

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи



ХОДОСОВ ИЛЬЯ ЕВГЕНЬЕВИЧ

**РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ  
МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ  
ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ КУЗБАССА**

Специальность 05.16.02 – Metallургия черных, цветных и редких металлов

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель  
доктор технических наук,  
профессор Нохрина О. И.

Новокузнецк  
2016

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПОЛУЧЕНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ МЕТАЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ .....	12
1.1 Развитие технологий металлизации .....	12
1.2 Применение металлизированных материалов в металлургии .....	25
1.2.1 Использование металлизированных материалов в дуговых электропечах.....	25
1.2.2 Использование металлизированного сырья в индукционных печах.....	30
1.3 Железорудное сырье .....	34
1.4 Углеродистые восстановители.....	36
1.5 Современное состояние научно-экспериментальной практики исследования процессов металлизации железорудного сырья .....	40
1.6 Постановка задач исследования .....	48
ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ТВЕРДОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА .....	50
2.1 Современное состояние вопросов восстановления железа из оксидов.....	50
2.2 Термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов.....	56
2.2.1 Термодинамическое моделирование процесса твердофазного восстановления железа из оксидов в системе Fe–C–O .....	59
2.2.2 Термодинамическое моделирование процесса восстановления железа из оксидов железной руды с использованием в качестве восстановителей углей разных марок .....	64
2.3 Образование жидких фаз в процессе металлизации рудоугольных композиций .....	71
Выводы по главе 2.....	78
ГЛАВА 3. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ МЕТАЛЛИЗАЦИИ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ АТТЕСТАЦИЯ ИСПОЛЬЗУЕМЫХ МАТЕРИАЛОВ .....	80

3.1 Методы исследования процессов металлизации .....	80
3.2 Физико-химическая аттестация железных руд Мундыбашского месторождения .....	88
3.3 Исследование физико-химических характеристик используемых углеродистых материалов .....	91
Выводы по главе 3 .....	97
<b>ГЛАВА 4. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ПОЛУЧЕНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ .....</b>	<b>99</b>
4.1 Изучение кинетики твердофазного восстановления железа из оксидов рудоугольных брикетов .....	99
4.2 Экспериментальное определение параметров процесса эффективной металлизации железорудного сырья с использованием угля в качестве восстановителя .....	107
4.2.1 Физико-химическая аттестация металлизированных материалов...	113
4.2.2 Разработка технологической схемы производства металлизированных рудоугольных окатышей .....	116
4.3 Исследование и разработка технологии получения гранулированного железа .....	120
4.3.1 Определение параметров процессов получения гранулированного железа .....	120
4.3.1 Разработка технологической схемы процесса производства гранулированного железа.....	124
4.4 Технологическое опробование металлизированного сырья при выплавке стали и чугуна .....	125
4.4.1 Выплавка стали в ДСП с использованием металлизированных рудоугольных окатышей .....	125
4.4.2 Исследование и отработка технологии выплавки синтетического чугуна в индукционных печах с использованием в шихте металлизированных рудоугольных окатышей.....	130

Выводы по главе 4.....	134
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	137
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	140
ПРИЛОЖЕНИЕ А. Равновесный состав фаз при восстановлении 100 кг железной руды углями разных марок.....	159
ПРИЛОЖЕНИЕ Б. Акт о промышленном внедрении результатов научно-исследовательской работы.....	162
ПРИЛОЖЕНИЕ В. Акт о технологических испытаниях .....	163
ПРИЛОЖЕНИЕ Г. Акт о внедрении результатов диссертационной работы в учебный процесс.....	164

## ВВЕДЕНИЕ

### **Актуальность темы исследования.**

Перспективным направлением в черной металлургии является производство и применение металлизированной шихты. Объемы производства металлизированных материалов неуклонно растут и к настоящему времени достигли 82 млн. т в год. Металлизированная шихта с содержанием металлического железа более 80 % является альтернативой металлическому лому и используется в ДСП при выплавке качественных сталей, чистых по примесям цветных металлов.

Большая часть металлизированных материалов представлена окатышами или брикетами, полученными путем горячего брикетирования. Металлизированное сырье производят непосредственно из оксидного железосодержащего сырья, без применения кокса, минуя аглодоменный передел, в печах шахтного типа с использованием в качестве восстановителя конвертированного природного газа. Такие технологии связаны с высоким расходом природного газа и технологически сложным процессом его конвертации. В последнее время за рубежом отмечается рост производства металлизированных материалов с использованием низкосортных углеродистых компонентов, в основном угля. Наиболее востребованным металлизированным материалом, полученным с использованием угля, является гранулированное железо с содержанием железа 98 – 99 %.

Изучение процессов твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием углей в качестве восстановителей и разработка энергоэффективных технологий получения и применения металлизированных материалов является актуальным научным направлением в черной металлургии, в том числе и для металлургии Кузбасса, где потенциал запасов железных руд оценивается в 5 млрд. т, балансовые запасы угля составляют 600 млрд. т, металлургическая и угольная промышленности находятся на едином территориально-экономическом пространстве.

Диссертация выполнена в соответствии с приоритетным направлением развития науки, технологии и техники Российской Федерации от 2011 г. – «Рацио-

нальное природопользование», основными задачами Государственной программы «Развитие науки и технологий» на 2013 – 2020 годы при грантовой поддержке ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» (ПГЗ № 1622).

### **Степень разработанности темы исследования.**

Вопросами получения металлизированного сырья с использованием твердых восстановителей уделяется большое внимание исследователей в отечественной и мировой науке. В настоящее время предложено более 100 различных способов использования угля в процессах металлизации. Данные процессы лежат в основе технологий металлизации и относятся к сложным гетерогенным физико-химическим превращениям. Многочисленные научные публикации свидетельствуют о перспективности этого направления. Однако, при использовании угля в качестве восстановителя при получении металлизированных материалов возникает ряд технологических проблем связанных с недостаточной научной проработка вопросов твердофазного восстановления железа из оксидов железных руд. В данном случае возможным решением проблемы является научное обоснование и исследование процессов металлизации с применением углей разных марок.

### **Цель работы.**

Теоретическое и экспериментальное подтверждение эффективности получения металлизированных материалов с использованием в качестве восстановителей углей разных марок.

### **Задачи исследования.**

Для достижения поставленной цели определены следующие задачи:

1. Научно обосновать и экспериментально исследовать процессы твердофазного восстановления железа из железорудного сырья с использованием в качестве восстановителей углей разных марок:

– исследовать методами термодинамического моделирования процессы восстановления железа из оксидов железных руд с использованием в качестве восстановителей углей разных технологических марок;

– исследовать термохимические свойства углей разных технологических марок;

- установить технологические параметры энергоэффективных процессов металлизации.

- оценить возможность использования металлизированных рудоугольных материалов при выплавке стали и синтетического чугуна.

2. Научно обосновать и экспериментально исследовать процесс получения гранулированного железа:

- определить закономерности процессов получения гранулированного железа при использовании в качестве восстановителей углей разных марок;

- установить технологические параметры процессов получения гранулированного железа.

3. Разработать технологические схемы процессов получения металлизированных материалов и гранулированного железа.

#### **Научная новизна.**

1. Методами термодинамического моделирования установлены закономерности изменения степени восстановления железа из оксидов гематит-магнетитовой руды от количества углей разных марок в рудоугольной смеси, состава и объема образующейся газовой фазы.

2. Установлены параметры процессов термического разложения углей разных марок: 2Б, Д, Т. Определены объемы и составы газовой фазы при температурах твердофазного восстановления железа из оксидов.

3. Научно обоснованы и экспериментально подтверждены составы рудоугольных смесей и температурно-временные условия для получения металлизированных материалов с содержанием  $Fe_{мет} = 80 - 83 \%$  с использованием в качестве восстановителей углей разных марок.

4. Впервые выявлены и изучены условия и последовательность образования жидкоподвижных шлаковых фаз в процессах металлизации при изменении составов исходных рудоугольных смесей.

5. Установлена возможность получения гранулированного железа ( $Fe_{мет} \sim 99 \%$ ) двухстадийным процессом: 1 стадия – получение металлизированного полу-

продукта со степенью металлизации 75 – 80 %; 2 стадия – нагрев полупродукта до 1573 – 1673 К для разделения металлической и шлаковой фаз.

### **Теоретическая и практическая значимость работы.**

1. Установлены технологические режимы эффективной металлизации при использовании в качестве восстановителей углей разных марок.

2. Установлена принципиальная возможность и определены оптимальные условия, способствующие разделению металлической и шлаковой фаз при получении гранулированного железа.

3. На основе результатов теоретических и экспериментальных исследований разработана технология процесса получения металлизированных материалов при использовании гематит-магнетитовой железной руды и углей разных технологических марок.

4. На основании теоретических и экспериментальных исследований разработана технологическая схема процесса производства гранулированного железа, включающая твердофазное восстановление железа из рудоугольной смеси и рафинирование полученного продукта от оксидных включений.

5. Разработана и передана к внедрению на ЗАО «Западно-Сибирское геологическое управление» технологическая документация по производству металлизированных материалов.

6. Разработаны и переданы к внедрению на ООО «РМЗ на НКАЗ» технологические рекомендации выплавки синтетического чугуна в индукционных печах с использованием в шихте металлизированных рудоугольных окатышей.

7. Научные результаты работы внедрены в практику подготовки студентов по направлению 22.03.02 – Metallurgy в ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».

### **Методология и методы исследования.**

Работа выполнена с использованием комплекса современных теоретических и экспериментальных методов: термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов; исследования химического и фазового состава исходных материалов и продуктов металлизации; дифференци-



альнотермического анализа углей разных марок; исследование кинетики восстановления железа из оксидов руды термограмметрическим методом; проведение лабораторных плавов стали в дуговой сталеплавильной печи; промышленных плавов синтетического чугуна в высокочастотной индукционной печи ИСТ-0,1 с отбором и анализом проб металла и шлака; использованием методов математической статистики и вычислительного пакета прикладных программ Microsoft Office.

### **Положения, выносимые на защиту.**

1. Результаты физико-химической аттестации и изучения свойств исследуемых материалов: железной руды, коксовой мелочи, углей разных марок (бурый марки 2Б, длиннопламенный марки Д, тощий марки Т, слабоспекающийся марки СС).

2. Результаты термодинамического моделирования процессов твердофазного восстановления железа из оксидов гематит-магнетитовой железной руды с использованием в качестве восстановителей углей разных марок.

3. Результаты теоретических и экспериментальных исследований процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железорудного сырья при использовании в качестве восстановителей углей разных марок для получения металлизированных материалов с содержанием  $Fe_{мет} >> 80 \%$  и гранулированного железа с содержанием  $Fe_{мет} \sim 99 \%$ .

4. Технологические схемы производства металлизированных рудодоугольных окатышей и гранулированного железа с использованием в качестве восстановителя угля.

5. Технологические рекомендации по использованию металлизированных рудодоугольных окатышей при выплавке синтетического чугуна.

### **Соответствие диссертации паспорту научной специальности.**

Диссертационная работа соответствует паспорту научной специальности 05.16.02 – Metallurgy черных, цветных и редких металлов п. 1 «Рудное, нерудное и энергетическое сырье», п. 3 «Твердофазные процессы в металлургических

системах», п. 9 «Подготовка сырьевых материалов к металлургическим процессам и металлургические свойства сырья».

### **Степень достоверности и апробация результатов.**

Достоверность и обоснованность полученных результатов, выводов и рекомендаций подтверждается совместным использованием современных методов теоретического и экспериментального исследования процессов твердофазного восстановления железа из оксидов при использовании в качестве восстановителей углей разных марок, качеством измерений их характеристик и статистической обработкой результатов; применением широко распространенных разнообразных и апробированных методов анализа; сопоставлением полученных результатов с данными других исследователей.

Основные положения диссертации доложены и обсуждены на следующих конференциях: VIII Международной научно-практической конференции: «Молодежь и наука: реальность и будущее» (Новокузнецк, 2014); XVII Всероссийской научно-практической конференции: «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество» (Новокузнецк, 2014); Всероссийской одиннадцатой научно-практической конференции, с международным участием: «Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство» (Новокузнецк, 2014); Инновационном конвенте: «Кузбасс: образование, наука, инновации» (Кемерово, 2014); Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения» (Новокузнецк, 2015); Конкурсе научно-инновационных разработок молодых ученых СибГИУ». (Новокузнецк, 2015); IV Конференции молодых ученых «Актуальные вопросы углехимии и химического материаловедения» (Кемерово, 2015); XVI международной конференции «Современные проблемы электрометаллургии стали» (Магнитогорск, 2015); XVIII Всероссийской научно-практической конференции: «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество» (Новокузнецк, 2015); VIII международном конгрессе «Цветные металлы и минералы» (Красноярск, 2016).

**Публикации.**

По материалам диссертации опубликовано 26 печатных работ, в том числе 3 статьи в журналах, рекомендованных ВАК, 7 статей в зарубежных и переводных рецензируемых изданиях.

**Структура и объем работы.**

Диссертация состоит из введения, четырех разделов, основных выводов и трех приложений. Изложена на 164 страницах, содержит 40 рисунков, 38 таблиц и список литературных источников из 175 наименований.

# ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПОЛУЧЕНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ МЕТАЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ

## 1.1 Развитие технологий металлизации

Начиная с 70-х годов прошлого столетия объемы производства металлизированного сырья неуклонно растут (рисунок 1.1), большая часть металлизированного сырья производится в печах шахтного типа по технологии «Midrex» с использованием в качестве восстановителя конвертированного природного газа. Увеличение стоимости природного газа поспособствовало развитию технологий металлизации с использованием в качестве восстановителей более доступных материалов, в основном угля (рисунок 1.1).

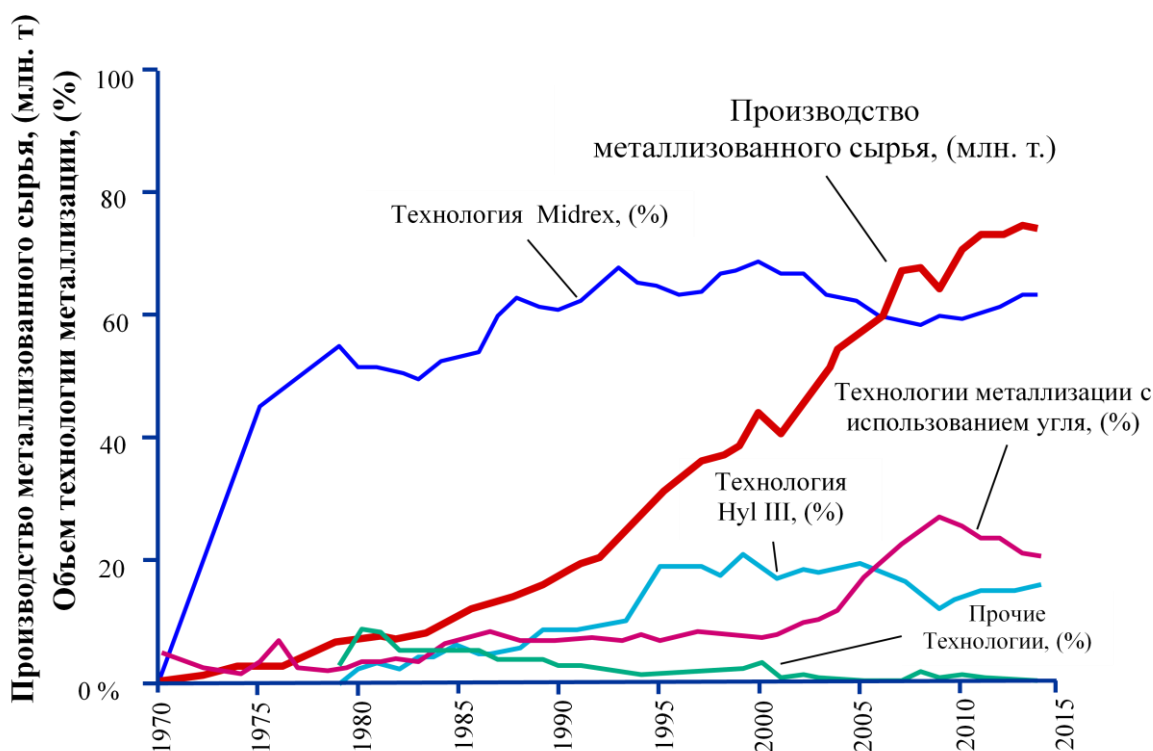


Рисунок 1.1 – Производство металлизированного сырья (млн. т) и распределение между технологиями металлизации (%) [1]

Основные причины роста объемов производства и потребления металлизированного сырья это: потребность в «чистом» сырье при производстве высококачественных металлоизделий, дороговизна и дефицит коксующихся марок угля, истощение сырьевой базы предприятий, оборудованных доменными печами. Применение металлизированных продуктов при выплавке стали позволяет снижать со-

держания в ней вредных примесей [2]. Для традиционного сталеплавильного сырья – металлического лома характерно накопление примесей цветных металлов. Данная тенденция была определена еще в 50-х годах XX в. В настоящее время остаточное содержание меди в ломе неуклонно растет и порой достигает предельных показателей (рисунок 1.2), такое сырье невозможно использовать для производства качественной продукции, так как отсутствуют способы эффективного удаления меди из расплава [3]. Одним из главных преимуществ металлизированного сырья является отсутствие в составе цветных металлов (медь, хром, свинец, молибден, олово и др.), что позволяет использовать его для получения чистых по примесям сталей [4].

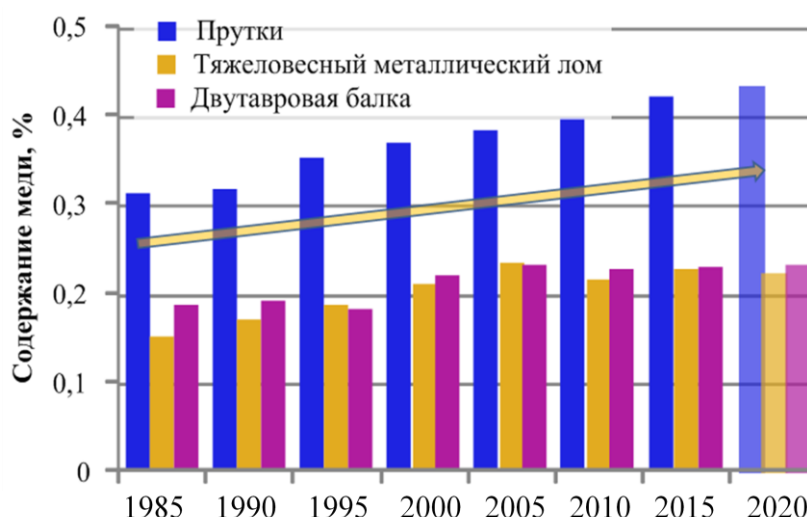


Рисунок 1.2 – Накопление меди в металлическом ломе [5]

Мировое производство металлизированного сырья в 2015 г. составило 64,2 млн. т, что на 3,9 % выше уровня 2014 г. – 61,7 млн. т. Первое место среди стран производителей занимает Индия, где производство металлизированного сырья в 2015 г. достигло 14,6 млн. т. Увеличился объем производства в Иране, где годовое производство внедоменного железа возросло на 24,8 %, на третьем месте Мексика – 6,13 млн. т, далее следуют Саудовская Аравия (5,29 млн. т) и Египет (3,4 млн. т) [1].

Россия занимает 7-е место в мире в рейтинге крупнейших стран – производителей металлизированных окатышей. По оценке аналитиков компании Midrex ltd.,

Россия относится к странам, имеющим оптимальные условия для производства и применения металлизированных материалов. Современные технологии металлизации позволяют снизить сырьевые и энергетические затраты, связанные с производством, уменьшить экологическую нагрузку на окружающую среду. Эффективность технологий достигается за счет более низких температур процессов, минимизации и применению отработанных продуктов, возможности использования различного сырья.

Вместе с тем существуют и недостатки при производстве и применении металлизированных материалов. В связи со склонностью губчатых металлизированных материалов к вторичному окислению необходимы особые условия транспортировки и хранения данных материалов. Большая часть металлизированного сырья производится с использованием природного газа, расходы которого составляют 300 – 500 м<sup>3</sup> на тонну готового продукта. Применение природного газа не позволяет развиваться технологиям металлизации в регионах, где природный газ является дефицитным сырьем [3].

Технологии металлизации являются альтернативой традиционной схеме получения железа [6]. Традиционно производство железа и его сплавов включает две основные стадии: выплавка чугуна в доменных печах и последующее получение стали. При производстве чугуна в качестве сырья используют агломерат. В состав агломерата входят: железорудный концентрат, полученный путем обогащения железной руды; кокс, который получают путем передела коксующихся марок угля в коксовых батареях; известь, полученная путем обжига известняка. Агломерационное и коксодоменное производство являются энерго- и капиталоемкими, при этом образуется примерно 0,6 – 1,2 т шламов и шлаков на тонну готовой продукции. Качественное улучшение показателей доменной плавки (производительность, расход кокса) представляется трудно достижимым [7]. Таким образом, перспективным способом получения железа представляется непосредственная переработка железных руд в специальных металлургических агрегатах, без использования кокса с получением жидкого металла или твердых железосодержащих материалов [8, 9]. Эволюция технологий металлизации к настоящему вре-

мени включает более 100 различных концепций, большинство из которых были только экспериментальными, и работы по ним были прекращены из-за технических проблем или экономической нецелесообразности [10]. В тоже время неизбежным является изменение сложившейся парадигмы черной металлургии [11].

Полученные металлизированные материалы в горячем состоянии могут быть направлены на дальнейший передел. Такой технологический прием лежит в основе концепций мини-заводов с полным циклом [12, 13].

В производственных условиях способ получения металла, альтернативный доменному, был впервые реализован в 1911 году в Швеции. К настоящему времени известно более 100 различных способов внедоменного получения железа из руды. Большинство способов исключают применение кокса. Наиболее распространены процессы, использующие в качестве железосодержащего материала кусковую руду, окатыши или агломерат, а в качестве восстановителя природный газ.

Одним из первых, получивший в свое время широкое распространение, является процесс Виберга. Газ получают в электрогазогенераторе и пропускают через слой доломита в специальном агрегате, после чего подают в печь при температуре 1223 – 1373 К, где в противотоке с железосодержащим сырьем получают губчатое железо [8].

Производство губчатого металлизированного железа также осуществлялось на кольцевых и проходных печах. Как показала практика, степень использования топлива в данных печах меньше, чем в шахтных.

Технологии с использованием в качестве восстановителя природного газа постоянно развивались и к настоящему времени являются доминирующими в производстве металлизированного сырья. Наиболее распространенными и надежными являются технологии MIDREX® и HyL III® [4]. Технологии прямого восстановления железа в шахтной печи основаны на использовании продуктов каталитической конверсии природного газа для восстановления железа из оксидов железной руды.

Восстановление осуществляется в противотоке восстановительного газа с

начальной температурой 1023 – 1073 К, получаемого в многотрубном реформере при температуре 1173 К путем конверсии природного газа на никелевом катализаторе. Газ подвергается реформингу до получения в его составе 90 – 92 % смеси  $H_2 + CO$  и подается в шахтную печь.

Расход природного газа в шахтной печи составляет около  $350 \text{ м}^3$  на 1 т продукта. Ниже зоны восстановления окатыши охлаждаются и выгружаются маятниковым питателем на конвейер. Металлизированный продукт может быть также выгружен в горячем состоянии и подан в брикетировочную машину для получения горячебрикетированного железа. Полученные брикеты гораздо лучше переносят транспортировку. Возможна прямая загрузка горячебрикетированного железа в электродуговую печь. Производительность одного восстановительного модуля 400 – 650 тыс. т/год, а при увеличении его диаметра до 6,5 м – возможно увеличение производительности до 1,5 млн. т/год.

Технология НуЛIII впервые была применена в промышленном масштабе в 1957 г. в Мексике. В отличие от технологии «Midrex» в данном случае осуществляется паровая конверсия природного газа, конверсионный газ содержит около 73 %  $H_2$ , 15 %  $CO$ , и 6 %  $CO_2$ . Восстановленный газ подогревается до температуры 1253 – 1513 К, и подается в верхнюю часть шахтной печи. В целом расход природного газа составляет  $600 \text{ м}^3$  на 1 т продукта. Продуктом является холодное железо прямого восстановления или горячебрикетированное железо с разным содержанием углерода, не превышающим 4 % [14].

В последнее время ведутся работы по повышению эффективности процессов получения металлизированных окатышей в шахтных печах [15, 16]. За счет применения защитного покрытия окатышей для предотвращения их слипания появилась возможность повышения температуры в шахте печи до 1173 К, что позволило значительно повысить производительность установки [16].

Несмотря на надежность и высокую производительность шахтных печей все большее количество металлизированных материалов производится с использованием твердых углеродистых компонентов [18]. На рисунке 1.1 представлены динамика роста объема производства металлизированных материалов и распределение



между технологиями металлизации: Midrex, HyLIII, с использованием угля. Из данных, представленных на рисунке 1.1, следует, что, начиная с 2000 года и до 2009 темпы роста производства металлизированных материалов с использованием угля росли опережающими темпами, при одновременном снижении объемов производства металлизированных материалов по технологии Midrex.

Были разработаны различные приемы использования твердых углеродистых материалов в процессах получения металлизированного сырья [19]. Первый – использование мелкодисперсного углеродистого материала непосредственно в шихте при получении окатышей или брикетов и последующий восстановительный обжиг их в шахтных, трубчатых печах, ретортах и конвейерных машинах с получением металлизированного материала. Второй – использование твердого топлива при подаче в слой окускованного железорудного материала, загружаемого во вращающуюся печь и другие агрегаты. Третий – подача под давлением мелкодисперсного углеродистого компонента в агрегат металлизации [20].

По данным автора [21] в нашей стране процесс металлизации рудоугольных окатышей был впервые реализован в полупромышленном масштабе на заводе «Сибэлектросталь» на конвейерной машине площадью 10 м<sup>2</sup>, оборудованной водоохлаждаемыми паллетами. Окатыши изготавливались на грануляторе диаметром 3 м из шихты, состоящей из коршуновского концентрата, буроугольного полукокса, черногогорского угля и антрацита. Диаметр сырых окатышей составлял 18 – 24 мм, содержание углерода 11 – 13 %, температура в первой зоне обжига 1273 – 1473 К, во второй зоне обжига 1630 – 1653 К. Там же на заводе «Сибэлектросталь» (г. Красноярск) обожженные окатыши Лебединского ГОКа (без добавки твердого топлива) размером 10 – 12 мм подавались во вращающуюся печь одновременно с бурым углем Канско-Ачинского месторождения в количестве примерно 70 % от массы окатышей. Горячий металлизированный продукт с температурой 1273 – 1323 К загружался в электропечь.

Губчатое металлизированное сырье с использованием кускового угля получают во вращающихся печах. Вместе с железосодержащим сырьем в печь загружают уголь (или другие твердые углеродсодержащие материалы). Иногда в шихте

также используют известняк или доломит. Из всех технологий получения металлизированных материалов во вращающихся печах наибольшее распространение получила SL/RN Process [22]. В России известна технология по перевооружению вращающейся печи по производству цементного клинкера на производство металлизированных окатышей с использованием твердого топлива [23].

В конце 70-х – начале 80-х годов XX века были разработаны технологические процессы, которые отличались от прежних комбинированным характером процессов и максимальной заменой дефицитного топлива низкосортным [21].

Одним из процессов данного типа является процесс жидкофазного восстановления (ПЖВ) или (более позднее название) – РОМЕЛТ, разработанный Московским институтом стали и сплавов и испытанный на Новолипецком металлургическом комбинате [24]. Согласно данной технологии в шлаковый расплав непрерывно подают шихту, включающую железосодержащий материал, твердое углеродистое топливо и флюс. Расплав барботируют кислородсодержащим дутьем, которое окисляет часть топлива с выделением тепла, железосодержащий материал плавится. Железо восстанавливается из расплава углеродом топлива и собирается на подине в виде железоуглеродистого расплава. Над уровнем барботирующего расплава выделяющиеся из ванны газы дожигаются кислородом с выделением тепла, являющимся основным энергоносителем для процесса. Степень дожигания может достигать 95 %, и при ее увеличении снижается расход топлива и растет производительность. Дутье может состоять из смеси воздуха и кислорода. При его подогреве экономится кислород. Образующиеся металл и шлак с помощью сифонных устройств непрерывно или периодически выпускают из печи. Извлечение железа по данной технологии составляет 97 – 98 %. Металл содержит, %: С 4,0 – 4,8; Мп 0,01 – 0,20; Si 0,01 – 0,10; S 0,025 – 0,05; Р 0,05 – 0,15. Годовая производительность одного агрегата – от 50 до 750 тыс. т.

В конце 1980 – 1990 гг. получили развитие циклонные и струйные процессы получения железа [25]. В основе первых – вдувание измельченных железо- и углеродсодержащих материалов и кислорода в циклонную камеру с получением расплава. В основе вторых – плавление и частичное восстановление железа в вы-

соко температурной струе (смесь мелкодисперсной руды, угля, природного газа и кислорода) с последующим довосстановлением в расплаве, содержащем избыток углерода.

Другое направление получения металлизированных продуктов - это высокотемпературные процессы получения металлического расплава, осуществляемые в одну стадию [26]. Сущность их заключается в том, что в ванну расплава подается железосодержащее сырье совместно с твердым углеродом. Для выделения дополнительного тепла сжигают природный газ. Восстановление ведут в емкости для расплава, иногда используют конвертер. К числу таких процессов относятся: Доред, Экеторп-Валлак, способ Буше, а также процесс в кипящем шлаковом слое – Кавасаки [27].

Согласно процессу Доред во вращающийся конвертер загружают твердый углеродистый восстановитель, руду и шлакообразующие. Руду предварительно нагревают до 873 К во вращающейся печи. Над поверхностью ванны сжигают СО кислородом, вдуваемым через фурму. Часть газа направляют во вращающуюся печь для подогрева руды. Примеси Si, Mn, P, Cr, Ti восстанавливаются незначительно; содержание серы в полученном металле 0,1 – 0,2 %, в связи с чем требуется внепечная десульфурация. Извлечение железа по данной технологии составляет 90 %.

Совмещение этапов получения металлизированного сырья и последующее получение из него стали является перспективным направлением в рассматриваемых процессах. В разработанном фирмой Крупп (Германия) процессе COIN в качестве плавильного агрегата используют конвертер, через днище которого вдувают кислород и уголь, подавая образующийся газ в шахтную восстановительную печь, из которой восстановленный в шахте материал непрерывно загружается в конвертер с расплавом [28].

Совместная разработка BSC и Hoogovens предусматривает использование шахты доменной печи для предварительного восстановления кусковых железосодержащих материалов с установкой в нижней ее части охлаждаемого цепного конвейера, который перегружает восстановленные материалы в боковую камеру

двухкамерного плавильного газификатора, куда вдувается уголь и кислород. В центральной камере, соединенной с боковой и расположенной по оси доменной печи на месте горна, производят рафинирование металла. Газ из плавильного газификатора после охлаждения до 1123 К и очистки в горячем циклоне вдувается в шахту [8].

В процессе Kobe шахтная печь типа «Midrex» соединена с плавильным агрегатом, имеющим донные сопла для вдувания угля и кислорода, и боковые фурмы для дожигания над ванной. Отходящие газы охлаждаются перед вдуванием в шахтную печь до необходимой температуры добавлением природного газа или другим способом, а восстановленный продукт перегружается в плавильный агрегат в горячем состоянии. Ряд разработок направлен на исключение из металлургического цикла стадии окускования сырья и предусматривают металлизацию мелких руд в псевдосжиженном слое. К таким процессам относятся CIG (Япония), и ряд других, включающих восстановление в псевдосжиженном слое как компонент технологии [28].

Была создана и реализована технология COREX®, разработанная фирмами Voest Alpine и Korf Engineering. Особенности данной технологии заключаются в следующем. Перегруз восстановленной шихты из шахты производится шнековыми питателями, расположенными по окружности в нижней части шахты. Уголь загружается в купольную часть плавильного газификатора через автономную систему его подготовки и подачи [29].

Фирмой «Аллис-Чалмерс» (США) разработан процесс, представляющий собой обжиг железорудных окатышей на установке «решетка – трубчатая печь» с последующей металлизацией во вращающейся трубчатой печи. Установка состоит из решетки для сушки и подогрева окатышей, вращающейся печи с горелочными устройствами, где происходит восстановление окатышей углем, и барабанного охладителя. Испытания проводили с использованием угля, торфа, лигнина. При температуре в обжиговой зоне вращающейся печи 1253 К и продолжительности восстановления 6 – 8 часов степень металлизации составила 82 – 92 %. На основании полученных результатов сделан вывод, что с использованием низкосорт-

ных углей можно получать продукт с высокой степенью металлизации [30]. Подобную опытную установку испытывали в институте «Механообрчермет». При восстановлении природным газом, а также совместном восстановлении углем и природным газом были получены металлизированные окатыши со степенью металлизации 87 %.

Наиболее перспективными технологиями металлизации считаются технологии с использованием твердых углеродистых компонентов в печах с вращающимся подом [31]. В этих технологиях возможно использование необожжённых окатышей, состоящих из смеси железосодержащего и углеродистого материалов. В кольцевой печи осуществляются процессы металлизации окатышей и отделение шлака с получением гранулированных частиц металлического железа. Отделение металлического железа от шлака осуществляется за счет магнитной сепарации [32].

Авторами работы [33] описана технология переработки качканарских руд, основанная на твердофазном восстановлении железа из оксидов железорудного концентрата Качканарского ГОКа. Технология разработана с целью повышения степени сквозного извлечения ванадия взамен существующей коксодоменной схемы. Технология включает в себя металлизацию серийно выпускаемых окатышей в шахтных печах и выплавку стали, легированной ванадием в процессе плавки в дуговых сталеплавильных печах.

Согласно патенту [34], металлическое железо получают путем восстановления материалов, содержащих оксиды железа, с использованием углеродсодержащего восстановителя. Шихту подают в карусельную печь, где вначале по направлению перемещения пода осуществляется твердофазное восстановление, а в конце перемещения пода происходит науглероживание и плавление. Между зоной твердофазного восстановления и зоной науглероживания и плавления предусмотрена зона восстановительной выдержки с температурой, регулируемой в диапазоне 1473 – 1773 К.

Способ получения гранулированного металлического железа [35] включает подачу рудовосстановительной смеси в карусельную печь, где первоначально

осуществляется твердофазное восстановление железа из оксидов с последующим плавлением и отделением шлака от металла. При этом количество  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  и  $\text{SiO}_2$ , содержащихся в шихтовой смеси, регулируют таким образом, что образуется шлак с основностью  $((\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2)$  равной от 1,3 до 2,3. Содержание  $\text{MgO}$  в шлаке находится в диапазоне от 5 до 13 % масс. в зависимости от состава шлака. Полученные гранулы металлического железа имеют пониженное содержание серы.

В настоящее время на постоянной основе с использованием угля в качестве твердого углеродистого компонента работают фирма «POSCO» (Южная Корея) по технологии Finex; группа компаний «Kobe Steel Ltd.» (Япония) по технологии FASTMET. В США применяется технология ITmk3® (Ironmaking Technology Mark Three), разработанная японскими специалистами. Технология решает проблему высокого содержания пустой породы в продукции путем одностадийного восстановления и отделения шлака с получением гранулированных частиц восстановленного железа, содержащих Fe – 97 % и C – 2 %, плотностью 4,4 г/см<sup>3</sup>. Технология реализуется в печах с вращающимся подом с разными температурными зонами (до 1723 K) [36].

Данные технологии получения высококачественного металлургического сырья с использованием твердых углеродистых восстановителей могут являться прорывными технологиями для металлургической промышленности России. Дороговизна и неэкологичность производства кокса, значительные запасы железных руд не пригодных для агло-доменного передела, ухудшение качества металлического лома в совокупности открывают перспективы для разработки и внедрения эффективных технологий получения и применения металлизированного сырья. На территории Кемеровской области развиты металлургическая и угольная промышленности, в связи с этим актуальной является разработка технологических основ процессов совместной переработки железных руд и углей при получении металлизированного сырья пригодного для дальнейшего использования.

В работе [37] приведена классификация способов металлизации по виду получаемого продукта: получение частично металлизированных материалов для до-

менных печей; получение твердого металлизированного продукта или жидкого металла для переплавки в сталеплавильных агрегатах при производстве стали; получение металлизированных материалов в пластическом состоянии для полседующего передела.

Большую часть металлизированных материалов получают в агрегатах следующих типов:

- шахтных установках непрерывного и периодического действия;
- установках с кипящим слоем;
- трубчатых вращающихся печах;
- кольцевых (карусельных) печах с подвижным подом.

Для первых двух методов в качестве восстановителя применяют газ, являющийся продуктом конверсии природного газа или жидкого топлива, или продуктом газификации твердого топлива. Для последнего способа характерно совместное использование твердого и газообразного восстановителей [38].

Наиболее распространенным материалом, полученным в агрегатах металлизации, является губчатое металлизированное сырье, образование структуры которого происходит в твердой фазе, т. е. при температурах, не превышающих температуры плавления компонентов шихты. Металлизированные материалы могут быть произведены в различных формах: в виде окатышей или брикетов с губчатой структурой (принятая международная аббревиатура – DRI), в виде брикетов (принятая международная аббревиатура – HBI) или металлических гранул (Nuggets). При этом HBI производятся путем горячего брикетирования DRI. Металлизированные брикеты в меньшей степени подвержены окислению металлического железа и обладают более высокой прочностью, поэтому они сохраняют свои свойства при транспортировке и хранении.

В результате обобщения и анализа имеющихся литературных данных была предложена классификация технологий металлизации с точки зрения параметров технологического процесса и вида применяемого восстановителя (рисунок 1.3). Данная классификация не является исчерпывающей, так как к настоящему момен-

ту известно около 100 технологических приемов получения металлизированных продуктов.

Восстановитель:	Технология металлизации:	
	В твердой фазе	В жидкой фазе
Конвертированный природный газ	Midrex	
	HyL III Process	
	Процесс Армко	
Газификация твердого топлива	Процесс Виберга	
	Coal-Based HyL	
Подача углеродистого компонента в слой	Процесс ДПК	ROMELT®
	Процесс Крупп-Ренн	COREX®
		Kawasaki process
Подача дисперсного углеродистого компонента в состав шихты	SL/RN process	
		ITmk3®
		Fastmet®
Подача под давлением дисперсного углеродистого компонента		Циклосталь
		Процесс СЭР
		Процесс Доред

Рисунок 1.3 – Классификация технологий металлизации

Процессы получения металлизированного сырья непрерывно совершенствуются. Изменения, происходящие в горно-металлургическом комплексе, обеспечивают рост объемов производства и потребления металлизированных продуктов. Как



показал проведенный анализ, наиболее распространенными являются технологии металлизации с использованием в качестве восстановителя продуктов конверсии природного газа. Усовершенствование данных процессов, реализуемых в шахтных печах, вероятно, достигло своих пределов. Рост производительности шахтных печей ограничен температурными режимами.

Развитие технологий металлизации в настоящее время пошло по пути интеграции процессов улучшения качества металлизированных материалов, использования в качестве восстановителей твердых углеродсодержащих материалов, к которым в основном относятся угли, совмещения технологических этапов с реализацией принципа «руда-сталь». Для реализации данных процессов необходимо изучение теоретических и технологических основ процессов твердофазного восстановления железа из оксидов в присутствии твердого углеродистого компонента.

## **1.2 Применение металлизированных материалов в металлургии**

Практика использования металлизированного сырья показала, что материалы должны соответствовать гранулометрическому составу (8 – 22 мм), обладать достаточной прочностью для транспортировки и хранения, иметь оптимальные степень металлизации и содержание углерода. Согласно данным [14] оптимальной степенью металлизации считается 90 – 94 %, при содержании пустой породы не более 5 %. Содержание вредных примесей – серы и фосфора должно быть минимальным, а содержание углерода – в пределах 1 – 2 %. По практическим данным принято, что при использовании окатышей в ДСП допустимое минимальное содержание металлического железа 80 % [39].

### ***1.2.1 Использование металлизированных материалов в дуговых электропечах***

Использование металлизированных материалов при выплавке стали известно с середины XVIII века, когда было освоено производство металлических слитков при переплаве в тиглях. Однако в связи с развитием доменного передела железорудного сырья данные процессы не получили распространения и их вытеснили мартеновский и бессемеровский способы. Несмотря на это, научный поиск технически и экономически приемлемого способа производства стали, минуя агло-

доменный передел, продолжается до настоящего времени. До 40 – 50-х годов XX века металлизированные материалы в основном использовали с целью повышения производительности доменных печей. До середины 50-х годов XX века губчатое металлизированное железо, полученное из богатых руд, применялось для выплавки стали в промышленных масштабах лишь в Швейцарии при выплавке стали в кислых мартеновских печах [40].

В период 60 – 70 годов прошлого столетия начался рост объемов выплавки стали с использованием металлизированного сырья, что было связано с усовершенствованием технологий обогащения железных руд и окускования материалов, а также повышением эффективности технологий металлизации. Опыт различных стран по применению металлизированных материалов в мартеновских печах, кислородных конвертерах и электропечах показал, что наибольший эффект от применения металлизированного сырья на данном этапе развития сталеплавильного производства достигается при плавке стали в электропечах. Данная тенденция сохраняется и в настоящее время. В 1964 – 1966 гг. канадская фирма «Steel of Canada» совместно с другими фирмами провела исследование по выплавке стали в электропечах с непрерывной загрузкой части шихты в виде металлизированных окатышей. Окатыши были получены в шахтной печи при восстановлении конвертированным природным газом (аналогично технологии Midrex). В результате была разработана технология, основанная на совмещении операции плавления окатышей и управляемого окислительного рафинирования жидкого металла, что позволило существенно улучшить показатели плавки. По результатам исследований показано увеличение производительности печи с использованием в шихте металлизированных окатышей [42].

Технологии подачи металлизированного сырья в ДСП непрерывно совершенствуются. Одним из перспективных решений является предварительный газовый нагрев металлизированного сырья [5]. Выплавка стали на металлизированной шихте, подогретой до температуры 873 К и загружаемой периодически в печь бадьей, практиковалась на заводе в Монтеррее. В Бразилии фирмой «Косигуа» при участии фирмы «Пурифер» (Германия) запущен завод, включающий электростале-

плавильный цех, где сталь выплавляется с использованием непрерывно загружаемой горячей шихты. Проводились эксперименты по подогреву металлизированных материалов во вращающихся печах и теплообменниках с использованием тепла отходящих от печи газов [39].

Число цехов, использующих металлизированное сырье, постоянно растет за счет организации мини-заводов, расширения сырьевой базы и улучшения технико-экономических показателей процессов металлизации [5]. Сортамент продукции предприятий, использовавших металлизированное сырье в прошлом столетии, в основном был представлен углеродистыми и малолегированными сталями для производства мелкого сорта, арматуры, проволоки. За последние 30 лет металлизированное сырье стало использоваться при производстве стали для метизов, конструкционных, подшипниковых, трансформаторных сталей, специальных сталей с высокими эксплуатационными характеристиками. Практика многих металлургических предприятий показала, что использование металлизированных материалов положительно влияет на качество готовых металлоизделий [42].

Компаниями Midrex Technologies Inc., Kobe Steel Ltd. и SMS Siemag AG был разработан и внедрен проект завода с полным металлургическим циклом, включающим переработку от железной руды до горячекатаной полосы. Технологическая схема металлургического мини-завода включает: установку металлизации Midrex, электродуговую сталеплавильную печь ARCESS, литейно-прокатный агрегат CSP® с МНЛЗ для литья тонких слябов. Отсутствие примесей цветных металлов в металлизированных окатышах, их «горячая» подача в ДСП позволяют получать ответственные марки стали при высокой эффективности производства [1].

В настоящее время ОАО «Оскольский электрометаллургический комбинат» является единственным в России металлургическим предприятием, где реализованы технологии металлизации и плавки стали с использованием металлизированных окатышей в электропечах. Применение данных технологий позволяет получать металл, чистый по примесям цветных металлов и остаточных элементов [43].

Способы выплавки стали с использованием металлизированного сырья представлены на рисунке 1.4. Приведенная схема не является универсальной, поскольку не учитывается количество и состав металлизированных материалов [42].

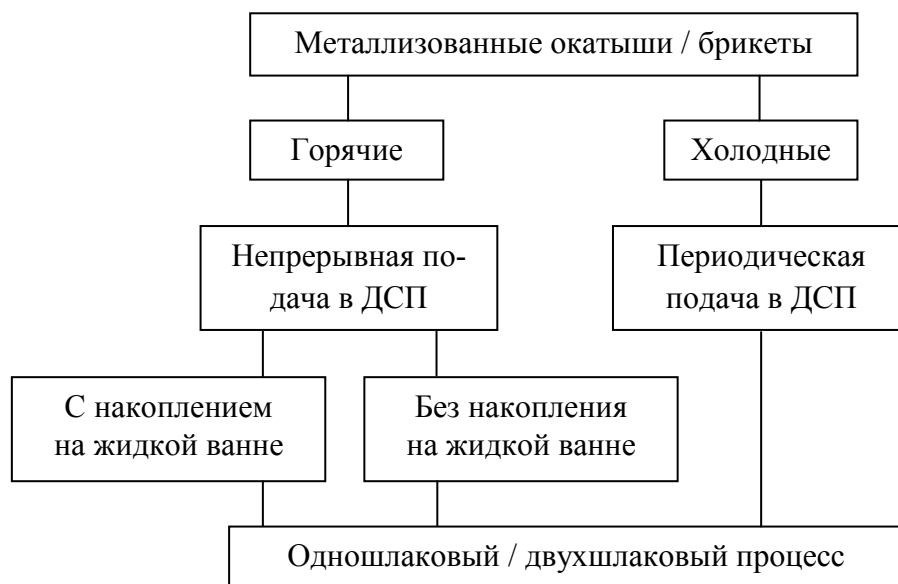


Рисунок 1.4 – Способы применения металлизированных материалов при выплавке стали

При использовании металлизированного сырья плавка стали в ДСП в основном отличается практикой проведения периода плавления. Это объясняется отличием физических свойств и химического состава металлизированного сырья от подобных характеристик металлического лома.

Следует отметить, что плавление лома происходит за счет тепла электрической дуги и растворения кусков в ванне жидкого металла. Куски лома под действием собственного веса интенсивно опускаются в жидкий металл. В случае плавления окатышей возможно попадание расплавленного металла в свободное пространство между отдельными окатышами. За счет застывания металла образуется твердая корка, в результате под электродами формируется небольшая ванна жидкого металла. Увеличение объема ванны происходит при плавлении шихты на сравнительно небольшой по площади поверхности раздела между расплавом и твердыми окатышами. Самопроизвольное обрушение окатышей в жидкий металл затрудняется из-за склонности их к спеканию и малой плотности. Для улучшения

условий плавления металлизированных окатышей используют различные технологические приемы.

Авторами [42] описан опыт выплавки стали с использованием в шихте до 40 % металлизированных окатышей в печах малой и средней вместимости с удельной мощностью трансформаторов 350 кВ-А/т. После плавления лома окатыши загружают по периферии печи с помощью специальных трубоотечек.

Такое расположение составляющих шихты улучшает условия службы футеровки стен, защищая их от излучения дуг и агрессивного действия шлаков, а также позволяет рассредоточить окатыши в пространстве печи.

Для плавления металлизированных окатышей с накоплением в жидкой ванне применена установка подачи окатышей в центр печи. Согласно указанного технологического приема, скорость загрузки окатышей регулируют таким образом, чтобы в центральной части ванны всегда находилось некоторое количество нерасплавленных окатышей. Постоянное присутствие в непосредственной близости от источника тепла (дуги) нерасплавленной шихты предопределяет относительно низкий нагрев ванны (не более 1818 К). По окончании загрузки окатышей остаток проплавляется, удаляется большая часть шлака и осуществляется нагрев металла до необходимой температуры. Преимуществами этого способа является уменьшение степени облучения стен и повышение теплового к.п.д. за счет экранирования электрических дуг слоем окатышей при сохранении принципа непрерывного проплавления шихты.

Наибольшее распространение получил способ выплавки стали одношлаковым процессом на холодных металлизированных окатышах, загружаемых непрерывно в печь и проплаваемых без накопления. Такая технология принята в большинстве действующих цехов [40].

Использование металлизированного сырья при выплавке стали в ДСП позволяет получать стали чистые по примесям цветных металлов. Повышение содержания первородного железа в стали, за счет использования металлизированных окатышей, уменьшает «наследственность» металла и позволяет получать высококачественные марки стали в том числе пригодных для получения тонких заготовок.

Как показывает промышленный опыт, применение металлизированной шихты при выплавке стали в ДСП не вызывает технологических затруднений. При этом применение данного вида сырья требует проработки технологических режимов с учетом особенностей технологии плавки, физико-химических свойств металлизированного сырья и прочих факторов.

### ***1.2.2 Использование металлизированного сырья в индукционных печах***

Использование индукционных печей для переплава металлизированных материалов имеет ряд очевидных преимуществ. При индукционной плавке осуществляется непрерывное перемешивание металла в ванне печи. Условия индукционной плавки позволяют обеспечить рафинирование газов из расплава, а также получать металл с более низким содержанием азота из-за отсутствия электрических дуг [41].

При использовании в шихте металлизированных материалов необходимо учитывать их отличительные свойства, среди которых наличие углерода в металлизированных рудоугольных окатышах. В таблице 1.1 приведены физические характеристики металлизированных окатышей, руды, брикетов и стального лома.

Таблица 1.1 – Физические характеристики металлизированных материалов и стального лома [42]

Материал	Характеристики			
	Размер кусков, мм	Насыпная масса, кг/м <sup>3</sup>	Кажущаяся плотность, г/см <sup>3</sup>	Общая пористость, %
Металлизированные окатыши	3–20	110–120	2,7–3,3	45–70
Металлизированная руда	3–20	180–210	3,5–3,9	45–70
Брикеты:	До 70	280	4,0	25–30
– холодного брикетирования		320	5,5	15–20
Лом стальной	6–2500	800–280	–	–

Как показывает современная практика, фракционный состав металлизированного сырья не вызывает затруднений при использовании в металлургических агрегатах и не требуют дополнительного изменения конструкций бункеров, закро-мов, устройств подачи шихты.

Насыпная масса окатышей изменяется в сравнительно узких пределах 1,2 – 1,6 т/м<sup>3</sup>. Наиболее высокой насыпной массой обладают горячебрикетированные металлизированные материалы. Кажущаяся плотность губчатого железа зависит от истинной плотности материала, изменяющейся в пределах 2,7 – 5,5 г/см<sup>3</sup>, и пористости. Значение пористости для брикетированных металлизированных материалов составляет 15 – 30 %, для окатышей 45 – 70 %. Некоторые железные руды склонны к растрескиванию при восстановлении, поэтому количество мелких фракций может возрастать. Важно отметить, что при использовании металлизированного сырья с более высокой плотностью, чем у жидкого шлака (2,8 – 3,3 г/см<sup>3</sup>), происходит более интенсивное перемещение материала через шлак к границе раздела шлак-металл.

Отличительной характеристикой металлизированных окатышей является высокая пористость (45 – 70 %) определяемая высокой удельной поверхностью материала. Согласно данным [39] удельная поверхность металлизированных материалов составляет 0,2 – 1,0 м<sup>2</sup>/г и в отдельных случаях достигает 3 м<sup>2</sup>/г. При нагреве металлизированных материалов до температур более 1273 К у большинства материалов происходит уменьшение поверхности пор и объема.

Прочностные характеристики металлизированных окатышей зависят от многих факторов. Для неофлюсованных металлизированных окатышей прочность на сжатие находится в пределах 490 – 1470 Н/окатыш. Такие показатели прочности обеспечивают возможность транспортировки, складирования и хранения металлизированных материалов с образованием небольшого количества мелочи.

Лабораторный и промышленный опыт использования металлизированного сырья в индукционных печах описан в работе [42]. Экспериментальные плавки металлизированных материалов проводили в низко- и высокочастотных печах емкостью от 1 т до 12,5 т и мощностью трансформаторов от 54 до 750 кВт. Количество

металлизированного сырья составляло 20 – 70 % от общей массы шихты. В основном применяли окатыши со степенью металлизации 90 – 97 % и содержанием С 1,5 – 2,5 %.

По результатам исследований определена целесообразность подачи окатышей на некоторое количество расплавленного металла и проведение плавки с закрытым сводом. Загрузку окатышей можно проводить бадьей или непрерывно, с помощью специальных трубопроводов. Оптимальная скорость подачи окатышей, в большинстве опытов, соответствует скорости их плавления без образования скоплений нерасплавленного материала. Образующийся шлак скачивают по возможности при низкой температуре металла с целью уменьшения теплотерь и облегчения проведения самой операции.

При использовании металлизированного сырья возникает важный вопрос относительно выбора материала футеровки. Кислая футеровка выдерживает большое число плавов при температуре выпуска 1823 К. В то же время кислая футеровка не приемлема для выплавки стали из обычного лома в связи с невозможностью удаления из металла серы и фосфора. Поскольку пустая порода металлизированных окатышей имеет кислый характер, то возможно разрушение основной футеровки. Исследования показывают, что разрушение футеровки также возможно и не из-за химического взаимодействия со шлаком, а в результате попадания на стенки окисленных капель металла и образования при этом легкоплавких силикатов. При использовании кислой футеровки углерод и марганец металла вступают во взаимодействие с кремнеземом футеровки, что приводит к потере работоспособности футеровки.

Авторами [42] описано взаимодействие шлака и огнеупорной футеровки тигля, а также реакции на границах раздела фаз металлизированный материал–расплав и расплав–шлак. Использовались губчатые металлизированные материалы, полученные на установке Пурофер (Purofer Pure Ferro Process) с различными степенью металлизации, содержанием углерода и пустой породы. При переплаве металлизированного материала с низким содержанием фосфора и кислой пустой породой можно было работать на кислых шлаках и кварцевой футеровке тигля. При пере-



плавле основность шлака была примерно 1,5, а его количество не превышало 110 кг/т. Такой шлак разъедал футеровку из плавленного или обожженного магнетита. Тигель из материала, содержащего 80 %  $\text{MgO}$  и 20 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , использовался в течение трех недель при трехсменной работе. Показано, что при использовании металлизированной шихты необходимо особое внимание уделять материалам футеровки печи.

При проведении сравнительных экспериментов в двух печах с мощностью трансформаторов 54 и 30 кВт с частотой тока соответственно 250 и 2000 Гц с использованием губчатого железа пяти сортов было установлено, что величина индуктируемой в садке мощности и скорость нагрева губчатого железа возрастали с увеличением частоты тока и мощности печи, а также величины кусков губчатого железа, степени его металлизации и насыпной плотности.

Плавки металлизированного сырья в низкочастотной печи (150 Гц) емкостью 1,5 т показали, что расход электроэнергии в случае выплавки стали с содержанием  $\text{C} - 0,5 \%$  составил в среднем 2617 МДж/т и в случае выплавки стали с содержанием  $\text{C} - 1,8 \%$  – 2318 МДж/т. На каждый 1 % снижения степени металлизации расход электроэнергии увеличивался на 36 МДж на 1 т выплавленного металла. Отмечено, что производительность плавления определяется не скоростью плавления, а подводимой мощностью.

Существующий опыт по использованию металлизированных материалов в индукционных печах показывает, что при правильном выборе геометрических и электрических параметров печи особых технических трудностей в процессе плавки не возникает. В ходе плавки необходимо не допускать подстуживания шлака, для обеспечения условий усвоения расплавом легковесной металлизированной шихты, а также обеспечивать эффективное удаление шлака с поверхности металла. Возможна работа на кислых шлаках при использовании кислой футеровки и при низком содержании фосфора в металлизированном материале.

При использовании металлизированных материалов отмечается существенное повышение обрабатываемости, однородности и чистоты стали по примесям цветных металлов [43]. В то же время стоимость плавления, отнесенная к выходу год-

ного металла, выше, чем при плавлении металлического лома, при этом увеличивается расход раскислителей, наблюдается повышенный износ футеровки, увеличиваются потери времени на скачивание шлака.

Сведения об использовании металлизированных материалов в индукционной плавке, в основном описывают применение материалов, полученных с применением в качестве восстановителя конвертированного газа, для которых характерно низкое содержание пустой породы ( $\ll 5\%$ ) и углерода ( $\ll 2\%$ ). Особый интерес представляет использование в индукционной плавке металлизированных материалов, полученных с применением в шихте твердого углеродистого компонента. Целесообразным представляется использовать данное металлизированное сырье при выплавке синтетических чугунов. Углерод, присутствующий в металлизированных рудоугольных материалах может являться карбюризатором. Одним из главных условий получения высококачественных отливок из синтетического чугуна является низкое содержание серы в металле. Источником серы могут являться металлизированные рудоугольные окатыши. В то же время ряд исследований показал возможность десульфурации расплава в ходе индукционной плавки [45, 46].

Таким образом, исследование возможности применения металлизированных рудоугольных окатышей при выплавке синтетического чугуна является актуальной научно-практической задачей.

### **1.3 Железорудное сырье**

Традиционно к железосодержащему сырью, применяемому при получении металлизированных материалов, предъявляются следующие требования: высокое содержание железа при низком содержании серы, фосфора, щелочей и примесей цветных металлов [47]. Сырье должно обеспечивать газопроницаемость шихты в восстановительном агрегате, сохранять стойкость к слипанию и механическую прочность при восстановлении. Для вращающихся печей, в которых слой восстанавливаемого материала невелик и его газопроницаемость не влияет значительно на скорость процесса и производительность установки, требования к фракционному составу и прочности железорудного сырья не являются такими жесткими

как для шахтных печей. Известны примеры использования в процессах металлизации тонкоизмельченных концентратов и сырых окатышей из пыли и шламов металлургических производств. Получение металлизированных материалов возможно при использовании в качестве сырья комплексных руд не пригодных для применения в доменной печи [48].

Авторами [49] в качестве оксиджелезосодержащего техногенного сырья для исследования процессов металлизации использовались прокатная окалина и обезвоженный шлак газоочистки кислородно-конвертерного производства. Значительный интерес представляет использование в процессах металлизации железных руд не пригодных для использования при традиционном агло-доменном переделе. Авторами [50] проведены исследования процессов получения металлизированных материалов с использованием титаномагнетитовых руд.

Согласно данным авторов [51] определение пригодности железосодержащего материала для применения в процессах металлизации должно включать следующие этапы:

- анализ руды на содержание вредных примесей: цветных металлов, серы и фосфора.
- оценку возможности получения концентратов с высоким содержанием железа.
- определение восстановимости железосодержащего материала;

В целом требования к железосодержащему сырью различаются в широких пределах и зависят в большей степени от выбора конкретного способа металлизации.

Мировые разведанные запасы железной руды составляют порядка 160 млрд т, в которых содержится около 80 млрд т чистого железа. На долю месторождений железной руды России приходится 18 % мировых запасов железа.

Крупнейшие производители железорудного сырья в России это компании «Металлоинвест» и «Евразхолдинг», которые в совокупности производят приблизительно 110 млн. т железорудного сырья в год.

На территории Кемеровской области основные запасы железных руд сосредоточены в Таштагольском районе на территории Горной Шории. Потенциал железорудного сырья Горной Шории оценивается в 2 млрд 169 млн. т. Балансовые запасы составляют 1086,1 млн. т. Основным поставщиком железных руд являются горно-обогатительные предприятия Горной Шории. Наиболее промышленно освоенными и перспективными являются Таштагольское и Шерегешское месторождение [52].

Таштагольское месторождение представлено магнетитовыми рудами с содержанием железа от 36,45 % до 57,41 %. Руды Таштагольского месторождения, как правило, малосернистые и чисты по цинку и этим отличаются от руд других месторождений Кондомской группы. Среднее содержание серы в них составляет 0,25 %, цинка – 0,05 %, фосфора – 0,14 %.

На Шерегешском месторождении выделяют богатые магнетитовые руды с содержанием железа более 45 %, а также богатые вкрапленные скарновые руды, содержащие 30 – 45 % железа и бедные вкрапленные скарновые руды, содержащие 20 – 30 % железа.

Резервными для региона являются месторождения Кузнецкого Алатау наиболее значимыми являются Лавренковское, Заповедное, Амपालкское. В настоящее время месторождения этих групп не разрабатываются. Балансовые запасы железных руд этих месторождений порядка 370 млн. т. В целом по Кемеровской области потенциал запасов железных руд оценивается в 5,25 млрд т, из них промышленной категории – свыше 1 млрд т.

#### **1.4 Углеродистые восстановители**

Наиболее распространенными твердыми углеродистыми восстановителями, применяемыми в металлургии, являются угли и продукты их переработки. При этом кокс является дефицитным дорогостоящим сырьем, и применение его в процессах металлизации ограничено. В настоящее время особое внимание уделено вопросам глубокой переработки твердых топлив [53]. Использование угля при

получении продуктов с высокой добавочной стоимостью является перспективой развития угольной промышленности Кемеровской области [54].

Особый интерес представляет использование «сырых» углей и отходов коксового производства при получении металлизированных материалов, так как данное сырье является доступным и обладает восстановительными свойствами.

Кузбасскими угольными предприятиями добываются угли разных марок. В основу промышленной маркировки каменных углей положены показатели, характеризующие результаты их высокотемпературной сухой перегонки: выход летучих, и характеристика беззольного горючего остатка по спекаемости [55]. Весовой выход летучих веществ ( $V^r$ ) из углей последовательно снижается с повышением степени углефикации от 45 до 8 % у каменных углей и от 8 до 2 % у антрацитов. В таблице 1.2 приведены показатели основных технических характеристик углей на различных стадиях углефикации применительно к маркам [56].

Таблица 1.2 – Характеристики углей различных марок

Марка угля	Буквенное обозначение	Средние величины показателей для углей, состоящих преимущественно из витринита		
		Выход летучих веществ $V^r$ , %	Содержание углерода, $C^r$ , %	Теплота сгорания $Q^r_6$ , ккал/кг
Бурые	Б	41 и более	76 и менее	6900 – 7500
Длиннопламенные	Д	39 и более	76	7500 – 8000
Газовые	Г	36	83	7900 – 8600
Жирные	Ж	30	86	8300 – 8700
Коксовые	К	20	88	8400 – 8700
Отощено-спекающиеся	ОС	15	89	8450 – 8780
Тощие	Т	12	90	7300 – 8750
Антрациты	А	менее 8	91 и более	8100 – 8750

В данной работе при использовании термина углефикация подразумевается обозначение определенной стадии превращения угля, термин также используется наряду с понятием метаморфизма [57].

1. Уголь бурый марки 2Б. На территории Кемеровской области добычу бурого угля осуществляют на разрезе «Итатский» (Тяжинский район). Месторождение угля принадлежит Канско-Ачинскому угольному бассейну. Уголь соответствует марке 2Б. Балансовые запасы по сумме категорий А+В+С1 равны 72 млрд т.

Для бурого угля характерна высокая гигроскопичность и влажность. В горючей массе бурого угля содержание углерода 55 – 78 %, водорода 4 – 6,5 % и более, кислорода 15 – 30 %; теплота сгорания горючей массы 22,6 – 31,0 МДж/кг (5400 – 7400 ккал/кг), выход первичной смолы 5 – 20 %; содержание летучих веществ в зависимости от петрографического состава углей и колеблется от 40 до 65 %. Зольность бурых углей 6 – 12 %, в золе преобладает СаО в концентрациях 25 – 61 %. Содержание общей серы 0,3 – 1,0 % [58].

Бурые угли делятся на три технологические группы:

- Б1 с влажностью свыше 40 %;
- 2Б с влажностью 30 – 40 %;
- Б3 с влажностью менее 30 %.

2. Уголь длиннопламенный марки Д. На территории Кемеровской области добыча длиннопламенных углей осуществляется многими угольными предприятиями. В качестве экспериментального материала использовали длиннопламенный уголь шахты «Инская» (Беловский район).

Длиннопламенные угли относятся к «молодым» по происхождению углям. Зольность длиннопламенного угля в среднем составляет от 4,09 до 7,09 %, уровень колебания зольности невысок. Содержание фиксированного углерода составляет от 53,2 до 55,0 %. Для длиннопламенного угля характерен высокий выход летучих веществ ( $V^T = 43,15$  %).

3. Уголь слабоспекающийся марки СС. В качестве экспериментального материала использовали слабоспекающийся уголь марки СС, добыча которого одущевляется на разрезе «Бочатский» (Беловский район). Слабоспекающиеся угли характеризуются более высокой степенью углефикации. Для слабоспекающихся углей характерно содержание углерода от 74 до 90 %; содержание золы в большом диапазоне от 8 до 45 %; выход летучих в среднем от 20 до 32 %; влаги

8 – 9 %. Для слабоспекающихся углей характерна высокая теплота сгорания при низком выделении пламени и дыма, они отличаются низким содержанием серы, что позволяет использовать слабоспекающиеся угли в металлургических процессах [58].

4. Уголь тощий марки Т. Основным источником тощих углей в России являются разрезы и шахты Кузбасса. В качестве экспериментальных материалов использовали тощие угли, добыча которых осуществляется разрезом «Междуреченский» (Междуреченский район).

Тощие угли обладают схожими свойствами с антрацитами. Отличительной особенностью является то, что они практически не спекаются. Для тощих углей характерно содержание углерода от 88 до 92 %; содержание золы от 12 до 18 %. В составе золы преобладают кислотные оксиды. Выход летучих в среднем от 8 до 15,9 %; влаги 1 – 7 %. Содержание серы в углях составляет 0,2 – 0,5 %, фосфора 0,003 – 0,08 % [55].

Кроме указанных марок углей (таблица 1.2) выделяют промежуточные марки: газовые жирные (ГЖ), коксовые жирные (КЖ), коксовые вторые (К<sub>2</sub>).

Применение углей марок Г, Ж, К для изучения процессов металлизации не целесообразно, так как данные угли используются при производстве металлургического кокса и обладают склонностью к спеканию. Следует также учитывать, что маркировка углей отражает комплекс определенных технологических свойств и используется как основной критерий в практике использования в топливно-энергетической промышленности. Традиционная система маркировки углей является недостаточной при определении металлургической ценности угля, и для углей конкретных месторождений требует уточнения.

Выбор углей марок 2Б, Д, Т, СС в качестве экспериментальных материалов обоснован тем, что данные угли обладают различными техническими характеристиками и не являются высоко востребованным сырьем.

При экспериментальном изучении процессов металлизации целесообразно рассмотреть возможность использования в качестве твердого углеродистого восстановителя синтетического топлива. Наиболее распространенным в металлургии

синтетическим топливом является кокс. Особый интерес вызывает изучение возможности применения отходов коксового производства при получении металлизированных материалов [60]. К отходам коксового производства (на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК») относятся:

- коксовая мелочь фракции 0 – 10 мм;
- отсев кокса из доменного цеха фракции 0 – 34 мм;
- пыль с установок сухого тушения кокса;
- шлам с установок мокрого тушения кокса;
- коксовая пыль.

Наиболее применяемым отходом коксового производства является коксовая мелочь, которую используют в агломерационной шихте. По гранулометрическому составу коксовая мелочь содержит значительное количество кондиционной фракции 0 – 3 мм. Для коксовой мелочи характерно содержание золы 10 – 20 %, выход летучих 2 – 5 %.

### **1.5 Современное состояние научно-экспериментальной практики исследования процессов металлизации железорудного сырья**

Изучению процессов металлизации посвящены исследования авторов [61 – 78]. В настоящее время нет единой научно обоснованной теории, объясняющей физико-химических превращения, протекающие при твердофазном восстановлении железа из оксидов с использованием в качестве восстановителя твердого углеродистого компонента. Ниже рассмотрены современные подходы и методы экспериментального изучения процессов металлизации.

Процессы, протекающие при восстановлении железа из оксидов с участием твердых и газообразных восстановителей относятся к числу сложных гетерогенных, физико-химических превращений [61]. Термодинамические и кинетические параметры данных систем непрерывно изменяются. В связи с одновременным протеканием взаимосвязанных химических реакций и физических явлений исследование процессов металлизации требует комплексного подхода.

Для теоретического изучения процессов металлизации многими авторами используются методы термодинамического анализа. Термодинамический анализ



проводят для процессов восстановления железа из оксидов в твердых, жидких и газовых фазах. Авторами [62] определены равновесные параметры сложных газовых смесей, соответствующих процессам твердофазного восстановления железа из оксидов. При анализе определяли параметры равновесия смесей твердых оксидов ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}$ ) с газовыми смесями ( $\text{H}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ). Исследования термодинамических характеристик, проведенные авторами [63] с помощью программного пакета HSC Chemistry показали следующее. Ключевым восстановителем в процессе металлизации брикетов, составленных с прокатной окалиной и бокситом графитовых электродов, является монооксид углерода, образующийся при окислении углеродсодержащего компонента. Авторами [64] выполнен термодинамический анализ восстановления вюститита до металла из ильменита твердым углеродом и водородом. Результаты расчетов равновесных параметров показали, что поддержание низкого кислородного потенциала обеспечивается реакцией регенерации водорода, процесс восстановления облегчается за счет ускорения процессов адсорбции газообразных реагентов на поверхности углерода и оксидов и их диффузии в твердом материале.

Экспериментальное изучение процессов металлизации осуществляется с применением различного сырья путем восстановительного обжига материалов и анализа полученных продуктов.

Согласно данным [21], при восстановлении рудоугольных смесей (моношихт), благодаря развитой поверхности контакта реагентов, диффузионное сопротивление сокращено до минимума, что позволяет значительно интенсифицировать процессы восстановления железа из оксидов.

В сборнике [65] представлена работа, в которой при изучении углеродотермического восстановления ильменитовых концентратов в твердой фазе в качестве восстановителя в основной части опытов использовали каменноугольный кокс, при этом влияние природы углеродистого восстановителя оценивали заменой в одном из опытов каменноугольного кокса древесным углем. Древесный уголь является более активным восстановителем в сравнении с каменноугольным коксом, что, по мнению авторов, связано с разной реакционной способностью восстано-

телей. Определено более полное протекание процессов металлизации при использовании углеродистых восстановителей, не прошедших предварительную термическую обработку.

В институте ВНИИМТ исследовали металлизацию твердым топливом окатышей, изготовленных с применением качканарских концентратов [23]. Результаты исследования на установке «решетко-трубчатая печь» показали, что металлизация окатышей с использованием твердого топлива может обеспечить производство высококачественного металлизированного материала.

В работах [66] описаны результаты изучения процессов металлизации железных руд Тамирского месторождения и железистых кварцитов Сутарского месторождения. Установлено, что бурый уголь Шарынгольского месторождения (Монголия), содержащий 77,07 % фиксированного углерода, 7,67 % золы, 36,88 % летучих компонентов является эффективным восстановителем. Были получены металлизированные материалы с содержанием металлического железа более 80 %.

Автором [67] при разработке физико-химических основ технологии металлизации железорудных концентратов в качестве восстановителей использовали бурый и тощий угли. В ходе экспериментов изменяли время и температуру металлизации, а также состав материалов. Установлено, что основным технологическим параметром является температура процесса. Исследования показали, что при восстановлении тощим и бурым углями достигается высокая степень металлизации. При этом количество пустой породы в металлизированных продуктах значительно выше, чем в металлизированных материалах полученных с использованием природного газа. Показано, что скорость восстановления железа в окатанной шихте существенно превышает скорость восстановления в порошкообразной шихте.

В работе [67] описаны результаты восстановления концентрата ( $Fe_{\text{общ}}=62\%$ ) полученного с использованием железных руд месторождения Бапы. В качестве восстановителя использовали уголь марки Д месторождения Каражыра и полученный из этого же угля полукокс. При температуре восстановительного обжига 1223 К и времени 60 мин с использованием угля в рудоугольной смеси было по-

лучено 92,7 % металлического железа, а в случае использования полукокса – 74 % металлического железа. Авторами сделан вывод, что при температуре 1223 К уголь месторождения Каражыра обладает большей восстановительной способностью по сравнению с полукоксом из этого угля.

В работе [68] определены высокие восстановительные свойства концентратов Ткварчельских и Ткибульских углей, данные угли относятся к марке – Д. Металлизацию осуществляли при температуре 1273 К. Установлено, что оксиды железа в рудно-угольных окатышах восстанавливаются в 3 – 4 раза быстрее, чем при использовании в качестве восстановителя коксика Руставского.

Авторами работы [69] рассмотрены варианты использования буроугольного полукокса Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна в различных процессах и технологиях, в том числе описана возможность применения полукокса в качестве восстановителя в процессах металлизации природного и техногенного сырья.

Авторами [70] при разработке физико-химических основ технологии металлизации железорудных концентратов Монголии были проведены комплексные исследования, по результатам которых установлена возможность получения металлизированных продуктов с использованием углей, пригодных для выплавки стали в ДСП.

При комплексном исследовании углей Казахстана в качестве углеродистого сырья для получения металлизированных материалов Кузнецким центром ВУХИНа были изучены основные показатели вещественного состава общей, органической и минеральной массы, а также физико-химические свойства бурых и длиннопламенных углей Казахстана [71]. На основании полученных сведений определена возможность использования в процессах металлизации длиннопламенного угля Шубаркольского месторождения, который отличается низкой зольностью, высоким содержанием углерода, малым – серы и фосфора, высокой реакционной способностью и удовлетворительной температурой плавления золы – менее 1473 К. Автором [72] были продолжены исследования твердофазного восстановления железа при использовании углей Шубаркольского месторождения (Республика Ка-

захстан). Экспериментальное изучение процесса восстановления тонкоизмельченных железорудных материалов углем проводили путем дифференциально-термического анализа. В качестве железосодержащего сырья использовали концентраты из руд Соколовско-Сарбайского и Лебединского горно-обогатительных комбинатов и агломераты КурМК с различным химическим составом. В качестве углеродистых восстановителей использовали металлургический кокс Карагандинского металлургического комбината, уголь Шубаркольского месторождения и антрацитовый штыб. Образцы для экспериментов изготавливали путем тщательного перемешивания порошков материалов в соотношении  $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{C} - 2/1$ , что соответствовало отношению  $\text{C}/\text{O}$  для кокса 1,4 и 1,0 – для угля. Лабораторное оборудование представляло собой установку, состоящую из трубчатой электропечи сопротивления, двухкоординатного регистрирующего прибора, хроматографа и двух потенциометров для регистрации температуры в пространстве печи и записи хроматограмм.

Автором [73] экспериментально изучена возможность двухстадийной переработки пылей и шламов путем твердофазного восстановления. Эксперименты по низкотемпературному восстановлению доменных шламов и пыли ЭСПЦ проводились с использованием печи Таммана. Был смоделирован процесс низкотемпературной металлизации шламов и пыли с параллельным удалением из сырья цинка. В графитовые тигли загружали отходы металлургического производства, затем тигли помещали в рабочее пространство печи и нагревали до температуры 1073 – 1473 К, выдерживали при заданной температуре от 1 до 3 ч. Для моделирования жидкофазного восстановления тигли с предварительно восстановленными шлаками нагревали до температуры 1723 К и выдерживали 15 мин. Расход углерода в опытах соответствовал стехиометрической потребности в нем на прямое восстановление железа и цинка из соответствующих оксидов. Были получены материалы со степенью металлизации более 95 %.

Автором [74] было проведено экспериментальное исследование механизма и кинетики восстановления железа твердым углеродом. Эксперименты проводили на трубчатой электропечи СУОЛ-044 12-М2. В качестве исходных материалов

использовали агломерат фракции 1 – 4 мм, менее 1 мм, истертый агломерат, мелкую прокатную окалину, железорудный концентрат, порошкообразные оксиды железа и восстановители в виде коксовой мелочи, графита фракций 3 – 5, 1 – 3 и менее 1 мм, и ламповой сажи. Весовое отношение оксидного образца и восстановителя поддерживали в пределах  $(5+6)/1$ . Экспериментальные материалы располагали в колбе или тиглях в виде смешанных, несмешанных и пространственно разобщенных слоев. Тигель помещали в печь, рабочее пространство печи герметизировали, далее перед включением печи системы промывали аргоном, повторную промывку проводили при температуре 673 К. В ходе экспериментов изменяли режимы нагрева. Составы твердых продуктов реакции определяли после эксперимента, используя методы химического, рентгенофазового анализов. Показано, что при расположении материалов в смешанном виде достигаются наибольшие степень восстановления и металлизации.

В работе [75] проведена оценка возможности разделения продуктов твердофазного восстановления железо-ванадиевого концентрата. Твердофазное восстановление осуществляли в течение 1 часа при температуре 1473 К, далее в тигель засыпали графит и при температуре 1773 К получали жидкоподвижный расплав. Результаты исследований показали, что в результате твердофазного восстановления и последующего быстрого плавления и жидкофазного разделения удалось практически полностью перевести железо в металлическую фазу и почти полностью сохранить титан в оксидной фазе.

Сведения о кинетических параметрах процессов твердофазного восстановления железа из оксидов в научно-технической литературе сильно различаются, что связано с применением разных материалов (оксидов и восстановителей) и разными методиками проведения экспериментов.

По результатам исследований [76] установлено, что на скорость восстановительных процессов протекающих в твердой фазе больше влияние оказывает реакционная способность восстановителя. Реакционная способность твердых углеродистых материалов определяется совокупностью факторов: условием метамор-

физма, содержанием низкомолекулярных соединений, составом золы, структурой и пр.

В работе [77] определено, что древесный уголь, обладающий высокой пористостью и высокой удельной поверхностью, вступает в реакцию восстановления уже при 923 К.

В работе [78] была исследована кинетика восстановления оксидов железа графитом и древесным углем. Эксперименты проводили при температуре 1223 К. Установлено, что цементит в значительных количествах образуется при низких степенях восстановления, с ростом содержания металлической фазы количество карбидов железа уменьшается. Доминирующая роль в общей кинетике восстановления занимает превращение вюстита, протекающее в наиболее неблагоприятных термодинамических и кинетических условиях. В то же время для некоторых твердых углеродистых материалов скорость восстановления вюстита пропорциональна их реакционной способности, для других – закономерности не выявлены. Таким образом, отсутствие единой зависимости доказывает существование различий в кинетике твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием разных углеродистых восстановителей.

Распространенной методикой определения кинетических параметров восстановительных процессов является гравиметрический метод непрерывного взвешивания и фиксирования потери массы образца помещенного в рабочее пространство печи. Согласно данной методике, о полноте протекания восстановительных процессов судят по изменению массы образца [79, 80, 81]. Проведенный анализ современного состояния научно-экспериментальной практики исследования процессов металлизации железорудного сырья показал, что в качестве экспериментальных материалов при изучении процессов металлизации применяют как природные, так и техногенные материалы. Наиболее распространенными железосодержащими материалами являются: железные руды (железняки, гематитовые, магнетитовые, титаномагнетитовые руды), железорудные концентраты, железосодержащие шламы и другие техногенные железосодержащие материалы. В качестве восстановителей используют как прошедшие предварительную термическую

обработку углеродистые материалы (полукокс, кокс), так и не прошедшие – «сырые» (каменные и бурые угли). Наиболее распространенными восстановителями являются: угли разных марок и углеродсодержащие отходы металлургических производств (бой электродов и т. п.). Кокс и сопутствующие его производству материалы используют редко – в основном для проведения сравнительного анализа.

При проведении высокотемпературных экспериментов установлено влияние на процессы металлизации следующих факторов: физико-химических свойств материалов и их физического состояния; весового объема компонентов смесей, температуры, времени и состава атмосферы при восстановительном обжиге.

На физическое состояние материалов оказывают влияние фракционный состав материалов, способы подготовки и окомкования рудовосстановительной смеси. Экспериментальные материалы готовят в виде порошков в смешанном или разобщенном виде. Окомкование экспериментальных материалов осуществляют путем брикетирования или окатывания с получением брикетов или окатышей; реже применяют кусковые материалы.

Соотношение между компонентами в экспериментальных смесях в основном определяются на основании стехиометрических коэффициентов реакции:



Восстановительный обжиг экспериментальных материалов осуществляют в лабораторных печах сопротивления: трубчатых, муфельных, печах типа печей Таманна. В ходе экспериментов изменяют температурно-временные параметры процесса металлизации. Некоторые исследования включали изменение скорости нагрева, состава газов в печи, изменение условий охлаждения материалов после металлизации.

О полноте протекания процесса твердофазного восстановления железа из его оксидов судят по степени металлизации и содержанию металлического железа в материале. Степень металлизации определяется согласно зависимости:

$$\eta_{\text{мет}} = \text{Fe}_{\text{мет}} / \text{Fe}_{\text{общ}} \times 100 \quad (1.2)$$

где  $\eta$  – степень металлизации, %;

$Fe_{мет}$  – содержание железа металлического, %;

$Fe_{общ}$  – содержание железа общего (сумма окисленного и металлического железа), %.

Для выявления механизма и закономерностей процессов твердофазного восстановления железа из его оксидов исследователи приводят глубокий анализ исходных и полученных в результате экспериментов данных.

### 1.6 Постановка задач исследования

Анализ научной литературы и изучение состояния вопроса показали, что актуальным научным направлением является разработка эффективных способов металлизации железорудного сырья с использованием в качестве восстановителей углей разных марок. В настоящее время отсутствует единая научно-практическая концепция, определяющая основные закономерности протекания процессов металлизации с использованием углей. Процессы восстановления железа из оксидов с использованием в качестве твердых углеродистых восстановителей углей разных марок связаны с физико-химическими превращениями, протекающими в результате взаимодействия оксидов железной руды с продуктами пиролиза угля.

Проведенный анализ позволяет сформулировать цель работы и поставить следующие задачи.

Целью работы является разработка научных основ эффективных технологий получения губчатых и гранулированных металлизированных материалов с использованием железных руд и углей Кемеровской области.

Для достижения цели были поставлены следующие ключевые задачи:

1. Научное обоснование и экспериментальное исследование процесса твердофазного восстановления железа из железорудного сырья с использованием каменных углей разных технологических марок, включающее:

- исследование методами термодинамического моделирования процессов восстановления железа из оксидов железных руд;

- исследование термохимических свойств углей разных технологических марок;



- оптимизация параметров металлзации.

2. Научное обоснование и экспериментальное исследование возможности получения гранулированного железа – продукта металлзации железных руд и углей Кемеровской области. Исследование должно включать:

- выбор восстановителей;
- оптимизацию параметров процесса;
- определение условий эффективной металлзации и рафинирования металлической фазы при получении гранулированного железа.

3. Разработка технологических основ процессов получения губчатых и гранулированных металлизированных материалов.

## ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ТВЕРДОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

### 2.1 Современное состояние вопросов восстановления железа из оксидов

Оксиды железа могут быть восстановлены углеродом (C), газами – монооксидом углерода (CO), водородом (H<sub>2</sub>), метаном (CH<sub>4</sub>) и их смесями [82]. Восстановление оксидов твердым углеродом в общем виде протекает по реакции:



При этом, данную реакцию не следует отождествлять с процессами прямого получения железа путем твердофазного восстановления оксидов железа.

В настоящее время отсутствует единая модель механизма карботермического восстановления твердых оксидов, можно выделить несколько частных моделей:

- контактная схема, по которой взаимодействие происходит в точках контакта твердых фаз – оксида и углеродсодержащего материала [83];
- диссоциативная схема, согласно которой восстановление осуществляется в результате диссоциации оксида металла с последующим взаимодействием газообразного кислорода с углеродом [84];
- двухстадийная схема (адсорбционно-автокаталитическая), согласно которой основным восстанавливающим агентом считается монооксид углерода CO. Роль твердого углерода сводится к регенерации CO по реакции газификации [85];
- оксид-сублимационная схема. Восстановление осуществляется через этап возгонки оксида металла с последующей конденсацией (адсорбцией) паров оксида на поверхности твердого углерода, где и происходит восстановление [86, 87];
- газокарбидная схема, по которой предполагается, что восстановление идет за счет переноса углерода к оксиду металла газообразными карбидами восстанавливаемого металла [88];
- электрохимическая схема, являющаяся составной частью многих сложных схем восстановления. Обычно схема применяется для описания диффузии катионов металла, анионов кислорода и электронов в кристаллической решетке оксида,

когда восстановитель (газообразный или твердый) не может проникнуть внутрь оксидной частицы, а только контактирует с ее поверхностью [89, 90];

– схема восстановления неустойчивыми газовыми частицами. В данной схеме основная роль отводится неустойчивым газообразным углеродсодержащим молекулам, в частности – субоксиду  $C_3O_2$ , который распадается на монооксид углерода и атомарный углерод  $C$ . Последний выделяется на поверхности твердого оксида и является его непосредственным восстановителем [91, 92].

– газозофазно-тврдофазный механизм карботермического восстановления тврдых оксидов. Согласно данной гипотезе карботермическое восстановление осуществляется по смешанному «газофазно-тврдофазному» механизму. Непосредственным восстановителем являются атомы углерода, абсорбирующиеся на поверхности тврдного оксида в результате распада газообразных неустойчивых углеродсодержащих молекул, например  $CH_4$ ,  $CH_3$ ,  $CH_2$ ,  $CH$ ,  $C_3O_2$ , которые выполняют роль переносчика углерода в газовой фазе [93, 94].

Существуют и другие модели, описывающие механизмы тврдофазного восстановления оксидов железа, и представленные не являются исчерпывающими.

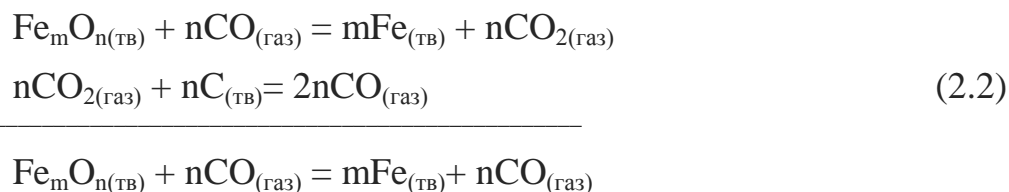
В работах [95, 96] определены принципы селективного восстановления металлов внутри решетки оксидов, согласно которым:

– при тврдофазном восстановлении восстановитель взаимодействует не с молекулами оксида, а с кристаллами, образованными катионами и анионами;

– в любой системе и в любой ее части всегда соблюдается равенство элементарных частиц – носителей зарядов, то есть число электронов всегда равно числу протонов.

Наиболее часто процессы тврдофазного восстановления железа из оксидов описывают, используя схему восстановления оксидов, основанную на адсорбционно-каталитической теории Г. И. Чуфарова [97]. По этой теории процесс восстановления является топохимическим процессом, который протекает через разрушение старой кристаллической решетки и образование новой. Реакция восстановления оксидов начинается на отдельных активных центрах на поверхности окси-

дов. На этих центрах происходит адсорбция молекул восстановителя. Возникновение трехмерных зародышей новой фазы: металла или низшего оксида протекает трудно, медленно – это так называемый инкубационный период. Таким образом, реакцию прямого восстановления оксидов железа можно представить последовательностью следующих стадий [98, 99]:

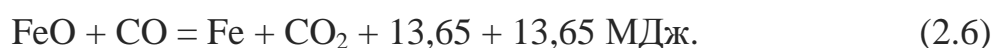
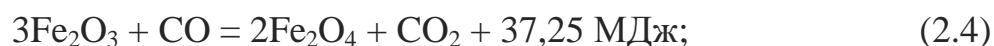


Взаимодействие между оксидами и углеродом осуществляется при участии газовой фазы, которая регенерируется углеродом по реакции газификации:



$$\Delta_r G_T^0(3) = 172140 - 177,7 T.$$

Процесс восстановления железа из оксидов протекает согласно общему закону последовательности превращений [103]. При температурах выше 843 К восстановление железа из оксидов протекает по реакциям:

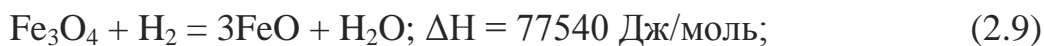
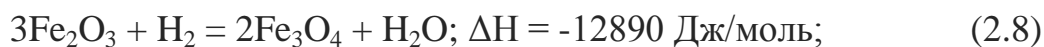


В работах [100, 101] проведен анализ фазовых равновесий в системе оксиды железа–С–СО–СО<sub>2</sub>. Процесс твердофазного восстановления оксидов железа углеродом определяется реакциями, отвечающими равновесию в системе Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>–FeO–Fe–С–СО–СО<sub>2</sub>, содержащей семь компонентов. В результате термодинамических расчетов сделан вывод: фазовые равновесия в системе Fe–О в присутствии твёрдого углерода определяются температурой и общим давлением газовой фазы (СО + СО<sub>2</sub>).

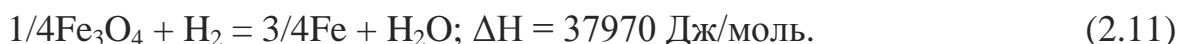
Автор [102] показал, что водород является активным восстановителем при восстановлении железа из оксидов. Восстановление оксидов железа водородом в общем виде протекает по реакции:



При температуре выше 843 К в восстановлении участвуют все оксиды железа:



При температурах ниже 843 К вместо реакций (2.6) и (2.7) протекает восстановление магнетита до железа:



Результаты термодинамического анализа процессов протекающих в системах Fe–O–C и Fe–O–H показали, что оксиды железа могут быть восстановлены до железа металлического ( $p_{\text{общ}} = 0,10 \text{ МПа}$ ) при температурах выше 983 К. При более низких температурах восстановление протекает до FeO. Ниже кривой равновесия реакции (2.3) газовая смесь пересыщена углеродом и поэтому он должен выпадать в самостоятельную фазу.

При твердофазном восстановлении железа из оксидов восстановление оксидов железа осуществляется газами CO и H<sub>2</sub>. Для каждой из реакций (2.4) и (2.8) газ-восстановитель В превращается в оксид ВО в газовой фазе:

$$\%B_{\text{равн}} + \%BO_{\text{равн}} = 100, \quad (2.12)$$

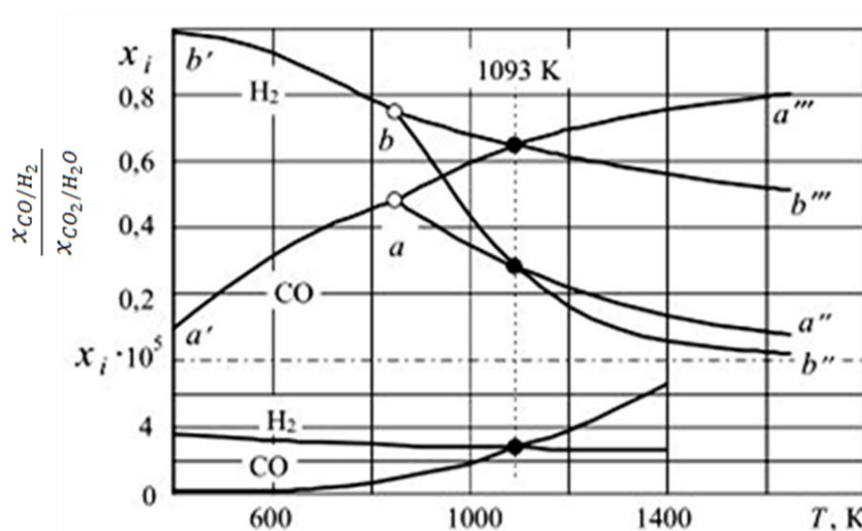
$$K_p = \%BO_{\text{равн}} / \%B_{\text{равн}}. \quad (2.13)$$

При решении системы уравнений (2.12) и (2.13) получаем:

$$\%B_{\text{равн}} = 100/(1 + K). \quad (2.14)$$

Значения константы равновесия  $K_p$  реакции (2.14) определяются из эмпирических уравнения реакций (2.4) и (2.8). Равновесные параметры исследуемых систем можно представить в виде наложения диаграмм фазовых равновесий систем «оксиды железа–H<sub>2</sub>–H<sub>2</sub>O» и «оксиды железа–CO–CO<sub>2</sub>». Диаграмма фазовых рав-

новесий при восстановлении оксидов железа газами CO и H<sub>2</sub>, построенная методом наложения, представлена на рисунке 2.1.



$a, b$  – точки четырехфазных равновесий (850K); • - пересечения кривых при температуре 1093 K; линия - - - смена масштаба для  $x_{CO}$   $x_{H_2}$

Рисунок 2.1 – Диаграмма фазовых равновесий при восстановлении оксидов железа газами CO и H<sub>2</sub> [104]

В работе [104] определено, что результаты наложения диаграмм восстановления железа из оксидов водородом и монооксидом углерода требуют корректной интерпретации. При восстановлении оксидов железа смесью (CO + H<sub>2</sub>) оба газа принимают участие в восстановлении в соответствии с величинами констант равновесия реакций восстановления и реакции водяного газа. Термодинамическое сравнение восстановительных способностей CO и H<sub>2</sub> возможно на основании результатов расчетов равновесных параметров систем «оксиды–CO–CO<sub>2</sub>–H<sub>2</sub>–H<sub>2</sub>O» и состава исходной смеси восстановителей.

Для всех оксидов железа равновесные кривые восстановления водородом и монооксидом углерода пересекаются при температуре 1093 K. При этой температуре химическое сродство H<sub>2</sub> и CO к кислороду одинаково, поэтому водород и монооксид углерода обладают одинаковой склонностью при восстановлении любых оксидов: FeO, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. При температуре ниже 1093 K химическое сродство CO к кислороду больше чем у водорода поэтому остаточная концентрация газа восстановителя ниже в реакциях восстановления оксидов железа моноокси-

дом углерода. При температурах, превышающих 1093 К, более сильным восстановителем является водород [105].

Авторами работ [106, 107] исследованы окислительно-восстановительные процессы в системе  $\text{Fe}-\text{O}_2-\text{C}-\text{H}_2$ . Определено, что наиболее выгодным является комплексное восстановление железорудных концентратов твердым углеродом и водородом. Увеличение концентрации водорода в газовой фазе незначительно смещает равновесие системы  $\text{Fe}-\text{O}_2-\text{C}-\text{H}_2$  в сторону более низких значений кислородного потенциала системы и, соответственно, больших значений  $\text{CO}/\text{CO}_2$ , облегчая восстановительный процесс оксидов железа, тем сильнее, чем меньше температура.

Следует учитывать, что при восстановлении железа возможно низкотемпературное науглероживание металлического железа [108]. Механизм твердофазного науглероживания железа до конца не установлен [109]. При низких температурах возможно «косвенное» науглероживание железа по реакции



При восстановлении железа из оксидов газовой смесью, состоящей из оксида углерода и водорода, увеличение количества водорода должно несколько препятствовать протеканию реакции из-за взаимодействия между  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2\text{O}$  по реакции водяного газа:



При более высоких температурах (более 1273 К) идет «прямое» науглероживание металла по реакциям:



Реакция (2.17) протекает только в присутствии твердого углерода [82].

Обобщая представленные данные, можно сделать вывод, что в основе процесса металлизации с использованием в качестве восстановителя твердого углеродистого компонента лежит процесс твердофазного восстановления железа из оксидов, который протекает в многокомпонентной системе  $\text{Fe}-\text{O}_2-\text{C}-\text{H}_2$ . Определение оптимальных термодинамических параметров окислительно-

восстановительных процессов в данных системах является актуальной научной задачей, при решении которой необходимо максимально учитывать составы компонентов системы и их термодинамические свойства.

Процессы твердофазного восстановления железа из оксидов железных руд с использованием в качестве твердого углеродистого восстановителя угля сопровождаются сложным комплексом физико-химических превращений, протекающих в ходе взаимодействия компонентов в твердых и газообразных фазах [110].

## **2.2 Термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов**

Термодинамический анализ исследуемых систем проводили с использованием программного комплекса «TERRA», разработанного в Московском государственном техническом университете им. Н. Э. Баумана [111]. Программный комплекс «TERRA» позволяет на основании принципа максимума энтропий находить равновесный состав многокомпонентной, гетерогенной термодинамической системы для высокотемпературных условий [112].

Методика термодинамического моделирования в настоящей работе включает следующие этапы: расчет возможных составов и определение термодинамических условий, необходимых для осуществления процесса восстановления железа; определение границ концентрационных областей протекания восстановительных процессов; нахождение оптимальных параметров входного потока, при которых в равновесных условиях обеспечивается достижение оптимального состава системы. Для определения условий восстановления железа из оксидов железных руд использовались методы термодинамического моделирования на основе расчета равновесных состояний в модельных термодинамических системах. Эти методы позволяют осуществлять быстрый расчет равновесных состояний многокомпонентных систем, изменяя в широком диапазоне различные воздействия на систему, выяснить принципиальную возможность получения тех или иных веществ, выделение которых является основным при решении задач оценки предельного конечного состояния, определить область допустимых значений параметров. В программном комплексе реализован метод расчета равновесия, основанный на



принципе максимума энтропии, который сформулирован следующим образом:  $S=S_{max}$  при условиях соблюдения закона сохранения массы  $M_j=const$  и закона сохранения энергии  $U_n=const$ . Расчет максимума энтропии позволяет оценить состав системы в условиях равновесия на основании только одних фундаментальных законов термодинамики независимо от способов достижения равновесия [113].

Основными принципами расчета максимум энтропии, заложенными в данной работе, являются следующие положения.

Так как энтропия сложной системы складывается из составляющих ее частей, то изучаемую систему разбивают на более простые составляющие (подсистемы), и суммарную энтропию вычисляют как сумму энтропий всех подсистем: газовой фазы, двух конденсированных растворов и компонентов, находящихся в конденсированном состоянии и образующих самостоятельные фазы:

$$S = S_{\Gamma} + \sum_{p=1}^2 S_p + \sum_{j=1}^{N_{TB}} S_j. \quad (2.18)$$

Энтропия газовой фазы определяется по следующей формуле:

$$S_{\Gamma} = \sum_{i=1}^{N_{\Gamma}} (S_i^0(T) - R_0 \ln \frac{R_0 T}{V} n_i) n_i. \quad (2.19)$$

где  $S_i^0(T)$  – энтропия чистого компонента газа;

$n_i$  – число молей  $i$ -го компонента газа;

$R_0$  – универсальная газовая постоянная.

Вклад растворов конденсированных веществ в энтропию системы рассматривается в виде суммы вкладов отдельных составляющих. Энтропия конденсированной фазы определяется по следующей формуле:

$$S_{\Gamma} = \sum_{r=1}^{N_p} (S_r^0(T) - R_0 \ln x_r) n_r, \quad (2.20)$$

где  $N_p$  – число компонентов раствора;

$x_r$  – мольная доля  $r$ -го компонента раствора.

Для расчета энтропии индивидуальных веществ, представляющих собой самостоятельные фазы, используют следующую формулу:

$$S_j = S_j^0(T) n_j. \quad (2.21)$$

Для термодинамической системы, содержащей  $P$  растворов, газовую фазу и  $N_{me}$  – конденсированных веществ, энтропия представлена функцией состава и рассчитывается с учетом вкладов всех компонентов системы:

$$S = \sum_{i=1}^{N_g} (S_i^0(T) - R_0 \ln \frac{R_0 T}{V} n_i) n_i + \sum_{p=1}^P \sum_{r=1}^{N_p} (S_r^0(T) - R_0 \ln x_r) n_r + \sum_{j=1}^{N_{TB}} S_j^0(T) n_j. \quad (2.22)$$

Задача сводится к нахождению экстремума энтропии как функции состава системы при следующих ограничениях:

а) постоянство полной внутренней энергии системы:

$$U = \sum_{i=1}^{N_g} U_i(T) n_i + \sum_{j=1}^{N_{TB}} U_j(T) n_j + \sum_{p=1}^P \sum_{r=1}^{N_p} U_{rp}(T) n_{rp} = const, \quad (2.23)$$

где  $U_i$ ,  $U_j$ ,  $U_{rp}$ , – внутренняя энергия газообразного, твердого или растворенного компонента системы соответственно;

б) соблюдение условий материального баланса:

$$-b^E + \sum_{i=1}^{N_g} v_i^E n_i^E + \sum_{j=1}^{N_{TB}} v_j^E n_j^E + \sum_{p=1}^P \sum_{r=1}^{N_p} v_{rp}^E n_{rp}^E = 0, \quad (2.24)$$

где  $b^E$  – мольное содержание элемента  $E$  в системе;

$v_i^E$ ,  $v_j^E$ ,  $v_{rp}^E$  – стехиометрические коэффициенты соединений элемента  $E$  в соответствующих фазах;

в) соблюдение условия электронейтральности:

$$\sum_{i=1}^{N_g} v_{ei} n_i = 0, \quad (2.25)$$

где  $v_{ei}$  – кратность ионизации  $i$ -го компонента газа;

г) уравнение состояния для идеального газа

$$pV - R_0 T \sum_{i=1}^{N_g} n_i = 0; \quad (2.26)$$

д) соблюдение нормирующих соотношений, ограничивающих состав фаз, образующих растворы.

Путем решения модельных задач были определены условия восстановления железа в системе составленной компонентами железной руды и углей разных марок [114, 115, 116].

Исследование процесса восстановления железа проводили в два этапа: исследование на модельной элементарной системе и исследование процесса восстановления железа из руды углями различных технологических марок.

### ***2.2.1 Термодинамическое моделирование процесса твердофазного восстановления железа из оксидов в системе Fe–C–O***

Проведены расчеты на модельной элементарной системе с поэлементным составом Fe–C–O, которая формировалась путем задания исходного состава смеси в виде 1 моля оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и количества молей углерода и кислорода, которые варьировались соответственно параметрами  $n$  и  $m$  ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 + n\text{C} + m\text{O}$ ). Перечень возможных веществ определили в результате численного моделирования на основе программного комплекса «TERRA» для диапазона температур 298 – 1800 К при давлении в системе 1 МПа и различных возможных термодинамических состояний, которые в данной программе задаются путем фиксации значений переменных. Термодинамически возможное количество веществ, образующихся из указанных элементов для выбранного диапазона температур, составило величину порядка 15 – 25. Все вещества по значению величины концентрации в конечном состоянии разделили на значимые и незначимые с порогом различимости 10 – 4 моль/кг смеси. В качестве значимых веществ оказались: газовая фаза – CO,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{O}_2$ ; конденсированная фаза – C, Fe, FeO,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Исследование процессов в системе Fe–C–O осуществлялось согласно методике автора [117]. Исследования включали: определение температуры и количества углерода, обеспечивающих полное восстановление железа; определение значений окислительного потенциала системы, соответствующих границам областей протекания окислительных и восстановительных процессов (в расчетах использовали показатель  $m/n_c$  равный отношению количества кислорода к количеству углерода в системе).

Определение температуры, необходимой для реализации процесса восстановления, осуществлялось путем расчетов равновесных составов системы  $\text{Fe}_2\text{O}_3 + n\text{C}$  в диапазоне температур 573 – 1973 К при значении параметра  $n_c = 3$  моля. Такое количество углерода необходимо по стехиометрии для полного восста-

новления одного моля оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , что также видно из рисунка 2.2, на котором показаны зависимости состава и массы фаз от расхода углерода. При  $n_c > 3$  конденсированная фаза состоит из железа и углерода, оксиды железа отсутствуют.

На рисунке 2.2 приведены зависимости параметров процесса восстановления железа от температуры в присутствии углерода в количестве  $n_c = 3$  моля. Из рисунка 2.3 видно, что процессы полного восстановления протекают при  $T > 1073 \text{ K}$ , в системе полностью отсутствуют оксиды железа. Полученные данные согласуются с результатами термодинамических исследований авторов [118, 119, 120].

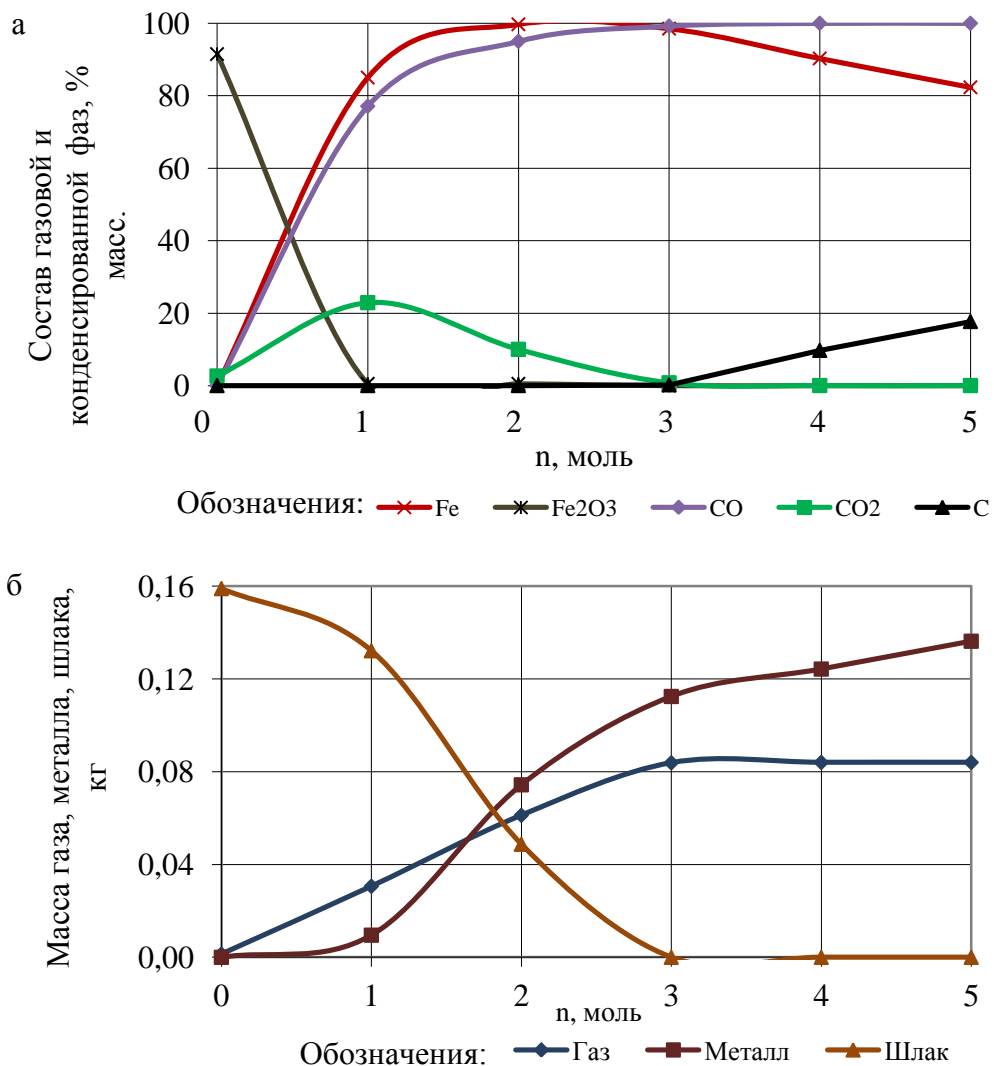


Рисунок 2.2 – Зависимость состава газовой и конденсированной фаз (а) и массы газа, металла и шлака (б) от количества углерода (n) в системе Fe–C–O при температуре 1273 K [121]

Определение значений показателя  $m_o/n_c$ , соответствующих границам облас-

тей протекания окислительных и восстановительных процессов в системе Fe–C–O, проводили путем последовательных расчетов равновесных составов смеси для температуры  $T = 1273$  К при варьировании параметра  $m_o$  и количестве углерода в системе  $n_c = 4$  моля.

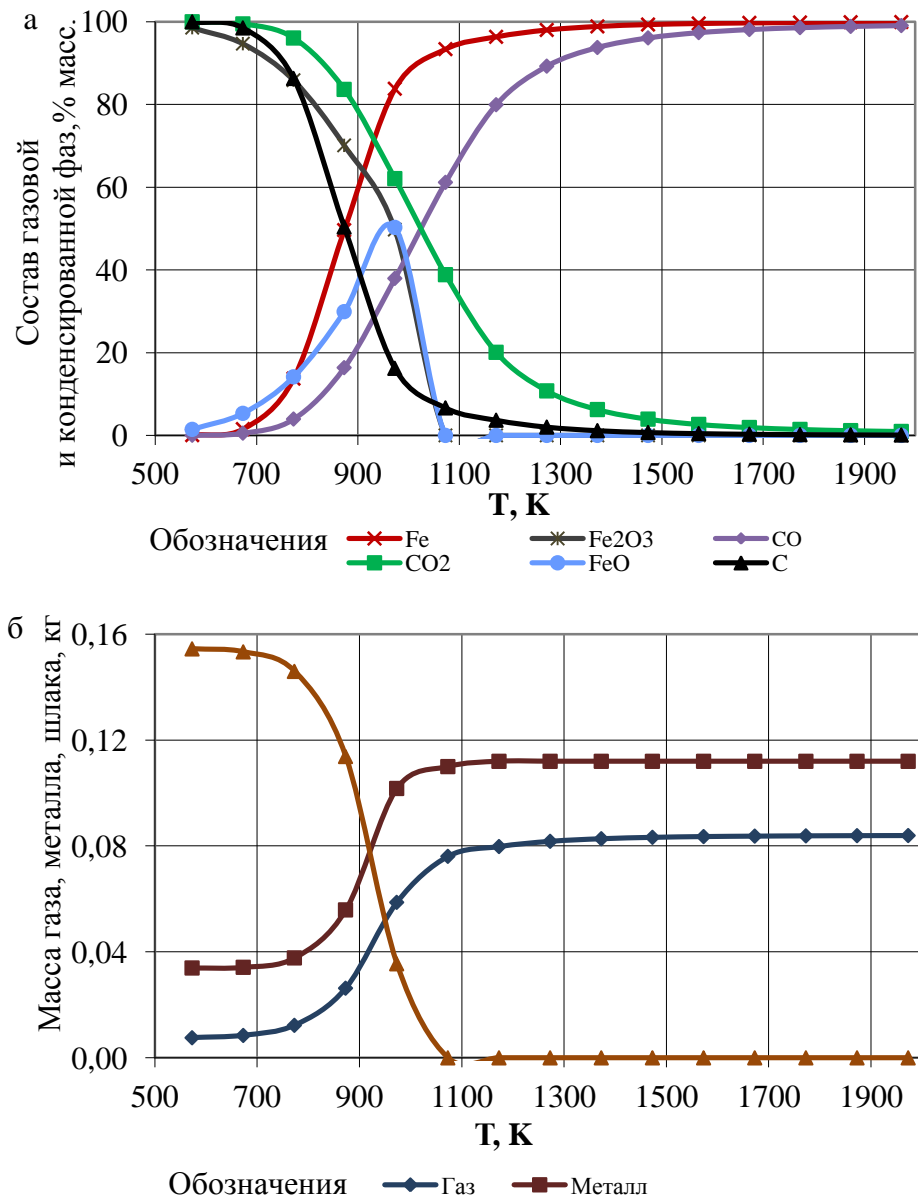


Рисунок 2.3 – Зависимость состава газовой и конденсированной фаз (а) и массы газа, металла и шлака (б) от температуры в системе Fe–C–O [122]

Избыточное количество восстановителя необходимо для выделения восстановительной зоны. Интервал изменения параметра  $m_o$  в пределах от 0 до 8 позволил изучить поведение модельной системы от восстановительных условий при

избытке углерода до окислительных, когда в системе присутствует свободных кислород.

Зависимость состава газовых фаз (а), конденсированных (б), и логарифма мольной доли кислорода в газовой фазе от параметра  $m_o/n_c$  при температуре 1273 К представлены на рисунке 2.4.

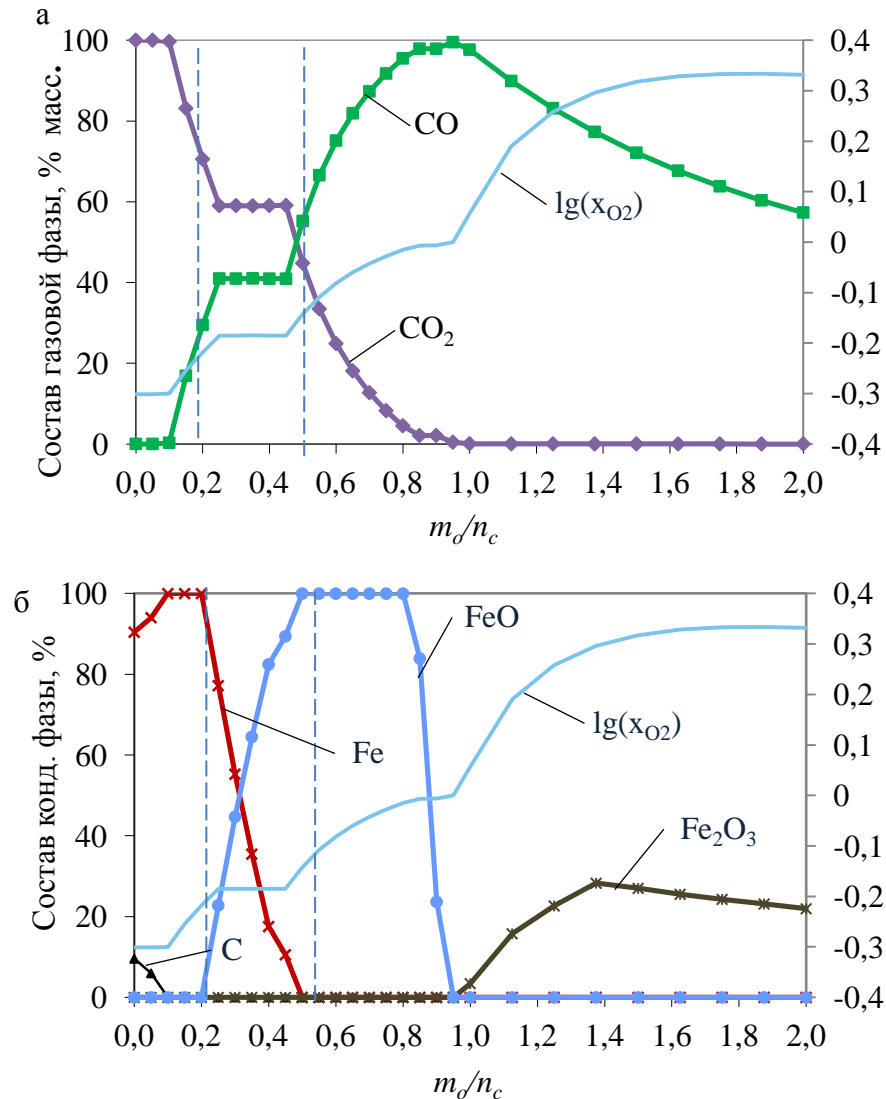


Рисунок 2.4 – Зависимость состава газовых (а) и конденсированных фаз (б) и логарифма мольной доли кислорода в газовой фазе от параметра  $m_o/n_c$  при температуре 1273 К [117]

Анализ результатов расчета показал наличие трех областей. Первая область – восстановительная существует при значениях  $m_o/n_c < 0,2$  и состоит из двух зон. Для первой зоны характерно присутствие железа и свободного углерода в конден-

сированной фазе, во второй зоне углерод отсутствует, и конденсированная фаза состоит из чистого железа.

В первой зоне восстановительной области газовая фаза полностью состоит из СО, затем содержание СО снижается до 60 %. Этому значению соответствует граница восстановительной и переходной областей  $m_o/n_c = 0,2$ . Переходная область характеризуется снижением концентрации восстановленного железа до полного исчезновения и ростом содержания FeO в конденсированной фазе.

Из результатов термодинамического моделирования (рисунок 2.4) следует, что переходной области соответствует постоянное соотношение СО и СО<sub>2</sub> в газовой фазе. Значение показателя  $m_o/n_c$  изменяется в пределах от 0,2 до 0,5. При  $m_o/n_c = 0,5$  в конденсированной фазе полностью исчезает железо, и система переходит в окислительную область. Первая зона окислительной области характеризуется дальнейшим снижением концентрации СО в газе до полного исчезновения, конденсированная фаза представлена 100 % FeO. В следующей переходной зоне окислительной области при  $0,8 < m_o/n_c < 0,95$  происходит снижение содержания FeO в результате появления Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. При  $m_o/n_c = 0,95$  в газовой фазе полностью исчезает СО, а в конденсированной – FeO. Система переходит в следующую зону, которая характеризуется наличием оксида Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в конденсированной фазе и свободного кислорода в газовой фазе.

Границы областей наглядно видно на графике  $\lg(x_{O_2})$  (рисунок 2.4, б), на котором выделены три области. Первая область связана с исчезновением свободного углерода, вторая – с полным превращением СО в СО<sub>2</sub>, третья – с появлением свободного кислорода. Следует отметить также своеобразные «остановки» на кривой  $\lg(x_{O_2})$ , соответствующие двухфазным равновесиям между соединениями железа. Этим равновесиям между Fe и FeO, FeO и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, соответствует фиксированное значение  $x_{O_2}$ , которое определяется температурой. Установлено [122, 124], что при окислении железа и его низших оксидов увеличение расхода кислорода приводит только к уменьшению количества окисляющейся фазы, а кислородный потенциал атмосферы остается постоянным. Таким образом, в результате исследования окислительно-восстановительных условий в системе Fe–C–O

выявлены границы восстановительной, переходной и окислительной областей и соответствующие им значения  $m_o/n_c$ . Наилучшим условиям для восстановления железа соответствует значение показателя  $m_o/n_c < 0,2$ .

### **2.2.2 Термодинамическое моделирование процесса восстановления железа из оксидов железной руды с использованием в качестве восстановителей углей разных марок**

Были проведены исследования процесса твердофазного восстановления железа из руды с использованием углей разных марок: Д (длиннопламенный), 2Б (бурый) и СС (слабоспекающийся). Используемые при расчетах химический состав руды, технический анализ, элементный состав и состав золы углей приведены в таблицах 2.1 – 2.4 [124, 125].

Таблица 2.1 – Химический состав руды, %

Fe <sub>общ.</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	MgO	S	Влага
52,3	29,24	19,15	3,31	0,072	0,94	0,76	0,42	5,78

Таблица 2.2 – Технический анализ углей

Марка угля	Состав угля, %				
	Содержание углерода [C <sub>ТВ</sub> ]	A <sup>d</sup>	V <sup>daf</sup>	W <sup>r</sup>	S <sup>d</sup>
Д	55,6	5,64	43,53	15,4	0,26
2Б	49,1	7,83	46,76	35,3	0,68
СС	70,02	6	20,5	6,8	0,3
Примечание: A <sup>d</sup> – зольность (ГОСТ 11022-95); V <sup>daf</sup> – выход летучих веществ (ГОСТ 6382-92); W <sup>r</sup> – влажность; S <sup>d</sup> – содержание серы (ГОСТ 8606-94).					

Предварительно провели исследование восстановительных свойств углей путем расчетов равновесных составов в диапазоне температур 373 – 1873 К. На рисунке 2.5 приведены зависимости состава и объема газовой фазы, образующейся в результате выделения летучих компонентов угля в процессе нагрева, от температуры для исследуемых марок углей.



Таблица 2.3 – Элементный состав углей

Восстановитель	Элементный анализ на горючую массу, %				
	C <sup>daf</sup>	H <sup>daf</sup>	N <sup>daf</sup>	O <sup>daf</sup>	S <sup>daf</sup>
Уголь марки 2Б	70,41	3,88	0,98	22,58	1,15
Уголь марки Д	72,02	6,12	1,74	20,12	0,34
Уголь марки СС	85,30	4,78	2,16	6,52	0,14

Таблица 2.4 – Состав золы углей

Марка угля	Содержание оксидов в золе, %					
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Д	55,3	20,1	8,5	9,7	3,7	1,8
2Б	11,4	5,2	10,3	42,7	4,8	0,02
СС	49,6	16,3	7,4	5,2	1,8	0,68

Из рисунка 2.5 следует, что состав и объем газовой фазы в заданном диапазоне температур различны. В температурном диапазоне 373 – 1273 К происходит снижение объемной концентрации водяного пара для углей всех марок. При 1273 К водяной пар в газовой фазе полностью исчезает. Такое же снижение концентрации характерно для метана, содержание которого уменьшается с 60 % до следов для углей марок Д и СС и с 50 % – для угля марки 2Б. Одновременно с уменьшением концентрации водяного пара и метана в газовой фазе начинается увеличение концентрации водорода, которая также достигает своего максимального значения (порядка 80 %) при температуре 1273 К.

При температурах 373 – 773 К наблюдается незначительное увеличение концентрации CO<sub>2</sub> до величины 3 – 5 %, а затем при увеличении температуры до 1273 К содержание CO<sub>2</sub> в газе уменьшается до следов, образование СО начинается также при 773 К и при 1273 К достигает максимального значения 20 – 25 %.

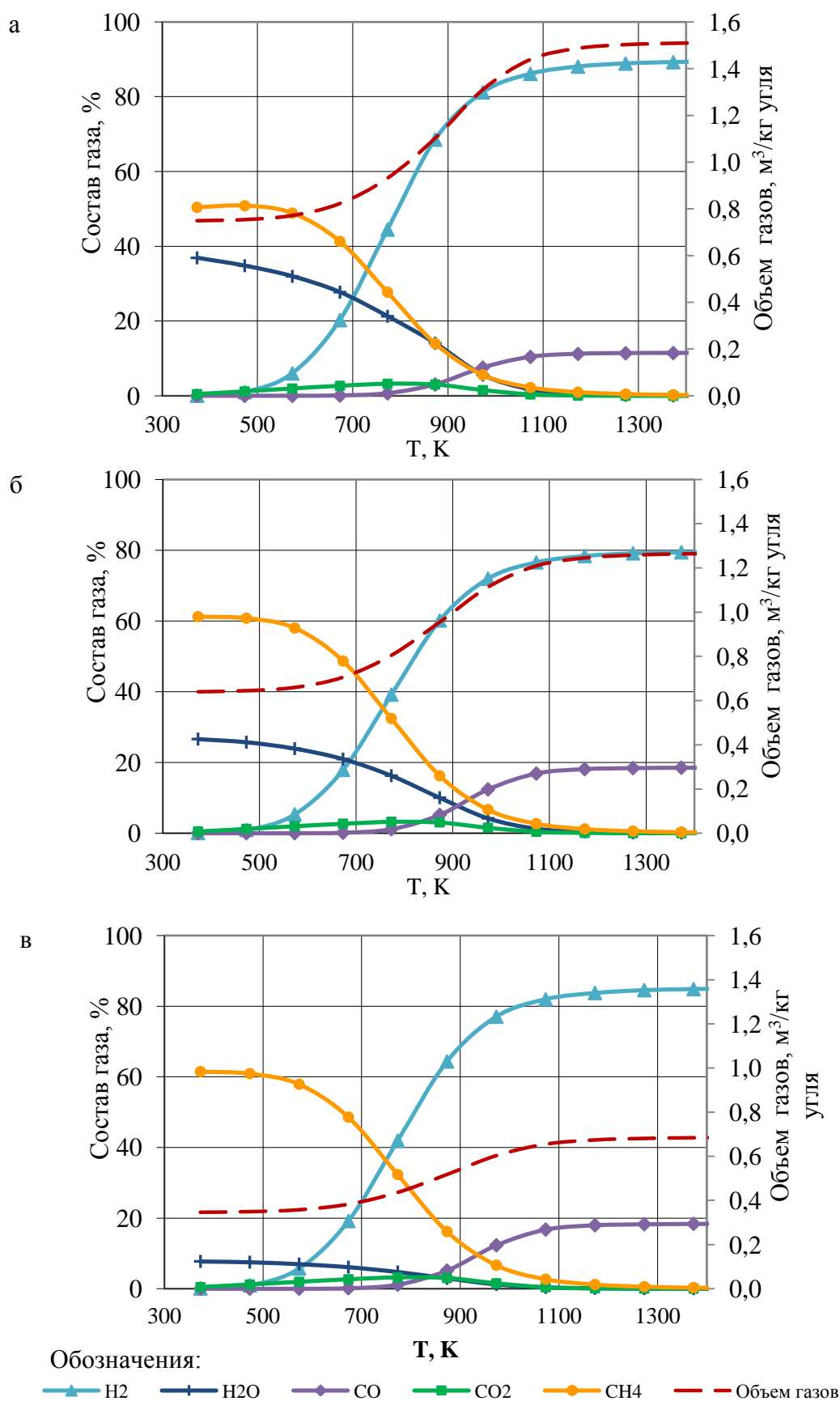


Рисунок 2.5 – Зависимости состава и объема газовой фазы исследуемых углей от температуры для: а – бурого угля; б – длиннопламенного; в - слабоспекающегося [124]

В диапазоне 1273 – 1873 К газовая фаза представлена только водородом и монооксидом углерода. Резкое увеличение объема газа начинается при температуре 673 К и заканчивается при 1073 К. При 1273 К выделение летучих полностью заканчивается, и объем газовой фазы при увеличении температуры не меняется, и составляет 1,27, 1,5 и 0,7 м<sup>3</sup>/кг угля марок Д, 2Б и СС соответственно.

При проведении исследований процесса восстановления железа углями разных технологических марок учитывались данные полученные при определении равновесных составов углей при нагреве. Соблюдали условия, определенные при моделировании в системе Fe–C–O, а именно: необходимое отношение между количеством кислорода и углерода в системе, обеспечивающее полное восстановление железа. Расчет проводили для 100 кг руды при изменении количества расхода угля каждой марки равные: 10, 15, 20, 25 и 30 кг. Так как результаты термодинамического моделирования в элементной системе показали, что восстановление железа происходит при температурах выше 1073 К, моделирование реальной системы проводили в диапазоне температур 1073 – 1573 К. Термодинамическая система представлена элементами: H–O–S–N–C–Si–Al–Fe–Ti–Mg–Ca–Na–K.

Из веществ, которые могут быть получены в результате расчетов равновесного состояния, были выбраны значимые, из которых могут присутствовать в газовой фазе H<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O, H<sub>2</sub>S, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>, N<sub>2</sub>, в конденсированной: C, Fe, FeO, FeS, Fe<sub>3</sub>C, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub>, MgSiO<sub>3</sub>, Ca<sub>3</sub>P<sub>2</sub>O<sub>8</sub>, CaCO<sub>3</sub>, CaSiO<sub>3</sub>, CaTiO<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, K<sub>2</sub>Si<sub>4</sub>O<sub>9</sub>.

Значение равновесной степени восстановления в зависимости от температуры и количества восстановителя приведены в таблице 2.5.

Результаты расчета равновесного состава смеси 100 кг руды и разного количества (10, 15 20, 25, 30 кг) углей марок 2Б, Д, СС приведены в приложении А.

Таким образом, определено, что в заданном интервале температура не оказывает существенного влияния на процесс восстановления и количество восстановленного железа зависит только от расхода восстановителя, что подтверждают результаты термодинамического моделирования в элементной системе Fe–C–O. На рисунке 2.6 представлено изменение состава газовой фазы образующейся в ре-

зультате процесса восстановления железа из оксидов 100 кг железной руды при использовании 30 кг угля марки 2Б при разных температурах.

Таблица 2.5 – Значение равновесной степени восстановления железа из руды (100 кг) при использовании углей разных марок, %

Т, К	Количество угля, кг														
	10			15			20			25			30		
	Д	2Б	СС	Д	2Б	СС	Д	2Б	СС	Д	2Б	СС	Д	2Б	СС
1073	12	8	24	55	24	74	98	57	99	99	89	99	99	99	99
1123	12	8	24	55	24	73	98	57	99	99	89	99	99	99	99
1173	13	9	24	55	25	72	98	57	99	99	90	99	99	99	99
1223	13	9	23	55	25	71	98	58	99	99	90	99	99	99	100
1273	13	9	23	56	26	70	98	58	99	99	91	99	100	99	100
1323	13	10	23	56	26	70	98	59	99	99	91	99	100	99	100
1373	14	10	23	56	27	70	98	59	99	100	92	99	100	100	100
1423	14	10	23	56	27	69	98	59	99	100	92	100	100	100	100
1473	14	10	22	56	27	69	98	60	99	100	92	100	100	100	100
1523	14	11	22	56	27	68	98	60	99	100	92	100	100	100	100
1573	14	11	22	56	27	68	98	60	100	100	92	100	100	100	100
Примечание: Д – уголь длиннопламенный; 2Б – уголь бурый; СС – уголь слабо- спекающийся.															

Согласно полученным данным определено, что избыток восстановителя приводит к образованию карбидов железа при низких температурах восстановления, что согласуется с современными представлениями о низкотемпературном науглероживании железа.

Значения равновесной степени восстановления железа и состава газовой фазы от расхода углей разных технологических марок при температуре 1273 К представлены на рисунке 2.7.

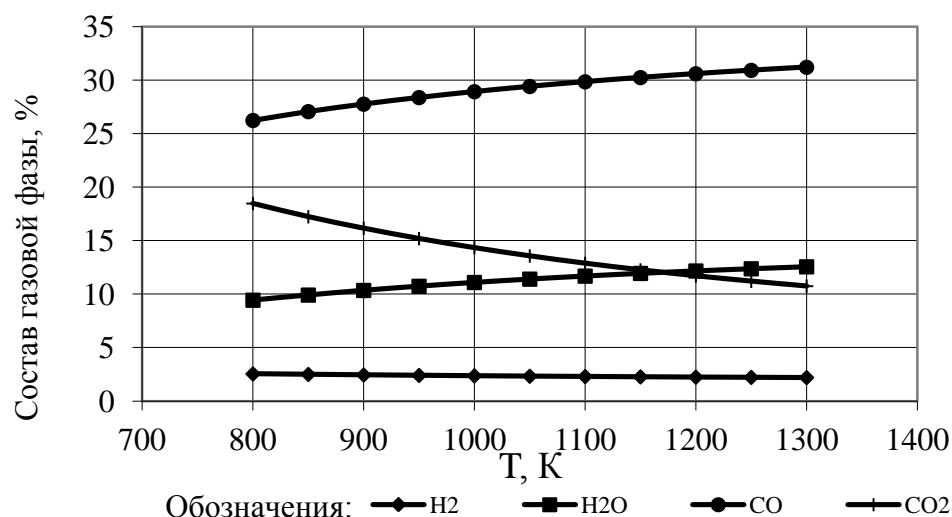


Рисунок 2.6 – Изменение состава газовой фазы при восстановлении 100 кг железной руды углем марки 2Б (30 кг) от температуры

Из рисунка 2.7 следует, что необходимое количество угля для полного восстановления железа из 100 кг составляет 20, 15 и 25 кг для марок Д, СС и 2Б соответственно, что также наглядно видно из графиков зависимости содержания CO и CO<sub>2</sub> в газовой фазе от расхода угля.

Экстремумы на графике зависимости содержания CO<sub>2</sub> в газовой фазе (рисунок 2.7) соответствуют точкам полного восстановления железа, когда в системе начинает накапливаться углерод, в результате чего происходит более резкое увеличение концентрации CO и уменьшение концентрации CO<sub>2</sub> в газовой фазе. Такие же экстремумы и перегибы можно видеть на графиках зависимости содержания водорода и водяного пара в газовой фазе от расхода угля.

По результатам теоретических исследований определено, что оптимальным количеством восстановителя в составах рудо-угольных смесей, соответствующим полному восстановлению железа из руды заданного состава, является 0,25 кг/кг для угля марки 2Б, 0,20 кг/кг для угля марки Д и 0,15 кг/кг для угля марки СС. Превышение этих значений расходов восстановителя в процессе восстановления является нецелесообразным и приведет только к изменению состава газовой фазы: увеличению концентрации монооксида углерода и водорода и уменьшению концентрации CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O.

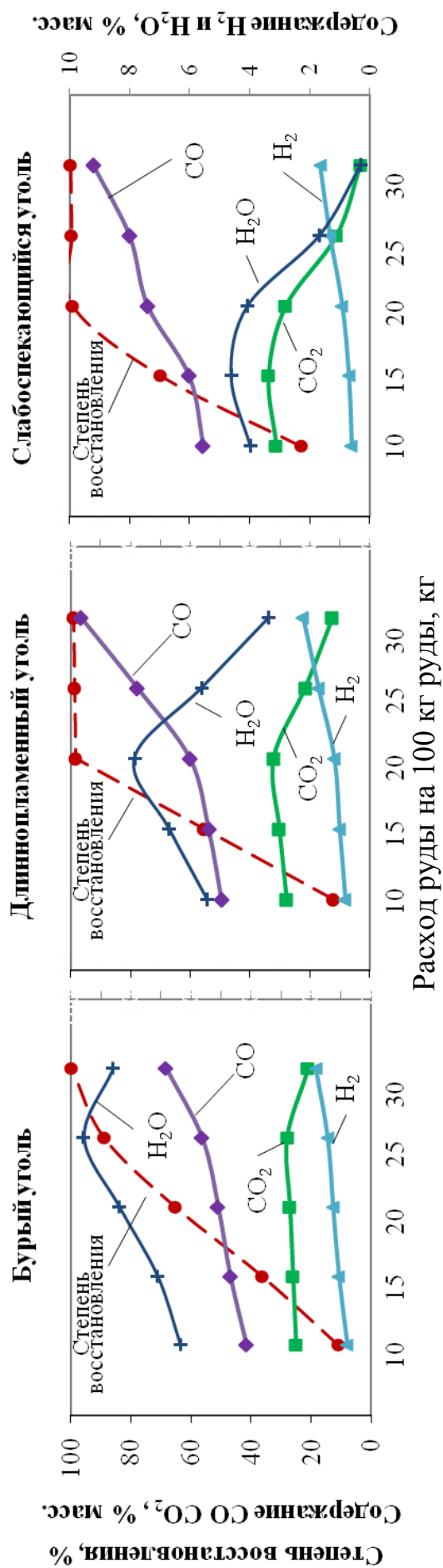


Рисунок 2.7 – Зависимость степени восстановления железа и состава газовый фазы от расхода углей разных технологических марок при температуре 1373 К [121]

### 2.3 Образование жидких фаз в процессе металлизации рудоугольных композиций

При твердофазном восстановлении железа из оксидов железных руд, при использовании углей разных технологических марок возможно образование новых фаз, в том числе имеющих низкую температуру плавления [126].

Образование жидкой фазы носит сложный гетерогенный характер. Появление жидких фаз в процессе металлизации ограничивает область протекания твердофазного восстановления железа из оксидов, что естественно ухудшает результаты процесса. Однако появление жидких фаз при достаточно высокой степени металлизации может способствовать получению продуктов металлизации с низким содержанием примесей. В связи с этим необходимо определить условия образования первичных жидких фаз при металлизации рудоугольных смесей.

Расчетный состав конденсированных оксидных фаз при восстановлении железа из оксидов железной руды разным количеством твердого углерода приведен в таблице 2.6 .

Таблица 2.6 – Расчетный состав конденсированных оксидных фаз при восстановлении 100 кг железной руды при температуре 1373 К

Количество углерода, кг	Состав конденсированной фазы, %				
	Fe	FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO
0	0,00	27,99	3,68	19,03	1,97
1	0,00	51,52	3,71	19,16	1,99
2	0,00	75,04	3,73	19,29	2,00
3	2,56	73,13	3,81	19,66	2,04
4	5,12	71,21	3,88	20,03	2,07
5	12,38	63,43	3,96	20,43	2,12
6	19,63	55,65	4,03	20,82	2,16
7	27,49	47,23	4,12	21,26	2,21
8	35,34	38,81	4,20	21,69	2,25
9	43,88	29,66	4,29	22,16	2,30
10	52,41	20,50	4,38	22,63	2,34
11	60,22	10,51	4,38	22,64	2,34
12	68,02	0,51	4,38	22,65	2,34
13	68,25	0,26	4,38	22,65	2,34
14	68,47	0,00	4,38	22,65	2,34

Из представленных в таблице 2.6 данных видно, что в процессе восстановления содержания монооксида железа и железа металлического в конденсированной фазе изменяются в широких пределах: FeO от 0 до 75,04 %; Fe от 0 до 68,47 %. Содержание остальных компонентов изменяется незначительно: SiO<sub>2</sub> 19,03 – 22,65 %; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 3,68 – 4,38 %; CaO 1,97 – 2,34 %. Основными компонентами оксидной фазы являются FeO и SiO<sub>2</sub>. Согласно литературным данным [127] в этой системе образуются железистые силикаты и железо-кальциевые оливины.

В таблице 2.7 представлены минералы, которые могут образовываться при взаимодействии FeO, SiO<sub>2</sub>, CaO. Образование данных минералов носит сложный характер и их температуры плавления в зависимости от прочих условий могут отличаться от приведенных.

Таблица 2.7 – Состав и температура плавления легкоплавких соединений в системе CaO–SiO<sub>2</sub>–FeO [127].

Минерал	Формула	Название	Температура плавления, К
Железокальциевые оливины типа (CaO) <sub>x</sub> ·(FeO) <sub>2-x</sub> ·SiO <sub>2</sub>	(CaO) <sub>0,5</sub> ·(FeO) <sub>1,5</sub> ·SiO <sub>2</sub>	-	1403
	CaO·FeO·SiO <sub>2</sub>	-	1483
	FeO·SiO <sub>2</sub>	Фаялит	1478
Ферриты кальция	CaO·2Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Полукальциевый	1503
	2CaO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Двукальциевый	1709
	CaO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Однокальциевый	1489
Силикаты кальция	CaO·SiO <sub>2</sub>	Волластонит	1813
	3CaO·2SiO <sub>2</sub>	Ранкинит	1748

Из диаграммы системы CaO–SiO<sub>2</sub>–FeO, представленной на рисунке 2.8, видно, что наименьшая температура образования 1366 К у железо-кальциевых оливинов (Olivine) и железистых силикатов.

Согласно данным автора [129], температура появления фаялита (FeO·SiO<sub>2</sub>) при нагреве в присутствии свежевосстановленного железа составляет 1263 К. По данным автора [130], образование фаялита возможно при температуре 836 К и в стабильном состоянии фаялит в присутствии металлического железа и FeO существует до температуры 1459 К. Главным условием образования железистых силикатов является соблюдение количественных соотношений между FeO и SiO<sub>2</sub>, ко-



которые можно установить с помощью диаграммы системы  $\text{FeO}-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ , изотермические разрезы данной диаграммы для температур 1373 и 1573 К, построенные с помощью программного комплекса FactSage 6.4, представлены на рисунке 2.9 [131].

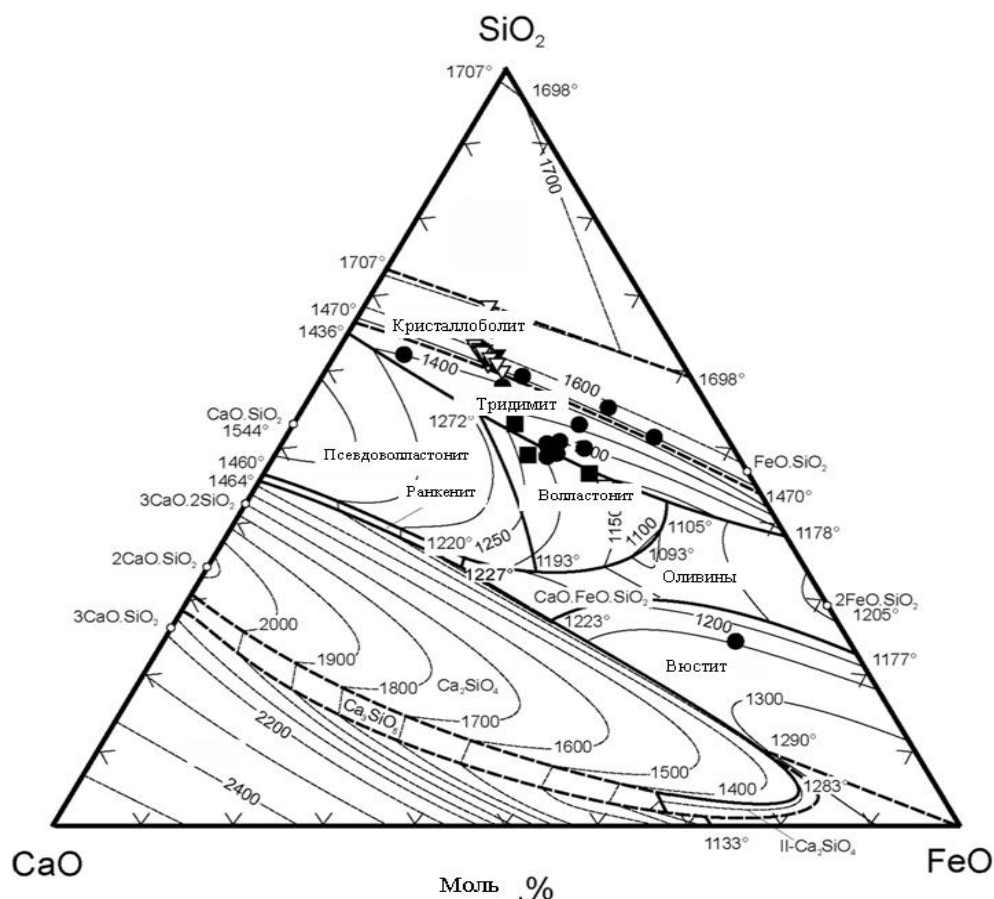


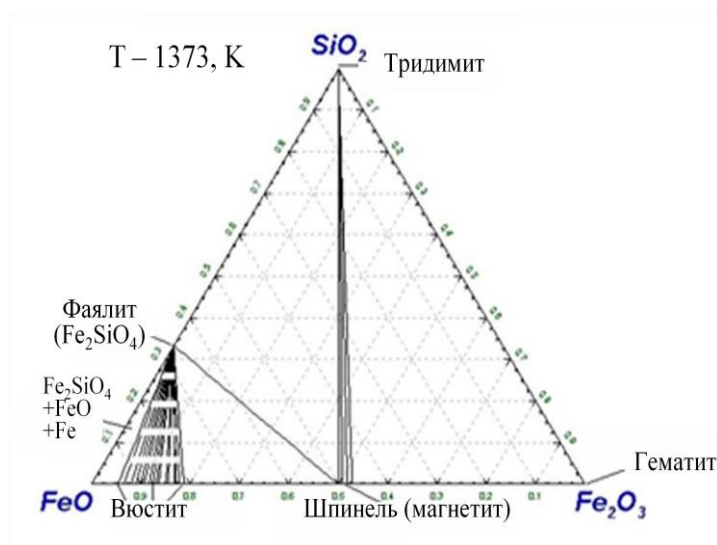
Рисунок 2.8 – Диаграмма системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{FeO}$  [128]

Образование жидкой шлаковой фазы (ASlag-liq) при температуре 1573 К происходит при содержании в системе  $\text{FeO}$  60 – 68 % и  $\text{SiO}_2$  15 – 30 % по массе. Из этого следует, что благоприятными условиями образования шлаковой фазы можно считать соблюдение отношения между  $\text{SiO}_2$  и  $\text{FeO}$  в диапазоне 0,25 – 0,44.

Как показали расчеты, для данного диапазона ( $\text{SiO}_2/\text{FeO} = 0,25 - 0,44$ ) соответствуют некоторые равновесные значения конденсированной фазы при изменении содержания восстановителя в системе (таблица 2.6). С использованием значений равновесных составов были получены зависимости изменения содержания  $\text{FeO}$  и  $\text{SiO}_2$  в конденсированной фазе при разном количестве углерода в исследуе-

мой системе для восстановления 100 кг железной при температуре процесса 1573 К (рисунок 2.10).

а



б

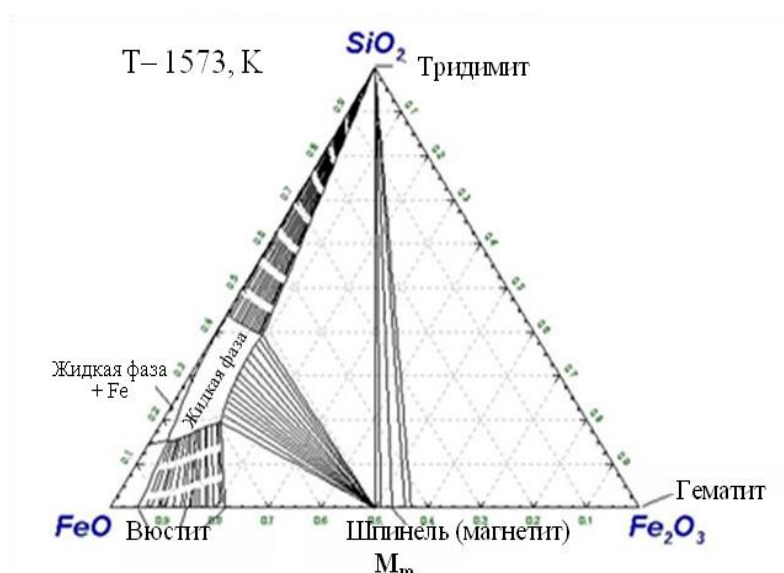


Рисунок 2.9 – Изотермические разрезы диаграммы  $\text{FeO}-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$  для температур 1373 К (а) и 1573 К (б) [132]

Расчетные содержания  $\text{FeO}$  и  $\text{SiO}_2$  в конденсированной фазе при изменении количества восстановителя в смеси представлены на рисунке 2.10. В качестве восстановителя использовали угли разных технологических марок: 2Б, СС, Д.

Результаты расчетов, представленные на рисунках 2.10 и 2.11, показывают возможность получения металлизированных материалов с высоким содержанием металлического железа и заданным содержанием оксидной фазы ( $\text{FeO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ) при изменении количества угля в исходной рудовосстановительной смеси. Представ-

ленные зависимости (рисунки 2.10 и 2.11) показывают, что при изменении количества восстановителя можно получать металлизированные материалы заданного состава с оксидной фазой, способствующей образованию легкоплавкой шлаковой фазы. Образование легкоплавкой шлаковой составляющей способствует эффективному рафинированию металлической фазы при получении гранулированного железа [133].

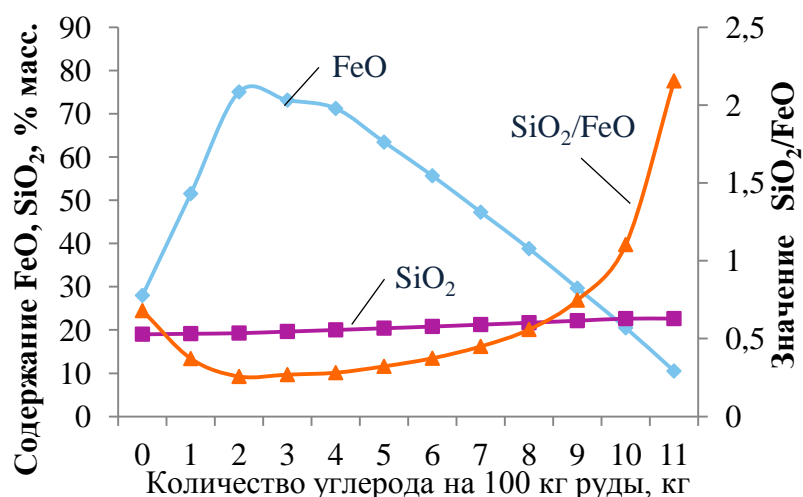


Рисунок 2.10 – Изменение содержания FeO, SiO<sub>2</sub> в конденсированной фазе от количества углерода при температуре 1573 К

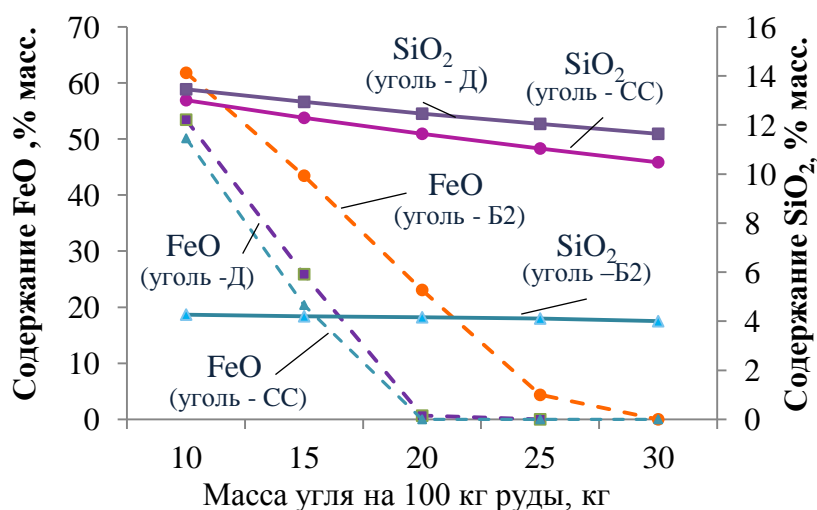


Рисунок 2.11 – Расчетные значения количества FeO и SiO<sub>2</sub> от количества угля при металлизации 100 кг железной руды

В исследуемых системах в некотором количестве содержатся оксиды кальция, с участием которых возможно образование сложных минералов с более низ-

кими температурами плавления, чем у железистых силикатов. Согласно данным [134], при твердофазном взаимодействии FeO с SiO<sub>2</sub> и CaO возможно образование легкоплавких железокальциевых силикатов.

Авторами [136] были исследованы процессы размягчения железорудного сырья при восстановлении железа из оксидов и увеличении температуры процессов. Получены зависимости между количеством FeO, Ca<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub> и объемом жидкой фазы (liquid) (рисунок 2.12).

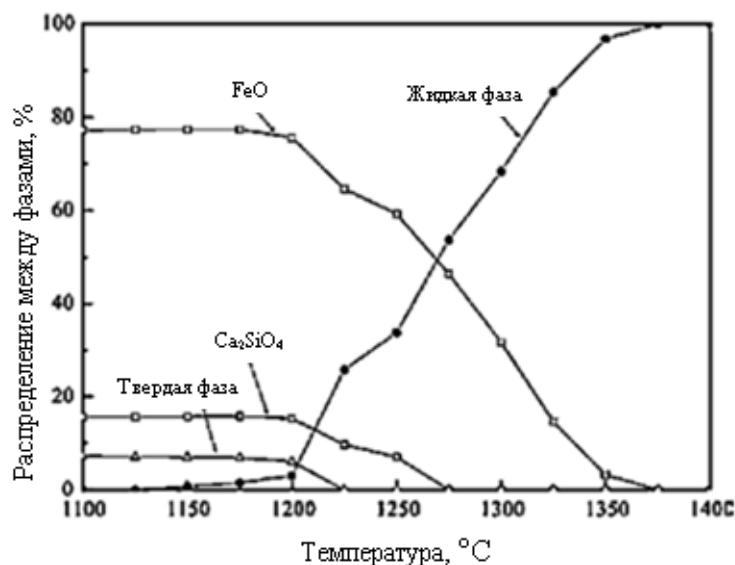


Рисунок 2.12 – Образование жидкой фазы в присутствии Ca<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub> [136]

Расчеты, выполненные с помощью программного комплекса FactSage 6.4, показали, что при содержании 78 % FeO и 17 % Ca<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub> при температуре 1573 К происходит интенсивное образование шлаковой фазы. На рисунке 2.13 представлен изотермический разрез диаграммы SiO<sub>2</sub>–FeO–CaO для температуры 1573 К. В данной системе образуется эвтектика с температурой плавления 1030 °C, состоящей из 25% CaO·SiO<sub>2</sub> и 75% FeO·SiO<sub>2</sub>. В системе имеется целая область составов, имеющих температуру плавления 1150 °C и ниже.

В таблице 2.8 приведены составы равновесных фаз, которые образуются при восстановлении железной руды с использованием в качестве восстановителя угля марки 2Б при температуре процесса 1373 К.

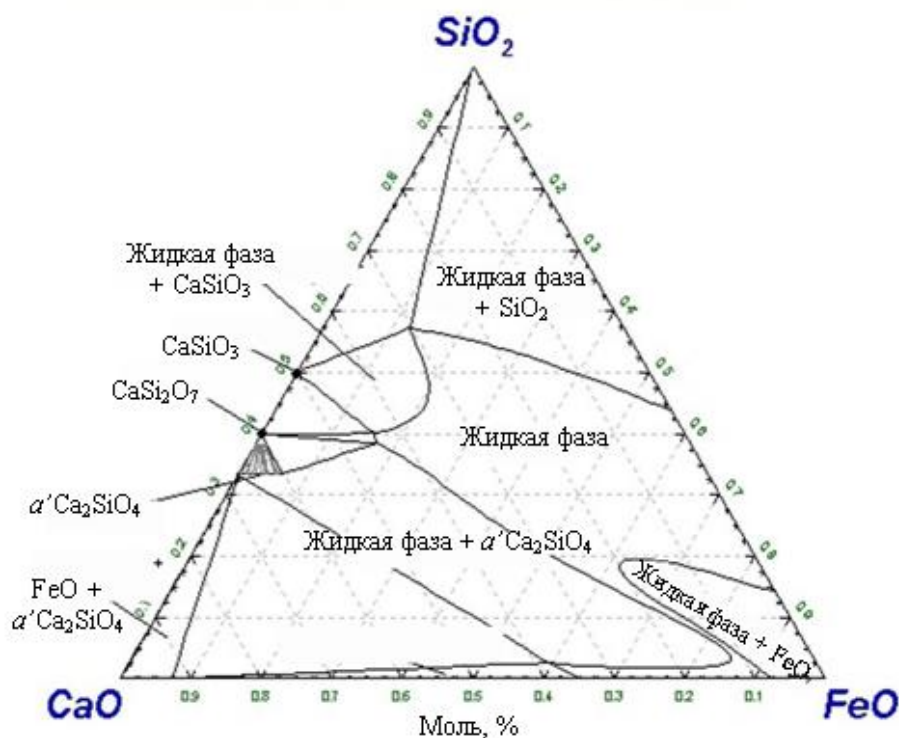


Рисунок 2.13 – Изотермический разрез диаграммы  $\text{SiO}_2\text{--FeO--CaO}$  для температуры 1573 К [132]

Таблица 2.8 – Состав равновесной конденсированной фазы при использовании 15, 20, 25, 30 кг угля марки 2Б при восстановлении 100 кг железной руды

Количество угля, кг	Состав конденсированной фазы, %				
	Fe	FeO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{CaSiO}_3$
15	5,86	67,87	1,83	3,72	0,52
20	20,38	45,93	1,77	3,42	0,79
25	45,92	7,35	1,66	2,90	1,26
30	49,67	0	1,61	2,67	1,47

Как показали расчеты в зависимости от расхода угля марки 2Б содержание силиката кальция изменяется от 0,52 до 1,47 %, FeO от 0 до 67,87 % и  $\text{SiO}_2$  от 2,90 до 3,72 % по массе.

Как показали расчеты в зависимости от расхода угля марки 2Б содержание силиката кальция изменяется от 0,52 до 1,47 %, FeO от 0 до 67,87 % и  $\text{SiO}_2$  от 2,90 до 3,72 % по массе.

Из результатов расчетов (таблица 2.8) следует, что повышение основности рудовосстановительной шихты, за счет более высокого содержания  $\text{CaO}$ , вызывает образование силикатов кальция при низких температурах, при этом определено, что для рудугольных смесей составленных с углем марки 2Б возможно образование силиката кальция –  $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ , при этом увеличение содержания бурого угля в смеси приводит к увеличению содержания силикатов кальция. Источником оксидов кальция в системе является зола угля марки 2Б (см. таблицу 2.4).

Из представленных данных следует, что в процессе металлизации при недостатке углерода в исследуемой системе невосстановленное железо, находящееся в составе  $\text{FeO}$ , может образовывать легкоплавкие соединения с  $\text{SiO}_2$  и  $\text{CaO}$ . Подобный эффект может быть использован при рафинировании металлической фазы от шлаковой при получении гранулированного железа.

## Выводы по главе 2

1. С использованием программного комплекса «TERRA» проведено термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды в системе  $\text{Fe-C-O}$ .

Установлено:

– наличие трех областей в зависимости от соотношения количества кислорода к количеству углерода в системе: восстановительная ( $m_o/n_c > 0,5$ ); переходная ( $m_o/n_c = 0,2 - 0,5$ ) и окислительная ( $m_o/n_c > 0,5$ );

– газовая фаза в восстановительной области состоит из  $\text{CO}$  и содержание  $\text{CO}$  снижается у границы с переходной областью до 60 % масс.;

– переходная область характеризуется снижением концентрации восстановленного железа и ростом содержания  $\text{FeO}$  в конденсированной фазе;

– окислительная область характеризуется снижением концентрации  $\text{CO}$  в газе до полного исчезновения, конденсированная фаза представлена 100 %  $\text{FeO}$ ;

– процессы полного восстановления железа происходят при  $T > 1073 \text{ K}$ .

2. С использованием программного комплекса «TERRA» проведено термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из

оксидов железной руды с использованием в качестве восстановителя углей разных технологических марок.

Установлено:

- зависимости равновесной степени восстановления железа из оксидов железной руды от расхода угля каждой технологической марки: уголь бурый марки 2Б; уголь длиннопламенный марки Д; уголь слабоспекающийся марки СС.

- зависимости состава и объема газовой фазы, образующейся в процессе твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды при использовании углей разных технологических марок.

- оптимальные соотношения восстановителя и железной руды, соответствующие полному восстановлению железа из руды. При использовании угля марки 2Б – 25 кг/100 кг руды; угля марки Д – 20 кг/100 кг руды; угля марки СС – 15 кг/100 кг руды.

3. По результатам термодинамического моделирования выявлены соотношения между количеством и составом пустой породы руды и золы восстановителя для металлизированного материала, способствующие образованию ранних жидкоподвижных шлаковых фаз, что может быть использовано при получении гранулированного железа.

### ГЛАВА 3. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ МЕТАЛЛИЗАЦИИ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ АТТЕСТАЦИЯ ИСПОЛЬЗУЕМЫХ МАТЕРИАЛОВ

#### 3.1 Методы исследования процессов металлизации

При изучении процессов твердофазного восстановления железа из оксидов использовали окомкованные смеси железных руд и восстановителей. Окускование является неотъемлемым этапом при получении металлизированных материалов [137]. Наиболее распространенными методами окускования является окатывание и брикетирование с получением на выходе окатышей или брикетов. Для проведения экспериментов по изучению процессов металлизации были использованы уголь брикеты и окатыши [138].

При изготовлении брикетов использовали фракции материалов от  $-0,8$  мм до  $+0,063$ . В качестве связующего использовали бентонит. Химический состав используемого бентонита приведен в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Химический состав бентонитовой глины [139], %

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	ппп
57,37	13,69	5,97	1,81	3,01	0,43	0,75	16,97

Изготовление экспериментальных брикетов осуществлялось на гидравлическом прессе. Смеси тщательно перемешивали в заданных пропорциях в герметичном лабораторном смесителе в течение 30 мин. В лабораторной керамической ступке осуществляли поэтапное увлажнение полученной смеси. Увлажнение проводили бентонитовой суспензией. Для приготовления суспензии в 100 мл дистиллированной воды растворяли 20 мг бентонитовой глины. Количество суспензии составляло 8 – 10 % от массы сухой шихты [140]. Таким образом, были получены увлажненные рудовосстановительные композиции с влажностью 8 – 10 % и содержанием бентонита 1,5 – 2 %. Кроме этого были изготовлены брикеты без использования связующего. Шихтовые смеси в количестве 50 г. каждая последовательно помещали в специальную пресс-форму диаметром 35 мм. Далее осуществляли



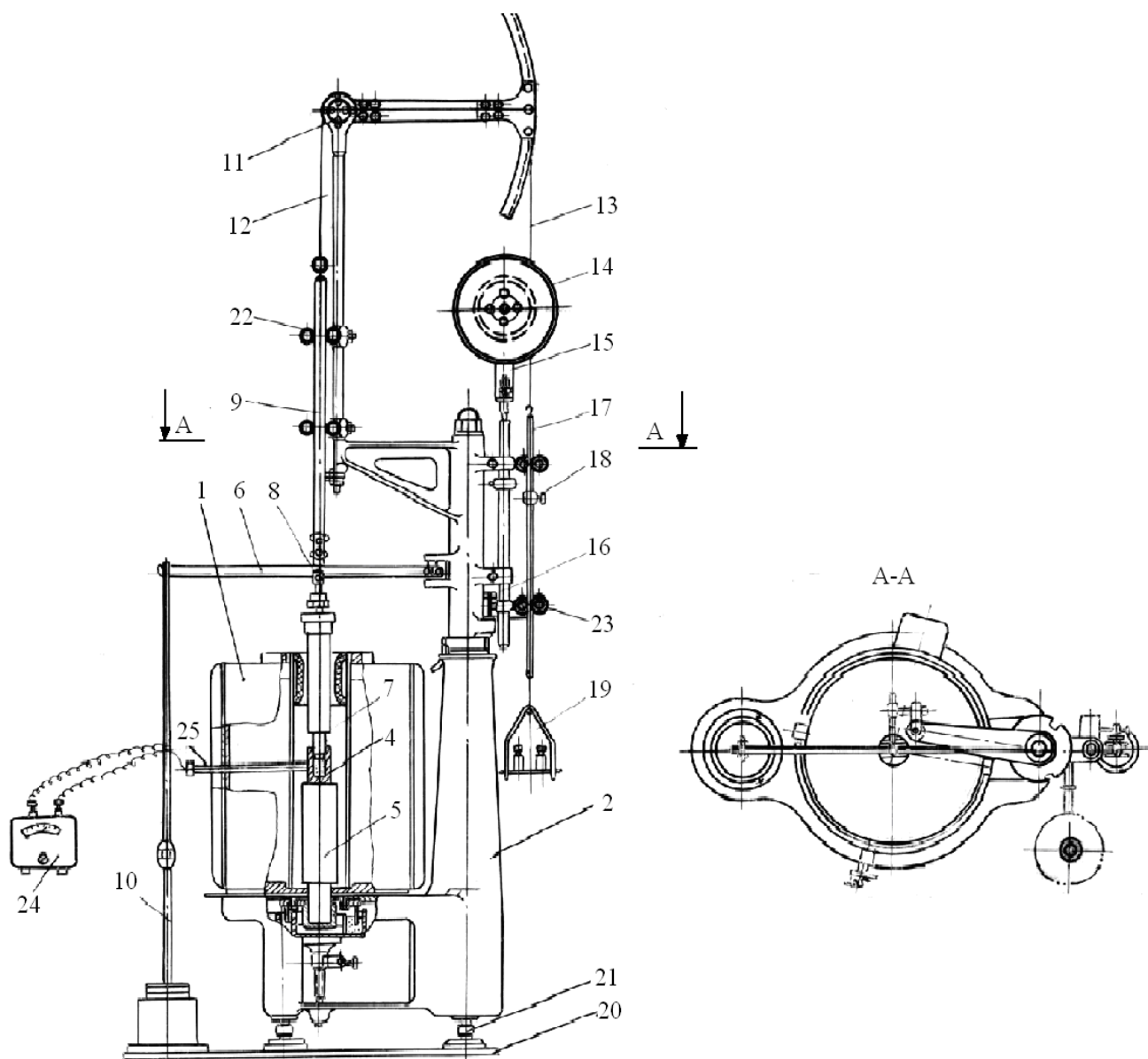
брикетирование на гидравлическом прессе П-10. Давление при прессовании смесей составляло 5 МПа. Полученные брикеты подвергали сушке в сушильном шкафу СНОЛ-1 при температуре 393 К в течение двух часов.

Для получения рудовосстановительных окатышей использовали лабораторный тарельчатый окомкователь с диаметром рабочей чаши 1 м и бортом 50 см. Шихтовую смесь увлажняли водой до образования зародышей и их роста. Полученные окатыши просеивали через сита. Для дальнейших экспериментов использовали окатыши с диаметром 10 – 20 мм [131].

Определение параметров размягчения используемых материалов, металлизированных брикетов и окатышей позволяет изучить процесс перехода материала из твердого состояния в жидкоподвижное. Температуры начала размягчения материала, а также интервал между началом (начало усадки) и концом (окончание усадки) размягчения зависят от химического и минерального состава, фракций материалов, контакта между ними, степени восстановления (для металлизированных материалов).

Определение параметров размягчения проводили с помощью экспериментальной установки, схема которой приведена на рисунке 3.1

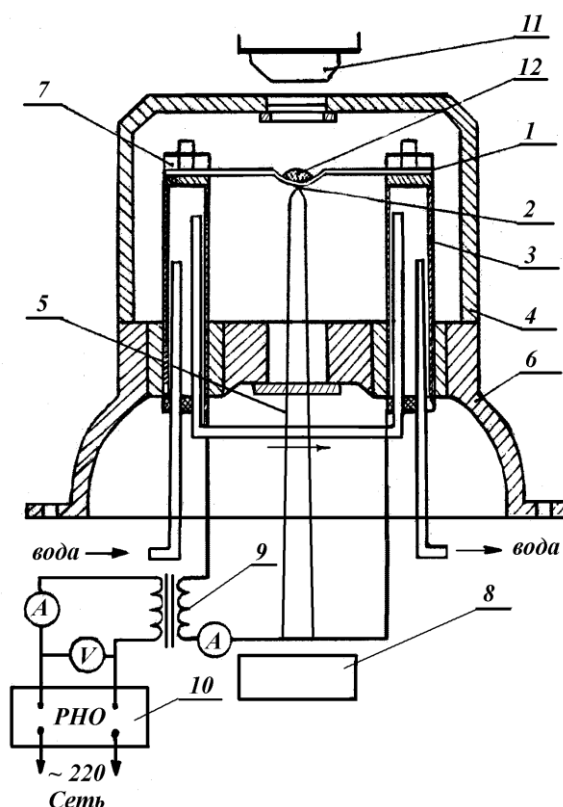
Методика экспериментов заключалась в следующем. Перед началом экспериментов рычаг устанавливается в рабочее положение, на конец его помещается подвеска 10. Затем нагрузочная система уравнивается гирями, помещенными на площадку подвески 19. После уравнивания нагрузочный рычаг отводится в сторону. От общей пробы материала берется навеска 45 г и с помощью специального совка осторожно засыпается в магнезитовый тигель. Далее тигель устанавливается на нижний графитовый штампель 5. Затем нагрузочный рычаг 6 заводится в серьгу 8, на него накладывается подвеска 10 с гирями. Давление на образец составляет  $2 \text{ кг/см}^2$ . Каждые 5 мин фиксируются температура, показания шкалы прибора и время от начала опыта. По достижении температуры, близкой к температуре начала размягчения, отсчет показаний температуры и деформации производится через 1 мин. На основании полученных данных строятся кривые размягчения в координатах: температура – значение усадки.



1 – печь сопротивления; 2 – станина; 3 – трубка для термопары; 4 – тигель; 5 – нижний штемпель; 6 – нагрузочный рычаг; 7 – верхний штемпель; 8 – серьга; 9 – нагрузочный шток; 10 – подвеска; 11 – рычаг-балансир; 12,13 – стальные тросики; 14 – дисковая шкала; 15 – указатель; 16 – кронштейн; 17 – уравнивающий шток; 18 – муфта; 19 – подвеска для уравнивания нагрузочной системы; 20 – плита; 21 – винтовые опоры; 22,23 – направляющие ролики; 24 – милливольтметр; 25 – термопара

Рисунок 3.1 – Экспериментальная установка по определению температуры размягчения материалов

Температуру и интервалы плавления исходных и полученных в ходе исследований материалов определяли на лабораторной установке, представляющей собой микропечь сопротивления с платиновым нагревателем. Схема устройства печи приведена на рисунке 3.2.



- 1 – платиновая пластина (нагреватель); 2 – горячий спай термопары; 3 – токоподвод;  
 4 – крышка печи; 5 – термопара; 6 – корпус; 7 – крепления нагревателя;  
 8 – потенциометр; 9 – трансформатор силовой; 10 – трансформатор регулировочный;  
 11 – микроскоп; 12 – шихта

Рисунок 3.2 – Схема установки для измерения температуры плавления

Поведение пробы исследуемого вещества, помещенного на горячий спай термопары, при нагреве платиновой пластинки осуществляется визуально при помощи бинокулярного микроскопа с 30–50-кратным увеличением в отраженном свете.

Калибровка микропечи проводилась по термопаре ТХА и по известным точкам плавления солей (ЧДА) и оксидов:  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  – 1124 К;  $\text{K}_2\text{SO}_4$  – 1342 К;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 1833 К;  $\text{BaSO}_4$  – 1853 К.

Для определения температуры плавления образца его крупинки помещали на горячий спай термопары. Скорость нагрева печи регулируется в широком диапазоне от 3 до 150 град./с. Температурой начала плавления считается та, при которой происходит оплавление острых кромок частиц материала. Температура конца плавления – температура полного перехода материала в жидкое состояние,

в этот момент происходит быстрое растекание капли по поверхности платинового нагревателя.

Каждый образец исследовали не менее 3 – 5 раз, используя среднее значение термо Э.Д.С., по градуировочному графику определяли температуру плавления материала. Затем находили среднеквадратичную ошибку:

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{\sum \varepsilon_i^2}{n-1}}, \quad (3.1)$$

где  $\varepsilon_i$  – отклонение результатов отдельных измерений от их среднеарифметического;

$n$  – число измерений.

Данный метод обеспечивает достаточно высокую точность измерения, так как испытуемый образец непосредственно контактирует с термопарой.

Одним из основных показателей качества брикетов и окатышей является их механическая прочность, которую оценивали согласно ГОСТ 25471-84. Прочность брикетов и окатышей устанавливали по количеству фракции менее 5 мм, полученной при сбрасывании образца с высоты двух метров на железную плиту. Испытания проводили для 5 – 10 идентичных образцов [141].

При оценке качества металлизированных материалов методами химического анализа определяли содержание металлического железа, углерода, вредных примесей. На основании полученных данных рассчитывали степень металлизации. Расчет степени металлизации осуществлялся по формуле (1.2).

Восстановительный обжиг экспериментальных смесей проводили в муфельной печи SNOL 4/900 и печи сопротивления с графитовым трубчатым нагревателем (печи Таммана).

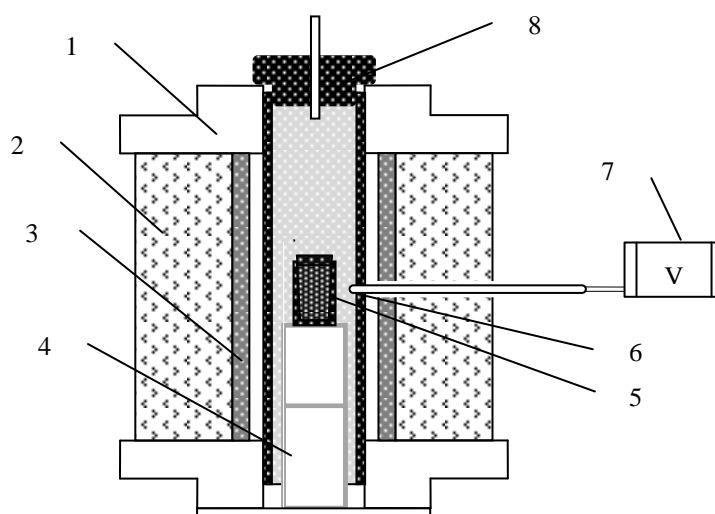
Методика экспериментов в муфельной печи заключалась в следующем. Муфельную печь нагревали до температуры эксперимента, после чего в печь помещали керамическую подставку с расположенными на ней экспериментальными брикетами. Предварительно измеряли и фиксировали массу каждого брикета. Обжиг проводили при различных температурах и длительности изотермической

выдержки. Экспериментальные исследования процесса металлизации в восстановительной атмосфере проводили в печи сопротивления с графитовым нагревателем. Печь была оборудована съемной графитовой крышкой с газоотводом.

Восстановительный обжиг осуществляли в печи Таммана при температурах 1173, 1273, 1373 и 1473 К и времени изотермической выдержки 30 – 80 мин.

Экспериментальные брикеты (по одному) помещали в графитовый тигель, после чего тигель с брикетом накрывали графитовой крышкой. В ряде экспериментов использовали угольную засыпку. Для выхода избыточного количества газа в крышке предварительно проделывали отверстие.

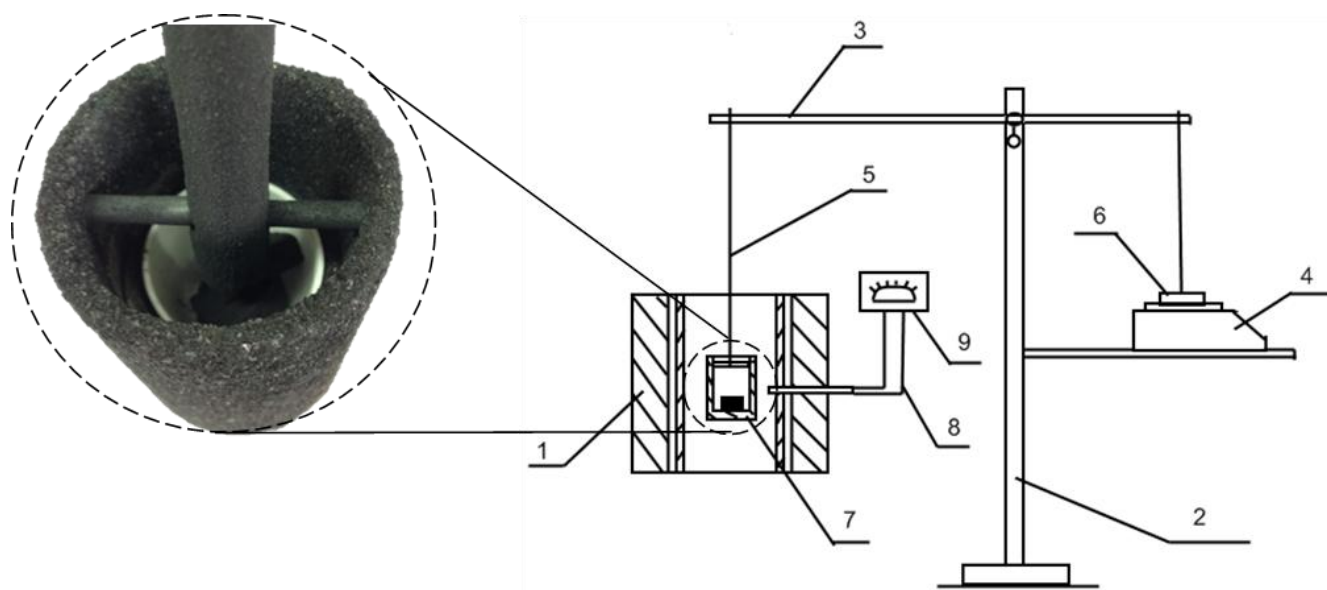
Тигли с брикетами помещали в предварительно разогретую до температуры эксперимента печь. Схема расположения экспериментальных материалов приведена на рисунке 3.3. При достижении необходимого времени выдержки тигли с брикетами извлекали из печи и охлаждали на открытом воздухе. Полученные материалы подвергали химическому анализу.



1 – водоохлаждаемый контур; 2 – теплоизоляция печи; 3 – графитовый нагреватель; 4 – подставка из графита; 5 – тигель с брикетом; 6 – алундовый чехол для термопары; 7 – милливольтметр; 8 – графитовая крышка с газоотводом

Рисунок 3.3 – Схема расположения экспериментальных материалов

Определение кинетических параметров процессов твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием различных твердых углеродистых восстановителей проводили на экспериментальной установке, схема которой представлена на рисунке 3.4.



1 – печь Таммана ( $T = 290 - 2100\text{K}$ ), 2 – опорная стойка, 3 – коромысло, 4 – электронные весы непрерывного взвешивания CAS MWP-1500, 5 – специальная подвеска, 6 – противовес, 7 – графитовый тигель, 8 – термопара ВР 5/20, 9 – потенциометр ПП-63

Рисунок 3.4 – Схема экспериментальной установки по изучению кинетики восстановительных процессов

Экспериментальный образец помещали в печь согласно схеме представленной на рисунке 3.4. Образец материала находился в алундовом тигле, тем самым было исключено развитие восстановительных реакций между железной рудой брикета и графитом тигля. Печь нагревали до температуры эксперимента. Температуру в печи контролировали вольфрам-рениевой термопарой, подключенной к милливольтметру. При достижении температуры эксперимента тигель с образцом на специальной подвеске помещали в горячую зону печи. После чего устанавливали «ноль» на регистраторе 4. Изменение массы образца фиксировали с интервалом в 0,5 мин согласно показаниям прибора 4. По результатам обработки экспериментальных данных рассчитывали степень восстановления –  $\alpha$  и скорость восстановления –  $V_a$ .

Значение степени и скорости восстановления оценивали по изменению массы брикета. Степень восстановления рассчитывали по формуле:

$$\alpha = \frac{m_{O_2}^{del}}{m_{O_2}} \cdot 100, \quad (3.2)$$

где  $m_{O_2}$  – содержание кислорода в брикете, г;

$m_{O_2}^{del}$  – масса кислорода удаленного из брикета, г.

Массу удаленного кислорода рассчитывали по формуле:

$$m_{O_2}^{del} = m_{CO} \frac{M_O}{M_{CO}} = (\Delta m^{del} - m^V) \cdot \frac{16}{28}, \quad (3.3)$$

где  $M_O$  – молярная масса кислорода, г/моль;

$M_{CO}$  – молярная масса моно оксида углерода, г/моль;

$\Delta m^{del}$  – убыль массы брикета, %;

$m^V$  – потеря массы за счет выделения летучих, содержащихся в восстановителе, и угара графитового тигля;

При расчете убыли массы образца учитывали его исходную массу, содержание влаги в материалах и летучих в восстановителе.

Потерю массы графитового тигля определяли путем проведения холостых опытов.

Скорость восстановления рассчитывали по формуле:

$$V_a = \frac{\Delta \alpha}{\Delta \tau}; \quad (3.4)$$

где  $\Delta \alpha$  – изменение степени восстановления, %;

$\Delta \tau$  – изменение времени, мин.

Для получения сведений о структурах, полученных в ходе экспериментального изучения материалов, изготавливались шлифы. Приготовление шлифов осуществлялось согласно стандартной методике и включало следующие этапы: вырезка образца, пропитка образца эпоксидной смолой, шлифовка, полировка.

Оценку структур металлизированных материалов проводили с помощью микроскопа. В ходе анализов определяли границы между фазами и их распределение в материале [142].

Обработка экспериментальных данных осуществлялась с использованием статистических методов [143]. Определение связи между величинами и параметрами осуществляли путем регрессионного анализа с помощью стандартного программного продукта Microsoft Excel 2010.

### 3.2 Физико-химическая аттестация железных руд Мундыбашского месторождения

Выбор экспериментальных материалов для изучения процессов металлизации осуществлялся с учетом доступности сырья и его физико-химических характеристик.

По результатам анализа были выбраны в качестве экспериментальных железосодержащих материалов железные руды месторождений Кондомской группы. Так как в большинстве технологий металлизации используют в качестве сырья окомкованные железосодержащие окатыши или брикеты целесообразно рассмотреть возможность обогащения и окомкования используемых в исследованиях руд.

Образцы руды для исследований были предоставлены ЗАО «Западно-Сибирское геологическое управление». Определение химического состава проводилось по ГОСТ Р 52939-2008. Массовая доля железа общего определялась по ГОСТ 23581.18-81 (издание 1987 г. с изм. № 1 от мая 1987 г.), массовая доля оксида железа (II) – по ГОСТ 23581.3-79 (издание 1986 г. с изм. № 1 от июля 1982 г. и № 2 от января 1986 г.),  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , фосфора – по ГОСТ 23581.19-91, серы – по ГОСТ 23581.20-81 (издание 1987 г. с изм. № 1 от мая 1987 г.).

Усредненные результаты химического анализа исходной железной руды приведены в таблице 3.2

Таблица 3.2 – Химический состав экспериментальных материалов

Материал	Массовая доля элементов, %								Вла- га
	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{FeO}$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{P}_2\text{O}_5$	S	
Железная руда проба № 1	44,19	27,49	13,74	3,99	9,63	2,29	0,117	0,56	
Железная руда проба № 2	52,3	29,24	19,15	3,31	0,94	0,76	0,072	0,42	5,78

Для железных руд с помощью установки ДРОН-2,0 был проведен рентгенофазовый анализ. Результаты анализа исследуемых руд приведены в таблице 3.3. Результаты рентгенофазового анализа показали, что минеральный состав для исследуемых руд одинаков: большая часть железа содержится в составе гематита,



оставшееся железо содержится в магнетите и гетите, пустая порода представлена кварцем, коалинитом, хлоритом железа и полевым шпатом.

Таблица 3.3 – Фазовый состав исходных железных руд

Основная фаза	гематит ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )
Второстепенная фаза	магнетит ( $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ), гетит ( $\alpha\text{-FeOOH}$ ), кварц ( $\text{SiO}_2$ ), коалинит ( $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$ )
Примеси	хлорит железа, полевой шпат

Был изучен процесс размягчения исследуемых образцов руды. Кривые размягчения представлены на рисунке 3.5.

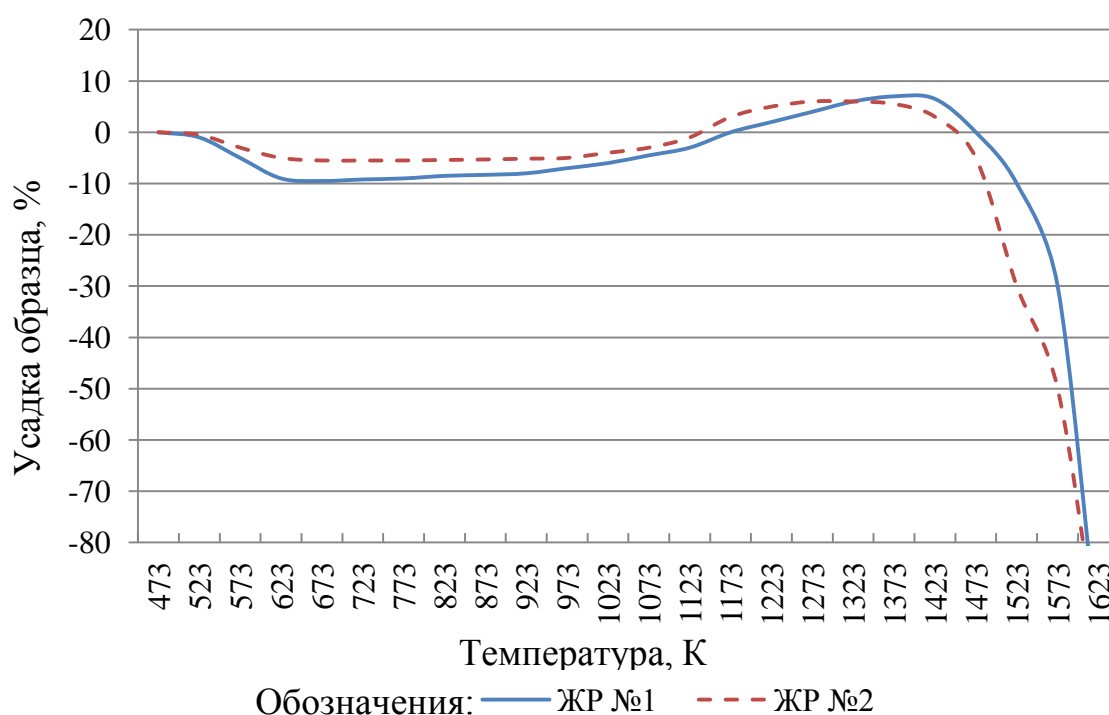


Рисунок 3.5 – Кривые размягчения образцов железных руд

Отличия в характере размягчения железных руд объясняются разным количеством глинозема. Вспучивание образцов обусловлено кристаллохимическими превращениями, связанными с сильной анизотропией гематита при нагреве. Плавление железной руды пробы № 1 начинается при температуре 1423 К, желез-

ной руды пробы № 2 начинается при температуре 1373 К. Интервал размягчения для железной руды пробы № 1 1423 – 1573 К, для железной руды пробы № 2 1373 – 1523 К.

С целью увеличения содержания железа было проведено обогащение руды [144]. Обогащение проводили согласно стандартной методике с использованием лабораторных дробилок, сит, сепараторов. Схема обогащения исходной железной руды представлена на рисунке 3.6.

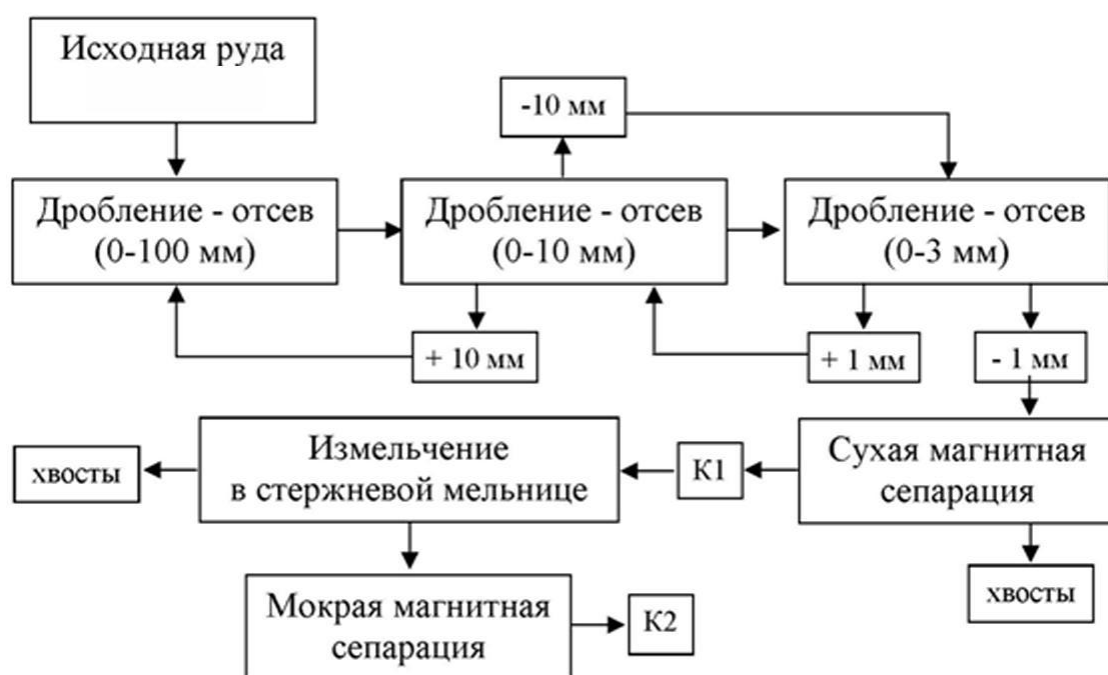


Рисунок 3.6 – Схема обогащения железной руды

В результате обогащения железной руды проб № 1 и № 2 были получены соответствующие концентраты, химический состав которых представлен в таблице 3.4.

Процесс обогащения включал следующие этапы:

- дробление на щековой дробилке;
- отсев фракции менее 5 мм;
- дробление на стержневой дробилке;
- сухую магнитную сепарацию;
- перечистку хвостов сухой магнитной сепарации;

- измельчение в стержневой мельнице (фракция мене 1 мм);
- мокрую магнитную сепарацию (лабораторная установка по мокрому магнитному обогащению);
- фильтрацию.

Таблица 3.4 – Химический состав железорудных концентратов

Материал	Массовая доля элементов, %								Влага
	Fe <sub>общ</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	
Концентрат № 1	57,45	28,33	9,36	2,48	4,03	2,14	0,03	0,69	5,84
Концентрат № 2	61,2	23,51	7,92	2,41	1,96	2,31	0,02	0,41	6,27

### 3.3 Исследование физико-химических характеристик используемых углеродистых материалов

В качестве экспериментальных материалов были выбраны коксовая мелочь и угли разных марок: бурый марки 2Б; длиннопламенный марки Д; слабопекующийся марки СС; тощий марки Т. Свойства и характеристики каменных углей и коксовой мелочи были изучены по стандартным методикам: технический анализ углей и коксовой мелочи проводился по ГОСТ Р 53357-2009; аналитическую влагу определяли по ГОСТ Р 52917-2008; зольность определяли по ГОСТ 11022-95 (издание 2006 г. с изм. № 1 от февраля 2002 г.); выход летучих веществ определяли по ГОСТ 6382-2001 (переиздание 2008 г. с поправкой от августа 2003 г.); определение содержания фиксированного углерода проводилось по ГОСТ 2408.4-98; перерасчет элементного состава с аналитической массы на сухую беззольную массу проводился по ГОСТ Р 53355-2009; содержание углерода и водорода определялось по ГОСТ 2408.4-98, азота – по ГОСТ 28743-93 (издание 2005 г. с изм. № 1 от февраля 2000 г.), общей серы – по ГОСТ 2059-95 (переиздание 2008 г. с изм. № 1 от июля 2001 г.); определение насыпной плотности проводилось по ГОСТ 25927-95; определение кажущейся и действительной плотности проводилось по ГОСТ 2160-92 (издание 2002 г.); определение химического состава золы проводилось по

ГОСТ 10538-87 (Издание 2003 г. с изм. № 1 от января 1993 г.). Полученные данные представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Физико-химические характеристики, состав золы и элементный состав восстановителей

Характеристика	Марка угля				Коксовая мелочь
	2Б	Д	СС	Т	
$C_{\text{fix}}$ (содержание фиксированного углерода), %	49,1	55,6	70,2	76,3	84,4
$V^r$ (выход летучих веществ на сухую беззольную массу), %	42,1	36,0	20,6	9,34	2,1
$W^r$ (влажность на рабочую массу), %	24,7	10,4	6,7	5,1	1,2
$A^d$ (зольность на сухую массу), %	7,83	5,64	6,41	8,34	12,3
Химический состав золы, %:					
$Fe_2O_3$	10,30	8,17	7,4	16,4	13,12
$Al_2O_3$	5,40	25,6	16,3	25,0	23,72
$CaO$	45,30	9,70	2,5	5,38	5,15
$MgO$	5,90	3,70	1,58	1,66	1,76
$P_2O_5$	0,20	1,80	0,37	0,75	0,69
$SiO_2$	26,90	50,0	46,6	47,9	47,9
$S$	0,68	0,61	0,02	0,41	0,02
Элементный состав, %:					
$C^{daf}$ (содержание углерода на сухую беззольную массу), %:	70,41	72,02	85,30	91,6	96,97
$H^{daf}$ (содержание водорода на сухую беззольную массу), %:	3,88	6,12	4,78	3,20	0,56
$N^{daf}$ (содержание азота на сухую беззольную массу), %:	0,98	1,74	2,16	1,80	1,42
$O^{daf}$ (содержание кислорода на сухую беззольную массу), %:	22,58	20,12	6,52	2,3	0,56
$S^{daf}$ (содержание серы на сухую беззольную массу), %:	1,15	0,34	0,14	0,32	0,51

В таблице 3.6 приведены справочные данные о физико-химических свойствах используемых восстановителей [145, 146].

Большое влияние на восстановительные процессы оказывает поведение восстановителя [147]. Твердый углеродистый компонент, находящийся в составе шихты, подвергается термическому разложению с образованием газообразных продуктов и твердого углеродистого остатка [148]. Исследования включали изучение процессов термического разложения используемых восстановителей и оп-

ределение состава газовой фазы, образовавшейся в результате термического разложения.

Таблица 3.6 – Физико-химические свойства восстановителей [145, 146].

Восстановитель	Плотность		Пористость, %	Реакционная способность, см <sup>3</sup> /г·с	Температура плавления золы, К
	действительная г/см <sup>3</sup>	кажущаяся г/см <sup>3</sup>			
Уголь марки 2Б	0,56–1,62	0,31–1,41	38,1–41,2	5,12–5,47	1353–1513
Уголь марки Д	0,9–1,71	0,91–1,54	14,2–16,1	4,47–4,86	1480–1603
Уголь марки Т	1,42–1,45	1,26–1,36	11,1–12,0	0,93–1,56	1483–1560
Уголь марки СС	1,35–1,54	1,20–1,41	14,1–15,3	0,62–1,08	1513–1653
Коксовая мелочь	0,95–1,31	0,85–1,21	46,5–53,1	0,52–1,07	1423–1543

Процессы термического разложения углей исследовали с помощью термического анализатора Setaram LabSys Evo. Методы термогравиметрии позволяют с высокой точностью определять изменение потери массы при нагреве образца в заданных условиях. Образцы восстановителей нагревали до 1373 К со скоростью 10 град./мин в условиях свободного доступа воздуха.

Результаты анализа углей, проведенные с помощью термического анализатора Setaram LabSys Evo, показаны на рисунке 3.7, при построении графиков были использованы значения изменения массы (TG).

Результаты исследования показали (рисунок 3.7), что процесс термического разложения исследуемых марок углей протекает согласно общим закономерностям и включает в себя две стадии: стадия I – удаление гигроскопической и коллоидносвязанной влаги; стадия II – резкое изменение массы угля, вызванное выделением летучих и продуктов газификации угля.

Для бурого угля II-я стадия начинается при температуре 716 К, то есть на 60 градусов ниже, чем термическое разложение длиннопламенного угля, и на 210 градусов ниже, чем разложение тощего. Количество газообразных продуктов, выделяющихся при термическом разложении бурого угля, существенно больше, чем

при разложении длиннопламенного и тощего. Потеря массы бурого угля составила 90,6 %, длиннопламенного – 84,5 %, тощего – 78,3 %. Процесс термического разложения длиннопламенного угля протекает менее интенсивно в сравнении с остальными рассматриваемыми марками углей. Характер изменения теплового потока свидетельствует о сложности процессов и наложении эндо- и экзотермических эффектов.

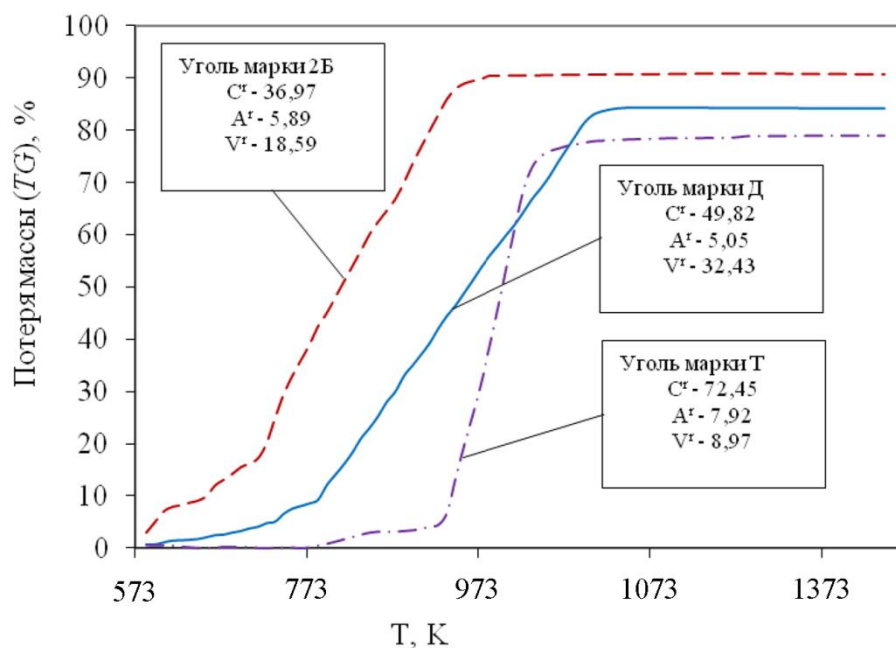
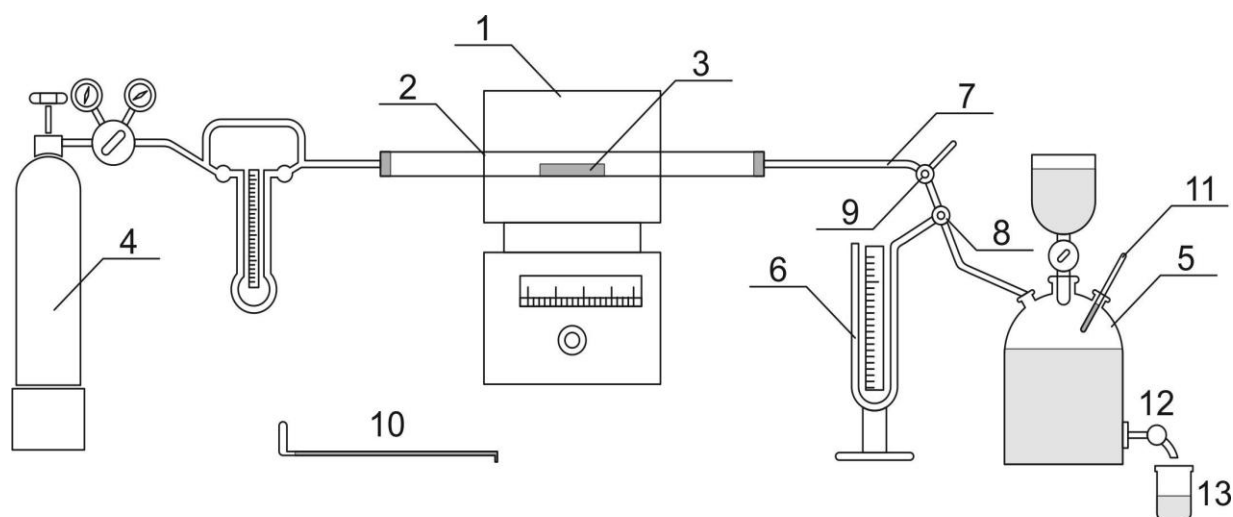


Рисунок 3.7 – Результаты термогравиметрического анализа углей

Согласно данным авторов [149] к числу факторов, определяющих характер процесса разложения угля, относится физическое состояние углерода, в частности, размеры и степень совершенства кристаллов графита. Чем больше искажение кристаллической решетки углеродистого восстановителя, тем быстрее происходит процесс его термического разложения. Искраженная кристаллическая решетка наблюдается у молодых видов углей, например, у бурого угля; наиболее целостная кристаллическая решетка характерна для графита, а для используемых в исследованиях восстановителей – для коксовой мелочи.

При экспериментальном изучении процессов термического разложения восстановителей определяли объемы и составы газовых фаз, образующихся при нагреве восстановителей до 1173 К в атмосфере аргона. Исследования проводили с помощью экспериментальной установки, представленной на рисунке 3.8.



1 – нагревательная печь; 2 – кварцевая трубка; 3- керамическая лодочка с навеской шихты; 4 – баллон инертного газа (аргон); 5 – газосборник; 6 – U-образный манометр; 8 – запорный кран; 9 – атмосферный клапан; 10 – толкатель; 11 – термометр; 12 – кран; 13 – колба для сбора воды

Рисунок 3.8 – Схема экспериментальной установки по анализу газовой фазы.

Методика эксперимента заключалась в следующем. Образцы для экспериментов готовили путем измельчения восстановителя и отсева фракции от минус 0,125 до + 0,05. Полученный порошок массой 4 г помещали в керамическую лодочку и слегка уплотняли. Лодочку с навеской 3 помещали в центр кварцевой трубки 2, после чего систему герметизировали. Далее осуществляли продувку системы нейтральным газом при открытом атмосферном клапане 9 в течение 15 мин. Давление в системе поддерживалось в диапазоне 5 – 15 мм водяного столба по показаниям U-образного манометра 6. После прекращения подачи нейтрального газа печь включали и нагревали до температуры 1273 К со скоростью 20 град./мин. Образующиеся газы вытесняли солевой раствор воды из газосборника 5. При достижении заданной температуры образец выдерживали в течение 15 мин до полного прекращения поступления воды в колбу 13, после чего перекрывали запорные клапаны 8 и 12. Объем образованного газа соответствовал объему воды в колбе 13. Для собранного газа фиксировали температуру термометром 11 и производили вымещение газа через осушитель в рабочую камеру хроматографа. Анализ отобранных газов проводили на хроматографе ЛХМ-8Д. Результаты экспериментов представлены на рисунке 3.9 и в таблице 3.7.

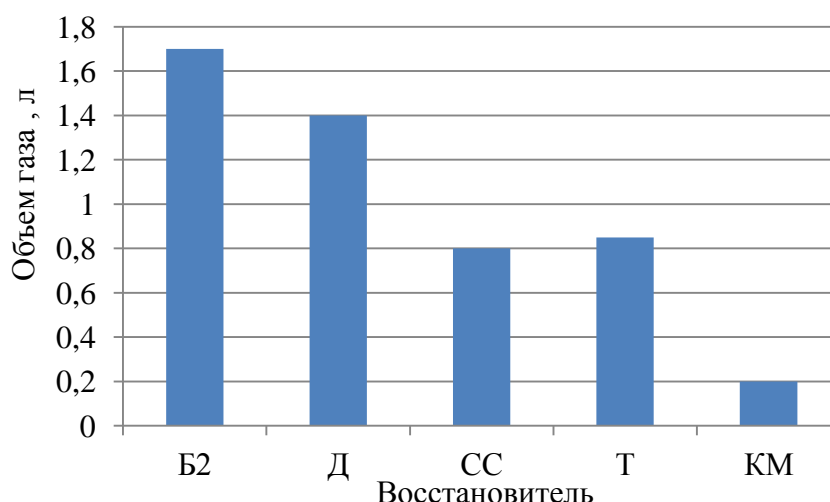


Рисунок 3.9 – Объем газовой фазы при нагреве 1 г восстановителя до 1173 К в атмосфере аргона

Анализ газов показал, что газовая фаза углей преимущественно состоит из водорода. Наибольшее количество водорода содержится в газовой фазе бурого угля, а наибольшее количество монооксида углерода содержится в газовой фазе коксовой мелочи. Для исследуемых марок углей характерен следующий состав газовой фазы:  $H_2$  72 – 75 %;  $CO$  9 – 16 %;  $CO_2$  2 – 12 %;  $CH_4$  4 – 7 %. Газы близкого состава ( $H_2 + CO = 90 - 92$  %) получают при каталитической конверсии природного газа в технологиях Midrex и HyL III [4], что позволяет предположить следующее. Наряду с твердым углеродом в процессах восстановления железа из оксидов будут участвовать образующиеся газы.

Таблица 3.7 – Состав газовой фазы при нагреве восстановителей до 1173 К в атмосфере аргона.

Восстановитель	Состав газа, %					
	$CO_2$	$CO$	$H_2$	$CH_4$	$O_2$	$N_2$
Уголь марки 2Б	11,47	6,09	75,59	6,63	0,22	-
Уголь марки Д	10,73	16,03	66,01	4,86	2,36	-
Уголь марки СС	4,84	9,78	77,10	4,24	0,68	3,35
Уголь марки Т	2,21	13,55	72,67	3,85	0,82	6,89
Коксовая мелочь	29,52	53,38	11,59	3,96	1,55	-



По результатам исследований установлено, что термическое разложение более молодых углей начинается при более низких температурах с образованием большего количества газовой фазы. Газы образующийся при термическом разложении углей состоят преимущественно из смеси  $H_2$  и  $CO$  (более 80 %), газ такого состава обладает высоким восстановительным потенциалом.

### Выводы по главе 3

1. В результате физико-химической аттестации железных руд установлено, что данные руды являются гематит-магнетитовыми. Для железной руды пробы № 1 характерно содержание  $Fe_{общ}$  – 44,19 %; для железной руды пробы № 2 характерно содержание  $Fe_{общ}$  – 52,30 %. Определены интервалы размягчения образцов руды: железная руда проба № 1 1473 – 1600 К; железная руда проба № 2 1456 – 1590 К. С использованием железной руды пробы № 1 путем сухой и мокрой магнитной сепарации получены железорудные концентраты с содержанием  $Fe_{общ}$  – 53,68 % и 61,2 %.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, о целесообразности использования данных руд в процессах металлизации.

2. В результате физико-химической аттестации углей разных технологических марок и коксовой мелочи установлено следующее:

- содержание твердого углерода для угля марки 2Б – 49,1 %; угля марки Д – 55,6 %; угля марки СС – 70,2 %; угля марки Т – 76,3 %; коксовой мелочи – 84,4 %;
- выход летучих веществ для угля марки 2Б – 42,1 %; угля марки Д – 36,0 %; угля марки СС – 20,6 %; угля марки Т – 9,3 %; коксовой мелочи – 2,1 %;
- зольность на сухую массу для угля марки 2Б – 7,83 %; угля марки Д – 5,64 %; угля марки СС – 6,41 %; угля марки Т – 8,34 %; коксовой мелочи – 12,3 %.

Установлено, что в золе бурого угля содержится 45,3 %  $CaO$ , что практически в четыре раза больше содержания оксидов кальция в золе углей марок Д, СС, Т и коксовой мелочи, для которых зольный остаток на 46,6 – 50,0 % состоит из  $SiO_2$ .

3. Изучен процесс термического разложения углей при нагреве. Установлено, что процесс термического разложения исследуемых марок углей протекает со-

гласно общим закономерностям и включает в себя две стадии: стадия I – удаление гигроскопической и коллоидносвязанной влаги; стадия II – резкое изменение массы угля, вызванное выделением летучих и продуктов газификации угля.

Для бурого угля II-я стадия начинается при температуре 716 К, то есть на 60 градусов ниже, чем термическое разложение длиннопламенного угля, и на 210 градусов ниже, чем разложение тощего. Потеря массы бурого угля составила 90,6 %; длиннопламенного – 84,5 %; тощего – 78,3 %. Процесс термического разложения длиннопламенного угля протекает менее интенсивно в сравнении с остальными рассматриваемыми марками углей.

4. Определены объемы и составы газовых фаз, образующихся при термическом разложении углей в условиях нагрева до 1173 К в атмосфере аргона. Анализ газов показал, что газовая фаза углей преимущественно состоит из водорода. Наибольшее количество водорода содержится в газовой фазе бурого угля, а наибольшее количество монооксида углерода содержится в газовой фазе коксовой мелочи. Для исследуемых марок углей характерен следующий состав газовой фазы:  $\text{H}_2$  72 – 75 %;  $\text{CO}$  9 – 16 %;  $\text{CO}_2$  2 – 12 %;  $\text{CH}_4$  4 – 7 %. Газы близкого состава ( $\text{H}_2 + \text{CO} = 90 - 92 \%$ ) получают при каталитической конверсии природного газа в технологиях Midrex и HyL III.

## ГЛАВА 4. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ПОЛУЧЕНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ

### 4.1 Изучение кинетики твердофазного восстановления железа из оксидов рудогольных брикетов

Для изучения влияния температуры и длительности восстановительного обжига на процессы металлизации были проведены кинетические исследования. Эксперименты проводили согласно описанной ранее методике (см. п. 3.1). Для изготовления рудовосстановительных брикетов использовали железную руду – проба № 2 (таблица 3.2), бурый, длиннопламенный, тощий угли и коксовую мелочь. Фактическое содержание углерода в брикете было рассчитано по реакции (1.1) на полное восстановление железа из оксидов железной руды. Состав экспериментальных брикетов приведен в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Состав экспериментальных рудовосстановительных смесей

Обозначение брикета	Восстановитель	Содержание в 100 г смеси		Массовая доля элементов, %				
		руды	восстановителя	Fe <sub>общ</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
КБ-1	Бурый уголь	63,32	33,68	33,40	15,23	3,11	0,92	0,63
КД-1	Длинно-пламенный уголь	67,25	29,75	35,38	15,45	3,05	0,86	0,62
КТ-1	Тощий уголь	75,32	21,68	39,61	17,07	3,34	0,95	0,69
КК-1	Коксовая мелочь	77,40	19,60	40,75	17,80	3,53	1,03	0,72

На рисунке 4.1 представлены зависимости убыли массы рудовосстановительных брикетов от продолжительности изотермической выдержки и температуры, построенные по усредненным результатам экспериментов.

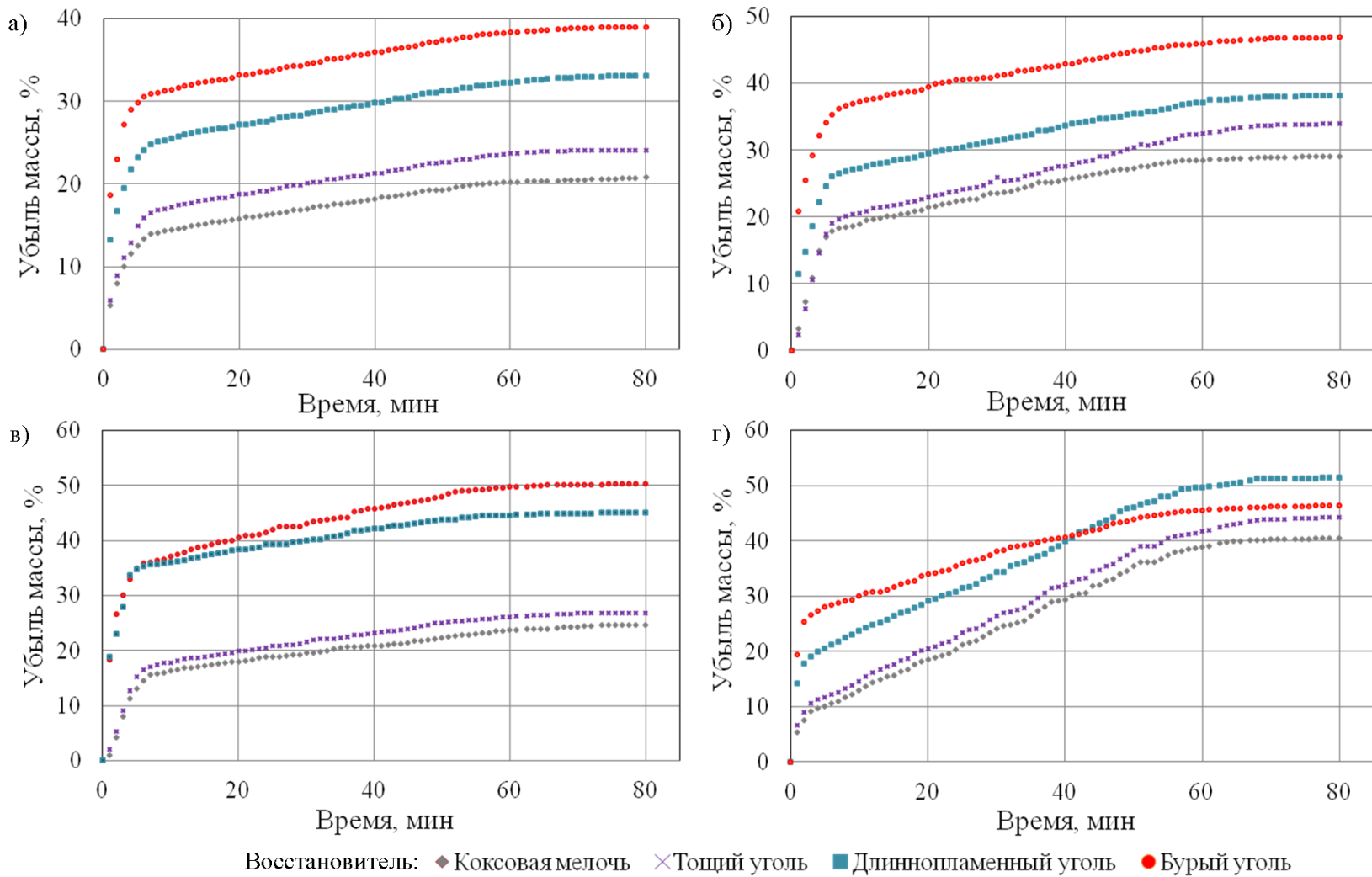


Рисунок 4.1 – Зависимость убыли массы рудовосстановительных брикетов от времени изотермической выдержки при температурах 1173 К (а), 1273 К (б) 1373 К (в) и 1473 К (г)

Анализ полученных экспериментальных данных показал, что при температурах изотермической выдержки 1173, 1273, 1373 К процесс металлизации протекает согласно общим закономерностям независимо от вида восстановителя: в течение первых 3 – 5 мин происходит интенсивная потеря массы брикетов, что связано с удалением гидратной влаги и выделением летучих у восстановителей. Далее для всех брикетов характерна равномерная потеря массы с разной скоростью. При температуре изотермической выдержки 1473 К в течение первых трех минут происходит более интенсивная потеря массы, после чего скорость убыли массы падает. При этом для брикета, в котором в качестве восстановителя используется бурый уголь, наблюдается уменьшение скорости потери массы и, как следствие, скорости восстановления. Результаты экспериментов показали, что оптимальной продолжительностью изотермической выдержки является 60 мин не зависимо от используемого восстановителя и температуры, при увеличении продолжительности выдержки изменение массы практически не происходит, что свидетельствует о завершении процесса восстановления.

На рисунке 4.2 представлены кинетические кривые зависимости степени восстановления от времени изотермической выдержки. Из представленных зависимостей (рисунок 4.2) следует, что при температуре изотермической выдержки 1173, 1273, 1373 К наибольшая степень восстановления  $\alpha$  – 44,96 %, 59,91 %, 78,08 % соответственно у брикетов, в составе которых в качестве восстановителя используется бурый уголь. При этих же температурах при использовании длиннопламенного и тощего углей степень восстановления несколько ниже и составляет соответственно 40,56 %, 48 %, 73,09 % и 36,06 %, 55 %, 71,49 %.

Наименьшая степень восстановления у брикетов, в которых используется коксовая мелочь и при температурах 1173, 1273, 1373 К составляет 29,10 %, 44,08 %, 61,39 %. Следует отметить, что не зависимо от используемого восстановителя степень восстановления растет с повышением температуры.

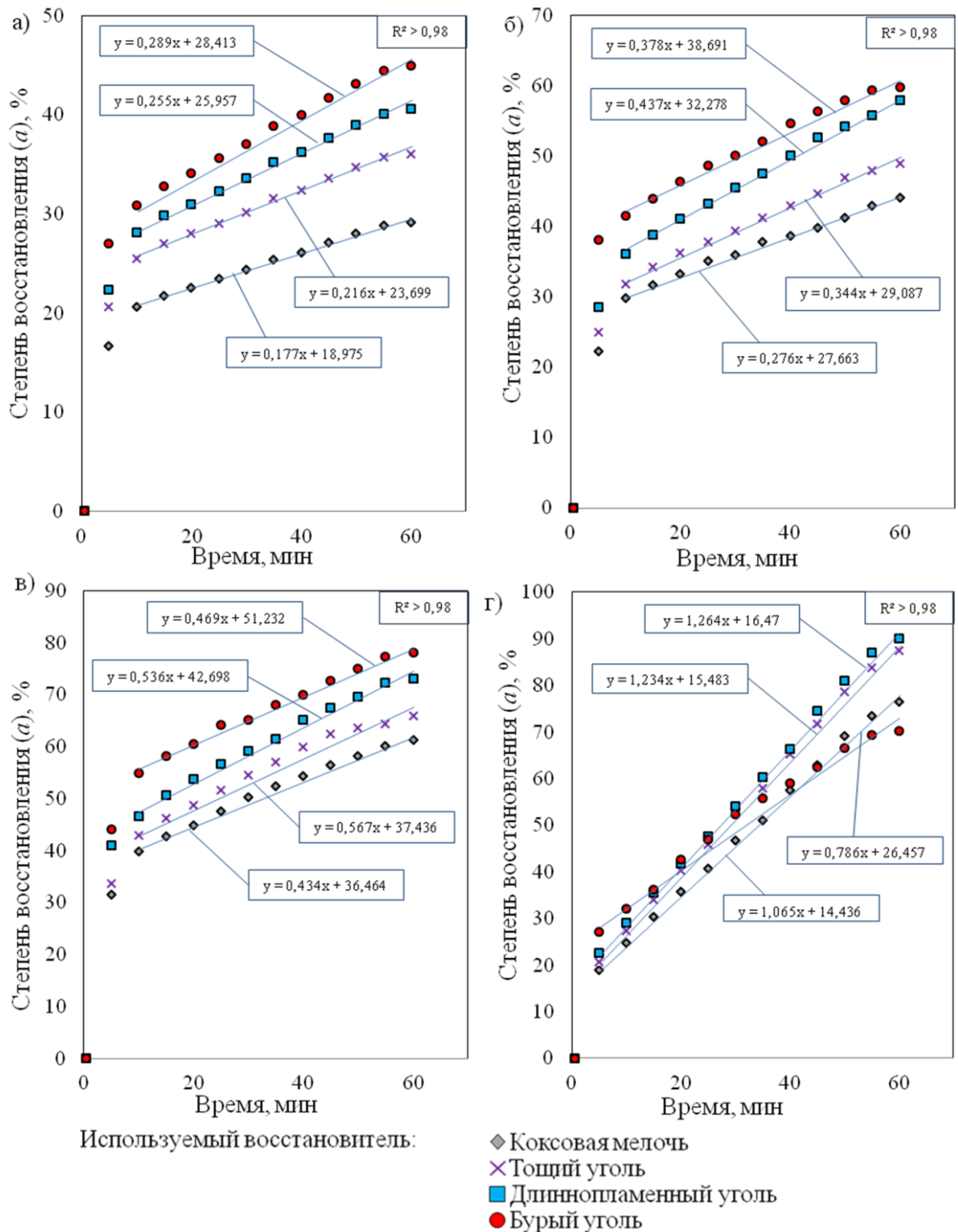


Рисунок 4.2 – Зависимость степени восстановления железа из оксидов от вида восстановителя и продолжительности изотермической выдержки для температур 1173 К (а), 1273 К (б), 1373 К (в) и 1473 К (г)

При температуре изотермической выдержки 1473 К характер расположения кинетических кривых изменился. Наибольшая степень восстановления у брике-

тов, в состав которых в качестве восстановителя входит длиннопламенный и тощий угли 90,15 и 87,55 % соответственно. Наименьшая степень восстановления у брикетов, составленных с коксовой мелочью и бурым углем 76,5 и 70,15 % соответственно, что, по-видимому, можно объяснить низкой реакционной способностью коксовой мелочи (см. таблицу 3.6) и более низкой температурой плавления золы бурого угля (см. таблицу 3.6), что в свою очередь связано с ее химическим составом (см. таблицу 3.5).

По результатам математической обработки данных в программном комплексе Microsoft Excel 2010 определено, что во всех случаях зависимость степени восстановления от времени изотермической выдержки с высокой точностью описывается линейной зависимостью (таблица 4.2) с коэффициентами корреляции более 0,95.

Таблица 4.2 – Результаты математической обработки экспериментальных данных

Используемый восстановитель	Кинетическое уравнение*	Скорость восстановления $V_a$ , %/мин
Температура изотермической выдержки – 1173 К		
Бурый уголь	$y(\alpha) = 0,289(\tau) + 28,413$	0,58
Длиннопламенный уголь	$y(\alpha) = 0,255(\tau) + 25,957$	0,51
Тощий уголь	$y(\alpha) = 0,216(\tau) + 23,699$	0,43
Коксовая мелочь	$y(\alpha) = 0,177(\tau) + 18,975$	0,35
Температура изотермической выдержки – 1273 К		
Бурый уголь	$y(\alpha) = 0,378(\tau) + 38,691$	0,74
Длиннопламенный уголь	$y(\alpha) = 0,437(\tau) + 32,278$	0,88
Тощий уголь	$y(\alpha) = 0,344(\tau) + 29,087$	0,68
Коксовая мелочь	$y(\alpha) = 0,276(\tau) + 27,663$	0,58
Температура изотермической выдержки – 1373 К		
Бурый уголь	$y(\alpha) = 0,469(\tau) + 51,232$	0,95
Длиннопламенный уголь	$y(\alpha) = 0,255(\tau) + 25,957$	1,09
Тощий уголь	$y(\alpha) = 0,567(\tau) + 37,436$	1,15
Коксовая мелочь	$y(\alpha) = 0,434(\tau) + 36,464$	0,87

## Продолжение таблицы 4.2

Используемый восстановитель	Кинетическое уравнение*	Скорость восстановления $V_a$ , %/мин
Температура изотермической выдержки – 1473 К		
Бурый уголь	$y(\alpha) = 0,786(\tau) + 26,457$	1,56
Длиннопламенный уголь	$y(\alpha) = 1,264(\tau) + 16,47$	2,48
Тощий уголь	$y(\alpha) = 1,234(\tau) + 15,483$	2,46
Коксовая мелочь	$y(\alpha) = 1,065(\tau) + 14,436$	2,12
* – для представленных уравнений коэффициент корреляции $R^2 > 0,95$ .		

Результаты экспериментов показали, что увеличение температуры изотермической выдержки рудугольных брикетов приводит к увеличению скорости восстановления. Скорость восстановления рассчитывали по формуле (3.4). Изменение скорости твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды от температуры с высокой точностью (степенью корреляции) описывается экспоненциальной зависимостью:  $y(Va) = 0,0018e^{0,0058(T)}$  (рисунок 4.3).

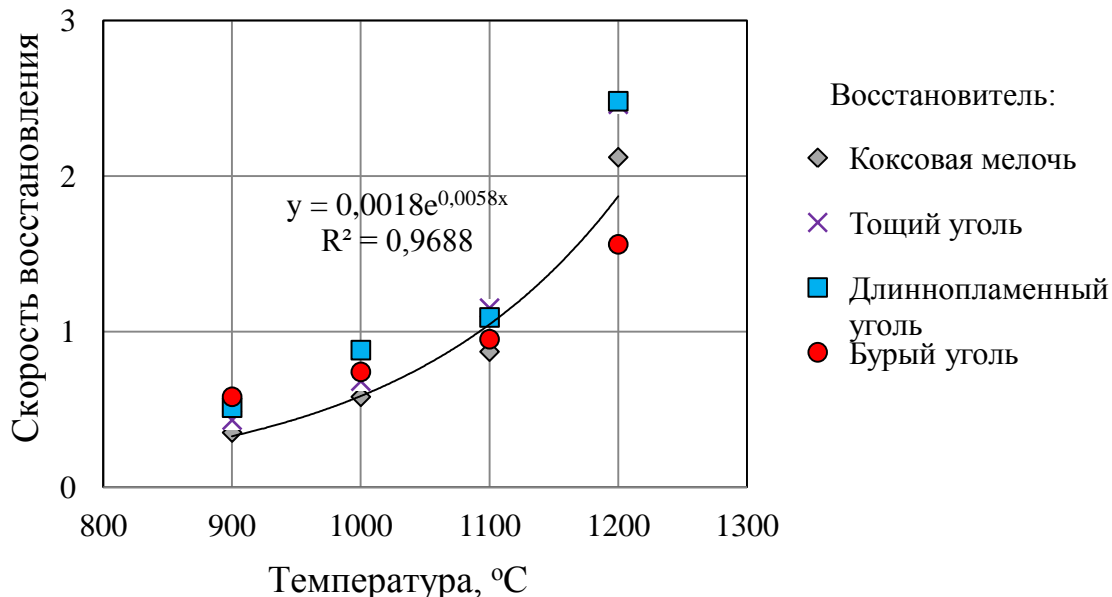


Рисунок 4.3 – Зависимость скорости восстановления железа из оксидов  $Va$  от температуры

Рентгенофазовый анализ продуктов металлизации (таблица 4.3) показал, что состав полученных металлизированных материалов представлен металлическим железом, оливинами и аморфным углеродом.



Таблица 4.3 – Результаты фазового анализа металлизированных материалов, полученных при температуре изотермической выдержки 1473 К в течение 60 мин

	Состав фазы
Основная фаза	$\alpha$ -Fe
Второстепенная фаза	Вюстит ( $\text{FeO}$ ); оливин (вер. энстатит – $\text{Mg}_2[\text{Si}_2\text{O}_6]$ ; фаялит – $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ ; графит
Примеси	$\text{SiO}_2$ ; $\text{Fe}_3\text{C}$

Анализ структур металлизированных материалов показал, что продуктом восстановительного обжига во всех опытах является губчатый материал с развитым в той или иной степени металлическим каркасом. На рисунке 4.4 представлены микроструктуры материалов (увеличение  $\times 250$ ), полученных в результате восстановительного обжига рудугольных брикетов при температуре изотермической выдержки 1473 К.

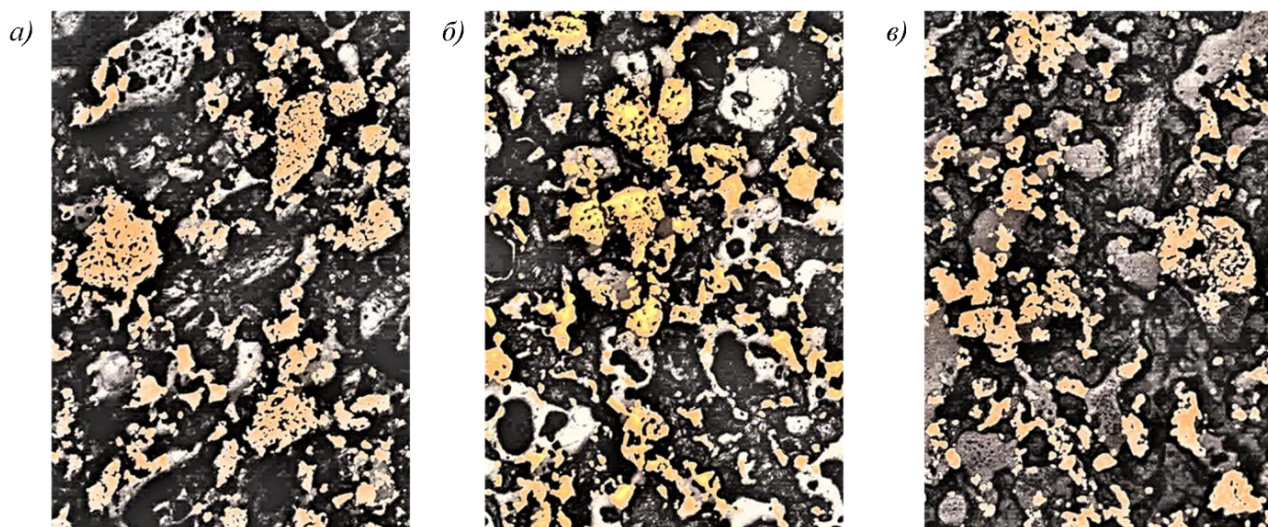


Рисунок 4.4 – Структуры металлизированных материалов полученных при температуре изотермической выдержки 1473 К и времени 60 мин с использованием бурого (а), длиннопламенного (б) и тощего (в) углей в качестве восстановителя (увеличение  $\times 200$ )

Как видно из рисунка 4.4 у материалов наблюдается различный характер металлического каркаса и распределения шлакообразных включений. Для металлизированного материала, полученного в результате изотермической выдержки при температуре 1473 К и продолжительности 60 мин, при использовании в качестве

восстановителя бурого угля характерна более развитая губчатая структура (рисунок 4.5). Для данного металлизированного материала характерно наличие на границе с металлической фазой силикатной составляющей (рисунок 4.5, б).

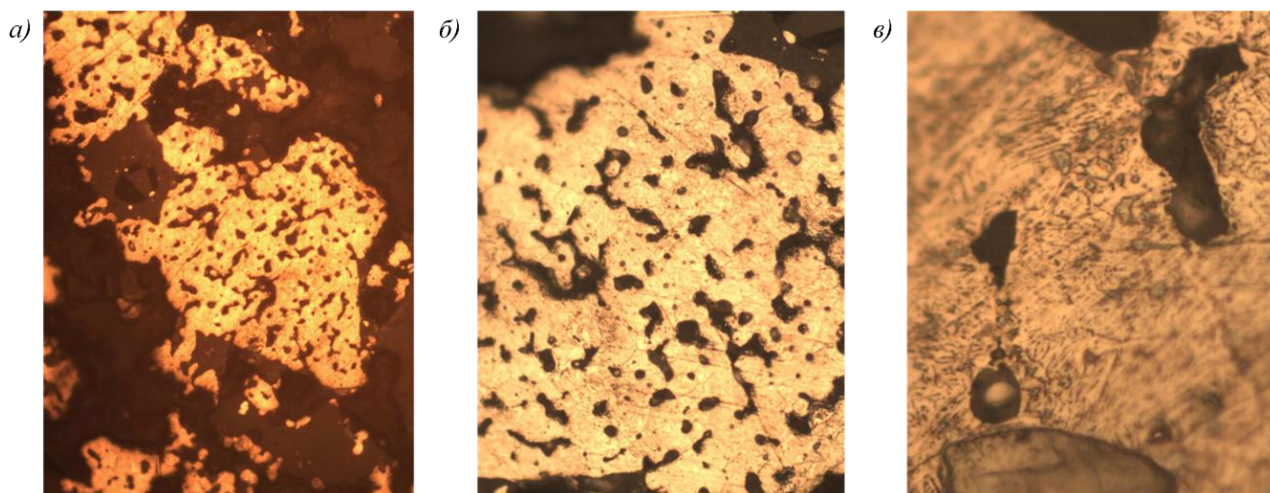


Рисунок 4.5 – Микроструктуры металлизированного материала полученного с использованием в качестве восстановителя бурого угля при температуре изотермической выдержки 1473 К и времени 60 мин при кратности увеличения  $\times 500$  (а),  $\times 700$  (б) и  $\times 900$  (в)

Из полученных результатов исследований следует, что угли с низкой степенью метаморфизма и высоким содержанием летучих обладают более высокими восстановительными свойствами при твердофазном восстановлении железа из оксидов. В то же время для углей с низкой степенью метаморфизма характерна высокая основность минеральной части. Так для углей марок Д и Т основность минеральной части составляет 0,194 и 0,112, а для бурого угля (марка 2Б) 1,68, поэтому при более высокой температуре металлизации - 1473 К при использовании в качестве восстановителя бурого угля происходит образование ранних шлаковых фаз. Жидкоподвижные фазы закупоривают газопроводящие каналы, в результате чего происходит замедление твердофазного восстановления железа из оксидов в рудоугольном брикете. Раннему образованию шлаковой фазы способствует высокое содержание оксидов кальция в золе бурого угля.

Полученные данные согласуются с результатами теоретического анализа процессов металлизации и результатами исследований авторов [152, 153].

#### **4.2 Экспериментальное определение параметров процесса эффективной металлизации железорудного сырья с использованием угля в качестве восстановителя**

По результатам исследования кинетики твердофазного восстановления железа из оксидов в рудоугольных брикетах (п. 4.1) установлено, что независимо от марки используемого угля оптимальным условием металлизации является восстановительный обжиг рудоугольных брикетов при температуре 1373 К в течение 60 мин.

Практика производства металлизированного сырья в трубчатых печах показывает целесообразность подачи в печь угля в количестве 30 – 40 % от массы загружаемой шихты [21]. По результатам, полученным при исследовании процессов термического разложения восстановителей (п. 3.3) определено, что при нагревании углей происходит образование газовой фазы, обладающей высоким восстановительным потенциалом ( $\text{CO} + \text{H}_2 > 90\%$ ). Газ подобного состава используется при производстве металлизированных окатышей по технологии Midrex.

Изучение влияния состава газовой фазы, образующейся в результате термического разложения углей, на процесс металлизации заключалось в изменении условий металлизации рудоугольных брикетов в печи Таммана. Использовались брикеты, составленные с железной рудой (проба № 2), бурым и длиннопламенным углем (см. таблицу 4.1).

Условия обжига включали металлизацию при подаче в печь нейтрального газа (аргон); металлизацию при герметизации печи и металлизацию при установке брикетов в угольную засыпку (уголь марки 2Б; фракция 2 – 5 мм). Во всех экспериментах температура изотермической выдержки составляла 1373 К в течение 60 мин.

Результаты экспериментов (таблица 4.4) показали, что наибольшая степень металлизации и содержание металлического железа у брикетов, которые были установлены в угольную засыпку. Наименьшие степень металлизации и содержание металлического железа у брикетов, полученных в условиях металлизации при подаче в печь нейтрального газа. Независимо от условий обжига наибольшая степень металлизации у брикетов, в составе которых используется бурый уголь, а

наибольшее содержание металлического железа характерно для брикетов с длиннопламенным углем.

Таблица 4.4 – Результаты металлизации рудугольных брикетов в различных условиях при температуре обжига 1373 К и времени выдержки 60 мин

Брикет	Содержание, %		Степень металлизации η, %
	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	
Металлизация в угольной засыпке			
КБ-1	80,7	75,1	93,1
КД-1	83,8	77,4	92,3
Металлизация без угольной засыпки			
КБ-1	61,2	48,0	78,5
КД-1	68,8	50,1	72,8
Металлизации в нейтральной атмосфере			
КБ-1	55,1	26,4	47,9
КД-1	63,2	28,5	45,0

Из представленных данных следует, что в восстановительных процессах участвует газовая фаза, образующаяся в результате термического разложения угля. Таким образом, металлизация рудугольных брикетов в угольной засыпке позволяет снизить количество восстановителя в брикете, повысить содержание металлического железа и снизить содержание углерода в продуктах металлизации. Для определения оптимального количества углей разных технологических марок в шихтовых смесях была проведена серия экспериментов, в ходе которых изменяли количество угля в брикетах.

Для проведения экспериментов были изготовлены брикеты, количество восстановителя в которых соответствовало соотношениям:  $C/C_{\text{стех}} = 0,8, 0,9, 1, 1,1$  ( $C$  – фактическое содержание углерода в смеси;  $C_{\text{стех}}$  – стехиометрически необходимое). Состав и обозначения экспериментальных брикетов представлены в таблице 4.5.

Испытания механической прочности при сбрасывании рудовосстановительных брикетов показали (таблица 4.6), что увеличение количества угля в шихтовой смеси приводит к снижению показателя прочности на сбрасывание для сырых рудугольных окатышей и брикетов.

Таблица 4.5 – Составы шихтовых смесей при разном количестве угля

Восстановитель	Количество восстановителя (C/C <sub>стех</sub> )	Обозначение брикета	Содержание в 100 г смеси		Содержание, %						
			Руда	Уголь	Fe <sub>общ.</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	S	MgO	CaO
Бурый уголь	1,1	КБ-1,1	59,95	37,05	31,66	14,73	3,05	0,043	0,25	0,61	0,91
	1	КБ-1	63,32	33,68	33,40	15,23	3,11	0,039	0,27	0,63	0,92
	0,9	КБ-0,9	66,69	30,31	35,14	15,73	3,17	0,039	0,28	0,64	0,92
	0,8	КБ-0,8	70,05	26,95	36,88	16,23	3,23	0,039	0,29	0,66	0,93
Длиннопламенный уголь	1,1	КД-1,1	64,28	32,72	33,84	14,97	2,98	0,034	0,27	0,60	0,85
	1	КД-1	67,25	29,75	35,38	15,45	3,05	0,034	0,28	0,62	0,86
	0,9	КД-0,9	70,23	26,77	36,92	15,93	3,11	0,034	0,29	0,64	0,87
	0,8	КД-0,8	73,20	23,80	38,46	16,41	3,18	0,034	0,31	0,65	0,88
Тощий уголь	1,1	КТ-1,1	73,16	23,84	38,49	16,75	3,30	0,039	0,31	0,68	0,95
	1	КТ-1	75,32	21,68	39,61	17,07	3,34	0,039	0,32	0,69	0,95
	0,9	КТ-0,9	77,49	19,51	40,73	17,38	3,38	0,039	0,33	0,70	0,95
	0,8	КТ-0,8	79,66	17,34	41,85	17,70	3,41	0,034	0,33	0,71	0,96
Слабоспекающийся уголь	1,1	КС-1,1	71,09	25,91	37,28	15,94	3,07	0,026	0,30	0,61	0,73
	1	КС-1	73,44	23,56	38,51	16,33	3,13	0,026	0,31	0,63	0,75
	0,9	КС-0,9	75,80	21,20	39,74	16,72	3,19	0,026	0,32	0,64	0,77
	0,8	КС-0,8	78,85	18,85	40,97	17,11	3,24	0,026	0,33	0,66	0,79

Таблица 4.6 – Результаты определения прочности на сбрасывание для сырых и металлизированных рудугольных брикетов

Количество восстановителя в рудугольной смеси	Показатель прочности, %		
	Сбрасывание:		
	1	2	3
Сырые брикеты			
$C/C_{\text{стех}}-0,9$	0,65	0,50	0,41
$C/C_{\text{стех}}-1$	0,71	0,54	0,47
$C/C_{\text{стех}}-1,1$	0,74	0,62	0,58

При изучении процессов металлизации брикет помещали в графитовый тигель и засыпали углем (уголь марки 2Б фракции 2 – 10 мм), далее тигель с брикетом помещали в печь Таммана, нагретую до температуры 1373 К, и производили изотермическую выдержку в течение 60 мин. В полученных в ходе экспериментов металлизированных материалах методами химического анализа определяли содержание  $Fe_{\text{мет}}$ ,  $Fe_{\text{общ}}$ , углерода, серы, фосфора. Усредненные результаты экспериментов представлены в таблице 4.7 и на рисунке 4.6.

Результаты экспериментов показали, что увеличение количества восстановителя в смеси не приводит к увеличению содержания металлического железа в материале. Как видно из рисунка 4.6, а при использовании длиннопламенного, тощего и слабоспекающегося угля оптимальным является количество восстановителя равное 90 % от стехиометрически необходимого, а при использовании бурого угля возможно применение еще меньшего количества угля – 80 % от стехиометрически необходимого. При этом при использовании бурого угля максимальное содержание металлического железа не превышает 78 %. Увеличение количества угля в рудугольной смеси независимо от марки угля приводит к увеличению степени металлизации (рисунок 4.6, б).

Из результатов исследования видно, что содержание серы и фосфора в металлизированных материалах находится в допустимых пределах. Наибольшее количество серы 0,19 – 0,21 % содержится в материалах, полученных с использованием бурого угля, что связано с повышенным содержанием серы в золе бурого угля,

наибольшее количество фосфора 0,018 – 0,021 % – в металлизированных материалах полученных с использованием длиннопламенного угля, что также объясняется содержанием фосфора в золе длиннопламенного угля. Наименьшее содержание серы (0,021 – 0,025 %) и фосфора (0,011 – 0,013 %) в металлизированных материалах полученных с использованием в качестве восстановителя слабоспекающегося угля.

Таблица 4.7 – Усредненные результаты экспериментов по определению оптимального количества угля в шихтовой смеси

Марка угля	Количество восстановителя	Обозначение брикета	Содержание, %					Степень металлизации – $\eta$ , %
	(C/C <sub>стех</sub> )		Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	C	S	P	
Бурый	1,1	КБ-1,1	76,8	76,1	2,7	0,215	0,012	99,09
	1	КБ-1	79,1	77,4	2,5	0,220	0,015	97,85
	0,9	КБ-0,9	80,9	78,2	2,1	0,210	0,015	96,66
	0,8	КБ-0,8	83,5	79,1	2,1	0,190	0,017	94,73
Длиннопламенный	1,1	КД-1,1	81,1	80,9	2,1	0,134	0,018	99,75
	1	КД-1	82,51	81,24	2,1	0,131	0,018	98,46
	0,9	КД-0,9	84,81	82,3	1,9	0,140	0,020	97,04
	0,8	КД-0,8	85,1	80,3	1,8	0,125	0,021	94,36
Тощий	1,1	КТ-1,1	82,85	82,1	2,0	0,085	0,017	99,09
	1	КТ-1	84,16	83,1	2,0	0,071	0,017	98,74
	0,9	КТ-0,9	84,39	82,6	1,8	0,075	0,018	97,88
	0,8	КТ-0,8	84,62	81,2	1,8	0,075	0,018	95,96
Слабоспекающийся	1,1	КС-1,1	82,02	81,5	1,9	0,025	0,013	99,37
	1	КС-1	83,91	82,1	1,9	0,023	0,012	97,84
	0,9	КС-0,9	84,2	81,9	1,8	0,025	0,012	97,27
	0,8	КС-0,8	83,51	80,4	1,8	0,021	0,011	96,28



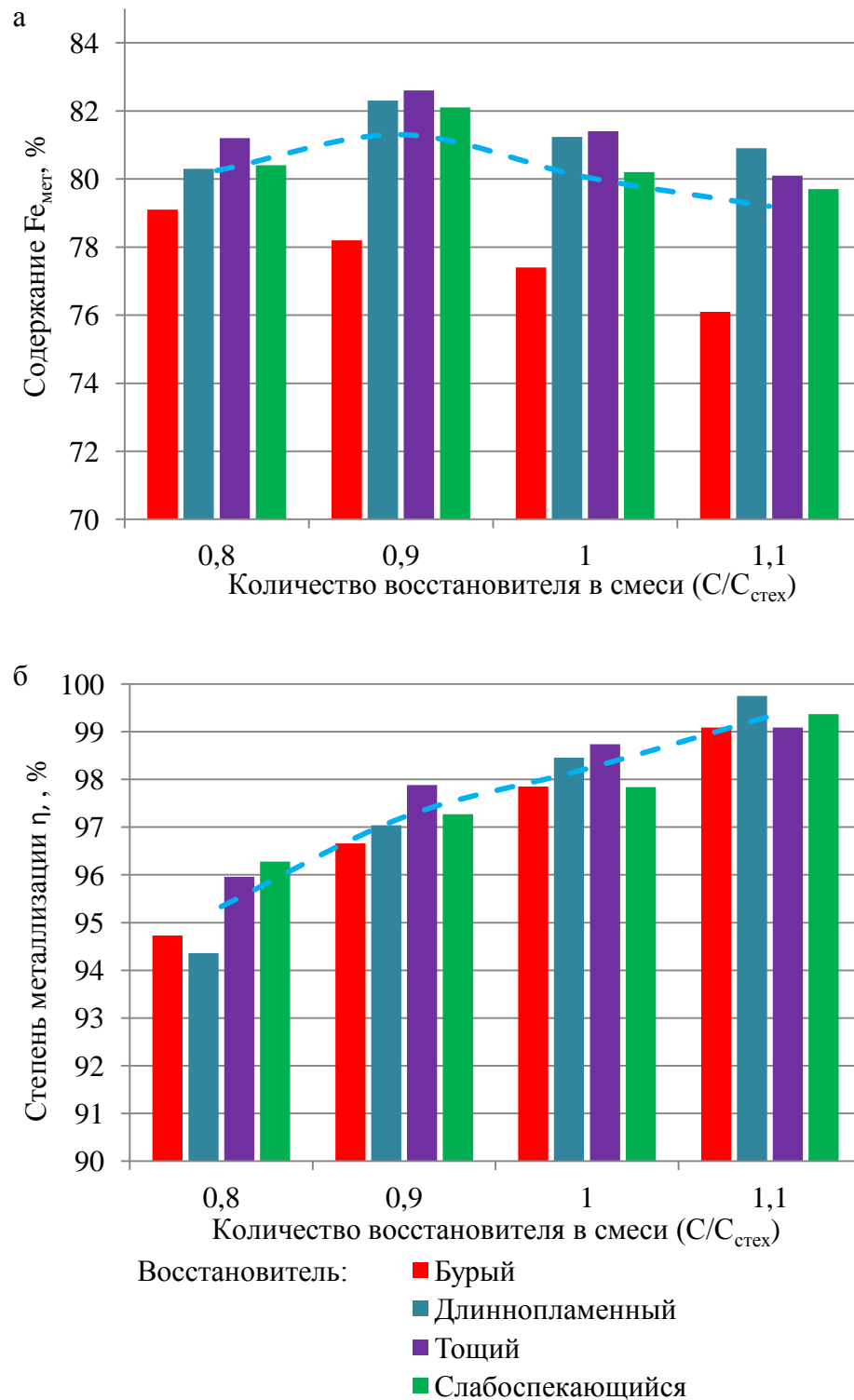


Рисунок 4.6 – Содержание  $Fe_{мет}$  (а) и значение степени металлизации (б) от количества восстановителя в рудугольной смеси

Сульфиды, содержащиеся в железной руде, в процессе металлизации не разлагаются и не восстанавливаются [155]. Большая часть серы в угле содержится в так называемой органической составляющей. В работе [156] показано, что при



термическом разложении угля наибольшая концентрация серы в газовой фазе наблюдается при температуре 673 К. Образование металлической фазы в процессе твердофазного восстановления железа из оксидов происходит позже и возможно при температуре 953 К. При этом согласно данным [157] содержание серы в металлизированном продукте растет с увеличением ее количества в угле и зависит от размеров рудоугольных окатышей.

По результатам экспериментальных исследований установлены оптимальные параметры металлизации при получении металлизированных материалов с содержанием металлического железа более 80 % [158, 159].

Параметры металлизации:

- условия обжига – угольная засыпка;
- температура восстановительного обжига 1373 К;
- время обжига 60 мин;

Состав шихтовой смеси приведен в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Оптимальный составы 100 кг шихтовой смеси при металлизации железорудного концентрата № 1

Марка угля	Бентонит, кг	Железорудный концентрат №1, кг	Уголь, кг
Длиннопламенный	3	67,59	29,41
Тощий		75,57	21,43
Слабоспекающийся		73,71	23,29

#### **4.2.1 Физико-химическая аттестация металлизированных материалов**

К металлизированным материалам, используемым в качестве железосодержащего сырья, предъявляются требования по содержанию железа металлического и железа общего, углерода, фосфора, серы, к фракционному составу и прочности, позволяющих осуществлять транспортировку, складирование и загрузку материалов в печь [14, 39].

Результаты аттестации физико-химических свойств металлизированных материалов, полученных с использованием в качестве восстановителей углей разных технологических марок, показали, что металлизированные материалы содержат дос-

таточное количество металлического железа более 80 % при степени металлизации более 95 % (таблица 4.9), что соответствует требованиям, предъявляемым к металлизированным продуктам для выплавки стали в дуговых электропечах.

Таблица 4.9 – Характеристики металлизированных продуктов

Восстано- витель – уголь	$\eta$ , %	Химический состав продукта, %								
		Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	S	P	C	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Марка Д	96	85,5	82,3	0,125	0,020	1,9	0,3	1,91	10,25	3,23
Марка Т	98	84,1	83,1	0,075	0,017	2,0	0,3	1,82	11,31	3,84
Марка СС	98	84,5	83,4	0,025	0,012	1,8	0,2	1,85	12,03	3,91

В связи с использованием железных руд с повышенным содержанием фосфора и серы, при использовании металлизированных материалов следует учитывать повышенное содержание этих элементов, удаление которых возможно стандартными технологическими приемами в процессе плавки.

Металлизированные материалы обладают достаточными прочностными характеристиками (таблица 4.10) для транспортировки, хранения и загрузки материалов в печь без значительных потерь.

Таблица 4.10 – Результаты определения прочности на сбрасывание металлизированных брикетов

Количество восстановителя в рудоугольной смеси	Показатель прочности, %		
	Сбрасывание:		
	1	2	3
$C/C_{\text{стех}}-0,9$	0,98	0,96	0,94
$C/C_{\text{стех}}-1$	0,96	0,95	0,92
$C/C_{\text{стех}}-1,1$	0,95	0,93	0,92

Определение механической прочности металлизированных материалов показало, что не зависимо от количества восстановителя в рудоугольной смеси металлизированные материалы, полученные по разработанным параметрам металлизации,

обладают достаточной прочностью и сохраняют свою пригодность для дальнейшего использования [160].

Согласно литературным данным [161] количество восстановителя в исходной рудугольной смеси оказывает влияние на процесс размягчения металлизированных материалов, поэтому были определены параметры процесса размягчения металлизированных брикетов, полученных при использовании разного количества длиннопламенного угля в шихтовой смеси по методике, приведенной в п. 3.1. Кривые размягчения металлизированных рудугольных брикетов представлены на рисунке 4.7.

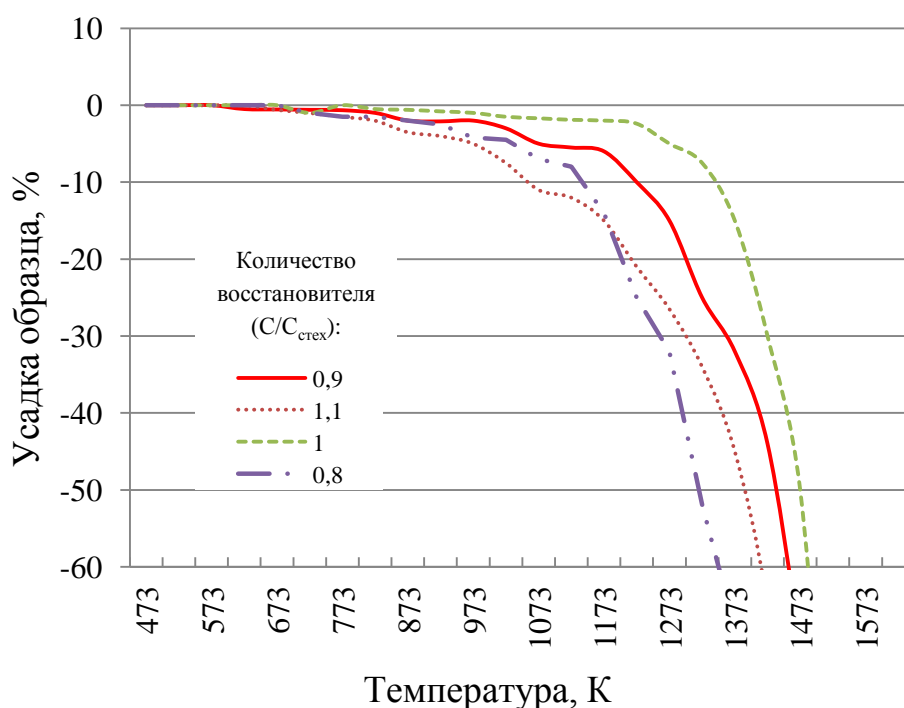


Рисунок 4.7 – Кривые размягчения металлизированных рудугольных брикетов

Результаты экспериментов показали, что процесс размягчения брикетов начинается при температурах 723 – 873 К. Наиболее устойчивы к термическому воздействию брикеты, составленные при использовании стехиометрически необходимого количества углерода ( $C/C_{стех} = 1$ ). У брикета, составленного с избытком восстановителя ( $C/C_{стех} = 1,1$ ), наблюдается наиболее широкий интервал размягчения (780 – 1350 К). Интенсивная усадка для исследуемых брикетов начинается при разных температурах:

- при соотношении  $C/C_{стех} = 0,8$  – 1150 К;
- при соотношении  $C/C_{стех} = 0,9$  – 1175 К;

– при соотношении  $C/C_{\text{стех}} = 1 - 1300 \text{ K}$ ;

Таким образом, из представленных результатов следует, что размягчение металлизированных брикетов начинается при температурах  $1150 - 1300 \text{ K}$ , что является нормальным показателем для металлизированного сырья.

#### 4.2.2 Разработка технологической схемы производства металлизированных рудоугольных окатышей

На основании полученных теоретических и экспериментальных исследований разработана технологическая схема производства металлизированных рудоугольных окатышей, представленная на рисунке 4.8.

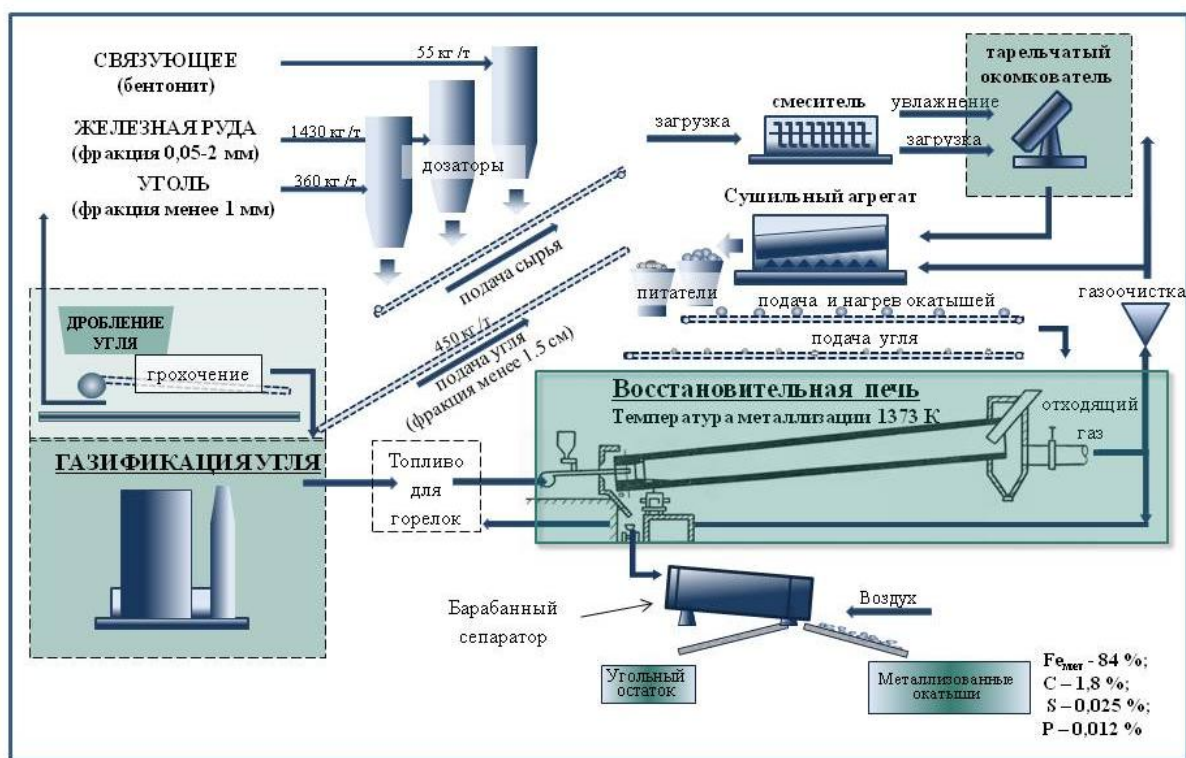


Рисунок 4.8 – Технологическая схема получения металлизированных рудоугольных окатышей

Компактирование шихтовых материалов предлагается осуществлять на тарельчатом окомкователе. Для получения металлизированных окатышей в качестве агрегата металлизации используется трубчатая вращающаяся печь. Данная печь позволяет соблюдать температурные и временные параметры процесса металлизации.

Процесс восстановления железа из оксидов углеродом эндотермический, в связи с этим печь целесообразно отапливать путем сжигания над слоем окатышей топлива в горелках, расположенных в разгрузочном торце печи, или в корпусе по длине печи. В качестве топлива для горелок возможно использовать природный газ, а также продукты газификации углей или отходов углеобогащения.

Согласно разработанным технологическим режимам во вращающуюся печь совместно с окатышами необходимо осуществлять подачу угля. С целью последующего отделения металлизированных окатышей от угольного остатка необходимо, чтобы размеры кусков угля не превышали размеры окатышей. За счет избыточного содержания угля, в печи будет образовываться большее количество восстановительных газов, которые рационально направить обратно в печь, а также использовать при сушке сырых окатышей.

Согласно предложенной технологической схеме (рисунок 4.8) в качестве сырья используется железорудный концентрат фракции 0,05 – 1 мм, уголь марки Д или Т фракции менее 1 мм; связующее – бентонит. Шихтовые материалы в заданных пропорциях направляются в смеситель, после чего увлажняются до влажности 20 – 30 % и подвергаются гранулированию с помощью тарельчатого окомкователя. С целью упрочнения и удаления избыточной влаги «сырые» окатыши направляются в сушильную камеру, где происходит их сушка и нагрев до 773 К. В качестве источника тепла предлагается использовать отходящие газы. Далее нагретые окатыши совместно с углем (марка 2Б; фракция 0,5 – 1,5 см) загружаются в трубчатую печь в количестве 45 % от массы шихты. Режим работы печи должен обеспечивать медленное перемешивание шихты и время нахождения материалов в печи 80 – 100 мин. Температура окатышей в печи не более 1373 К. Полученные металлизированные окатыши и угольный остаток выгружаются в барабанный сепаратор, оборудованный системой подачи воздуха для охлаждения материалов. Окисление окатышей предотвращает тонкий слой угольной пыли, образующийся на поверхности окатыша в процессе металлизации. Ячейки сепаратора рассчитаны таким образом, что бы металлизированные окатыши отделялись от крупных частиц угольного остатка.

Расчет материального и теплового балансов процесса получения металлизированных рудугольных окатышей проводили по методике расчета процесса металлизации во вращающейся печи [4]. Расчеты проведены на 100 кг металлизированных окатышей с использованием в качестве железорудного сырья концентрата № 1 (см. таблицу 3.4), восстановителя – угля марки Т и угольной засыпки угля марки 2Б. При расчетах были использованы расходные коэффициенты, температурные и временные параметры процессов, установленные в результате исследования.

Параметры трубчатой печи выбраны, исходя из годовой производительности – 600 тыс. т, что сопоставимо с производительностью одной батареи шахтной печи, используемой в технологии «Midrex». Длина трубчатой печи 100 м, диаметр 3,5 м, производительность 75 т/ч. Результаты расчетов материального и теплового балансов приведены в таблицах 4.10 и 4.11.

Таблица 4.10 – Материальный баланс трубчатой печи (производительность 75 т/ч)

Приход материалов:	кг	%	Расход материалов	кг	%
Поступило окатышей	100	31,92	Получено металлизированных окатышей	77,01	24,68
Поступило угля в шихту	24,38	7,75	Выход из печи:		
			зола, угля:	2,13	0,68
Поступило воздуха	189,91	60,62	дымовые газы	232,83	74,63
Итого	313,29	100	Итого	311,97	100
Невязка баланса составляет 0,04%					

Как показали расчеты, количество необходимого тепла для получения 1 т металлизированных рудугольных окатышей по разработанной технологической схеме составило 7283546 кДж. Согласно данным [1] для получения 1 т металлизированных окатышей в шахтной печи по технологии Midrex требуется 10751474 кДж тепла. Таким образом, показано, что предложенная технология производства металлизированных окатышей менее энергозатратна (энергопотребление меньше на 30 %) по сравнению с традиционной технологией Midrex по расходу материалов и топлива на тонну продукции. Количества тепла затраченного на 1 % Fe<sub>мет</sub> по тех-

нология Midrex составляет 121898,79 кДж, по разработанной технологии - 7187647,96 кДж, что на 28 % меньше.

Таблица 4.11 – Тепловой баланс трубчатой печи (производительность 75 т/ч)

Приход тепла	кДж	%	Расход тепла	кДж	%
1. Догорание от восстановления железа из оксидов	421834,68	57,92	1. Тепло на нагрев шихты	58932,93	8,11
2. Дожигание летучих	222977,98	30,61	2. Тепло на восстановление оксидов железа	241705,36	33,24
3. Тепло от сжигания угольной засыпки	662,03	0,09	3. Механический недожог	43542,7	6,93
4. Тепло, вносимое шихтой	67128	9,22	4. Потери с охлаждающей водой	96212,66	5,99
5. Тепло вносимое воздухом	3827,98	0,53	5. Потери корпусом печи в окружающую среду	5556	0,76
6. Тепло от выгорания серы	11924,01	1,64	6. Потери с уходящим дымовыми газами	286664,76	39,43
Итого	728354,68	100	Итого	727063,97	100
Невязка баланса составит 0,02 %					

Таким образом, технико-экономические показатели получения 1 т металлургических рудугольных окатышей с содержанием  $Fe_{мет} = 83 \%$  следующие:

- железорудный концентрат – 1430 кг;
- уголь марки Т – 360 кг;
- бентонит – 55 кг;
- уголь марки 2Б – 450 кг;
- подводимое тепло – 7,27 ГДж.

Стоимость шихтовых материалов по данным [162] представлена в таблице 4.12.

При использовании в качестве топлива для обогрева печи природного газа (удельная теплота сгорания 33500 кДж/м<sup>3</sup>) потребуется 217,4 м<sup>3</sup> на тонну металлургических окатышей. Себестоимость металлургических окатышей по шихте и

топливу составит 5400 руб./т (при стоимости 1 м<sup>3</sup> газа – 3,76 руб. [163]). По литературным данным [4] для получения 1 т металлized окатышей по технологии Midrex потребуется 1370 кг железорудного концентрата, 65 кг связующего и 635 м<sup>3</sup> природного газа. Себестоимость по шихте и топливу составляет 6200 руб./т. Таким образом, предложенная технология получения металлized окатышей позволяет снизить затраты на шихту и топливо на 13 %.

Таблица 4.12 – Стоимость шихтовых материалов

Шихта	Кол-во, т	Стоимость 1 т, руб.	Стоимость материала, руб.
Железорудный концентрат	1,43	2200	3146
Уголь марки Т	0,36	1200	432
Уголь марки 2Б	0,45	550	245
Бентонит	0,05	8000	400
Итого себестоимость 1 т шихтовых материалов:			4223 руб.

### 4.3 Исследование и разработка технологии получения гранулированного железа

#### 4.3.1 Определение параметров процессов получения гранулированного железа

По результатам теоретических и экспериментальных исследований установлено, что в процессах металлизации возможно образование легкоплавких шлаковых фаз. Образование жидких фаз замедляет процесс твердофазного восстановления железа из оксидов железорудного сырья, при этом данные процессы могут быть использованы при разделении металлической и шлаковой фаз.

Создание оптимальных условий для образования ранних шлаковых фаз при повышении температуры для твердого металлized материала способствует эффективному разделению металлической и шлаковой фаз в процессах получения гранулированного железа. Анализ литературных данных показал, что при получении гранулированного железа авторы [35] для создания условий разделения металлической и шлаковой фаз в шихту для металлизации дополнительно вводят



различные добавки ( $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ). При использовании в качестве восстановителей углей разных технологических марок можно создать необходимые условия для эффективного разделения металла от шлака в продуктах металлизации при повышении температуры изотермической выдержки.

Для изучения этого процесса был проведен комплекс исследований, включающий получение металлизированных материалов заданного состава и изучение процесса рафинирования полученного материала от оксидной составляющей путем разделения металлической и шлаковой фаз.

Для образования легкоплавкой шлаковой фазы в процессе металлизации необходимо, чтобы часть недовосстановленного  $\text{FeO}$  образовывала соединения с силикатной составляющей пустой породы железной руды. Согласно проведенным ранее термодинамическим исследованиям (см. таблицу 2.5) было определено количество бурого, длиннопламенного и тощего углей, необходимое для получения металлизированных полупродуктов заданного состава. Расчетный состав экспериментальных смесей представлен в таблице 4.13.

Таблица 4.13 – Состав экспериментальных рудугольных смесей

Обозначение брикета	Марка угля	Содержание в 100 г смеси		Массовая доля элементов, %				
		руды	восстановителя	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$
Б-7	Бурый	83,17	13,83	43,58	17,94	3,36	1,69	0,69
Д-7	Длинно-пламенный	84,79	12,59	44,43	18,20	3,40	0,87	0,70
Т-7	Тощий	88,10	8,90	46,15	18,75	3,48	0,87	0,72

В соответствии с результатами экспериментальных исследований процесса твердофазного восстановления железа из оксидов в рудугольных брикетах были выбраны следующие параметры металлизации: температура – 1373 К, продолжительность процесса – 60 мин. Состав полученных металлизированных полупродуктов приведен в таблице 4.14.

Таблица 4.14 – Состав металлизированных полупродуктов

Марка угля	Массовая доля элементов, %							Степень металлизации
	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	
Бурый	71,45	59,16	17,25	12,45	3,36	1,69	0,69	78,6
Длиннопламенный	73,30	56,3	21,10	13,30	3,40	0,87	0,70	76,8
Тощий	72,2	57,08	19,35	15,60	3,48	0,87	0,72	79

После завершения процесса металлизации в печь подавали нейтральный газ и повышали температуру до следующих значений: 1473, 1523, 1573, 1623, 1673, 1723 К. Изотермическая выдержка при этих температурах для каждого брикета составляла 10 мин. После чего полученные материалы извлекали из печи и охлаждали на воздухе. Материалы представляли собой смесь металлической и стекловидной составляющей, для которых характер распределения фаз был различным. Результаты спектрального анализа полученных металлических гранул представлены в таблице 4.15.

Таблица 4.15 – Приближенно-количественный спектральный анализ металлических гранул

Элемент	Fe	C	Mg	Si	Al	Mn	P	S
Результат анализа, %	99	< 1	< 0,07	< 0,5	< 0,5	0,2	< 0,1	< 0,1

По результатам анализа установлено, что для металлических гранул характерно высокое содержание восстановленного железа близкое к 99 %, содержание углерода менее 1 %, кремния и алюминия менее 0,5 %, серы и фосфора менее 0,1 %. Практический интерес представляют продукты, для которых возможно при охлаждении отделение шлаковой фазы от металлической. Таким образом, для полученных материалов оценивали наличие металлических гранул размером более 1 мм. Образцы разбивали в металлической ступке, после чего с помощью электромагнита отделяли металлическую фазу фракции + 1 мм. Результаты экспери-

ментов по жидкофазному разделению продуктов металлизации приведены в таблице 4.16.

Таблица 4.16 – Результаты экспериментов по жидкофазному разделению продуктов металлизации

Температура обжига, К	Используемый восстановитель		
	Бурый уголь	Длиннопламенный уголь	Тощий уголь
	Масса полученного гранулированного железа, г*		
1473	-	-	-
1523	4,2	-	-
1573	34,2	15,7	11,9
1623	43,1	24,1	12,5
1673	39,5	45,1	35,4
1723	41,2	40,1	15,7
* – при использовании 100 г железной руды пробы № 2.			

Для полученных шлаков определяли химический состав и температуры плавления. Температуры плавления и состав шлаковой фазы, полученной в результате изотермической выдержке при температуре 1623 К, представлены в таблице 4.17.

Таблица 4.17 – Состав шлаковой фазы и температура плавления

Используемый восстановитель	Химический состав, %					Т <sub>пл.(нач)</sub> , К	Т <sub>пл.(кон)</sub> , К
	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO		
Бурый уголь	24,50	12,87	12,58	24,00	10,21	1267	1287
Длиннопламенный уголь	22,00	10,19	5,62	12,61	4,53	1307	1322
Тощий уголь	18,00	12,01	6,02	13,46	17,92	1367	1377

Установлено, что при использовании в качестве восстановителей углей разных марок процесс разделения шлаковой и металлической фаз происходит с образованием разного количества металлических гранул (таблица 4.16), что вероятно связано с влиянием физико-химических свойств образующейся шлаковой фазы. По данным [164] шлаки данного состава (таблица 4.17) обладают достаточной текучестью в интервале исследуемых температур, что способствует эффективному разделению шлаковой и металлической фаз.

Наименьшая температура начала образования видимых, размером более 1 мм, металлических гранул составила 1523 К для смеси с использованием в качестве восстановителя бурого угля. Наибольшее количество металлических гранул – 45,1 г получено при использовании в качестве восстановителя длиннопламенного угля при температуре 1673 К. При более низкой температуре 1623 К было получено 43,1 г гранул в случае использования бурого угля.

По результатам исследований установлено, что эффективное образование жидкоподвижных шлаковых фаз происходит при повышении температуры и ограничении развития реакций восстановления для металлизированных материалов со степенью металлизации 75-80 %. Процесс образования металлических гранул происходит при температурах 1573 – 1675 К и достигается путем разделения шлаковой и металлической фаз. Полученные результаты согласуются с данными других исследований [166, 167, 168].

#### ***4.3.1 Разработка технологической схемы процесса производства гранулированного железа***

Из результатов экспериментальных исследований по изучению процессов получения гранулированного железа следует, что процесс реализуется в две основные стадии: I стадия – получение металлизированного материала с содержанием  $Fe_{мет}$  56 – 59 %, и степени металлизации не 75 - 80 %; II стадия – жидкофазное разделение шлаковой и металлической фаз. Экспериментально определены технологические параметры осуществления этих стадий. I стадия – температура 1373 К и продолжительность процесса – 60 мин; II стадия – температура 1573 – 1673 К и продолжительность 10 мин. При этом для второй стадии необходимо со-

блюдение условий ограничения развития восстановительных процессов [169, 170, 171].

Технологическая схема получения гранулированного железа представлена на рисунке 4.9.

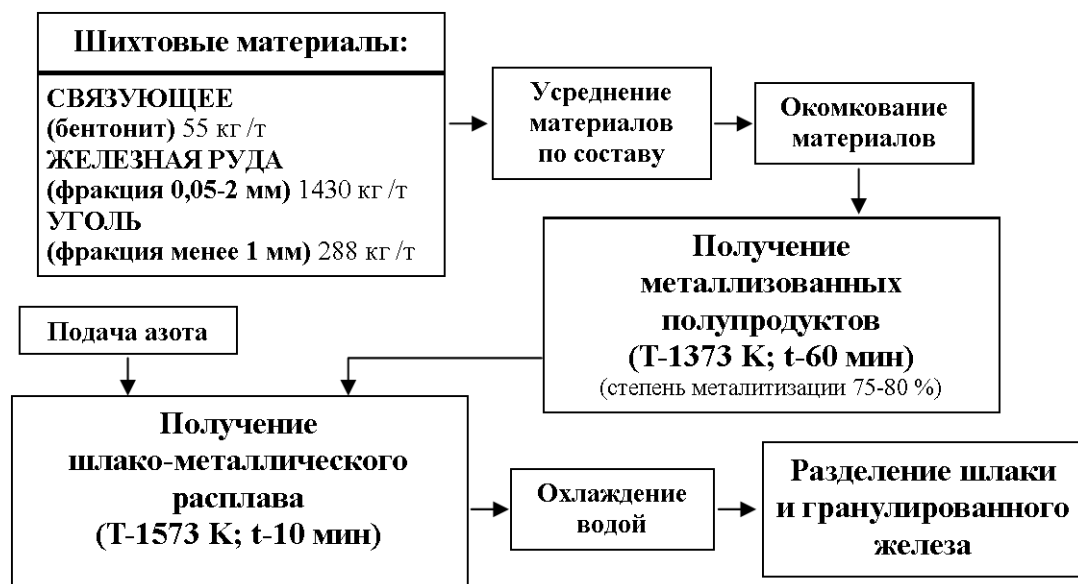


Рисунок 4.9 – Технологическая схема получения гранулированного железа

Получение полупродукта – металлизированных окатышей со степенью металлизации 75 – 80 % возможно по представленной технологической схеме (рисунок 4.8). Металлизированные окатыши с заданным химическим составом направляют в специальный агрегат, где при температуре 1573 К в атмосфере близкой к нейтральной в течение 10 мин происходит образование шлаково-металлического расплава. Полученный расплав направляют под струи воды, после чего для затвердевшей массы осуществляют отделение металлических гранул от шлака.

#### 4.4 Технологическое опробование металлизированного сырья при выплавке стали и чугуна

##### 4.4.1 Выплавка стали в ДСП с использованием металлизированных рудугольных окатышей

Выплавку стали с использованием металлизированных окатышей осуществляли в лабораторной 10-кг дуговой электропечи. Были проведены три серии экспери-

ментальных плавов, каждая серия включала 3 – 5 плавов. Первая серия включала выплавку стали Ст3 на металлическом ломе, вторая – выплавку стали Ст3 при замене 30 % металлического лома на металлизированные окатыши, третья серия включала выплавку стали при замене 50 % металлического лома на окатыши.

Плавки вели по двухшлаковой технологии. Перед плавкой в печь загружали металлический лом, далее после проплавления лома порционно подавали металлизированные рудугольные окатыши. Для офлюсования пустой породы окатышей и получения шлака с необходимыми физико-химическими свойствами в печь присаживали известь. Известь вводили во время завалки совместно с окатышами. Количество извести рассчитывали исходя из условия получения основности шлаков 2,2 – 2,4. Углеродсодержащие добавки не использовали, так как в металлизированных рудугольных окатышах содержится достаточное количество углерода. Состав исходных материалов приведен в таблице 4.18. Расчеты шихты проводили для получения 10 кг готовой стали марки Ст3 (C 0,14 – 0,22 %; Mn 0,3 – 1,10 %; Si 0,05 – 0,30 %; P, S < 1 %). Для раскисления применяли ферросилиций (ФС65) и силикомарганец (СМн17).

Таблица 4.18 – Состав исходных шихтовых материалов

Наименование материала	Химический состав исходных материалов, %								
Лом углеродистый	Fe	C	Si	Mn	Ni	Cu	Cr	S	P
	98,49	0,30	0,27	0,50	0,15	0,04	0,22	0,03	0,094
Окатыши	Fe <sub>мет</sub>	Fe <sub>общ</sub>	C <sub>тв</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	P
	80,20	82,90	1,9	11,25	0,30	1,91	3,23	0,07	0,017
Известь	-	-	-	CaO – 98,0					
ФС65	34,8	0,1	65	-	-	-	-	0,03	0,05
СМн17	-	2,5	18,0	66,0	-	-	-	0,03	0,1

На рисунке 4.10 представлен режим выплавки стали в 10-кг дуговой электропечи при замене 30 % металлического лома на металлизированные окатыши.

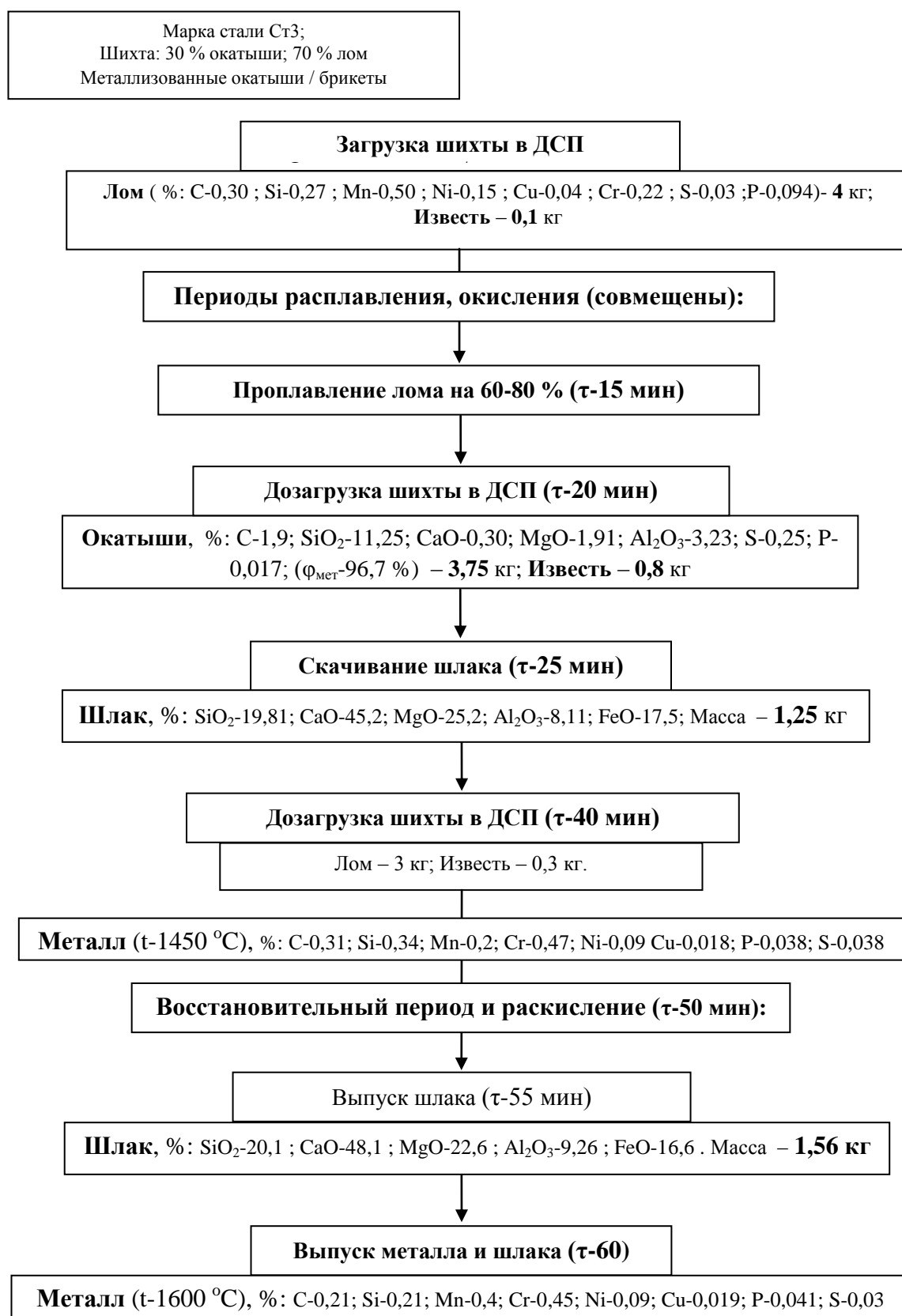


Рисунок 4.10 – Режим выплавки стали в 10-кг дуговой электропечи при замене 30 % металлического лома на металлизированные окатыши (τ – время от начала плавки)

В процессе плавки окатышей образовывались пенистые шлаки. Вспенивание шлака, вероятно, связано с протеканием реакции восстановления между FeO и

С окатышей, находящихся в шлаке. Интенсивное вспенивание происходит, когда реакция восстановления в окатыше не успевает закончиться до момента его расплавления и оставшийся  $\text{FeO}$  переходит в шлак, стимулируя развитие реакции обезуглероживания жидкого металла. Образующийся шлак был достаточно жидкоподвижным и при наклоне печи в сторону рабочего окна стекал самотеком. Таким образом, к концу периода плавления основная масса шлака была удалена. При достижении температуры металла 1783 – 1843 К проводили дозагрузку оставшейся части лома и извести. Восстановительный период осуществляли по принятой технологии. После ракисления выпуск стали осуществляли в предварительно нагретый графитовый тигель, вместимостью 12 кг. После охлаждения слиток очищали от шлака, выбивали из тигля и взвешивали (рисунок 4.11).



Рисунок 4.11 – Тигель со сталью после охлаждения

Режим плавки с введением в шихту 50 % металлизированных окатышей был аналогичен режиму с введением в металлошихту 30 % металлизированных окатышей. Отличие заключалось в том, что при дозагрузке совместно с ломом вводили известь и окатыши в соотношении 3:1:1. Масса полученного металла при замене 30 % металлического лома на окатыши составила 9,3 – 9,4 кг, а масса шлака 2,55 – 2,81 кг. При замене 50 % лома на окатыши получено 9,05 – 9,15 кг металла и 3,52 – 3,85 кг шлака. Результаты химического анализа проб, отобранных во время экспериментальных плавов, приведены в таблице 4.19.



Таблица 4.19 – Результаты химического анализа проб металла и шлака

№ плавки	Кол-во окатышей в шихте, %	Химический состав, %							
		C	Si	Mn	Ni	Cu	Cr	S	P
		Химический состав металла после расплавления окатышей, %							
4	30	0,31	0,34	0,4	0,09	0,018	0,47	0,038	0,024
5	30	0,29	0,40	0,4	0,08	0,020	0,45	0,042	0,031
6	30	0,35	0,26	0,3	0,09	0,016	0,51	0,031	0,022
7	50	0,25	0,40	0,4	0,07	0,012	0,32	0,045	0,036
8	50	0,26	0,35	0,3	0,10	0,010	0,30	0,049	0,036
9	50	0,24	0,44	0,3	0,06	0,015	0,32	0,041	0,033
		Химический состав готового металла, %							
4	30	0,18	0,21	0,4	0,09	0,019	0,45	0,037	0,041
5	30	0,17	0,23	0,3	0,08	0,017	0,46	0,031	0,040
6	30	0,19	0,19	0,4	0,07	0,021	0,45	0,029	0,037
7	50	0,22	0,25	0,4	0,07	0,012	0,32	0,041	0,051
8	50	0,21	0,24	0,3	0,08	0,013	0,30	0,042	0,050
9	50	0,22	0,24	0,3	0,07	0,011	0,33	0,042	0,053
		Химический состав шлака после расплавления окатышей, %							
		C	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	FeO	S	P
4	30	<1	45,2	19,81	8,11	25,2	17,5	-	-
5	30		48,1	20,10	9,26	22,6	16,6	0,10	-
6	30		41,0	18,35	7,10	28,1	18,1	-	-
7	50		43,2	26,2	12,00	21,1	20,1	0,12	0,008
8	50		46,1	24,7	13,04	18,4	22,4	0,13	-
9	50 %		40,3	28,1	10,90	23,9	18,5	-	0,007

Результаты экспериментальных плавов показали, что при использовании металлизированных окатышей, полученных по разработанной технологии металлзации, выплавлена сталь заданного состава (марка Ст3). Химический анализ готового металла (таблица 4.18) показывает уменьшение содержания фосфора и цветных

металлов (Ni, Cu). Количество шлака составило 15 – 25 % от массы металла, что несколько выше показателей выплавки стали при использовании металлизированных окатышей, полученных по технологии Midrex, где количество шлака составляет 10 – 20 % от массы металла [172]. Несмотря на это, экспериментальные плавки протекали спокойно и сопровождались интенсивным вспениванием шлака. Согласно [172] при плавлении металлизированных окатышей в режиме, когда дуги помещены в слой пенистого шлака, создаются благоприятные условия для сохранения футеровки стен, при уменьшении тепловой нагрузки на них, при этом скорость плавления окатышей и производительность печи могут снижаться. Кроме того вспенивание шлаков сопровождается интенсивным выделением CO, что в результате приводит к перемешиванию окатышей и увеличению скорости их плавления. Полученные результаты согласуются с современными научно-техническими сведениями об использовании металлизированных материалов при выплавке стали в ДСП [174, 175].

#### ***4.4.2 Исследование и отработка технологии выплавки синтетического чугуна в индукционных печах с использованием в шихте металлизированных рудоугольных окатышей***

Опытные плавки синтетического чугуна с использованием металлизированных окатышей проводили на тигельной индукционной печи ИСТ-1. Данная печь, используется в литейном цехе ремонтно-механического завода для получения синтетического чугуна марок СЧ 40-60 и СЧ 44-64.

Было проведено три серии экспериментальных плавов с заменой в шихте 10, 15 и 20 % металлического лома на металлизированные рудоугольные окатыши. Составы исходных шихтовых материалов приведены в таблице 4.20.

По результатам предварительного эксперимента было определено, что оптимальным является подача металлизированных окатышей при количестве расплава 60 % от объема тигля. Данный прием позволяет максимально использовать эффект электромагнитного перемешивания в ванне металла. Режим экспериментальной плавки при замене в шихте металлического лома на металлизированные окатыши представлен на рисунке 4.12.

Таблица 4.20 – Состав исходных шихтовых материалов

Наименование материала	Химический состав исходных материалов, %								
Металлический лом	Fe	C	Si	Mn	Ni	Cu	Cr	S	P
	98,49	0,30	0,27	0,50	0,15	0,04	0,22	0,03	0,094
Литейный чугун		3,1	3,5	0,95	-	-	-	0,04	0,9
Окатыши	Fe <sub>мет</sub>	Fe <sub>общ</sub>	C <sub>ТВ</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	P
	80,20	82,90	1,9	11,25	0,30	1,91	3,23	0,125	0,018
Кокс	C <sub>ТВ</sub> – 97 %; A <sup>d</sup> – 12 %; S <sup>d</sup> – 0,6								
ФС65	34,8	0,1	65	-	-	-	-	0,03	0,05

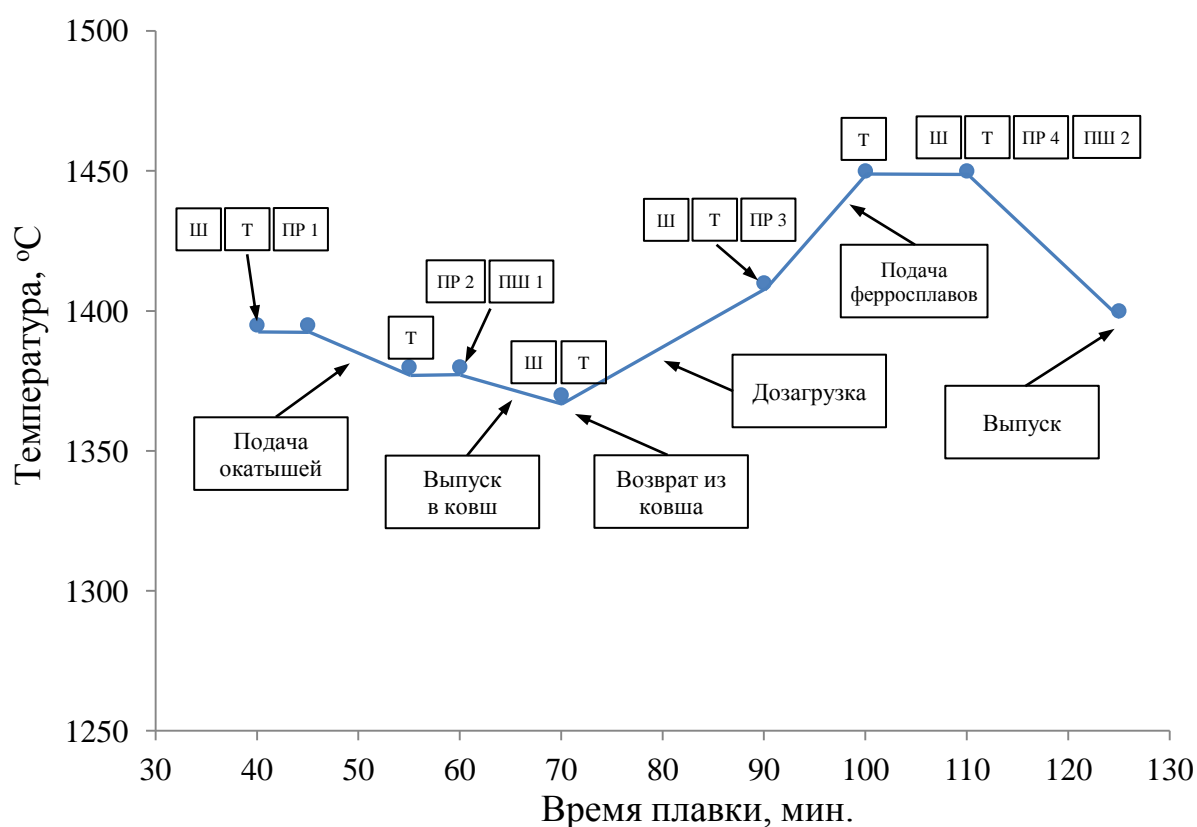


Рисунок 4.12 – Режим плавки чугуна на ИСТ-1 с использованием металлизированных окатышей

Скорость подачи окатышей составляла 10 кг/мин. К каждой порции окатышей (10 кг) добавляли 0,05 кг плавикового шпата. В течение 5 – 8 мин происходило видимое усвоение окатышей и образование шлакового расплава на поверхности металла (рисунок 4.13). Далее печь выключали и производили выпуск металла в разливочный ковш, с поверхности металла удаляли шлак, после чего металл из

ковша переливали обратно в печь. Данная операция позволяет минимизировать воздействие основных шлаков на футеровку печи.

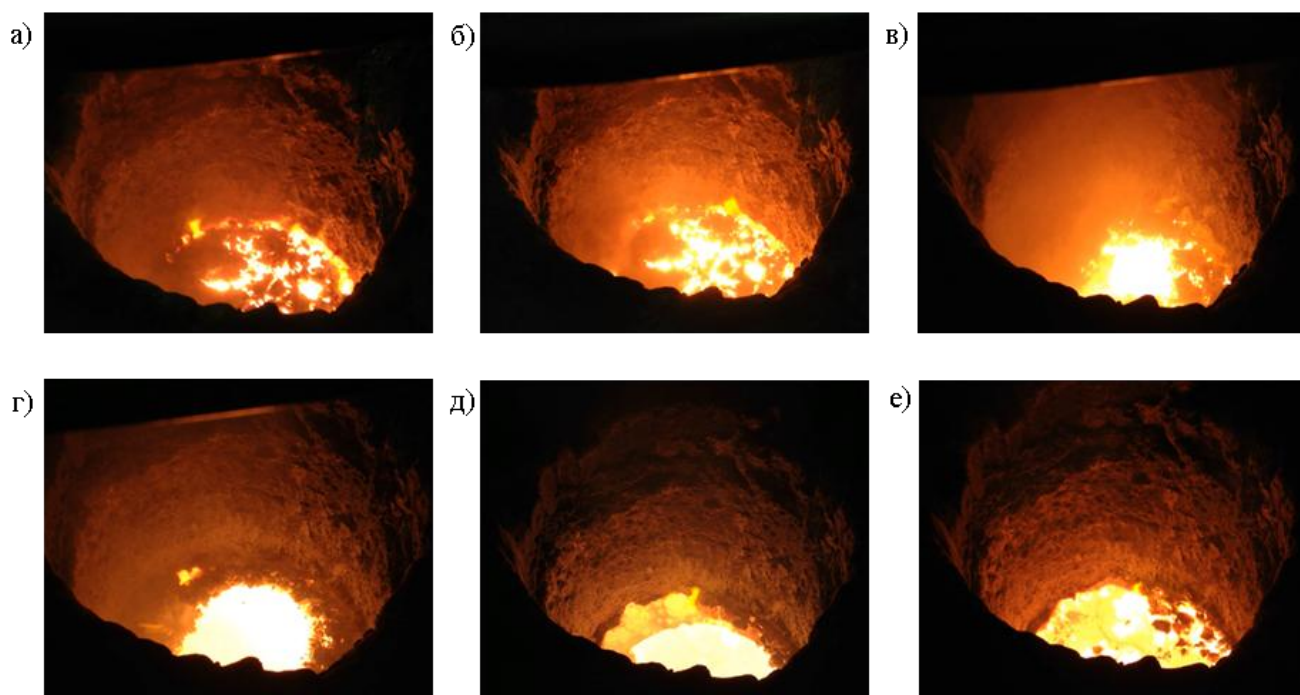


Рисунок 4.13 – Усвоение 10 кг металлизированных рудугольных окатышей в течение 2 (а), 2,5 (б), 3 (в), 3,5 (г), 4 (д) и 5 (е) минут после подачи на поверхность расплава

Показатели плавки по стандартной технологии и с использованием в шихте металлизированных окатышей приведены в таблице 4.21. Результаты анализа отобранных в ходе экспериментальных плавки проб металла и шлака представлены в таблице 4.22.

Как показали экспериментальные плавки, при порционной подаче окатышей в тигель, заполненный расплавом на 55 – 60 %, происходит эффективное затягивание окатышей вглубь ванны печи (рисунок 4.15). Данный процесс осуществляется за счет электромагнитного перемешивания. Процессы, протекающие при плавке металлизированных окатышей, можно описать следующим образом (рисунок 4.14). При вовлечении окатыша в воронку металла и попадания в расплав одновременно происходит несколько процессов: довосстановление  $\text{FeO}$  с образованием газообразного  $\text{CO}$ , растворение металлической фазы в расплаве, усвоение углерода и образование шлака.

Таблица 4.21 – Показатели экспериментальных плавов

	Обычная плавка	Плавка с использованием металлизированных окатышей		
		10 %	15 %	20 %
Состав шихты, кг/т:				
– литейный чугун	495	495	495	495
– металлизированные окатыши	-	115	185	245
– оборотный скрап	100	100	100	100
– металлический лом	300	200	150	100
Добавленные материалы, кг/т:				
– ферросилиций	4	4,2	4,4	4,5
– углерод	5	2,5	2	1,5
Количество шлака, кг/т	13	34	72	110
Количество отходящих газов, кг/т	3	17	21	25
Расход электроэнергии, МДж/т	2124	2358	3437	4100

Таблица 4.22 – Химический анализ образцов, полученных в ходе экспериментальных плавов с использованием 10 % металлизированных окатышей в шихте

Наименование пробы металла*	Массовая доля, %							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
ПР 1	3,04	0,91	0,48	0,05	0,04	0,06	0,076	0,10
ПР 2	3,04	0,87	0,49	0,05	0,02	0,05	0,065	0,09
ПР 3	3,08	0,82	0,47	0,04	0,03	0,05	0,068	0,10
ПР 4	2,96	3,03	0,89	0,05	0,03	0,05	0,060	0,10
Наименование пробы шлака*	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	P	
ПШ 1	18,0	58,42	10,13	4,51	нет	0,75	0,029	
ПШ 2	3,5	52,79	14,42	6,33	9,39	0,63	0,019	
* – условия отбора проб приведены на рисунке 4.13.								

С увеличением доли металлизированных окатышей в шихте количество шлака возрастает. На каждые 100 кг окатышей образуется 8 – 12 кг шлака. Помимо этого снижается содержание кремния в чугуне, который, наряду с углеродом принимает участие в довосстановлении оксидов железа, содержащихся в металлизированных окатышах.

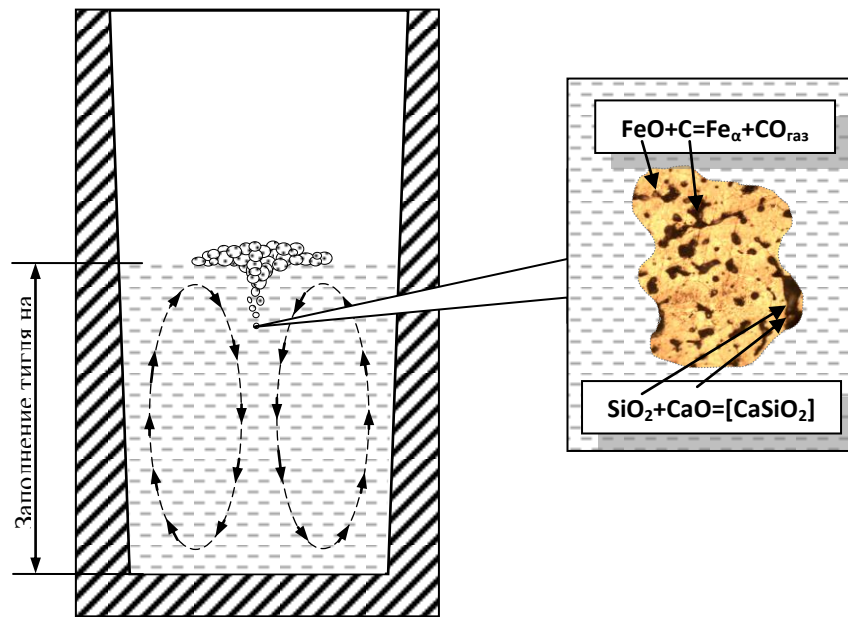


Рисунок 4.14 – Процесс увлечения окатышей вглубь тигля печи

Изделия, отлитые из полученного чугуна, отвечали всем предъявляемым требованиям, по количеству дефектов не отличались от литых изделий, полученных ранее с использованием чугуна, выплавленного на обычной шихте. Полученные данные согласуются с результатами других исследований и позволяют сделать вывод о том, что металлизированные рудоугольные окатыши, полученные по разработанной технологии, могут быть использованы в качестве шихты при индукционной плавке синтетического чугуна.

Применение в шихте металлизированных окатышей позволяет расширить сырьевые и технологические возможности выплавки синтетического чугуна в индукционных печах.

#### Выводы по главе 4

1. Экспериментально определено влияние температуры изотермической выдержки на скорость и степень твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды при использовании в качестве восстановителей углей разных технологических марок и коксовой мелочи. Получены эмпирические уравнения зависимости степени восстановления от времени изотермической выдержки для разных температур металлизации. Показано, что изменение степени восстановления

от температуры с высокой точностью описывается линейной зависимостью, а изменение скорости восстановления от температуры экспоненциальной.

2. Показано, что угли с низкой степенью метаморфизма и высоким содержанием летучих обладают более высокими восстановительными свойствами при твердофазном восстановлении железа из оксидов при температурах металлизации 1173, 1273, 1373 К. В то же время для углей с низкой степенью метаморфизма характерна высокая основность минеральной части. Поэтому, при более высокой температуре металлизации – 1473 К при использовании в качестве восстановителя бурого угля происходит образование силикатных шлаковых фаз, которые закупоривают газопроводящие каналы, в результате чего происходит замедление твердофазного восстановления железа из оксидов в рудугольном брикете. Раннему образованию шлаковой фазы способствует высокое содержание оксидов кальция в золе бурого угля.

3. Определены условия эффективной металлизации при использовании гематит-магнетитовой железной руды и углей разных технологических марок для получения губчатых металлизированных материалов с содержанием  $Fe_{мет}$  более 80 % С 1,5 – 2,5 %, S – 0,1%, P – 0,02 %:

- использование руды с содержанием  $Fe_{общ}$  – 52,3 % фракции менее 1 мм;
- содержание восстановителя в шихтовой смеси при использовании длиннопламенного угля марки Д, тощего марки Т и слабоспекающегося марки СС 29,41 %, 21,43 %, 23,29 % по массе, соответственно; количество связующего бентонита 3 % по массе.

- металлизация брикетов или окатышей должна осуществляться при температуре 1373 К и времени изотермической выдержки 60 мин с помещением брикетов или окатышей в угольную засыпку в количестве 30 % от массы сырых материалов.

4. Определены технологические параметры получения гранулированного железа с содержанием Fe ~ 99 % масс; C < 1 %; Al + Si < 0,5 %; S < 0,1%; P < 0,1 %. Показано, что в основе технологического решения лежит двухстадийный процесс: получение металлизированного продукта при температуре изотермической

выдержки 1373 К в течении 30 мин и эффективного разделения металлической и шлаковой фаз при нагреве до 1573 – 1673 К. Установлено, что эффективное разделение фаз при этих температурах возможно при получении в продукте 1-ой стадии соотношения  $\text{SiO}_2/\text{FeO}$  близким к 0,45, а при реализации 2-ой стадии – ограничение восстановительных процессов.

5. Разработаны технологические предложения для ЗАО «Западно-Сибирское геологическое управление», включающие технологию производства металлизированных материалов с использованием железной руды Мундыбашского месторождения и углей разных технологических марок для проектирования опытно-экспериментального модуля по производству железа прямого восстановления, что подтверждено актом о промышленном внедрении результатов научно-исследовательской работы (приложение Б).

6. В условиях ООО «РМЗ на НКАЗе» проведено опробование технологии выплавки синтетического чугуна в индукционной печи ИСТ-1 с использованием в шихте металлизированных рудоугольных окатышей. Определено, что оптимальным режимом является подача окатышей при заполнении тигля расплавом на 55 – 60 % при скорости подачи 2 – 5 кг/мин. При таком режиме за счет электромагнитного перемешивания происходит эффективное затягивание окатышей вглубь ванны печи.

Изделия, отлитые из полученного чугуна, отвечали всем предъявляемым требованиям и по количеству дефектов не отличались от литых изделий, полученных ранее с использованием чугуна, выплавленного на обычной шихте. Результаты технологических испытаний подтверждены актом (Приложение В).



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения диссертационной работы, направленной на разработку и исследование процессов металлизации с использованием сырьевой базы Кузбасса, получены следующие основные результаты:

1. Методами термодинамического моделирования установлены зависимости равновесной степени восстановления, состава и объема газовой фазы, образующейся в процессе твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды от расхода углей разных технологических марок: уголь бурый марки 2Б; уголь длиннопламенный марки Д; уголь слабоспекающийся марки СС. Определены оптимальные соотношения угля и железной руды, соответствующие наиболее полному восстановлению железа из руды.

2. По результатам моделирования выявлены соотношения между количеством и составом пустой породы руды и золы восстановителя в рудовосстановительной смеси, способствующие получению перспективного металлургического сырья – гранулированного железа с содержанием  $\text{Fe}_{\text{мет}} \sim 99 \%$ ;  $\text{C} < 1 \%$ ;  $\text{Al} + \text{Si} < 0,5 \%$ ;  $\text{S} < 0,1 \%$ ;  $\text{P} < 0,1 \%$  масс.

3. Исследован процесс термического разложения углей марок бурый, длиннопламенный, тощий при температурах твердофазного восстановления, проанализированы объемы и составы газовой фазы. Установлено, что для исследуемых марок углей характерен следующий состав газовой фазы:  $\text{H}_2$  72 – 75 %;  $\text{CO}$  9 – 16 %;  $\text{CO}_2$  2 – 12 %,  $\text{CH}_4$  4 – 7 %. Показана принципиальная возможность участия образующейся газовой фазы при твердофазном восстановлении железа из оксидов железной руды.

4. Экспериментально определено влияние температуры изотермической выдержки на скорость и степень твердофазного восстановления железа из оксидов железной руды при использовании в качестве восстановителей углей разных технологических марок и коксовой мелочи. Получены эмпирические уравнения зависимости степени восстановления от времени изотермической выдержки для разных температур металлизации. Показано, что изменение степени восстановления

от температуры с высокой точностью описывается линейной зависимостью, а изменение скорости восстановления от температуры экспоненциальной.

Установлено, что продуктом твердофазного восстановления железа из оксидов в интервале температур 1273 – 1473 К является губчатый материал с развитым в той или иной степени металлическим каркасом. Определен состав металлизированных материалов: металлическое железо, вюстит, стекло и аморфный углерод.

5. Показано, что угли с низкой степенью метаморфизма и высоким содержанием летучих обладают более высокими восстановительными свойствами при твердофазном восстановлении железа из оксидов железной руды. В то же время для углей с низкой степенью метаморфизма характерна высокая основность минеральной части. Поэтому, при более высокой температуре металлизации – 1473 К при использовании в качестве восстановителя бурого угля происходит образование силикатных шлаковых фаз, которые закупоривают газопроводящие каналы, в результате чего происходит замедление твердофазного восстановления железа из оксидов в рудоугольном брикете. Раннему образованию шлаковой фазы способствует высокое содержание оксидов кальция в золе бурого угля.

6. Определены технологические параметры получения гранулированного железа с содержанием  $\text{Fe} \sim 99 \%$ ;  $\text{C} < 1 \%$ ;  $\text{Al} + \text{Si} < 0,5 \%$ ;  $\text{S} < 0,1\%$ ;  $\text{P} < 0,1 \%$  масс. В основе технологического решения лежит двухстадийный процесс: 1 – получение металлизированного продукта при температуре изотермической выдержки 1373 К в течение 30 мин; 2 – разделение металлической и шлаковой фаз при нагреве металлизированного полупродукта до 1573 – 1673 К в нейтральной атмосфере. Установлено, что эффективное разделение фаз при этих температурах возможно при получении в металлизированном полупродукте минимального значения соотношения  $\text{SiO}_2/\text{FeO}$ .

7. Разработаны технологические предложения для ЗАО «Западно-Сибирское геологическое управление», включающие технологию производства металлизированных материалов с использованием железной руды Мундыбашского месторожде-

ния и углей разных технологических марок для проектирования опытно-экспериментального модуля по производству железа прямого восстановления.

8. Показана принципиальная возможность использования металлизированных материалов, полученных по разработанной технологии, при выплавке стали в электродуговых печах и синтетического чугуна в индукционных печах.

9. Научные результаты диссертационного исследования внедрены в учебный процесс, реализуемый кафедрой металлургии черных металлов ФГБОУ ПО «Сибирский государственный индустриальный университет» при подготовке бакалавров и магистров по направлению 22.04.02 – Металлургия в рамках дисциплин «Металлургия черных металлов», «КНИР» и при выполнении ВКР, что подтверждено актом о внедрении в учебный процесс (приложение Г).

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. World direct reduction statistics – [Электронный ресурс]. Режим доступа: [www.midrex.com](http://www.midrex.com).
2. Паршин, В. М. Сталеплавильное производство: резервы, развитие и повышение эффективности / В. М. Паршин, П. Ю. Жихарев // Сборник трудов XIII Международного конгресса сталеплавильщиков: Москва-Полевской, 2014. – 485 с.
3. Дорофеев, Г. А. О проблемах современного производства стали / Г. А. Дорофеев, С. З. Афонин, Л. Н. Щевелев, Е. Щивка // XIII Конгресс сталеплавильщиков. – 2008. – № 1. – С. 401 – 403.
4. Юсфин, Ю. С. Новые процессы получения металла (металлургия железа) : учеб. для вузов / Ю. С. Юсфин, А. А. Гиммельфарб, Н. Ф. Пашков. – М. : Металлургия, 1994. – 320 с.
5. Беликовский, А. Г. Современное состояние и тенденции развития технологии производства стали в ДСП и их конструкции / Белковский А. Г., Кац Я. Л., Краснянский М. В., Тулин Н. А. [и др.] / Бюллетень «Черная металлургия» «Развитие бескоксовой металлургии». – 1987.
6. Nobuhiko T. Nippon steel technical report // Development of iron-making Technology. – 2012. – № 101. – P. 79 – 88.
7. Товаровский, И. Г. Доменная плавка – эволюция, ход процессов, проблемы и перспективы / И. Г. Товаровский – Днепропетровск : Пороги, 2003. – 597 с.
8. Кашакашвили, Г. Б. Основанные на новых закономерностях процесса производства стали / Г. Б. Кашакашвили, Б. Г. Кашакашвили, И. Г. Кашакашвили // XIII Конгресс сталеплавильщиков. – 2008. – № 1. – С. 105–109.
9. Курунов, И. Ф. Доменный процесс – есть ли альтернатива? / И. Ф. Курунов // Металлург. – 2012. – № 4. – С. 40 – 44.
10. Seki K., Tanaka H. Changes in paradigm development of iron & steel industry by applying coal based dr processes: fastmelt® & itmk3® / Kobe Steel Ltd, Tokyo. – 2008.

11. Рошин, В. Е. Селективное восстановление металлов – технологическая перспектива развития черной металлургии / В. Е. Рошин, А. М. Газалиев, А. В. Рошин, Д. К. Исин // Вестник ЮУрГУ. Металлургия – 2006. – № 7. – С. 39 – 44.
12. Шнабель, С. От железа прямого восстановления до высококачественной стали / С. Шнабель // Черные металлы. – 2004. – № 6. – С. 20 – 23.
13. Кемпкен Йенс Мини-завод с полным циклом: короткий путь от железной руды до тонкой горячекатаной полосы / Йенс Кемпкен, Гвидо Кляйнтшмидт, Ян Бадер, Уве Тайдеман // Металлургическое производство и технология. – 2009. – № 2. – С. 9–15.
14. Юсфин Ю. С. Металлургия железа / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков // Учебник для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению Металлургия. Москва, 2007. – 320 с.
15. Копоть, Н. Н. Пути снижения себестоимости железа прямого восстановления / Н. Н. Копоть, В. С. Рыбкин, С. Н. Евстюгин, В. А. Горбачев, Л. И. Леонтьев // Сталь. – 2008. – № 1. – С. 4 – 5.
16. Тимофеева, А. С. Ресурсосбережение в металлургии прямого восстановления железа / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, А. В. Чичиварин, В. В. Фединна, Е. М. Тимофеева // Бюллетень Черная металлургия. – 2014. – № 2. – С. 35 – 39.
17. Borisenko A.Ju. Gefuege und eigenschaften von patentierten hochgekoehlten draht // Литье и металлургия. – 2011. – № 2 (60). – С. 101-105.
18. Близнюков, А. С. Прямое восстановление железной руды углем / А. С. Близнюков // Новости черной металлургии за рубежом. – 2010. – № 6. – С. 20 – 25.
19. Новое поколение печей с вращающимся подом для производства губчатого железа на основе угля / Р. Дегель [и др.] // Черные металлы. – 2000. – № 7. – С. 31 – 39.
20. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Л. И. Леонтьев Н. А. Ватолин, С. В. Шаврин [и др.]. – М. : Металлургия, 1997. – 431 с.
21. Кудрявцев, В. С. Металлизированные окатыши / В. С. Кудрявцев, С.А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1974. – 136 с.

22. Industrial Efficiency Tecknology – [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://ietd.iipnetwork.org/content/slrn-process>.

23. Карелин, В. Г. Разработка ОАО «ВНИИМТ» в области восстановления (металлизации) железорудных материалов // Сборник докладов научно-технической конференции «Металлургическая теплотехника в металлургии», Екатеринбург. – 2010. – С. 20 – 35.

24. Роменец, В. А. Процесс Ромелт / В. А. Роменец // М. : МИСиС, Издательский дом «Руда и Металлы. – 2005.

25. Пат. 1812206 СССР, М. Кл. С 10 j 3/48. Циклонный газификатор / Б. Б. Потапов, А. Н. Веденьев, И. Г. Товаровский.

26. Люнген, Х. Б., Современное состояние процессов прямого восстановления и восстановительной плавки железных руд / Х. Б. Люнген, К. Мюльхаймс, Р. Штеффен // «Черные металлы» (Stahl und Eisen). – октябрь 2001. – С. 20 – 34.

27. Зборщик, А. М. Конспект лекций по дисциплине «Структура и развитие металлургического производства» / А. М. Зборщик // – Донецк : ГВУЗ «ДонНТУ», 2009. – 200 с.

28. Kobelco – [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.kobelco.co.jp>

29. Wiesinger H. et al. Status, realized improvements and future potentials of the Corex technology //Stahl und Eisen(Germany). – 2002. – Т. 122. – №. 6. – С. 23-28.

30. Kirschen M., Badr K., Pfeifer H. Influence of direct reduced iron on the energy balance of the electric arc furnace in steel industry // Energy. – 2011. – Т. 36. – №. 10. – С. 6146 – 6155.

31. Nagano K. I. The Current Status and Future of Iron Ore and Coal Resources for Japanese Steel Mills // Tetsu-to-Hagane (Journal of the Iron and Steel Institute of Japan). – 2004. – Т. 90. – №. 2. – С. 51 – 60.

32. Zhang Y. Y. et al. Development prospect of rotary hearth furnace process in China //Advanced Materials Research. – 2013. – Т. 746. – С. 533 – 538.

33. Рыбкин, В. С. Разработка технологических основ рациональной схемы производства железа прямого получения из качканарских титаномагнетитов: ав-

тореф. дис. на соиск. учен. степ. кан. техн. наук : 05.16.02 / Рыбкин Виктор Сергеевич. – Екатеринбург, 2009. – 23 с.

34. Пат. 2087542 Российская Федерация, МПК C21B13/00. Способ пирометаллургического обогащения комплексных железосодержащих материалов / Н. А. Ватолин; А. С. Вусихис; В. И. Двинин; Л. И. Леонтьев; С. Г. Майзель; С. В. Шаврин. – № 94041489/02; заявл. 16.11.1994; опубл. 20.08.1997.

35. Пат. 2470078 РФ, МПК C21B13/08. Устройство и способ восстановительной обработки/ Сумитомо хэви индастриз, лтд. (JP), Осака стил ко., лтд (JP) / Ехара Нобуо (JP), Тецуяма Иссу (JP), Касио Сигеки (JP), Сатоу Юзуру (JP) - № 2009149315/02; заявл. 22.05.2008; опубл. 20.12.2012.

36. Naito M. Development of ironmaking technology //Shinnittetsu Giho. – 2006. – Т. 384. – С. 2.

37. Тюлин Н. А. Развитие бескоксовой металлургии / Под ред. Тулина Н. А., Майера К. – М. : Металлургия, 1987. – 328 с.

38. Тимофеева, А. С. Экстракция черных металлов из природного и техногенного сырья: учебное пособие для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению «Металлургия» / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко. – Старый Оскол : ТНТ, 2014. – 112 с

39. Гиммельфарб, А. И. Металлизация и электроплавка железорудного сырья / А. И. Гиммельфарб, А. М. Неменов, Б. Е. Тарасов. – М. : Металлургия, – 1981. – 152 с.

40. Поволоцкий, Д. Я. Основы технологии производства стали / Д. Я. Поволоцкий // Челябинск : Изд-во ЮУрГУ, 2004. – 202 с.

41. Зрайченко-Полозенцев, А. В. Оценка потенциальных резервов производства при выплавке синтетического чугуна / А. В. Зрайченко-Полозенцев, О. С. Коваль, Д. А. Дёмин // Technology audit and production reserves. – № 1(1), 2011. – С. 7 – 14.

42. Трахимович, В. И. Использование железа прямого восстановления при выплавке стали / В. И. Трахимович, А. Г. Шалимов. – М. : Металлургия, 1982. – 248 с.

43. ООО УК «Металлоинвест» – [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [www.metalloinvest.com](http://www.metalloinvest.com).

44. Мишин, П. П. Производство высококачественных чугунов для машиностроения / П. П. Мишин, С. П. Кошлев, Г. Б. Петров // М. : Metallurgia, 1983. – 40 с.

45. Пат. 2108396 РФ. Способ десульфурации чугуна в индукционной печи с кислой футеровкой / Лубяной Д. А., Соловьев С. А., Яппаров Р. Т., Старченко В. Г. – ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат». – № 97100486/02; заявл. 08.01.1997; опубл. 10.04.1998.

46. Пат. 2368668 РФ. Способ десульфурации чугуна, выплавленного в индукционной печи с кислой футеровкой / Лубяной Д. А.; Соловьев С. А.; Яппаров Р. Т.; Старченко В. Г. – ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат». – № 97100486/02; заявл. 08.01.1997; опубл. 10.04.1998.

47. Юсфин, Ю. С. Производство черных металлов и сплавов / Юсфин Ю. С., Пашков Н. Ф. – М. : ИКЦ «Академкнига». – 2007. – 260 с.

48. Леонтьев, Л. И. Комплексные руды Урала как сырье для прямого получения железа и сплавов / Л. И. Леонтьев, Б. З. Кудинов, С. В. Шаврин // Физико-химия прямого получения железа. Материалы Всесоюзной научной конференции, проведенной Научным советом по физико-химическим основам металлургических процессов. – М. : Наука, 1977. – С. 18 – 21.

49. Аникин, А. Е. Получение металлизированных продуктов из железоуглеродистых композиций на основе отходов металлургического производства / А. Е. Аникин, В. М. Динельт, Е. П. Волюнкина // Черные металлы. – 2010. – № 5. – С. 23 – 26.

50. Сафронов, А. В. Углеродотермическое восстановление ильменитовых концентратов в твердой фазе / А. В. Сафронов, Н. Ф. Якушевич, Б. М. Лебошкин, В. Н. Щадрин, С. О. Гордин // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2004. – № 2. – С. 19 – 22.

51. Баранов, В. Ф. Современные тенденции в технологии переработки магнетитовых железных руд. Основные направления / В. Ф. Баранов, Н. А. Патков-



ская, Т. И. Тасина, В. Н. Щадрин, С. О. Гордин // Обогащение руд. – 2013. – № 3. – С. 10 – 17.

52. Шпайхер, Е. Д., Салихов В. А. Месторождения полезных ископаемых и их разведка: учебное пособие / Е. Д. Шпайхер, В. А. Салихов. – 2-е изд., перераб. и доп. / СибГИУ. – Новокузнецк, 2003. – 239 с.

53. Школлер М. Б. Современные энерготехнологические процессы глубокой переработки твердых топлив : учебное пособие / М. Б. Школлер, С. Н. Дьяков, С. П. Субботин. – Новокузнецк : НИУ РЭТ-ТПУ, 2010. – 220 с.

54. Исламов, С. Р. Экономический кризис как побуждение к глубокой переработке угля / С. Р. Исламов // Уголь. – 2013. – № 2. – С. 46 – 48.

55. Минерально-сырьевая база угольной промышленности России : в 2 т. Т. 1. Состояние, динамика, развитие / Н. Н. Балмасов [и др.] ; под ред. А. Е. Евтушенко, Ю. Н. Малышева. – М. : Издательство Московского государственного горного университета, 1999. – 648 с.

56. Штумпф, Г. Г. Физико-технические свойства горных пород и углей кузнецкого бассейна : справочник / Г. Г. Штумпф, Ю. А. Рыжков, В. А. Шаламанов, А. И. Петров. – М. : Недра, 1994. – 447 с.

57. Метаморфизм углей и эпигенез вмещающих пород / Под ред. Г. А. Иванова ; М-во геологии СССР. Всесоюз. науч.-исслед. геол. ин-т «ВСЕГЕИ». – М. : Недра, 1975. – 256 с.

58. Геолого-промышленный атлас Канско-Ачинского угольного бассейна / Ред. В. С. Быкадоров, А. Ю. Озерский, А. Г. Еханин [и др.]. – Красноярск : Универс, 2001.

59. Производство йферросилиция:.. Справочник / Под ред. Ю. П. Снитко ; Новокузнецк, 2000. – 426 с.

60. Dinel't, V. M. Reduction of Iron Ore by Means of Lignite Semicoke / V. M. Dinel't, A. E. Anikin, V. M. Strakhov // Coke and chemistry. – 2011. – № 5. – P. 165 – 169.

61. Вегман, Е. Ф. Metallurgy of cast iron / Е. Ф. Вегман, В. П. Тарасов [и др.]. – М. : ИКЦ «Академкнига», – 2007. – 774 с.

62. Строкина, И. В. Разработка научных основ и определение технологических режимов углеродотермического восстановления и окисления железа в водородосодержащей атмосфере : дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : 05.16.02 / Строкина Ирина Владимировна. – Новокузнецк, 2013. – 154 с.

63. Термодинамический анализ окислительно-восстановительных процессов в расплавах продуктов твердофазного восстановления южноуральских титаномагнетитов / А. В. Асанов, В. Е. Бухарина, Н. В. Мальков, А. В. Рощин // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы Международной конференции. – Челябинск : Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 4.1. – С. 141 – 144.

64. Восстановительный обжиг железо-титановых рудных концентратов с применением комбинированных восстановителей ( $C_{\text{тв}} + H_2$ ) / Н.Ф. Якушевич, О.В. Кузнецова, А.В. Назаров // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2007. – № 20. – С. 16 – 24.

65. Леонтьев, Л. И. – В кн. : Физикохимия прямого получения железа / Л. И. Леонтьев, Б.З. Кудинов, С. В. Шаврин [и др.] // М. : Наука, 1977. – С. 18 – 21.

66. Амдур, А. М. Бескоксовая переработка железных руд Уральского региона / А. М. Амдур // Известия вузов. Горный журнал. – 2006. – № 3. – С. 44 – 48.

67. Мосия Д. В. Физико-химические закономерности процесса получения металлизированных окатышей из рудно-топливных шихт на основе дашкесанского железорудного концентрата / Д. В. Мосия, Т. И. Сигуа / Физикохимия прямого получения железа . – М. : Наука, 1977. – С. 23– 30.

68. Ростовцев С. Т. Физико-химия прямого получения железа / С. Т. Ростовцев. – М : Наука, 1977. – 207 с.

69. Галевский, Г. В. Применение буроугольных полукоксов в металлургии: технологическая и экономическая оценка / Г. В. Галевский, А. Е. Аникин, В. В. Руднева, С. Г. Галевский // Научно-технические ведомости Санкт-Петербургского государственного политехнического университета. 2(243)' 2016.

70. Амдур, А. М. Роль продуктов термической деструкции угля в процессе металлизации железорудных материалов / А. М. Амдур, Лхамсурэн Мунхтуул, Д. В. Благин // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012. – № 6. – С. 48 – 49.

71. Едильбаев, А. И. Комплексное исследование углей Казахстана как углеродистого сырья для прямого восстановления железа / А. И. Едильбаев, В. М. Страхов, К. Ш. Чокин, В. С. Музгина, И. В. Суровцева // Кокс и химия. – 2013. – № 9. – С. 20 – 27.

72. Калиакарпов, А. Г. Особенности углетермического восстановления железа при использовании углей Шубаркольского месторождения: дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук : 05.16.02 / Калиакарпов Алтай Гиндулинович. Караганда. – 1995.

73. Панишев Н. В. и др. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // Теория и технология металлургического производства. – 2014. – №. 2 (15).

74. Тлеугабулов, С. М. Развитие теоретических положений и разработка технологии твердофазного восстановления железа из обычного и фосфорсодержащего сырья: дис. на соиск. учен. степ. докт. техн. наук: 05.16.02 / Тлеугабулов Сулейман Мустафьевич. – 1993.

75. Асанов, А. В. Жидкофазное разделение продуктов твердофазного восстановления железо-ванадиевых концентратов / А. В. Асанов, А. В. Рошин, В. Е. Рошин // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия. – 2010. – №. 13 (189).

76. Крутилин, А. Н. Обзор методов интенсификации диффузионных процессов восстановления оксидов / А. Н. Крутилин, М. Н. Кухарчук, О. А. Сычева // Литьё и металлургия. – 2011. – №. 2 (60).

77. Власов, В. Г. Кинетика восстановления окиси железа древесным углем / В. Г. Власов, С. С. Лисняк // Известия вузов. Черная металлургия. – 1958. – №. 7. – С. 45 – 52.

78. Архипов, В. С. Влияние природы углеродистого материала на кинетику восстановления оксида железа углеродом / В. С. Архипов, С. И. Смольянинов, В. М. Страхов // Теория и практика прямого получения железа. – 1986. – С. 131.

79. Симонов, В. К. Некоторые вопросы кинетики и механизма восстановления окиси железа углеродом / В. К. Симонов, С. Т. Ростовцев // Известия вузов. Черная металлургия. – 1960. – №. 4. – С. 5 – 18.

80. Механизм и кинетика восстановления металлов / Сборник трудов: ответственный редактор А. М. Самарин. – М. : Наука, 1970. – 248 с.

81. Голодова, М. А. Исследование влияния температуры на процесс восстановления ванадия из оксидных систем / М. А. Голодова, И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, И. А. Рыбенко // Технические науки – от теории к практике. – 2015. – № 48 – 49. – С. 70 – 77.

82. Юсфин, Ю. С. Теория металлизации железорудного сырья / Ю. С. Юсфин, В. В. Даньшин, Н. Ф. Пашков, В. А. Питателев. – М. : Металлургия, 1982. – 256 с.

83. Рыжонков, Д. И. Теория металлургических процессов: учебное пособие для вузов / Д. И. Рыжонков, П. П. Арсентьев, В. В. Яковлев [и др.]. – М.: Металлургия, 1989. – 392 с.

84. Веселов, В. В. О химической стадии в механизме восстановления окислов металлов / В. В. Веселов, В. П. Дорохович // Термодинамика и кинетика процессов восстановления металлов.(романизед форм): Материалы конф. 20 – 23 мая 1969 г. Отв. ред. чл.-кор. АН СССР. Чижиков и проф., д-р техн. наук СТ Ростовцев. – М. : Наука, 1972. – С. 61.

85. Состояние теории восстановления окислов металлов / Чуфаров Г. И. [и др.]. // В сб. Механизм и кинетика восстановления металлов. – М. : Наука. – 1970. – Т. 7.

86. Горбачев, В. А. О механизме низкотемпературного восстановления гематита / В. А. Горбачев, С. В. Шаврин // Известия вузов. Черная металлургия. – 1983. – № 2. – С. 3 – 5.

87. Пыриков, А. Н. К вопросу об углетермическом восстановлении магнетитовых суперконцентратов / А. Н. Пыриков, А. Р. Жак, А. В. Борисов // Известия вузов. Черная металлургия. – 1986. – № 1. – С. 14 – 18

88. Юсфин, Ю. С. Обжиг железорудных окатышей/ Ю. С. Юсфин, Т. Н. Базилевич – М. : Metallurgia, 1973. – 272 с.
89. Филиппов С. И. Теория металлургических процессов //М.: Metallurgia. – 1967. 279 с.
90. Рощин, В. Е. Развитие теории углеродотермического восстановления и окисления железа в твердой фазе / В. Е. Рощин, А. В. Рощин // Вестник ЮУрГУ. Metallurgia. – 2012. – № 4. – С. 27 – 34.
91. Дигонский, С. В. Роль водорода в восстановлении оксидов металлов твердым углеродом / С. В. Дигонский, В. В. Тен // Альтернативная энергетика и экология. – 2009. – № 11 (79) – С. 45 – 55.
92. Дигонский, С. В. Газофазные процессы синтеза и спекания тугоплавких веществ (карбид кремния, пирографит, алмаз, кубический нитрид бора) / С. В. Дигонский. – М. : ГЕОС, 2013. – 464 с.
93. Сенин, А. В. Превращения в сидеритовой руде при восстановительном нагреве / А. В. Сенин, Л. С. Куприянов // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Metallurgia.. – 2013. – Т. 13. – С 19 – 23.
94. Особенности структуры и карботермического восстановления уральских хромовых руд / Сенин А. В. [и др.]. //Вестн. Юж.-Урал. гос. ун-та. Серия: Metallurgia. – 2003. – №. 3. – С. 7 – 13.
95. Рощин, А. В. Селективное восстановление и пирометаллургическое разделение металлов титаномагнетитовых руд / А. В. Рощин, В. П. Грибанов, А. В. Асанов // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Metallurgia. – 2006. – №. 10 (65).
96. Рощин, А. В. Электрическая проводимость и кристаллическая разупорядоченность в оксидах при восстановлении и окислении металлов / А. В. Рощин, В. Е. Рощин // Металлы. – 2003. – №. 2. – С. 3 – 9.
97. Термодинамика процессов восстановления окислов металлов / Чуфаров Г. И. [и др.]. – М : Metallurgia. – 1970. – Т. 4.
98. Третьяков, Ю. Д. Твердофазные реакции / Ю. Д. Третьяков. – М. : Химия, 1978. – 360 с.

99. Крутилин, А.Н. Твердофазное восстановление оксидов железа углеродом / А. Н. Крутилин, М. Н. Кухарчук, О. А. Сычева // Литье и металлургия – 2012. – № 2. – С. 11 – 15.

100. Платонова, О. В. Термодинамика процессов восстановления оксидов железа углеродсодержащими газовыми смесями / О. В. Платонова, Б. И. Леонович, А. А. Лыкасов // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2003. – №7. – С. 3 – 6.

101. Михайлов, Г. Г. анализ фазовых равновесий в системе «оксиды железа – углерод – CO – CO<sub>2</sub>» / Г. Г. Михайлов, Ю. С. Кузнецов, О. И. Качурина, А. С. Чернуха // Вестник ЮУрГУ. Серия Металлургия – 2013. – № 1. – С. 6 – 13.

102. Дигонский, С. В. Неизвестный водород / С. В. Дигонский, В. В. Тен. – СПб. : Наука, 2006. – 292 с.

103. Байков, А. А. Восстановление и окисление материалов / А. А. Байков // Металлургия. – 1926. – №. 3.

104. Вяткин, Г. П. Системный анализ процессов восстановления оксидов железа в атмосфере водяного газа в присутствии углерода / Г. П. Вяткин, Г. Г. Михайлов, Ю. С. Кузнецов, О. И. Качурина // Вестник ЮУрГУ. Металлургия – 2012. – № 15. – С. 53 – 59.

105. Yi Lingyun, Huang Zhucheng, Peng Hu, Jiang Tao / Action rules of H<sub>2</sub> and CO in gas-based direct reduction of iron ore pellets (Участие водорода и CO при прямом восстановлении) // Central South University Press and Springer-Verlag Berlin Heidelberg, 2012.

106. Якушевич, Н. Ф. Определение параметров окислительно-восстановительных процессов в системе Fe–C–O<sub>2</sub>–H<sub>2</sub> / Н. Ф. Якушевич, И. В. Строкина, О. А. Полях // Известия вузов. Черная металлургия. – 2011. – № 8. – С. 13 – 18.

107. Строкина, И. В. Термодинамические параметры диссоциации оксидов железа до шпинелей в системе Fe–C–O<sub>2</sub>–H<sub>2</sub> / И. В. Строкина, Н. Ф. Якушевич // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. Вып. 29 / Редкол.: Л.П.

Мышляев (главн. ред.) [и др.]: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2012. – 196 с., ил. С. 14 – 20.

108. Маслов, В. А. Особенности науглероживания в процессе металлизации оксидов железа природным газом / В. А. Маслов, В. О. Маслов // Вісник Приазовського державного технічного університету : зб. наукових праць / ПДТУ. – Маріуполь, 1996. – Вип. 2. – С. 13 – 16.

109. Водопьянов, А. Г. Диффузия, сорбция и фазовые превращения в процессах восстановления металлов / А. Г. Водопьянов, Г. Я. Кожевников. // – Наука, 1981. – 120 с.

110. Гоник, И. Л. Исследование термодинамики металлизации оксидоуглеродного брикета в условиях технологического обжига / И. Л. Гоник, Н. А. Новицкий, А. Г. Тюпина // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012. – № 12. – С. 16 – 18.

111. Трусов, Б. Г. База данных и программный комплекс Terra 2.9–М // МГТУ им. Н. Э. Баумана. – 2006.

112. Зиновьев, В. Е. Теплофизические свойства металлов при высоких температурах : справочник / В. Е. Зиновьев. – М. : Металлургия, 1989. – 385 с.

113. Синярев, Г. Б. Применение ЭВМ для термодинамических расчётов металлургических процессов / Г. Б. Синярев, Н. А. Ватолин, Б. Г. Трусов. – М. : Наука, 1982. – 32 с.

114. Есин, О. А. Физическая химия пирометаллургических процессов. Ч. 1. Реакции между газообразными и твердыми фазами / О. А. Есин, П. В. Гельд. – Свердловск : Металлургиздат, 1962. – 672 с.

115. Сурис, А. Л. Термодинамика высокотемпературных процессов : справочник / А. Л. Сурис. – М. : Металлургия, 1985. – 568 с.

116. Электронный справочник «Термодинамические свойства индивидуальных веществ» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://twi.mpei.ac.ru/TTHB/2/OIVT/IVTANThermo/Rus/index.htm#open5>.

117. Рыбенко, И. А. Разработка методики и системы расчета вариантов технологий непрерывного получения металла в агрегатах струйно-эмульсионного

типа: дис. канд. техн. наук : 05.16.02 : защищена 28.03.00 : утв. 14.06.00 / Рыбенко Инна Анатольевна. – Новокузнецк, 2000. – 165 с.

118. Рыбенко, И. А. Термодинамическое моделирование условий и режимов восстановления железа в системе Fe–C–O–H / И. А. Рыбенко // Журнал Символ науки. – Выпуск № 3. – 2015. – С. 25 – 31.

119. Горбель, И. А. Термодинамическая оценка процесса прямого восстановления железной руды синтез-газом / И. А. Горбель; науч. рук. В. А. Горбунова // Новые материалы и технологии их обработки : сборник научных работ XIV Республиканской студенческой научно-технической конференции, 23–26 апреля 2013 г. / Н. И. Иваницкий. – Минск : БНТУ, 2013. – С. 208 – 209.

120. Асанов, В. Р. Термодинамический анализ химических превращений при твердофазной металлзации титаномagnetитовых концентратов / В. Р. Асанов, В. Е. Рошин, А. В. Сенин, А. В. Рошин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 4. – С. 12 – 15.

121. Нохрина, О.И. Разработка основ энергоэффективных процессов металлзации с использованием термодинамического моделирования / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина, И.А. Рыбенко, И. Е. Ходосов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2016. – Т. 59. – № 4. – С. 237 – 244.

122. The use of coal in a solid phase reduction of iron oxide / O. I. Nokhrina, I. D. Rozhihina, I. E. Hodosov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. – 2015. – № 91. – С. 1 – 8.

123. Ходосов, И. Е. Моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железных руд / И. Е. Ходосов, К. С. Медведева, О. И. Нохрина // В сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых. Под общей редакцией. М. В. Темлянцева. – 2015. – С. 121 – 124.

124. Ходосов, И. Е. Моделирование твердофазного восстановления железа каменными углями / И. Е. Ходосов, О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина, И. А. Рыбенко / В сб.: Современные проблемы электрометаллургии стали. Материалы XVI Международной конференции. В 2-х ч. – 2015. – С. 210 – 214.



125. Ходосов, И. Е. Оценка возможности использования каменных углей Кузбасса для получения металлизированных продуктов / И. Е. Ходосов, А. В. Сидоров / В сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. Под общей редакцией профессора М. В. Темлянцева. – 2014. С. 71 – 73.
126. Бережной, Н. Н. Производство железорудных окатышей / Н. Н. Бережной, В. В. Булычев, А. И. Костин // М. : Недра. – 1977. – С. 20 – 26.
127. Вегман Е. Ф. Теория и технология агломерации / Е. Ф. Вегман – М. : Металлургия, 1974. – 288 с.
128. Атлас шлаков. Справ. изд. Пер. с нем. – М : Металлургия, 1985. – 208 с.
129. Люнген, Х. Б. Производство чугуна / Х. Б. Люнген, М. Петерс, П. Шмеле // Черные металлы. – 2010. – № 9. – С. 52 – 66.
130. Безверхий, И. В. Исследование влияния интенсифицирующих факторов на показатели процесса агломерации / И. В. Безверхий, А. А. Томаш // Донецкий национальный техничнй университет. Серия: металлургия. Выпуск: 11(159). – Донецк: ДонНТУ. – 2009. – С. 25 – 31.
131. Вегман Е. Ф. Окускование руд и концентратов / Е. Ф. Вегман //М. : Металлургия. – 1984. – Т. 256.
132. Программный комплекс FactSage 6.4 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.factsage.com>
133. ITmk3 Process / Shoichi KIKUCHI, Shuzo ITO, Dr. Isao KOBAYASHI, Osamu TSUGE, Koji TOKUDA // Kobelco technology review no. 29 dec. 2010
134. Коротич В. И. Теоретические основы окомкования железнорудных материалов / В. И. Коротич. – М. : Металлургия, 1966. – 178 с.
135. Research & Development Department, Iron Unit Division, Natural Resources & Engineering Business, \* 2 Midrex Technologies, Inc
136. Chen M. et al. High Temperature Softening Behaviours of Iron Blast Furnace Feeds and their Correlations to the Microstructures //6th International Symposium on High-Temperature Metallurgical Processing. – John Wiley & Sons, Inc., 2015. – С. 67 – 74.

137. Кожевников, И. Ю. Окускование и основы металлургии : учеб. для вузов / И. Ю. Кожевников, Б. М. Равич. – М. : Металлургия, 1991. – 304 с.
138. Физико-химические методы исследования металлургических процессов / П. П. Арсентьев [и др.]. – М. : Металлургия. – 1988. – Т. 13.
139. Мащенко, Ю. А. Бентонитовые глины / Ю. А. Мащенко // Известия вузов. Горный журнал. – 2003. – № 4. – С. 47–52.
140. Тимофеева, А. С. Влияние бентонита на комкуемость шихты и прочность сырых и сухих окатышей / А. С. Тимофеева, А. С. Елина, С. Г. Черных, М. С. Пивикова // Электронный сборник статей по материалам XV студенческой международной заочной научно-практической конференции. – 2013. – № 9. – С. 168 – 175.
141. Тимофеева, А. С. Исследование прочности брикетов, производимых Лебединским горно-обогатительным комбинатом / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, С. Н. Рекун, Ю. В. Семина, И. А. Руднов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 8. – С. 7 – 11.
142. Кларк, Э. Р. Микроскопические методы исследования материалов / Э. Р. Кларк, К. Н. Эберхард. – М. : Техносфера, 2007. – 376 с.
143. Методы обработки экспериментальных данных при измерениях / Грановский В. А. [и др.]. – Л. : Энергоатомиздат, 1990. – 288 с.
144. Остапенко, П. Е. Обогащение железных руд / П. Е. Остапенко. – М. : Недра, 1977. – 274 с.
145. Мизин В. Г. Углеродистые восстановители для ферросплавов. М / В. Г. Мизин, Г. В. Серов. – М : Металлургия, 1976. – 272 с.
146. Штумпф, Г.Г. Физико-технические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна: справочник / Г.Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А. Шаламанов, А.И. Петров. – М. : Недра, 1994. – 447 с.
147. Кудрявцев, В. С. Использование некоксующихся углей в черной металлургии / В. С. Кудрявцев, С.А. Пчелкин. – М. : Металлургия, 1981. – 168 с.
148. Химия и переработка угля / Под ред. д-ра х. н. проф. В. Г. Липовича. – М. : Химия, 1988. – 336 с.: ил.

149. Русьянова, Н. Д. Углекислота / Н. Д. Русьянова. – М. : Наука, 2000. – 316 с.
150. Винниченко С. Г. Увеличение производительности трубчатой печи конверсии природного газа : дипломный проект / С. Г. Винниченко ; Национальный исследовательский Томский политехнический университет (ТПУ), Институт природных ресурсов (ИПР), Кафедра химической технологии топлива и химической кибернетики (ХТТ и ХК) ; науч. рук. Г. Ю. Назарова. — Томск, 2016.
151. Нохрина, О. И. Использование каменных углей при восстановлении железа в твердой фазе / О. И. Нохрина, И. Е. Ходосов // Инновации в материаловедении и металлургии: материалы IV Международной интерактивной научно-практической конференции. – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2015. – С. 32 – 37.
152. Сафонов, А. В. Кинетика углеродотермического восстановительного обжига железотитановых концентратов / А. В. Сафонов, Н. Ф. Якушевич, А. В. Назаров, В. Н. Щадрин // Известия вузов. Черная металлургия. – 2004. – № 10. – С. 3 – 4.
153. Амдур, А.М. Кинетика восстановления железорудного концентрата углем / А. М. Амдур, А. М. Потапов, А. Л. Разницина, М. Лхамсурэн // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012. – № 8. – С. 17 – 20.
154. Ходосов, И. Е. Внедоменная переработка железных руд и углей Кузбасса / И. Е. Ходосов, К. С. Медведева // В сб.: Молодежь и наука: реальность и будущее. Материалы VIII Международной научно-практической конференции. – 2015. – С. 233 – 236.
155. Амдур, А. М. Десульфурация при восстановлении железорудных концентратов углем / А. М. Амдур, Д. В. Благин, В. В. Павлов, М. Лхамсурэн // Кокс и химия. – 2013. – № 3. – С. 2 – 11.
156. Меламуд, С. Г. Изучение механизма и кинетики десульфации железорудных окатышей / С. Г. Меламуд, Б. П. Юрьев, Н. А. Спирит // Известия вузов. Черная металлургия. – 2012. – № 8. – С. 14 – 17.

157. Кожевников, И. Ю. Бескоксовая металлургия железа: теоретические основы и современное состояние / И. Ю. Кожевников. – М. : Металлургия, 1970. – 336 с.

158. Нохрина, О. И. Использование каменных углей при восстановлении железа в твердой фазе / О. И. Нохрина, И. Е. Ходосов // В сб.: Инновации в материаловедении и металлургии. Материалы IV Международной интерактивной научно-практической конференции. Федеральное государственное автономное образовательное учреждение Высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина, Институт материаловедения и металлургии; Ответственные за выпуск: Н. Н. Озерец, А. С. Жилин. – 2015. – С. 32 – 37.

159. Грудницкий, О. М. Разработка и освоение технологии использования металлизированных окатышей с повышенным содержанием фосфора в условиях ОАО «БМЗ» – управляющая компания холдинга «БМК» / О. М. Грудницкий, А. В. Феклистов, А. В. Демин, А. И. Рожков, В. В. Николаев // Литье и металлургия. - 3 (71) 2015. – С. 15 – 20.

160. Ходосов, И. Е. Оптимизация параметров процесса металлизации при углеродотермическом восстановлении железа / И. Е. Ходосов, О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина / В сб.: Современные проблемы электрометаллургии стали. Материалы XVI Международной конференции. В 2-х ч. – 2015. - С. 214 – 219.

161. Тимофеева, А. С. Исследование прочности брикетов, производимых Лебединским горно-обогатительным комбинатом / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, С. Н. Рекун, Ю. В. Семина, И. А. Руднов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 8. – С. 7–11.

162. Информационный ресурс [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.metaltorg.ru>.

163. Поставщики энергоресурсов [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://energybase.ru>.

164. Атлас шлаков. Справочник / Перевод с нем. // М: Металлургия. – 1985. – 208 с.

165. Нохрина, О. И. Получение металлизированных продуктов путем твердофазного восстановления железа с использованием твердых углеродистых восстановителей / О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина, И. Е. Ходосов // В сб.: «Инновационные технологии и экономика в машиностроении». Сборник трудов VI Международной научно-практической конференции. Юргинский технологический институт; ответственный редактор: Д. А. Чинахов. – 2015. – С. 161 – 167.

166. Асанов, А. В. Жидкофазное разделение продуктов твердофазного восстановления железо-ванадиевых концентратов / А. В. Асанов, А. В. Рошин, В. Е. Рошин // Вестник ЮУрГУ. Metallurgy. – 2010. – № 13. – С. 37 – 40.

167. Сахалихов, С. П. Выделение металла при твердофазном восстановлении железа из монометальной и комплексной руд / С. П. Салихов, С. А. Брындин // Вестник ЮУрГУ. Metallurgy – 2012. – № 39. – С. 118 – 120.

168. Черняев, А. А. Моделирование двухстадийной переработки цинкосодержащих отходов металлургического производства: автореф. дис. на соиск. учен. степ. кан. техн. наук : 05.16.02 / Черняев Александр Александрович. – Магнитогорск, 2014. – 18 с.

169. Ходосов, И. Е. Гранулированное железо – инновационное металлургическое сырье / И. Е. Ходосов, К. С. Медведева, О. И. Нохрина / В сб.: Кузбасс: образование, наука, инновации. Материалы Инновационного конвента. Департамент молодежной политики и спорта Кемеровской области; Кузбасский технопарк; Совет молодых ученых Кузбасса. – 2015. – С. 360 – 363.

170. Ходосов, И. Е. Переработка железных руд и углей Кузбасса / И. Е. Ходосов, О. И. Нохрина / Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2015. – № 2. – С. 118 – 121.

171. Nokhrina, O. I. Production and use of concentrates from polymetallic manganese ore / O.I. Nokhrina, I. D. Rozhikhina, I. E. Proshunin, I. E. Khodosov // Steel in Translation. – 2015. – Vol. 45. – С. 295 – 300.

172. Попов, В. В. Оценка эффективности способа производства стали с использованием металлизированного железорудного сырья / Вестник Воронежского государственного технического университета. – № 3. – том 6. – 2010. – С. 21 – 27.

173. Федина, В. В. Шлаковый режим при электроплавке металлизированных окатышей в дуговой сталеплавильной печи / В. В. Федина, Э. Э. Меркер, А. И. Кочетов, Д. А. Харламов, О. И. Бартенева // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 11. – С. 24 – 26.

174. Амдур, А. М. Массообмен при взаимодействии металлизированных окатышей с расплавом / А. М. Амдур, А. С. Михайлов, С. Г. Братчиков, А. М. Ереметов, В. Л. Ледовский, А. М. Фомин // Известия вузов. Черная металлургия. – 1988. – № 11. – С. 42 – 53.

175. Каскин, К. К. Непрерывный переплав металлизированных и железорудных окатышей в руднотермической печи с получением полупродуктов / К. К. Каскин // Вестник ЮУрГУ. Металлургия – 2010. – № 15. – С. 82 – 84.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А.

### Равновесный состав фаз при восстановлении 100 кг железной руды углями разных марок

Таблица А.1 – Равновесный состав фаз при восстановлении 100 кг железной руды углями разных марок при температуре процессов 1173 К

	Состав фаз:										
	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	Fe(c)	FeO(c)	SiO <sub>2</sub> (c)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (c)	MgSiO <sub>3</sub> (c)	CaSiO <sub>3</sub> (c)
Количество угля, кг	Уголь длиннопламенный										
10	0,88%	4,74%	0,03%	0,23%	0,00%	14,74%	56,39%	4,16%	1,88%	0,03%	0,07%
15	1,09%	5,84%	0,04%	0,33%	0,00%	33,60%	28,87%	4,05%	1,84%	0,06%	0,09%
20	1,28%	6,86%	0,05%	0,43%	0,00%	50,69%	3,90%	3,96%	1,80%	0,00%	0,07%
25	1,74%	5,22%	0,05%	0,51%	0,00%	51,59%	0,00%	3,87%	1,77%	0,09%	0,07%
Уголь бурый											
10	0,93%	4,99%	0,06%	0,22%	0,00%	5,09%	68,86%	3,72%	1,83%	0,08%	0,07%
15	1,16%	6,21%	0,08%	0,31%	0,00%	19,68%	46,84%	3,42%	1,77%	0,12%	0,07%
20	1,37%	7,32%	0,09%	0,39%	0,00%	33,03%	26,67%	3,14%	1,72%	0,15%	0,07%
25	1,56%	8,35%	0,10%	0,47%	0,00%	45,32%	8,11%	2,89%	1,66%	0,18%	0,06%
Уголь слабоспекающийся											
10	0,65%	3,48%	0,04%	0,13%	0,00%	19,97%	49,67%	4,27%	1,90%	0,00%	0,01%
15	0,75%	4,04%	0,05%	0,18%	0,00%	41,01%	19,33%	4,20%	1,87%	0,00%	0,04%
20	0,95%	3,70%	0,06%	0,23%	0,00%	53,74%	0,00%	4,15%	1,83%	0,00%	0,03%
25	1,31%	1,67%	0,09%	0,28%	0,00%	51,60%	0,00%	4,09%	1,80%	0,06%	0,05%

Таблица А.2 – Равновесный состав фаз при восстановлении 100 кг железной руды углями разных марок при температуре процессов 1373 К

	Состав фаз:										
	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	Fe(c)	FeO(c)	SiO <sub>2</sub> (c)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (c)	MgSiO <sub>3</sub> (c)	CaSiO <sub>3</sub> (c)
Количество угля, кг	Уголь длиннопламенный										
10	0,81%	5,37%	10,46%	5,85%	0,00%	15,10%	55,93%	4,16%	1,88%	0,03%	0,00%
15	1,01%	6,62%	15,04%	8,42%	0,00%	33,72%	28,72%	4,06%	1,84%	0,06%	0,02%
20	1,18%	7,78%	19,18%	10,74%	0,00%	50,60%	4,02%	3,97%	1,80%	0,00%	0,05%
25	1,65%	6,06%	26,04%	8,13%	0,00%	51,59%	0,00%	3,87%	1,77%	0,08%	0,01%
Уголь бурый											
10	0,86%	5,66%	0,06%	0,22%	0,00%	5,86%	67,87%	3,72%	1,83%	0,08%	0,07%
15	1,07%	7,03%	0,07%	0,31%	0,00%	20,38%	45,93%	3,42%	1,77%	0,12%	0,06%
20	1,26%	8,30%	0,09%	0,39%	0,00%	33,69%	25,84%	3,15%	1,72%	0,15%	0,06%
25	1,44%	9,46%	0,11%	0,47%	0,00%	45,92%	7,35%	2,90%	1,66%	0,18%	0,05%
Уголь слабоспекающийся											
10	0,60%	3,94%	0,05%	0,13%	0,00%	19,53%	50,25%	4,27%	1,90%	0,01%	0,00%
15	0,69%	4,57%	0,06%	0,18%	0,00%	39,98%	20,68%	4,20%	1,87%	0,04%	0,00%
20	0,86%	4,44%	0,06%	0,23%	0,00%	53,74%	0,00%	4,16%	1,83%	0,05%	0,01%
25	1,26%	2,10%	0,09%	0,28%	0,00%	51,60%	0,00%	4,11%	1,80%	0,06%	0,03%



Таблица А.3 – Равновесный состав фаз при восстановлении 100 кг железной руды углями разных марок при температуре процессов 1523 К

	Состав фаз:										
	H <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	Fe(c)	FeO(c)	SiO <sub>2</sub> (c)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (c)	MgSiO <sub>3</sub> (c)	CaSiO <sub>3</sub> (c)
Количество угля, кг	Уголь длиннопламенный										
10	0,78%	5,69%	0,03%	0,23%	0,00%	15,21%	55,78%	4,16%	1,88%	0,03%	0,06%
15	0,96%	7,01%	0,04%	0,33%	0,00%	33,68%	28,76%	4,06%	1,84%	0,06%	0,06%
20	1,13%	8,24%	0,04%	0,43%	0,00%	50,43%	4,23%	3,97%	1,80%	0,07%	0,09%
25	1,60%	6,50%	0,05%	0,51%	0,00%	51,58%	0,00%	3,88%	1,77%	0,09%	0,12%
Уголь бурый											
10	0,82%	5,99%	0,06%	0,22%	0,00%	6,18%	67,45%	3,72%	1,83%	0,08%	0,53%
15	1,02%	7,45%	0,07%	0,31%	0,00%	20,65%	45,58%	3,42%	1,77%	0,12%	0,80%
20	1,21%	8,79%	0,09%	0,39%	0,00%	33,91%	25,55%	3,15%	1,72%	0,15%	1,04%
25	1,37%	10,01%	0,11%	0,47%	0,00%	46,10%	7,13%	2,90%	1,66%	0,18%	1,27%
Уголь слабоспекающийся											
10	0,57%	4,17%	0,05%	0,13%	0,00%	19,23%	50,64%	4,27%	1,90%	0,00%	0,00%
15	0,66%	4,84%	0,06%	0,18%	0,00%	39,35%	21,49%	4,21%	1,87%	0,01%	0,00%
20	0,82%	4,84%	0,06%	0,23%	0,00%	53,74%	0,00%	4,16%	1,83%	0,03%	0,01%
25	1,24%	2,33%	0,09%	0,28%	0,00%	51,60%	0,00%	4,11%	1,80%	0,06%	0,03%

**ПРИЛОЖЕНИЕ Б.****Акт о промышленном внедрении результатов  
научно-исследовательской работы**

Закрывое Акционерное Общество  
«ЗАПАДНО-СИБИРСКОЕ ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ»

**АКТ**

о промышленном внедрении результатов  
научно-исследовательской работы

Научные исследования о оценки возможности получения железа прямого восстановления с использованием железных руд и каменных углей Кузбасса были выполнены с 2013 по 2014 гг. аспирантом и сотрудником ФГБОУ ВПО «СибГИУ» Ходосовым И.Е. под руководством зав.кафедрой металлургии черных металлов, д.т.н., проф. Нохриной О.И. Разработаны технологические параметры процесса получения железа путем прямого восстановления. Получены металлизированные продукты с содержанием железа  $\geq 80\%$ . Проведена серия плавов стали с использованием полученного материала.

Выполненная НИР подтвердила возможность производства железа прямого восстановления с использованием железной руды и различных марок углей Кузбасского угольного бассейна. В рамках работы определены температурно-временные и количественные характеристики процессов твердофазного восстановления оксидов железа. Получены данные о возможности замены металлического лома металлизированным продуктом при выплавке стали без внесения нежелательных примесей в конечный продукт.

Результаты НИР использованы при проектировании опытно-экспериментального модуля по производству железа прямого восстановления.

**С Уважением,  
Генеральный директор**

тел. 8-905-067-2782  
8(3843) 71-59-32



**О.Н. Гачегов**

**ЗАО «ЗСГУ»**

пр. Октябрьский, д. 63, корпус 1, г. Новокузнецк, Кемеровская область, Россия 654066  
тел: 8(3843) 71-59-24 факс 8(3843) 71-59-22 e-mail: zsgu1@bk.ru  
ОКПО 01227355 ИНН 4205030807/ КПП 421702001

**ПРИЛОЖЕНИЕ В.**  
**Акт о технологических испытаниях**

Утверждаю:

Генеральный директор

ООО «РМЗ на НКАЗе»

Боков В. Л.



АКТ

о технологических испытаниях

В период ноябрь – декабрь 2015 г. на ОАО «РМЗ на НКАЗе» производилось опробование технологии выплавки чугуна с использованием в шихте металлизированных материалов с содержанием Fe  $\approx$  85 % на индукционной печи ИСТ-1. Было проведено 3 промышленные плавки с заменой части металлического лома (10 - 30 %) металлизированным материалом. При разработке технологии были изучены следующие вопросы:

- оптимизация технологических параметров выплавки чугуна в ИСТ – 1;
- возможность рафинирования чугуна;
- качество полученных отливок.

Результаты промышленных испытаний показали, что опытная технология позволяет выплавлять чугун, соответствующий требованиям ТУ и обеспечивает получение качественных чугуновых отливок.

Настоящий акт составлен для констатации научной и практической значимости разработанной технологии выплавки чугуна с использованием металлизированных материалов и не является основанием для финансовых претензий.

Ст.мастер литейного отделения

А. В. Колосницын

Ст.преподаватель кафедры  
металлургии черных металлов СибГИУ

И. Е. Ходосов




**ПРИЛОЖЕНИЕ Г.****Акт о внедрении результатов диссертационной работы  
в учебный процесс**

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования

«Сибирский государственный индустриальный университет»

УТВЕРЖДАЮ  
Проректор по научной работе  
и инновациям,  
д.т.н., профессор  
М.В. Темлянцев  
«10» сентября 2016 г.

**АКТ****о внедрении результатов диссертационной работы в учебный процесс**

Результаты диссертационной работы «Разработка и исследование процессов получения металлизированных материалов при использовании сырьевой базы Кузбасса», выполненной на кафедре металлургии черных металлов И.Е. Ходосовым под руководством д.т.н., профессора О.И. Нохриной, внедрены в учебный процесс при подготовке студентов, обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 – Металлургия, и включены в программы учебных дисциплин: «Металлургия черных металлов», «КНИР», курсовое проектирование и выполнение ВКР решением кафедры металлургии черных металлов (выписка из протокола заседания кафедры № 6 от 02.09.2016 г.).

Начальник управления научных  
исследований, к.т.н., доцент




А.И. Куценко

Начальник учебно-методического  
управления, к.т.н., доцент



О.Г. Приходько

Заведующий кафедрой металлургии  
черных металлов, к.т.н., доцент



С.В. Фейлер