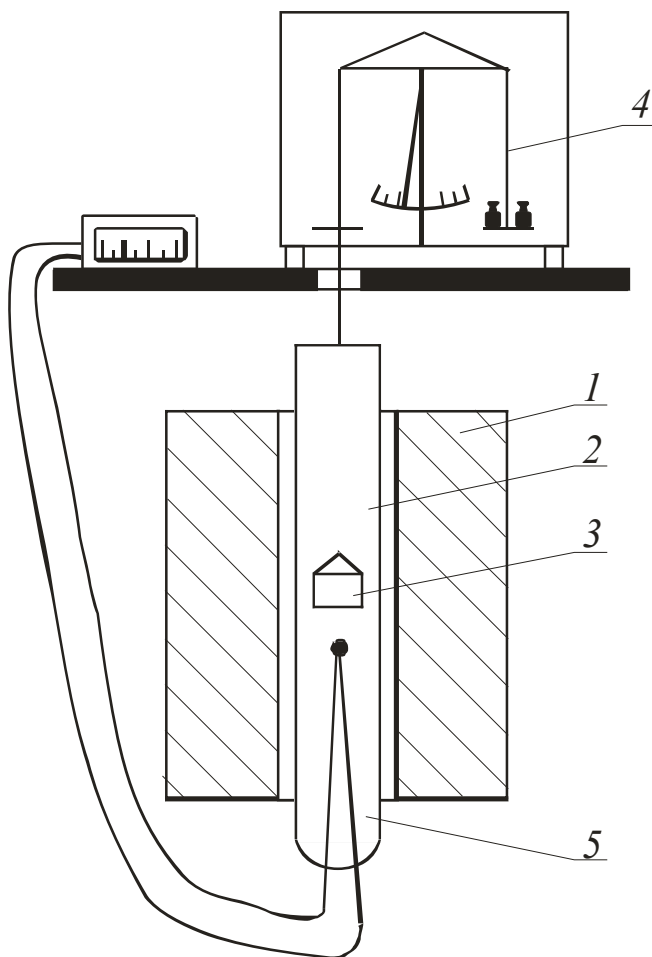


Рис. 8.3. Схема установки для исследования процесса обжига сульфидов

Порядок выполнения работы

1. В реакционную трубу поместить 25 г исследуемого сульфида. Не включая печь, в течение 10 минут через установку (рис. 8.2) пропускать водород, для чего источник водорода соединить с реакционной системой, а последнюю с помощью трехходового крана – с атмосферой, отключив в то же время от газоанализатора.

2. Включить печь и возможно быстрее довести до заданной температуры реакционного пространства, после чего поддерживать ее постоянной. Подготовить газоанализатор к отбору пробы газа. Для этого уровень жидкости в поглотительном сосуде и в мерном цилиндре установить на нулевой отметке, а краны 8 и 10 перекрыть. Установить заданный расход водорода, и через 10 минут после достижения заданной температуры взять пробу газа, для чего трехходовые краны поставить в положение, при котором реакционное пространство соединено с газоанализатором, а вся система изолирована от атмосферы. Уравнительную склянку поместить в нижнее положение. К концу отбора пробы газа, когда уровень жидкости в мерном цилиндре опустится до отметки 100 мл, пользуясь уравнительной склянкой, выровнять давление в газоанализаторе с атмосферным.

3. Газоанализатор с помощью трехходового крана отключить от реакционного пространства, соединив последнее с атмосферой. Провести анализ газа за счет поглощения сероводорода уксуснокислым кадмием. Для этого открыть кран 8 и, манипулируя уравнительной склянкой, перегонять газ из мерного цилиндра в поглотитель и обратно, пока объем не станет постоянным, что будет указывать на полное поглощение сероводорода. При замере объемов давление в газоанализаторе выровнять с атмосферным. Анализ газа при каждой температуре опыта повторять не менее двух раз. Состав газовой смеси исследовать при 3...4 заданных температурах. По окончании работы прекратить подачу водорода и выключить печь.

4. Для изучения обжига сульфидов тигель с исследуемым сульфидом (с навеской 2 г) опустить в реакционную трубку (рис. 8.3) и подвести к коромыслу весов. Включить печь и равномерно нагревать реакционное пространство. По мере подъема температуры через каждые 20 – 30 °С фиксировать вес исследуемого материала. Верхний температурный предел указывается преподавателем. После окончания опыта выключить печь, а тигель извлечь из реакционной трубки.

Содержание отчета

1. Привести результаты определения составов равновесных газовых смесей, расчеты упругости диссоциации сульфида при температурах опыта и график зависимости упругости диссоциации от температуры.

2. Обжиг сульфидов представить таблицей с результатами изменений и графиком зависимости веса исследуемого материала от температуры с указанием температурных границ области сульфатирующего и окислительного обжига, а также расчетами полноты превращений сульфида в сульфат и оксид.

Лабораторная работа №9

ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКОЙ СТЕПЕНИ ЧИСТОТЫ

Цель работы – овладение методом получения сплавов высокой степени чистоты путем возгонки с последующей перекристаллизацией.

Оборудование и материалы: силитовая печь; кварцевая пробирка; алундовые тигли; вакуумный насос; водоохлаждаемый холодильник; слитки сурьмы; весы с разновесами.

Теоретическая часть

Развитие ряда новых областей науки и техники потребовало применения металлов и других веществ высокой степени чистоты. Такие материалы необходимы, например, для атомной и полупроводниковой техники, квантовой электроники, радиотехники и др.

Необходимость применения сверхчистых материалов обусловлена тем, что их основные физико-химические и механические свойства претерпевают резкие изменения даже при ничтожно малых содержаниях примесей. Так, миллиардная доля примесей изменяет электрические характеристики германия и других полупроводниковых материалов. Присутствие даже ничтожного количества некоторых примесей резко повышает способность циркония, алюминия и магния к поглощению тепловых нейтронов и тем самым лишает их основного свойства, необходимого для использования в атомной технике.

Высокие требования, предъявляемые к чистоте материалов и совершенству их структуры, не могут быть удовлетворены при получении их обычным металлургическим и химическим методами. Поэтому возникла необходимость изыскания и разработки новых, более совершенных методов глубокой очистки металлов и других веществ.

К таким методам, получившим широкое распространение, относятся зонная плавка, вытягивание слитков из расплава, возгонка с последующей перекристаллизацией.

Зонная плавка

Этот метод применяется, в основном, для разделения и глубокой очистки исходных материалов от примесей. Зонную плавку можно использовать также для выращивания монокристаллов. Схема установки для зонной плавки показана на рис. 9.1.

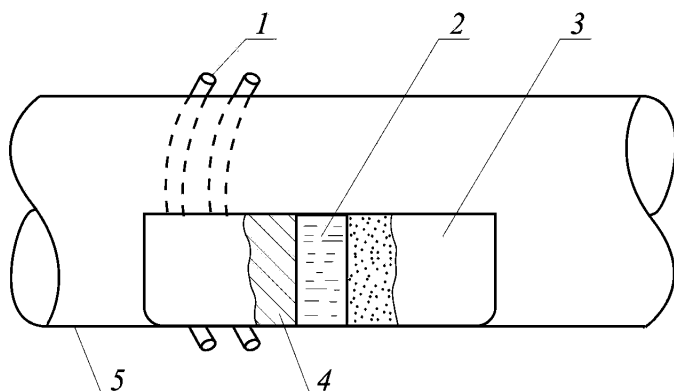


Рис. 9.1. Схема установки для ведения зонной плавки

Длинный тонкий слиток металла 2, подлежащего очистке, загружают в кварцевую или графитовую лодочку 3. Лодочку со слитком помещают в горизонтальную кварцевую трубу 5, образующую рабочее пространство установки. Затем трубу вводят в кольцевой нагреватель или высокочастотный индуктор 1. По мере расплавления металла и образования жидкой зоны 4 нагреватель перемещают относительно лодочки со скоростью 0,5...2 мм/мин. При этом расплавленная часть слитка, выходя из сферы действия нагревателя, начинает затвердевать, а примеси остаются в жидкой фазе. Таким путем расплавленная зона постепенно будет проведена от одного конца слитка до другого.

Стремясь остаться в жидкой фазе, примеси будут все сильнее насыщать расплав и одновременно оттесняться в хвостовую часть слитка. В результате слиток станет значительно чище, чем был до

расплавления, а хвостовая часть окажется сильно насыщенной примесями. Отрезая эту часть слитка и повторяя процесс плавки несколько раз, можно получить слитки требуемой чистоты.

Вытягивание кристаллов из расплава

Принципиальная схема этого метода показана на рис. 9.2.

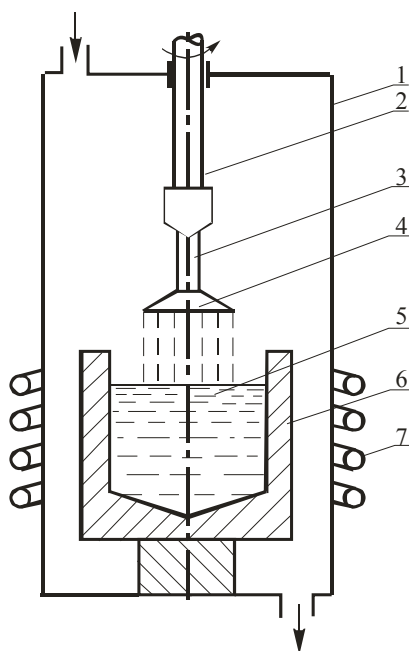


Рис. 9.2. Схема установки по методу вытягивания слитка из расплава

Установка представляет собой цилиндрическую вакуумную камеру 1, выполненную из кварца. Вокруг тигля размещается высокочастотный нагреватель 7. В жидкий металл 5, находящийся в кварцевом или графитовом тигле 6, опускают заправку 3 из этого же металла, которая поднимаясь вверх, вытягивает за собой из жидкой фазы кристаллизующуюся твердую фазу 4. Для получения слитка симметричной формы шток 2 с держателем вращается в процессе вытягивания кристаллов. Вытягивание проводится в вакууме или в среде инертного газа. В результате этого процесса металл оказывается значительно чище исходного.

Возгонка с последующей перекристаллизацией

Этот метод основан на различии в температурах испарения основного металла и примесей, имеющих высокую температуру испарения.

Для изучения процесса используется установка, представленная на рис. 9.3. Она состоит из силитовой печи 3, в которую помещается кварцевая пробирка 2. В пробирке находится тигель со слитком металла 1. Пробирка соединена с вакуумным насосом. В верхней ее части установлен водоохлаждаемый холодильник 4, на котором конденсируются пары металла и формируется перекристаллизованный слиток 5.

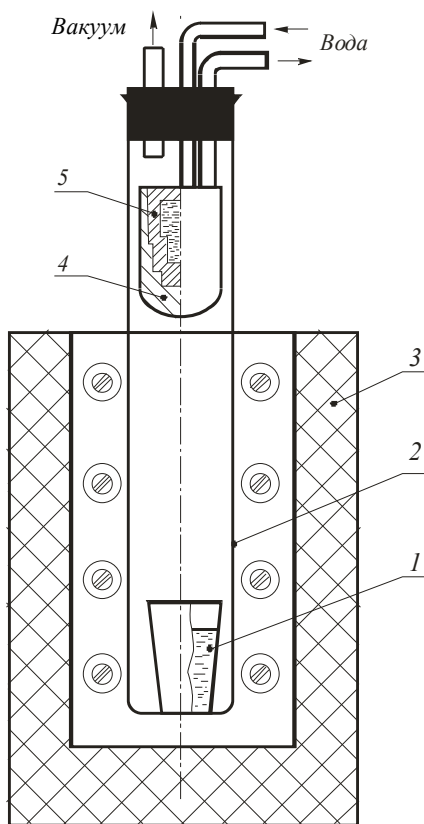


Рис. 9.3. Схема установки для проведения возгонки слитка с последующей перекристаллизацией

Порядок выполнения работы

1. Поместить в кварцевую пробирку слиток сурьмы, предварительно загрязненный свинцом или медью. Содержание примесных элементов определить взвешиванием.
2. После создания вакуума в пробирке последнюю опустить в шахтную силитовую печь, нагреть до температуры 800 °С и выдержать при данной температуре 1 час.
3. Пробирку охладить на воздухе и извлечь перекристаллизованный слиток сурьмы и слиток примесных металлов. Взвешиванием определить качество очистки сурьмы.

Содержание отчета

1. Привести схему установки для очистки металлов перекристаллизацией и таблицу с данными о потере примесей слитком после возгонки.
2. Сделать теоретическое обоснование полученного результата и общие выводы по работе.

Литература

1. В о с к о б о й н и к о в В.Г., К у д р и н В.А., Я к у ш е в А.М. Общая металлургия. – М.: Металлургия, 1985. – 480 с.
2. В о с к о б о й н и к о в В.Г., М а к а р о в Л.П. Технология и экономика переработки железных руд. – М.: Металлургия, 1977. – 255 с.
3. Г о т л и б А.Д. Доменный процесс. – М.: Металлургия, 1966. – 503 с.
4. Свойства жидких доменных шлаков. Справочное пособие / В.Г.Воскобойников, Н.Е.Дунаев, А.Г.Михалевич и др. – М.: Металлургия, 1975. – 184 с.
5. С е в р ю к о в Н.Н. Металлургия цветных металлов. – М.: Металлургия, 1969. – 405 с.
6. Б о р н а ц к и й И.И. Физико-химические основы сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1974. – 320 с.
7. К р а м а р о в А.Д., С о к о л о в А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1976. – 376 с.

Содержание

Введение.....	3
Правила охраны труда и противопожарной безопасности при выполнении лабораторных работ.....	3
Лабораторная работа №1 ИЗУЧЕНИЕ СЫРЫХ МАТЕРИАЛОВ И СПОСОБОВ ИХ ПОДГОТОВКИ К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ.....	4
Лабораторная работа №2 ВОССТАНОВЛЕНИЕ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА И ШЛАКОВАНИЕ ПУСТОЙ ПОРОДЫ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ.....	8
Лабораторная работа №3 РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА.....	12
Лабораторная работа №4 ИЗМЕРЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ЭЛЕКТРОПРОВОДНОСТИ РАСПЛАВЛЕННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ШЛАКА.....	21
Лабораторная работа №5 ИЗУЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНВЕРТЕРНОГО ПРОЦЕССА ПУТЕМ ХОЛОДНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	25
Лабораторная работа №6 ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КРИСТАЛЛИЗАЦИИ СЛИТКОВ НА ПРОЗРАЧНОЙ МОДЕЛИ.....	30
Лабораторная работа №7 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗЛИВКИ СТАЛИ В ИЗЛОЖНИЦЫ.....	34
Лабораторная работа №8 ДИССОЦИАЦИЯ И ОБЖИГ СУЛЬФИДОВ.....	36
Лабораторная работа №9 ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛОВ ВЫСОКОЙ СТЕПЕНИ ЧИСТОТЫ.....	44
Литература.....	48

Учебное издание

ЛАБОРАТОРНЫЕ РАБОТЫ (ПРАКТИКУМ)

по дисциплине «Общая металлургия»
для студентов специальностей

1–42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка»
и 1–42 01 02 «Порошковая металлургия, композиционные
материалы, покрытия»

Составители: ГАЛУШКО Анатолий Маркович
НЕМЕНЕНОК Болеслав Мечиславович
КЛИМОВИЧ Галина Анатольевна

Редактор Т.А.Палилова

Компьютерная верстка Л.М.Чернышевич

Подписано в печать 18.02.2004.

Формат 60x84 1/16. Бумага типографская № 2.

Печать офсетная. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 2,9. Уч.-изд. л. 2,3. Тираж 100. Заказ 320.

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

Лицензия ЛВ №155 от 30.01.2003. 220013, Минск, проспект Ф.Скорины, 65.