

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Комсомольский-на-Амуре государственный университет»

На правах рукописи

Леонтьевский Константин Брониславович

**Исследование факторов влияющих на эффективность произ-
водства стали с применением в шихте железорудных окатышей**

Направление подготовки
15.04.01 – «Машиностроение и металлургия»

АВТОРЕФЕРАТ
МАГИСТЕРСКОЙ ДИССЕРТАЦИИ

2018



Работа выполнена на кафедре «Машиностроения и металлургия» ФГБОУ ВО «Комсомольского-на-Амуре государственного технического университета».

Научный руководитель	кандидат технических наук, профессор Соболев Борис Михайлович, преподаватель кафедры «Машиностроения и металлургии» ФГБОУ ВО «Комсомольского-на-Амуре государственного университета»
Рецензент	кандидат технических наук, Череповский Павел Викторович, инженер ЛЭС, Амурского ЛПУМГ, ООО «ГАЗ-ПРОМ ТРАНСГАЗ ТОМСК»

Защита состоится «28» июня 2018 года в 10:00 часов на заседании государственной экзаменационной комиссии по направлению подготовки 15.04.01 «Машиностроение и металлургия» в «Комсомольском-на-Амуре государственном университете по адресу: Россия, 681013, Хабаровский край, г. Комсомольск-на-Амуре, проспект Ленина, 27 учебный корпус 2, аудитория 221.

С диссертацией можно ознакомиться на сайте и на кафедре «Машиностроения и металлургии» ФГБОУ ВО «КНАГТУ».

Автореферат разослан «25» июня 2018 г.

Секретарь ГЭК

А.В. Свиридов

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность темы:

Большой проблемой в современной металлургии остаётся количество и качество металлолома. Качественный шихта должна отвечать следующим требованиям: высокая насыпная плотность; определённый химический состав; минимальное «загрязнение» неметаллическими включениями.

Железорудные окатыши как нельзя лучше подходят по всем показателям. Но так как в состав этого материала входит определённая доля оксидов железа и пустой породы, что влияет на его температуропроводность, применение этого сырья совместно с металлоломом при выплавке полупродукта обуславливается увеличением материальных и энергетических ресурсов, повышением содержания оксидов железа в электропечном шлаке, уменьшением стойкости огнеупорной футеровки печи.

Цель работы:

Исследования факторов отрицательно влияющих на применение железорудных окатышей при выплавке стали в электродуговых печах.

Изучение методов и способов жидкофазного восстановления железа из электропечного шлака.

Разработать и теоретически обосновать создание технологической цепочки по выплавке полупродукта в состав которой входят:

1 Агрегат подогрева и подачи железорудных окатышей в дуговую сталеплавильную печь.

2 Электродуговая печь.

3 Агрегат жидкофазного восстановления железа, с последующим его использованием в качестве передельного чугуна в технологическом процессе выплавки полупродукта в электродуговой сталеплавильной печи.

Задачи исследования:

1 Изучение патентов в области применения железорудных окатышей при производстве стали.

2 Исследование данных применение железорудных окатышей на электродуговой сталеплавильной печи.

3 Определение влияние количества железорудных окатышей на:

- время плавки;
- расход электроэнергии;
- расход кислорода;
- содержание FeO в шлаке.

4 Разработка мероприятий для применения железорудных окатышей при выплавке полупродукта.

5 Жидкофазное восстановление железа из металлургических шлаков с использованием материалов местных сырьевых источников.

Методы исследования:

1 Теоретический анализ методов восстановления элементов из металлургических шлаков.

2 Проведение экспериментальных исследований с использованием в качестве восстановителей электродного боя и каменного угля.

3 Анализ возможности восстановления в агрегатах с разными типами футеровок (углеродистая, кислая, основная).

4 Оценка эффективности восстановления элементов с использованием современного оборудования.

Навеска материала производилась на электронных весах ВЛТ – 510 – П.

Процесс восстановления производился электродуговым способом в тиглях с кислой и основной футеровкой и в плавильной индукционной установке «УПИ – 120-2» с графитовым тиглем.

Контроль температуры производился платинородий - платина термопарой.

Химический анализ восстановителя, электрометаллургического шлака и получившихся образцов проводился согласно НДИ 01.06.93-2013, НДИ МХ-0133-98, НДИ МХ-0130-98, НДИ МХ-0217-99, ГОСТ 22536.1-88.

Основные научные положения, защищаемые автором:

1 Методика, расчеты и конструкция агрегата для предварительного подогрева железорудных окатышей и его влияние на экономические показатели при производстве стали.

2 Расчет и разработка агрегата жидкофазного восстановления элементов из металлургических шлаков.

Достоверность научных результатов обеспечивается теоритическими расчетами и проведенными опытами, с оценкой результатов на высокоточных приборах. Экспериментальных данных и сопоставлением результатов с другими авторами.

Научная новизна положений:

1 Новый способ подогрева железорудных окатышей.

2 Использование рабочей углеродосодержащей футеровки в качестве материала для снижения степени окисленности электропечного шлака.

Личный вклад автора:

Состоит в постановке задачи исследования, в оценке главенствующих факторов, влияющих на применение железорудных окатышей в электрометаллургии, в проведении экспериментальных исследований с последующим анализом и обработкой полученных данных.

Практическая ценность:

1 На основании исследований влияния температуропроводности на время плавления железорудных окатышей, предложен способ предварительного нагрева материала путем утилизации отходящих дымовых газов.

2 Разработан способ подачи материала в горячую зону электродуговой печи.

3 Предложен метод жидкофазного восстановления железа.

Реализация работы в промышленности:

Работа выполнена для применения в металлургической отрасли.

Разработанные мероприятия могут применяться как в комплексе, так и по отдельности.

Апробация работы:

Материалы диссертации докладывались на ежегодных конференциях студентов и аспирантов ФГБ ОУ ВПО «КнАГТУ» (2017 – 2018гг.).

Публикации:

По результатам опубликованы 4 печатных работы в тезисах докладов научно-технической конференции студентов и аспирантов №47 - 48.

Объем и структура диссертации:

Диссертация состоит из введения, 12-ти глав, основного вывода и списка литературы. Диссертация содержит 106 стр.; 16 рис.; 18 табл.; список литературы 22 назв.

Во введении обосновывается актуальность темы применительно к производству стали с применением прямовосстановленного железа.

В первой главе проведен анализ литературы современных технологий производства стали с использованием в шихте прямовосстановленного железа, способы его загрузки в электродуговую сталеплавильную печь.

Рассмотрены теплофизические свойства применяемого материала, его влияние на стойкость элементов сталеплавильного агрегата. Проведен патентный обзор в области применения горячебрикетированного железа.

Во второй главе изложена особенности современной технологии производства стали в большегрузных сталеплавильных электродуговых печах.

Выплавку литой заготовки в электродуговых печах, по мере доведения её до требуемого химического состава, можно разбить на два этапа:

- 1 Окисление и удаление примесей из расплава.
- 2 Проведение процесса десульфурации с последующим доведением, с помощью ферросплавов, сплава до требуемого химического состава.

В современной металлургии эти операции выполняются на разных агрегатах.

Плавление и нагрев шихты производят в мощных ЭДП, оборудованных для окисления и удаления примесей кислородно- газовыми горелками и ин-

жекторами для подачи в печное пространство коксовой пыли. После подготовки расплава по температуре и химическому составу, его сливают в сталеразливочный ковш, где проводя предварительное раскисление ферросплавами.

Окончательную доводку стали проводят на агрегатах комплексной обработки стали. Проведен анализ тепловой работы современной печи при производстве стали с применением железорудных окатышей. Приведенные данные показывают, что применение ЖРО ведет к увеличению расхода углеродосодержащей пыли, газообразного кислорода, отрицательно сказывается на расходах электрической энергии. Повышенное процентное содержание FeO в шлаке приводит к неблагоприятным условиям работы футеровки печи.

Повышенный расхода энергии обуславливается, как уже выше оговаривалось, разной теплопроводностью и температуропроводностью окатышей и габаритного лома, что ведет к дополнительным затратам энергии на плавление и нагрев ЖРО. Наличие на ЭДП кислородно-газового оборудования, так же не дает преимущество для переработки ЖРО. Металлизированный окатыш представляет из себя пористый материал шаровидного вида. За счет внутренних пор он имеет большую активную поверхность. При плавлении поверхность ЖРО оплавляется, теплопроводность материала уменьшается, так как уменьшается активная поверхность. Тоже самое происходит и в слое окатышей. Все в комплексе приводит к увеличению энергетических затрат.

Повышенное процентное содержание FeO в шлаке также связано с разной теплопроводностью и активной поверхностью материала:

Металлическая часть шихты, имея большую в несколько раз теплопроводность и активную поверхность, к моменту расплавления ЖРО уже в полной мере имеет достаточную температуру и при контакте с кислородосодержащей атмосферой печи, приводит к окислению железа и перевода его в шлак [11].

В третьей главе проведен анализ эффективности шихты при производстве стали. Подготовка металлической части шихты, её разделение по химическому составу и габаритам. Влияние удельной поверхности шихты на её угар.

Немаловажную роль в экономических показателях производства литой заготовки играет химический состав и подготовка металлической части шихтовых материалов для выплавки стали. В частности, металлический лом должен разделяться по количеству легирующих элементов на две категории: Не легируемые – группа (А); Легируемые – группа (Б).

При рациональном использовании металлолома, чтобы безвозвратно не потерять дорогие легирующие элементы, необходимо шихту подбирать согласно марочника выпускаемой продукции. Для нормального протекания металлургических процессов материал должен иметь достаточное количество углерода и минимальное содержания вредных примесей. При низком количестве углерода в железе требуется более высокие температуры для его плавления.

По габаритам, используемый в электрометаллургии стальной лом, должен отвечать требованиям: габариты кусков – не более 600 x 350 x 250 мм; габариты пакетов – не более 500 x 380 x 290 мм; Плотность пакетов $\geq 2,6$ кг/дм³;

В ЭДП есть возможность расплавлять и крупногабаритный лом, но это приводит к увеличению времени работы на большом токе, что неблагоприятно сказывается на огнеупорной футеровки печи. Работа на крупногабаритном лом может привести к поломке как графитированных электродов так и водоохлаждаемых панелей агрегата.

Слишком мелкий материал, при недостатки углерода, подвергается быстрому окислению, что приводит к повышенному угару железа [13].

Угар шихты в ЭДП без кислородно-газового оборудования составляет 7 – 10 %; в ЭДП с кислородно-газовым оборудованием 10 – 13 %;

Угар металлической составляющей шихты состоит:

- 1 Окисление железа с помощью твердого или газообразного окислителя, для удаления вредных примесей.

2 От воздействия на шихту дуги от графитированных электродов.

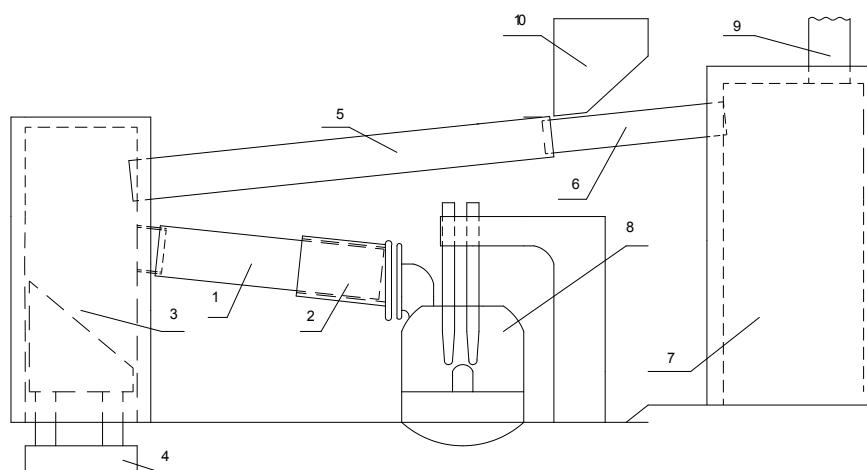
Температура кипения железа, при котором оно испаряется равна 2735 °С, в тоже время температура зоны дуги достигает 3000 °С.

Отличие в расходе шихты объясняется тем, что в первом случае окислитель подается уже в расплавленную ванну металла. А во втором, окислительная среда создается в течении всего процесса плавки, от завалки до выпуска. Такие печи обычно применяют при двухэтапном проведении плавки [14].

В четвертой главе рассмотрен метод использования тепловой энергии отходящих дымовых газов в качестве реагента для подогрева, подаваемых в электродугую печь материалов.

Рассчитан объем и тепловая энергия отходящих газов. Определена горячая зона сталеплавильной печи. Вычислена масса материала, которую можно нагреть за счет рекуперации тепла до необходимой нам температуры.

Произведен аэродинамический расчет. Показана предварительная экономическая эффективность в случае применения предварительного подогрева и подачи железорудных окатышей в печь.



1 – барабан № 2; 2 – водоохлаждаемая накатная муфта; 3 – накопительный бункер; 4 – подъемный механизм; 5 – барабан № 1; 6 – газоход; 7 – осадительная камера; 8 – электродуговая печь; 9 – газоход; 10 – питатель

Рисунок 7 – Схема подогрева и подачи ЖРО в ЭДП

В пятой главе указан состав металлургических шлаков, источники загрязнения стали и методы удаления вредных примесей из расплава. Были проведены опыты по восстановлению из металлургического шлака оксидов - железа, марганца, фосфора, хрома.

В нашей работе по жидкофазному восстановлению железа из шлаков, нами ставилась задача с помощью недорогих материалов получить полупродукт не отличающийся по параметрам от его производства дорогими коксующимися углями. Разработать рекомендации по его дальнейшему применению.

Был проанализирован средний химический состав электропечного шлака ОАО «Амурметалл». Процентное содержание основных элементов составило: $\text{FeO} \approx 45 - 68 \%$.

В экспериментальной части нами было проведено ряд опытов в которых рассматривалась температура начала процесса и степень восстановления, в зависимости от применяемых реагентов.

В муфельной печи, при одинаковых условиях производился нагрев керамических емкостей со смесью шлака и восстановителя. В качестве восстановителя брался в одном случае электродный бой, во втором – каменный уголь. На рисунке 5.1 показана диаграмма зависимости количества выделяемого CO от температуры.

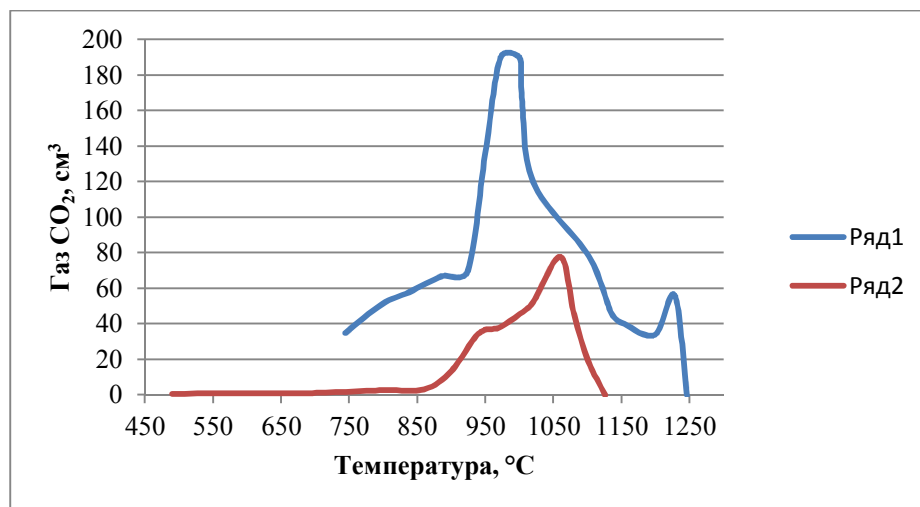


Рисунок 5.1 – Зависимость количества выделяемого CO от температуры
 1ряд – электродный бой;

2 ряд – каменный уголь.

По результатам построения диаграммы можно сделать вывод:

1 Для восстановления оксидов из сталеплавильных шлаков можно использовать оба восстановительных реагента.

2 Из-за разной температуры воспламенения, начало восстановления оксидов каменным углем начинается при более низких температурах. Так как содержание углерода в угле ниже, чем в электродном бое, процесс протекает плавно в температурном интервале 850 – 1050 °С. Реакция заканчивается при температуре 1100 – 1150 °С.

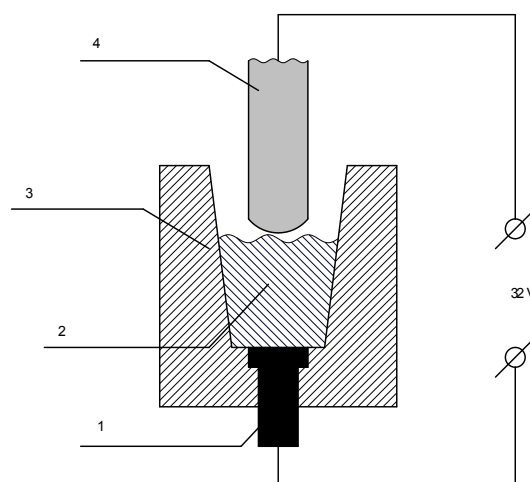
3. Процесс восстановления электродным боем начинается в температурном интервале 720 – 760 °С. Реакция окисления углерода восстановительного реагента протекает бурно, в узком температурном интервале 950 – 1050 °С, с образованием большего количества CO_2 .

Футеровка печи: набивная.

Плавка № 1 – кислая (SiO_2); Плавка № 2 – основная (MgO).

Верхний электрод: материал – графит; диаметр, $D_2 = 30\text{мм}$.

Восстановление оксидов электродуговым переплавом ведем при средних значениях тока 160 – 180 А.



1 – медный электрод; 2 – шлаковая смесь; 3 – футеровка тигля;

4 – графитовый электрод

Рисунок 5.2 – Схема электрошлакового переплава

Таблица 5.3 – Данные опытов по восстановлению оксидов
электродуговым переплавом

Шлак								
Элемент	Fe/FeO		CaO	MnO	P ₂ O ₅	GrO	SiO ₂	MgO
%	66,05		15,4	5,98	0,15	1,6	8,7	2,33
Материал	Масса, гр.		Время восстановления, мин.					
	вес	вес						
Опыт № 1								
Шлак FeO, г.	400		Время восстановления – 30 мин.					
Эл-ый бой, г.	30							
Тигель, футеровка	Кварцевый песок							
Металл, г.	94							
Металл, %	23,5							
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al
%	0,97	0,107	0,05	0,03	0,06	0,155	0,06	0,08
Опыт № 2								
Шлак FeO, г	505		Время восстановления – 33 мин.					
Уголь (к), г.	40							
Тигель, футеровка	Магнезит							
Металл, г	54							
Металл, %	10,7							
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al
%	4,69	0,065	0,02	0,99	0,28	0,28	0,04	0,08

В качестве агрегата для проведения восстановительной плавки используем индукционную плавильную установку «УПИ -120-2».

В качестве емкости для расплава используем графитовый тигель 140 МПГ.

Нагрев материала осуществляется по принципу трансформатора, где первичной обмоткой является индуктор, а роль вторичной обмотки выполняет графитовый тигель. Ручкой управления задается мощность нагрева.

Время нагрева, плавления и восстановления определяется опытным путем.

После проведения процесса жидкий металл и шлак сливается в заранее подготовленные формы.

Экспериментальные данные опытов, проведенных в индукционной печи заносим, в таблицу 5.5.

Таблица 5.5 – Данные опытов по восстановлению оксидов в индукционной печи

Шлак									
Элемент	Fe/FeO		CaO	MnO	P ₂ O ₅	SiO ₂	MgO		
%	66,05		15,4	5,98	0,15	8,7	2,33		
Материал	Масса, гр.		Время восстановления, мин.						
	вес	вес							
Опыт № 3									
Шлак FeO	100		Время восстановления – 72 мин.						
Эл-ый бой	10								
Тигель	406	389							
Металл	42,2								
Металл, %	42								
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al	
%	6,92	0,04	0,06	6,93	1,48	0,26	0,06	0,08	
Шлак	32								
Элемент	Al ₂ O ₃	CaO	Fe	Fe/FeO	MgO	MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	TiO ₂
%	5,89	50,8	5,36	8,20	7,04	2,20	27,65	0,042	0,59
Опыт № 4									
Шлак FeO	100		Время восстановления – 78 мин.						
Уголь (к)	10								
Тигель	401	385							
Металл	36,7								
Металл, %	36,7								
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al	
%	5,97	0,04	0,04	5,88	1,0	0,13	0,09	0,08	
Шлак	31,2								
Элемент	Al ₂ O ₃	CaO	Fe	Fe/FeO	MgO	MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	TiO ₂
%	3,5	51,0	3,68	4,75	7,49	3,01	28,66	0,06	0,59
Опыт № 5									
Шлак FeO	100		Время восстановления – 78 мин.						
Эл-ый бой	7								
Тигель	378	344							
Металл	56								
Металл, %	56								
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al	
%	5,57	0,056	0,06	5,71	1,20	0,196	0,01		
Шлак	33								
Элемент		CaO	Fe	Fe/FeO	MgO	MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	
%		47,1	7,47	9,64	7,18	5,4	26,4	0,12	

Опыт № 6									
Шлак FeO	100		Время восстановления – 74 мин.						
Эл-ый бой	5								
Тигель	378	353							
Металл	47								
Металл, %	47								
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al	
%	5,58	0,057	0,06	6,08	1,09	0,166	0,01		
Шлак	31								
Элемент		CaO	Fe	Fe/FeO	MgO	MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	
%		49,8	5,35	6,90	7,56	3,09	27,5	0,10	
Опыт № 7									
Шлак FeO	100		Время восстановления – 76 мин.						
CaO	2								
Уголь (к)	7								
Тигель	340	298							
Металл	49								
Металл, %	49								
Элемент	C	S	Si	Mn	Cr	P	Ni	Al	
%	4,62	0,048	0,05	2,49	1,3	0,047	0,01		
Шлак	48								
Элемент		CaO	Fe	Fe/FeO	MgO	MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	
%		41,2	9,48	12,23	5,06	12,9	23,67	0,27	

При нагреве смеси до температуры $t = 1300\text{ }^{\circ}\text{C}$, для связывания оксида фосфора в прочное соединение трифосфат кальция, было произведена добавка CaO в количестве 2 г.

После проведения исследований, полученные опытные образцы подверглись переплаву в индукционной печи, с последующей подготовкой для получения темплетов на микроструктурный анализ. Структура слитков показана на рисунке 5.3.

Полученные образцы по структурному анализу относятся к заэвтектическим белым чугунам. Заэвтектический чугун содержит более 4,3 % углерода. Структура заэвтектического чугуна представлена пластинами первичного цементита и колониями превращенного ледебурита.

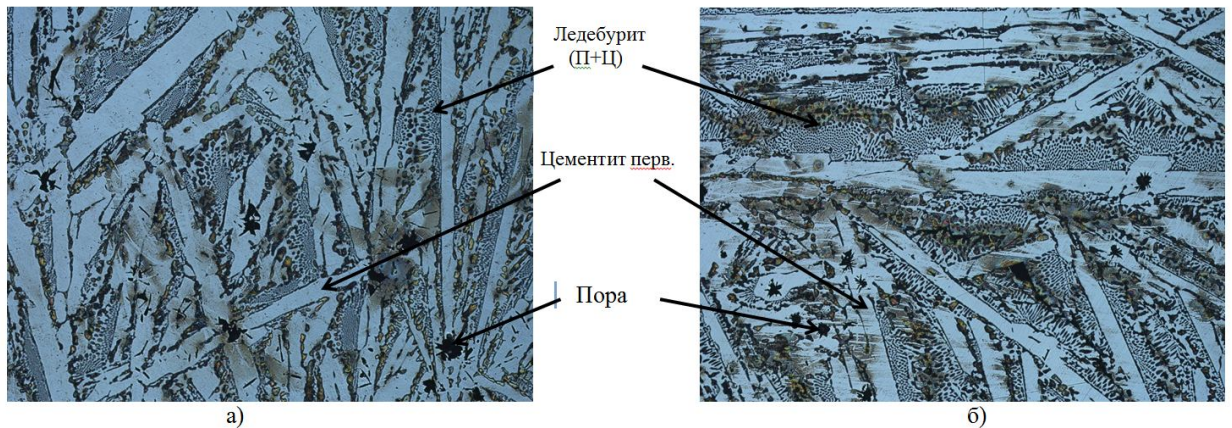


Рисунок 5.3 – Структура слитка

а – металл восстановленный каменным углем; б – металл восстановленный электродным боем.

Превращенный ледебурит – это эвтектическая физико-химическая смесь перлита и цементита, образующаяся в результате эвтектической кристаллизации из жидкости, содержащей более 4,3 % углерода, представляет собой колонийную структуру, основу которой составляют пластины цементита, проросшие разветвленными кристаллами перлита. Ледебурит, как и цементит, образующий его основу, тверд, износостоек и обладает практически нулевой пластичностью. Эти свойства ледебурита лежат в основе использования такой структуры в белых чугунах, которые применяются в качестве одних из наиболее износостойких материалов.

Выводы:

- 1 Восстановления оксида железа в индукционной печи находится в пределах 54 – 74 %.
- 2 Восстановления оксида марганца в индукционной печи находится в пределах 20 – 53 %.
- 3 Восстановления оксида хрома в индукционной печи находится в пределах 15 – 27 %.
- 4 Степень восстановления оксидов зависит от количества восстановительного реагента, времени и температуры процесса.

5 Восстановительным материалом может быть любой углеродосодержащий материал.

6 Регулируя содержания СаО в расплаве есть возможность добиться получения содержания фосфора в приемлемом процентном содержании.

7 Наблюдается зависимость степени восстановления марганца и фосфора.

В шестой главе исследована зависимости содержания фосфора в металле от содержания FeO и СаО в шлаке, расчеты производились на основе формулы Хейли. Расчет активности FeO в оксидной фазе проводим по теории регулярных ионных растворов В.А. Кожеурова.

Так как при восстановлении металла будет понижаться активность FeO в шлаковом расплаве равновесие в системе металл-оксид уменьшается, что свидетельствует об увеличении прочности оксида при переходе его в раствор и понижение активности оксида в растворе.

Зная состав шлака, процентное содержания фосфора и температуру готового расплава, для определения остаточного процентного содержания FeO в шлаке достаточного для удержания фосфора, используем эмпирическую формулу Хейли [5]:

$$\lg(\% \text{ FeO}) = \frac{\frac{22350}{1550} - 1 - 16 + 0,08 \cdot (40)}{2,5} = 0,247;$$

$$\% \text{ FeO} \geq 1,77 \%$$

Из расчетов можно сделать вывод, для того чтобы содержание фосфора в металле удовлетворяющее нашим требованиям, процентное содержания FeO в готовом шлаке должно быть не менее 1,77 %.

Седьмая глава посвящена определению меры химического сродства элементов и изменения энтальпии реакции жидкофазного восстановления.

Расчет производим в интервале температур = 1473 – 1773 К.

Данные реакций сводим в единую таблицу 7.6.

Таблица 7.6 – Таблица расчетов изменения энергии Гиббса и энтальпии процесса восстановления оксидов

Элемент	2(FeO) + C	2(MnO) + C	(P ₂ O ₅)+2,5·C	2(MgO) +C	(Cr ₂ O ₃)+1,5·C
грамм	71,55	6,578	0,142	2,679	1,792
моль	156	132	200	92	168
ΔG°_{T1} , Дж/моль	$-1,3 \cdot 10^5$	$-6,2 \cdot 10^5$	$-6,5 \cdot 10^5$	$-11,6 \cdot 10^5$	$-9,8 \cdot 10^5$
ΔG°_{T2} , Дж/моль	$-1,8 \cdot 10^5$	$-6,6 \cdot 10^5$	$-8,4 \cdot 10^5$	$-12,3 \cdot 10^5$	$-10,7 \cdot 10^5$
$\Delta H^{\circ}_{Tп}$, Дж/моль	$0,99 \cdot 10^5$	$-3,9 \cdot 10^5$	$1,8 \cdot 10^5$	$-8,3 \cdot 10^5$	$-5,8 \cdot 10^5$
$\Delta H^{\circ}_{Tп}$, кДж/кг	$2,16 \cdot 10^5$	$-78,26 \cdot 10^5$	$2535 \cdot 10^5$	$-285 \cdot 10^5$	$-543,7 \cdot 10^5$

Из расчетов делаем выводы:

- 1 Реакция восстановления в данном интервале температур возможна.
- 2 Реакция восстановления в данном интервале температур проходит с выделением тепла.
- 3 Чем выше температура, тем больше сродство элементов участвующих в процессе.

В восьмой главе проведен расчет материалов участвующих в процессе.

Определено количество образовавшегося газа.

Расчет массы восстановителя производим согласно химическим формулам 46 – 50, данные заносим в таблицу 8.1.

Таблица 8.1 – Масса количества вещества, участвующего в реакции восстановления

Шлак							
Элемент	Fe _{общ}	Fe/FeO	CaO	MnO	P ₂ O ₅	SiO ₂	MgO
%	51,2	66,05	15,4	5,98	0,10	8,7	2,33
Вещество	Содержание вещества в 100 граммах материала, %		m - масса вещества в 100 граммах материала, г		n - количество молей в одном грамме вещества		M – молярная масса вещества, г/моль $M = \frac{m}{n}$
Реакция			$2(FeO) + [C] = 2Fe_{ж} + CO_2$				
FeO	66,05		66,05		2·(56 + 16)= 144		0,458
C			0,458· 12 = 5,504		12		
O			0,458· 32 =14,67		16 · 2 = 32		
Fe			0,458· 112 = 51,37		2 · 56 = 112		
CO ₂			0,458· 44 =20,18		12 + 16 · 2 = 44		
Реакция			$2(MnO) + C = 2 [Mn] + (CO_2)$				
MnO	5,98		5,98		2· (54 + 16) = 120		0,049
C			0,049 · 12 = 0,598		12		
O			0,049 · 32 = 1,594		2 · 16 = 32		

Mn		$0,049 \cdot 108 = 5,382$	$2 \cdot 54 = 108$	
CO ₂		$0,049 \cdot 44 = 2,192$	$12 + 16 \cdot 2 = 44$	
Реакция		$(P_2O_5) + 2,5 \cdot C = 2 \cdot [P] + 2,5 \cdot (CO_2)$		
P ₂ O ₅	0,10	0,10	$30 \cdot 2 + 16 \cdot 5 = 140$	0,0007
C		$0,0007 \cdot 60 = 0,042$	$5 \cdot 12 = 60$	
O		$0,0007 \cdot 40 = 0,028$	$16 \cdot 2,5 = 40$	
P		$0,0007 \cdot 60 = 0,042$	$30 \cdot 2 = 60$	
CO ₂		$0,0007 \cdot 110 = 0,077$	$2,5 \cdot (12 + 16 \cdot 2) = 110$	
Реакция		$2(MgO) + C = 2 Mg + CO_2$		
MgO	2,33	2,33	$2 \cdot (24 + 16) = 80$	0,029
C		$0,029 \cdot 12 = 0,349$	12	
O		$0,029 \cdot 32 = 0,932$	$2 \cdot 16 = 32$	
Mg		$0,029 \cdot 48 = 1,398$	$2 \cdot 24 = 48$	
CO ₂		$0,029 \cdot 44 = 1,281$	$12 + 16 \cdot 2 = 44$	
Реакция		$(Cr_2O_3) + 1,5 \cdot C = 2 \cdot [Cr] + 1,5 \cdot (CO_2)$		
Cr ₂ O ₃	1,6	1,6	$51 \cdot 2 + 16 \cdot 3 = 150$	0,0106
C		$0,0106 \cdot 1,8 = 0,192$	$1,5 \cdot 12 = 18$	
O		$0,0106 \cdot 48 = 0,512$	$16 \cdot 3 = 48$	
Cr		$0,0105 \cdot 102 = 1,088$	$51 \cdot 2 = 102$	
CO ₂		$0,0106 \cdot 66 = 0,966$	$1,5 \cdot (12 + 16 \cdot 2) = 66$	

Общее количество углерода, необходимого для восстановления оксидов находим путем сложения массовой доли восстановителя, участвующего в процессе.

$$C_{\text{общ}} = 5,5 + 0,598 + 0,042 + 0,349 + 0,192 = 6,68 \text{ г.}$$

$$C_{\text{общ}} \approx 7 \text{ \%}.$$

В период удаления шлака из печного пространства, ввиду разного вспенивания шлака и содержания в нем FeO, его плотность находится в пределах от 1200 – 5000 кг/ м³.

Для наших расчетов выбираем среднюю плотность жидкого основного шлака $\rho_{\text{ш}} = 2500 \text{ кг/ м}^3$.

$$V_{\text{ш}} = \frac{20000}{2500} = 8 \text{ м}^3.$$

Окончательный расчет массы углеродосодержащего материала, требуемого для прохождения реакции определяем исходя из степени его усвоения. Коэффициент усвоения берем из таблицы 8.1 [10].

Таблица 8.1 – Химический состав твердого восстановителя

Элемент	C	H ₂	O ₂	Степень усвоения углерода, %
Восстановитель	Электродный бой (графит молотый)			90 - 95
%	99,9	-	-	
Восстановитель	Каменный уголь (молотый)			85 - 90
%	75 - 95	2,5 – 5,7	1,5 – 15	

Количество электродного боя, необходимого для прохождения процесса восстановления, г:

$$M_{э.б} = \frac{6,7}{92,5} \cdot 100 = 7,2 \text{ г};$$

Количество каменного угля, необходимого для прохождения процесса восстановления, г:

$$M_{к.у} = \frac{6,7}{87,5} \cdot 100 = 7,6 \text{ г};$$

Расчет проводился на 100 грамм оксидов.

Общее количество восстановителя требуемого для восстановления 15000кг оксидов, кг.

$$M_{э.б} = \frac{15000000}{100} \cdot 7,2 = 2175000 \text{ г} = 1080 \text{ кг};$$

$$M_{э.б} = 7,2 \text{ \%}.$$

$$M_{к.у} = \frac{15000000}{100} \cdot 7,6 = 2475000 \text{ г} = 1140 \text{ кг}.$$

$$M_{к.у} = 7,6 \text{ \%}.$$

Общее количество диоксида углерода находим путем сложения массовой доли образовавшегося в процессе газа.

$$M_{CO_2} = 25,686 + 2,79 + 0,1 + 1,631 + 0,896 = 24,696 \text{ г};$$

Общее количество диоксида углерода, образовавшегося в процессе восстановления 15000кг оксидов, кг:

$$M_{CO_2} = \frac{15100000}{100} \cdot 24,7 = 3730 \text{ кг}.$$

Объем образовавшегося газа, м³:

$$V_{\text{CO}_2} = \frac{3730}{0,24} = 14292 \text{ м}^3.$$

Из расчетов можно сделать вывод: в процессе восстановления образуется большое количество диоксида углерода.

В девятой главе представлена схема восстановления оксидов металла, рассчитаны размеры плавильной ванны, выбран тип футеровки.

Разрабатываемая плавильная ванна предназначена для производства полупродукта путем жидкофазного восстановления сырья с большим содержанием из оксидов металлов. Исходя из вышесказанного футеровку применяем основную.

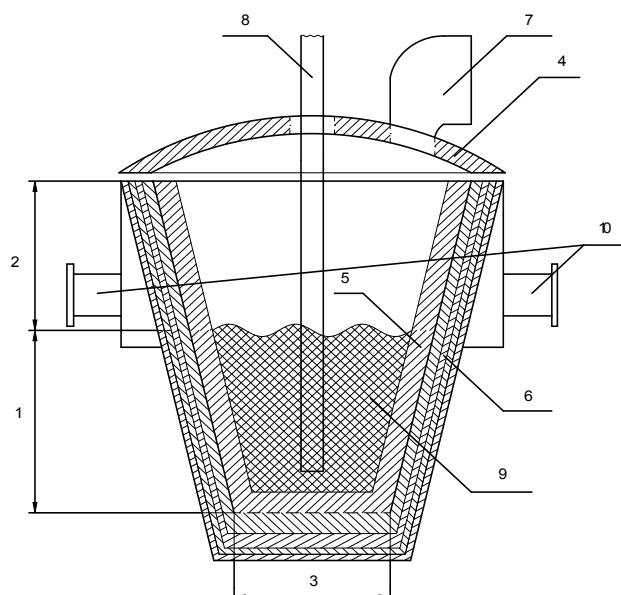
Футеровка ёмкости служит для создания теплоизоляционного плавильного пространства и надежной прочной ванны, предназначена для технологической обработки расплавленного сырья.

Основными элементами футеровки ванны являются: тигель, образующий плавильное пространство; крышка тигля.

Для футеровки тигля используем огнеупорный основной кирпич с теплоизоляционным слоем 3 – 10 мм.

В качестве средства транспортировки ёмкости в рабочее положение используются стандартное оборудование, применяемое в металлургической отрасли. Окончательная обработка расплава производится на стендах.

На рисунке 9.1 изображена Схема футеровки и плавильного пространства.



1 – высота полезного пространства; 2 – объем для образовавшегося газа; 3 – нижний, внутренний диаметр, плавильного пространства; 4 – свод; 5 – рабочая футеровка, плавильного пространства; 6 – арматурная футеровка; 7 – рабочая футеровка, плавильного пространства; 8 – фурма; 9 – восстанавливаемый материал; 10 – цапфы.

Рисунок 9.1 – Схема футеровки и плавильного пространства.

Десятая глава посвящена расчетам статей расходной части теплового баланса предложенного способа восстановления элементов из металлургических шлаков. Расчет размеров и схемы футеровки.

Расходная часть теплового баланса состоит из:

- 1 Тепло затраченное на нагрев шлака.
- 2 Потери через футеровку ванны.
- 3 Затраты тепла на аккумуляцию кладкой.

В одиннадцатой главе произведен расчет тепловой энергии, полученной от экзотермических реакций восстановительного процесса. Приведен баланс расходной и приходной статей.

Таблица – 11.1. Статьи тепловой баланс процесса.

Наименование потерь	Тепловой баланс процесса	
	Расходная статья, кДж/период	Приходная статья, кДж/период
Тепло экзотермических реакций: восстановления:	-	$276444 \cdot 10^5$
Тепло затраченное на нагрев шлака	$726,1 \cdot 10^4$	-
Потери тепла теплопро- водностью через много- слойную футеровку	$62,7 \cdot 10^4$	-
аккумуляция кладки	$5318,5 \cdot 10^4$	-
Тепло уносимое отхо- дящими газами	$6734 \cdot 10^4$	-
Общее	$12831,3 \cdot 10^4$	$276444 \cdot 10^5$

Из расчетов можно сделаем вывод: тепловой энергии достаточно для прохождения процесса восстановления.

В двенадцатой главе показана экономическая целесообразность.

Используя метод жидкофазного восстановления элементов из шлака появляется возможность получать с помощью дешевых по цене восстановителей передельный чугун, который служит в качестве науглераживателя шихты и заменяет кокс. Стоимость передельного чугуна составляет 385 – 400 \$/тонну, что намного дороже чем реализуемый с предприятия шлак.

При наличии достаточного количества жидкого чугуна, появляется возможность применение скрап - рудного процесса, что соответственно в положительную сторону отразится на экономических показателях при производстве стали.

ОСНОВНЫЕ ВЫВОДЫ

1 Использование железорудных окатышей в производстве стали позволит автоматизировать отдачу материала в печь, что снизит нагрузку цеховые подъемные сооружения, тем самым продлит срок их эксплуатации.

2 Позволит оптимизировать железнодорожные перевозки внутри завода.

3 Предварительный подогрев материала позволяет уменьшить расход электрической и химической энергии.

4 При жидкофазном восстановлении, подбирая состав обрабатываемой шлаковую ванну смеси, возможно рационально получать из отходов сталелитейного производства востребованное сырье для металлургической промышленности в качестве восстановленного железа с химическим содержанием:

C – 4,62 – 6,92 %; Mn \approx 2,49 – 6,93 %; Si \approx 0,02 – 0,065 %; P \approx 0,130 – 0,047 %; Cr \approx 1,4 %.

5 Шлак, оставшийся от технологического процесса, можно использовать в качестве клинкера, одного из компонентов при производстве цемента применяемого в строительстве. Эти мероприятия позволят, при минимальных затратах, поднять ценность металлургических отходов.

6 Использование в качестве восстановительного материала сырья местных источников, что позволит отказаться от перевозок железнодорожным транспортом в пользу автомобильного, что позволит поднять мобильность доставки грузов.

7 На тех металлургических предприятиях, где применяется технологическая операция «безчашевая уборка шлака», появиться возможность её удаления из технологического процесса производства стали. Убирается воздействие раскаленного шлака на стены шлакового коридора, уходит проблема с периодическим его ремонтом. Исключается уборка гусеничной техникой из шлакового коридора раскаленного шлака, с последующей перегрузкой остывшего материала в железнодорожный подвижной состав и вывоз его за пределы цеха на переработку. Устранение из процесса гусеничной и колесной техники,

убирает материальные затраты на её обновление и обслуживание. Затраты на ГСМ.

8 Полученное металлургическое сырье, в зависимости от рынков сбыта, можно использовать как сырье для ЭДП, так и как материал для выплавки чугуна в индукционных канальных печах.

ПРЕДЛОЖЕНИЯ И РЕКОМЕНДАЦИИ:

1 Для уменьшения износа футеровки сталеплавильного агрегата, загрузка железорудных окатышей должна производиться только в жидкую ванну печи в горячую зону.

2 При использовании в металлической части шихты сырья, имеющего разную объемную плотность, требуется изменения режимов работы кислородно-газового оборудования сталеплавильного агрегата в период нагрева, плавления и перегрева сырья.

3 При использовании в шихте железорудных окатышей необходим их подогрев.

4 Для более полного использования шихты возможно восстановление полезных элементов из металлургического шлака.

ПУБЛИКАЦИИ АВТОРА ПО ТЕМЕ ДИССЕРТАЦИИ:

Темы печатных работ:

1 Особенности получения ГБЖ для производства высококачественной стали / Соболев Б.М., Леонтьевский К.Б. // Конференция студентов и аспирантов Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет, 2017.

2 Применение горячебрикетированного железа при производстве высококачественной стали / Соболев Б.М., Леонтьевский К.Б. // Конференция студентов и аспирантов Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет, 2017.

3 Анализ эффективности использования в шихте прямовосстановленного железа при производстве стали / Соболев Б.М., Леонтьевский К.Б. // Конференция студентов и аспирантов Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет, 2018.

4 Исследование восстановления железа из металлургических шлаков / Соболев Б.М., Леонтьевский К.Б. // Конференция студентов и аспирантов Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет, 2018.