

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ  
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«МАГНИТОГОРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМ. Г.И. НОСОВА»

На правах рукописи



**Закуцкая Любовь Анатольевна**

**НАУЧНО ОБОСНОВАННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ  
КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КРЕМНИЙМАРГАНЦЕВЫХ РУД  
НИЯЗГУЛОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В МЕТАЛЛУРГИИ ЧЁРНЫХ  
МЕТАЛЛОВ**

Специальность 2.6.2. Metallургия черных, цветных и редких металлов

Диссертация  
на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук, доцент  
Харченко Александр Сергеевич

Магнитогорск – 2025

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	5
ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ПОСТАНОВКА ЦЕЛИ И ЗАДАЧ .....	10
1.1 Марганцевые руды, их классификация и основные месторождения в России и за рубежом .....	10
1.2 Материалы, обладающие промывочными свойствами и их применение для промывки горна доменной печи .....	21
1.3 Применение водорода в черной металлургии .....	25
1.4 Существующие технологии получения ферросиликомарганца .....	27
Выводы к главе 1. Постановка цели и задач исследования .....	32
ГЛАВА 2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ .....	34
2.1 Определение химического и минералогического состава руды Ниязгуловского месторождения .....	36
2.2 Разработка рациональных режимов загрузки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в доменные печи ПАО «ММК» .....	40
2.2.1 Физическое моделирование загрузки руды лотковым загрузочным устройством .....	40
2.2.2 Промышленные эксперименты по загрузке кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в доменные печи №№ 6 и 10 ПАО «ММК» ....	41
2.3 Предварительное твердофазное восстановление кремниймарганцевой руды в среде водорода .....	42
2.4 Жидкофазное карботермическое восстановление марганецсодержащих материалов .....	44
2.4.1 Шихтовые материалы .....	44
2.4.2 Оборудование и параметры технологии жидкофазного восстановления ...	45
2.4.3 Экспериментальное определение поправочного коэффициента перехода марганца и кремния в металл от лабораторных к промышленным условиям .....	47
Выводы к главе 2 .....	50

ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ НИЯЗГУЛОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ ПАО «ММК» .....	52
3.1 Адаптация показателей дренажной способности горна для выявления локальной зоны с наихудшей дренажной способностью коксовой насадки .....	52
3.1.1 Оценка распределения кремниймарганцевой руды в колошниковом пространстве применительно к доменным печам №№ 6 и 10 ПАО «ММК» .....	54
3.1.2 Загрузка кремниймарганцевой руды вновь в зону рудного гребня и к центру .....	59
3.1.3. Перемещение кремниймарганцевой руды от периферии, центральной части печи и равномерного распределения ее по радиусу в зону рудного гребня и обратно .....	64
3.1.4 Завершение периода промывки после загрузки кремниймарганцевой руды в область периферии и зону рудного гребня .....	71
3.2 Распределение кремниймарганцевой руды в колошниковом пространстве доменной печи № 10 .....	76
Выводы к главе 3 .....	81
ГЛАВА 4 ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА С ПРИМЕНЕНИЕМ КРЕМНИЙМАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ .....	83
4.1 Результаты предварительного твердофазного восстановления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения .....	83
4.1.1. Температура процесса 900 °С .....	83
4.1.2. Температура процесса 1100 °С .....	88
4.1.3 Расчет экономии углеродистого восстановителя при восстановлении кремниймарганцевой руды, предварительно восстановленной водородом при температуре 1100 °С .....	94
4.2 Расчет получения ферросиликомарганца .....	97
4.3 Результаты жидкофазного восстановления .....	100
Выводы к главе 4 .....	103

ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	104
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....	107
ПРИЛОЖЕНИЕ .....	127

## ВВЕДЕНИЕ

### Актуальность темы

Согласно Распоряжению Правительства Российской Федерации от 28.12.2022 [1] в условиях наложенных санкций Российская Федерация должна иметь технологический суверенитет по основным отраслям промышленности [2-5]. Производство ферросплавов, в частности на основе марганца, в значительной степени зависит от импортного сырья. Для их выплавки в полном объеме марганецсодержащие сырье ввозится в Российскую Федерацию из стран ЮАР и Габон. В настоящее время импортные поставки марганцевого концентрата в РФ составляют более 1 млн. тонн. Наша страна производит в год около 300 тыс. тонн ферросиликомарганца, при этом потребность металлургических предприятий страны составляет около 500 тыс. тонн/год [6-11].

В то же время минерально-сырьевая база марганцевых руд Российской Федерации может служить серьезным дополнительным источником для производства ферросиликомарганца. В нашей стране балансовые запасы марганцевой руды составляют 283,3 млн. тонн, в том числе разведанные месторождения включают 137,3 млн. тонн. На Южном Урале выявлено более ста месторождений кремниймарганцевых руд общим прогнозным количеством около 10 млн. тонн. Однако данные месторождения не рассматривают в качестве сырья для получения ферросиликомарганца с последующим применением его в сталеплавильном производстве в связи с их малыми размерами и низким содержанием марганца в рудах. В небольших количествах ее вовлекают в состав шихты доменных печей для промывки горна от спели и мелочи кокса и высокоосновных минералов [12]. При этом ее загрузка осуществляется без учета выявления локальных зон горна с наихудшей фильтрующей способностью коксовой насадки, что снижает эффективность ее использования в доменных печах. Кроме того, образовавшиеся в процессе подготовки руды к доменному переделу мелкие фракции не вовлекаются в производство, что уменьшает полноту использования таких руд. В связи с этим, на сегодняшний день, направление,

связанное с расширением сырьевой базы металлургических предприятий региона использованием бедного марганцевого сырья является актуальным [13-19].

### **Степень разработанности темы исследования**

Проведенный литературно-патентный обзор по производству кремниймарганцевых ферросплавов в Российской Федерации, а также существующим практикам промывки горна доменных печей показал целесообразность разработки технологических решений комплексного использования кремниймарганцевых руд, в том числе месторождений Южно-Уральского региона в металлургическом переделе.

**Цель работы** – разработка и научное обоснование технологических решений, обеспечивающих комплексное использование бедных кремниймарганцевых руд Ниязгуловского месторождения при производстве металла для расширения сырьевой базы металлургических предприятий.

### **Задачи**

- проанализировать сырьевую базу и основные характеристики комплексных кремниймарганецсодержащих руд;
- оценить химический и фазовый состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в исходном состоянии и после твердофазного восстановления;
- установить зависимости очередности поступления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в колошниковое пространство доменных печей физическим и математическим моделированием для различных режимов загрузки;
- разработать, обосновать и внедрить рациональные режимы использования кремниймарганцевой руды в доменных печах;
- исследовать твердофазные и жидкофазные процессы восстановления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения индивидуально и в смеси с богатым сырьем.

### **Научная новизна работы**

1. Определены зависимости доли кремниймарганцевой руды в объеме шихты, поступающей в колошниковое пространство из лоткового загрузочного устройства (ЗУ), от места размещения ее в бункере ЗУ и углового положения лотка для условий одно-и двухскипового режимов загрузки.

2. Установлено влияние локального размещения марганцевой руды в колошниковом пространстве печи на эффективность промывки коксовой насадки в горне. В условиях работы печи на коксе с горячей прочностью CSR более 40 % целесообразность промывки вызвана осложнением движения жидких продуктов плавки через слой кокса в зоне с повышенной рудной нагрузкой. При работе печи с горячей прочностью CSR менее 40 % затруднение движения чугуна и шлака через слой кокса в осевой зоне возникает при ухудшении его качества более чем на 0,5 %.

3. Выявлена закономерность изменения степени извлечения марганца и кремния в металл при росте доли кремниймарганцевой руды Ниязгуовского месторождения в составе шихты. При увеличении ее содержания в шихте от 30 до 100 % степень извлечения марганца уменьшилась на 42,9 % отн. при росте степени извлечения кремния на 49,8% отн.

### **Практическая ценность и реализация результатов**

Полученные в работе результаты позволили повысить эффективность использования кремниймарганцевой руды при промывке горна доменных печей ПАО «ММК», оснащенных бесконусным загрузочным устройством (БЗУ) лоткового типа. Внедрены эффективные режимы загрузки материалов, обеспечивающих рациональную промывку локальных зон горна с наилучшей дренажной способностью коксовой насадки.

Применение разработанного режима по загрузке обеспечивало повышение производительности печи в среднем на 0,48 % и снижение удельного расхода кокса в среднем на 0,43 % на каждые 10 кг/т чугуна кремниймарганцевой руды в интервале 21,4-40,6 кг/т чугуна.

Разработанные технологические решения позволяют использовать кремниймарганцевое сырье крупных и мелких фракций, обеспечивая комплексность переработки таких руд.

### **Методология и методы исследования**

В работе применяли методы физического и математического моделирования с соблюдением критериев подобия, экспериментальные исследования в лабораторных и промышленных условиях. Химический состав исходных руд и полученных продуктов определяли полуколичественным методом с помощью программы UniQuant на рентгеновском энергодисперсионном спектрометре «ARL QUANT X». Фазовый состав исходных руд и после твердофазного восстановления исследовали методом рентгеноструктурного анализа на рентгеновском дифрактометре «SHIMADZU XRD-7000».

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

На защиту выносятся следующие новые научные результаты:

1. Зависимости распределения кремниймарганцевой руды в колошниковом пространстве доменной печи для различных условий размещения ее в бункере лоткового ЗУ при загрузке совместно с железорудным сырьем.
2. Эффективные, технологически и научно обоснованные режимы загрузки кремниймарганцевой руды для промывки горна в зависимости от горячей прочности кокса.
3. Зависимости степеней восстановления марганца и кремния от доли кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в составе шихты.

### **Достоверность полученных результатов**

Подтверждается использованием ГОСТ 25732-88, 22772.0-96, 16598-80 в процессе исследований физико-механических свойств кремниймарганцевой руды, применением критериев подобия при моделировании режимов загрузки кремниймарганцевой руды на модели лоткового ЗУ, многовариантными промышленными экспериментами при исследовании различных режимов загрузки кремниймарганцевой руды, использованием современной электрической вертикальной печи с рамой, реакционной камерой и весовой системой фирмы

«Лесо» при моделировании твердофазного восстановления, индукционной печи ИСТ-0,06 при жидкофазном процессе.

### **Личный вклад автора**

Все результаты, приведенные в диссертации, получены самим автором и при его непосредственном участии. Вклад автора заключается в формулировании структуры работы, проведении лабораторных исследований процессов твердофазного водородного и жидкофазного карботермического восстановления кремниймарганцевых руд и промышленных экспериментов по выявлению рациональных режимов их загрузки в доменную печь в качестве промывочного материала, математической обработке данных, анализе и интерпретации результатов исследования, формулировке основных положений и выводов.

### **Апробация работы**

Основные положения работы доложены и обсуждены на следующих конференциях: XIX Всероссийской научной конференции с международным участием «Современные проблемы электрометаллургии стали» (Аша, 2024 г), XVII Международном конгрессе сталеплавильщиков и производителей металла (Магнитогорск, 2023 г), Международной научной конференции «Физико-химические основы металлургических процессов» имени академика А.М. Самарина (Выкса, 2022 г), VI Конгрессе с международным участием «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований» (Екатеринбург 2023 г), 76-78, 80-82-й Международных научно-технических конференциях «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (Магнитогорск, 2018-2020, 2022-2024 гг.), XVIII Международной научно-технической конференции молодых специалистов (Магнитогорск, 2018 г).

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 13 научных трудов, из них 4 публикаций в журналах из перечня, рекомендованного ВАК РФ.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, библиографического списка из 153 наименований и 1 приложения. Изложена на 127 страницах машинного текста, содержит 17 рисунков и 47 таблиц.

## ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ПОСТАНОВКА ЦЕЛИ И ЗАДАЧ

### 1.1 Марганцевые руды, их классификация и основные месторождения в России и за рубежом

Марганцевые руды классифицируются по минеральному и химическому составу на несколько типов: оксидные, карбонатные, силикатные и смешанные. В рамках каждой категории выделяются различные подклассы [19-23].

Среди различных типов оксидных руд можно выделить несколько основных категорий: браунито-гаусманитовые, псиломелано-пиролюзитовые, кварцево-пиролюзитовые, а также окисленные карбонатные и окисленные силикатные руды. Карбонатные руды подразделяются на карбонатные, марганцовистые известняки и карбонатно-силикатные руды. В свою очередь, среди силикатных руд можно выделить лишь один подкласс - кварцево-силикатные и силикатные руды.

В производственной сфере ключевую роль играют руды как первично-, так и вторично-окисленные. Эти руды отличаются высокой распространенностью и качеством. Содержание марганца в них варьируется от 20 % до 50 %. Также они легко поддаются обогащению.

Относительно широко распространены карбонатные руды, но в металлургии они применяются в ограниченных количествах.

Минимальное значение для металлургии из-за низкого содержания марганца и сложности обогащения имеют силикатные руды.

Также известны еще классы руд, являющиеся промежуточными, такие как карбонатно-оксидные, силикатно-оксидные, карбонатно-силикатные. Эти руды сложно обогащаемые, содержат высокое количество вредных примесей и малое количество марганца, называются смешанными и не находят применения в промышленности.

Используемые в металлургии, марганцевые руды классифицируются соотношением, определяемым коэффициентом  $Mn/Fe$  [24]:

1) Марганцевые руды. Для этого типа руды характерно значительное преобладание марганца над железом, что отражается в высоком значении коэффициента  $Mn/Fe$ , который обычно колеблется от 30 до 15. В случае руд с высоким содержанием металлов, этот коэффициент может достигать значений 6-7.

2) Железомарганцевые руды. Данный тип руды характеризуется сопоставимым или даже равным содержанием железа и марганца. Это значит, что коэффициент  $Mn/Fe$  в этом случае приближается к единице. Для руд с высокой суммой концентраций металлов допустимый коэффициент  $Mn/Fe$  может быть равен 0.6.

3) Марганцовистые железные руды. Для этого типа руды характерно подчиненное содержание марганца по отношению к железу. Как правило, в такой руде содержится 5-10 % марганца.

Марганцевая руда является важным источником марганца, который широко используется в металлургии, химической промышленности и других сферах. В частности, при производстве ферромарганца, ферросиликомарганца, при производстве чугуна в доменных печах в качестве промывочного материала коксовой насадки в горне [12,25-30].

Для производства качественного марганцевого сплава необходимо принимать во внимание не только количество марганца в руде, но и другие элементы, входящие в ее состав, которые могут оказывать как положительное, так и отрицательное влияние на готовую продукцию. Железо в марганцевых рудах – как правило, полезная примесь. При выплавке относительно бедных марганцевых сплавов, содержание железа не играет существенной роли. Однако, при производстве сплавов с высоким содержанием марганца, например, ферромарганца, количество железа в руде строго лимитируется. Железо, вступая в реакцию с марганцем, снижает его концентрацию в конечном продукте. Таким образом, чем богаче марганцем сплав, тем меньше должно быть содержание железа в исходной руде. При использовании марганец содержащих руд в составе

доменной печи в качестве промывочного материала полезным было бы наличие повышенного содержания железа, от которого зависит производительность печи.

Фосфор является наиболее вредной примесью в марганцевых рудах. Он образует соединения, которые переходят в металл и ухудшают его механические свойства, снижая его прочность и пластичность. Поэтому в требованиях, предъявляемым к содержанию фосфора в ферромарганце, ограничение составляет – не более 0,2 % [31]. В связи с этим допустимым считается содержание фосфора в руде 0,003-0,005 % на 1 % марганца. Сера, в отличие от фосфора, не считается вредной примесью. Во время плавки сера в основном переходит в шлак или улетучивается [24].

Ресурсы марганцевых руд, сосредоточенные в недрах 47 стран, составляют около 16 млрд. т, а разведанные запасы согласно таблице 1.1 превышают 3,2 млрд. т [32,33].

Таблица 1.1 – Объемы запасов марганцевых руд и производства марганца в товарных рудах и концентратах в мире [32]

Страна	Запасы, категория	Запасы, млн. т	Доля в мировых запасах, %	Производство в 2022г., млн. т	Доля в мировом производстве, %
ЮАР	Reserves	928	28,7	8,4	40
Австралия	Reserves	120	3,7	3	14
Габон	Reserves	150	4,6	4,6	22
Китай	Reserves	282	8,7	1	5
Россия	Запасы категорий А+В+С <sub>1</sub>	137,3	4,2	0	-
Прочие	Reserves	1616	50,0	4,1	19
Мир	Запасы	3164	100	21,1	100

Основная часть добываемых товарных марганцевых руд — это руды среднего качества, в которых содержание марганца составляет от 30 до 44 %. Эти виды полезных ископаемых добываются главным образом в Южно-Африканской Республике, Бразилии, Китае, Индии, Гане и Украине. В 2022 году доля высококачественных руд, содержащих более 44 % марганца, в мировом производстве составила 40 %. Эти руды в основном производятся предприятиями Габона, ЮАР, Бразилии и Австралии. В Китае, Гане, Грузии и некоторых других странах, напротив, преобладают бедные руды, содержащие менее 30 % марганца [32-37].

Таким образом, ЮАР, Габон и Австралия – это лидеры отрасли, 76 % мирового объема производства товарных марганцевых руд приходится на их долю (таблица. 1.1). Из них ЮАР занимает первое в мире место по добычи и экспорту марганцевых руд, обеспечивая около 40 % ее мировой добычи. Основной сырьевой базой станы являются месторождения бассейна Калахари. Месторождения этого бассейна имеют крупный масштаб и средние по качеству руды с содержанием марганца 42-48%. Марганцевые руды, добываемые в ЮАР, практически в полном объеме экспортируются, оставшиеся руды перерабатываются в ферромарганец и ферросиликомарганец, который также поступает за рубеж.

Второе место по добычи и экспорту товарных марганцевых руд в мире занимает Габон. Порядка 90 % продукции поставляется рудниками, находящимися в непосредственной близости от г. Моанда. Руды, добываемые там, характеризуются высоким качеством, среднее содержание марганца в них 45-53 %. Остальные 10 % – это руды более низкого качества (от 30 до 40 % марганца), получаемые на руднике Бембеле.

В Российскую Федерацию импорт марганцевых руд в полном объеме осуществляется из стран ЮАР и Габон. Потребление марганец содержащего сырья предприятиями Российской Федерации в этом году составило около 1,5 млн. тонн. Добыча собственного марганцевого сырья не развивалась в виду того, что несколько десятилетий XX века потребности металлургической

промышленности России в марганце обеспечивали такие страны как Украина, Грузия и Казахстан. В связи с этим с 2013 по 2020 г. на территории Российской Федерации не велась промышленная добыча марганецсодержащих руд. В период с 2017 по 2020 г. велась только их опытно-промышленная добыча.

Нарастающие политические напряжения между странами требует обеспечение технологического и сырьевого суверенитета. Так с 2021 г. компанией ООО «Уральское горнорудное управление Восток» была начата промышленная разработка мелкого по запасам месторождения Ниязгуловское 1 в Республике Башкортостан; с 2017 по 2020 гг. на объекте осуществлялась опытно-промышленная разработка. Разработка месторождения согласно проекту планируется до 2028г. с производительностью 81–100 тыс. т руды в год.

В августе 2023 года АО «ЧЭМК» был согласован проект разработки открытым способом Парнокского месторождения. Согласно проекту промышленная добыча начнется в 2026 году. Уровень добычи по проекту составит 80 тыс. т марганцевой руды в год.

В Российской Федерации запасы марганцевых руд заключены в недрах 27 месторождений. На 01.01.2023 запасы категорий А+В+С<sub>1</sub> составляют 137,3 млн. тонн. В таблице 1.2 приведены характеристики некоторых месторождений марганцевых руд. Кроме того, имеется наличие запасов категории С<sub>2</sub> – 146 млн. тонн. При этом данные запасы не учитывают залежи руд в Запорожской (Больше-Токмакское месторождение объёмом 1726,6 млн. тонн) и Херсонской (Федоровское месторождение объёмом 34.1 млн. тонн) областях [32].

Российские руды по содержанию марганца относятся к бедным (среднее значение по месторождениям колеблется в пределах 6,6–31,04 %), являются труднообогатимыми, в значимом количестве содержат вредные примеси (фосфор, железо, кремнезем) [32,33].

В пределах Сибирского и Уральского ФО, главным образом, в Кемеровской, Свердловской областях и Красноярском крае сосредоточены основные запасы марганцевых руд (рисунок 1.1).

Таблица 1.2 – Характеристики некоторых месторождений марганцевых руд [32]

Месторождение (субъект РФ)	Промышленные типы руд	A+B+C <sub>1</sub> , тыс.т	C <sub>2</sub> , тыс.т	Доля в запасах РФ, %	Содержа ние Mn в руде, %
Разрабатываемые					
ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат»					
Парнокское (Республика Коми)	Карбонатные	786	221	0,4	30,5
	Окисленные	779	224	0,4	31,6
ООО «Уральское горнорудное управление Восток»					
Ниязгуловское 1 (Респ. Башкортостан)	Смешанные	625	707	0,5	13,3
Подготавливаемые к эксплуатации					
ЗАО «ЧЕК-СУ.ВК»					
Усинское (Кемеровская область)	Карбонатные	64231	57454	42,9	19,7
	Окисленные	5847	164	2,1	25,6
Нераспределенный фонд недр					
Южно-Хинганское (Еврейская АО)	Смешанные	6004	2093	2,9	20,9
	Оксидные	285	381	0,2	21,1
	Окисленные	127	0	0,04	18,1
Чуктуконское (Красноярский край)	Окисленные	0	60272	21,2	6,6
Порожинское (Красноярский край)	Окисленные	15696	13767	10,4	18,9

Более 77,1 % запасов категорий A+B+C<sub>1</sub> заключены в месторождениях, сложенных карбонатными рудами, остальные — 17,1 % в объектах с окисленными, 5,2 % смешанными, 0,5 % оксидными рудами и 0,1 % в морских железомарганцевых конкрециях.

В связи с ограниченностью запасов высококачественных руд и непрерывно растущей потребностью металлургии в марганце все большее значение приобретает использование бедных, по содержанию марганца, руд и их подготовка к плавке.

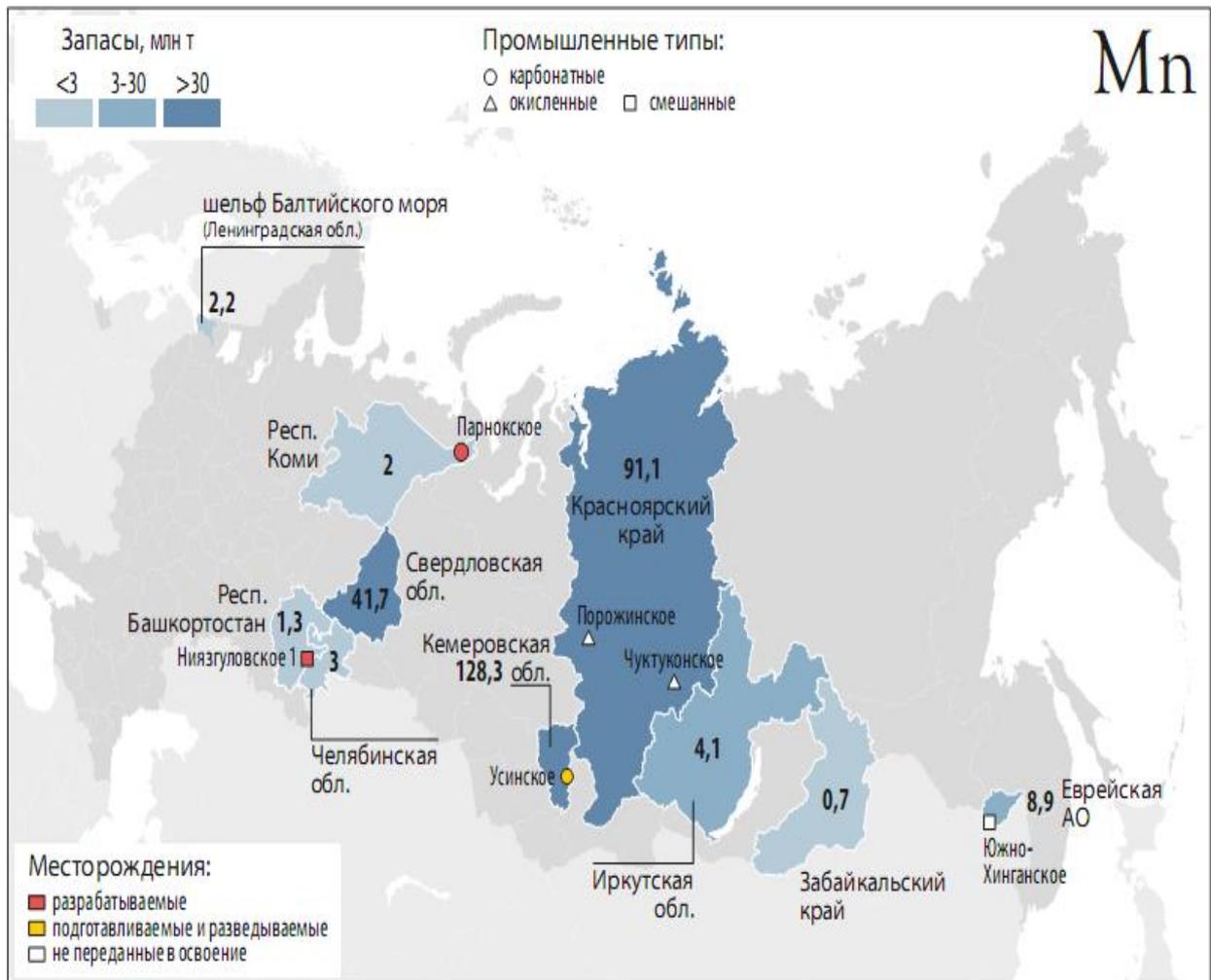


Рисунок 1.1 – Запасы марганцевых руд распределенные между субъектами Российской Федерации (млн т) и их основные месторождения [32]

Вовлечение в металлургическое производство достаточно крупных запасов низкокачественных марганцевых руд Российской Федерации затруднено из-за отсутствия эффективных технологий промышленного обогащения и переработки руд такого качества.

На территории Баймакского, Абзелиловского и Учалинского районов Республики Башкортостан выявлено более 30-ти месторождений марганцевых руд и более 100 рудопроявлений, приуроченных к горизонту сургучно-красных бугулыгырских яшм и другим слоям кремнистых пород.

Значимыми объектами являются Ниязгуловское, Файзуллинское Ялимбетовское, Уразовское, Кожаевское, Янзигитовское, Кусимовское месторождения. Рудные тела этих месторождений имеют форму пластов и линз, переслаивающихся с яшмами и алевролитами. Руды сложены кварцем, родонитом, псиломеланом, бустамитом, пиролюзитом, браунитом. Марганца в кремниймарганцевых рудах содержится 10–25 %, кремнезема 20–50 % [24,39-41].

Месторождения марганцевых руд на Южном Урале эксплуатировались еще в 80-х годах XIX столетия (Уразовское, Файзуленское, Тун-Гатарское и др.). Руды использовались для нужд Златоустовского и Белорецкого металлургических заводов. Строительство Магнитогорского металлургического комбината привело к разведки многих близко расположенных месторождений марганцевых руд. Добыча руд не превышала 3-4 тыс. тон в год. В период с 1933 по 1941 гг. добыто порядка 25 тыс. т марганцевой руды со средним содержанием марганца 15,8 %.

В связи с малыми размерами месторождений и низким качеством руд в настоящее время кремнисто-марганцевые руды Южного Урала, разведенные запасы которых составляют около 3,5 млн. тонн, не эксплуатируются.

В таблице 1.3 по результатам геологоразведочных работ Павлова В.В. и Черенцова Ю.Л. представлены сведения о некоторых месторождениях марганцевых руд Баймакского, Абзелиловского и Учалинского районов Республики Башкортостан.

Большая часть месторождений и рудопроявлений мало изучена и не разведана (рисунок 1.2). Между тем, Ниязгулово-1 является значительным по объему месторождением. Рудное тело залегает на глубине 280 м, в приповерхностных частях оно имеет линзовидную форму: длина залежи 700 м, мощность – от 1,5 до 13,5 м. Запасы руд составляют около 1,5 млн. т.

Таблица 1.3 – Характеристика марганцевых руд некоторых месторождений Абзелиловского, Учалинского и Баймакского районов Республики Башкортостан

Наименование месторождений	Содержание, %			
	Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	CaO
Абзелиловский район				
Кызыл-Таш	37,3	3,6	24,6	нет св.
Ялимбетавское	24-25	5	35	0,73
Аумышевское	25,53	4,68	33,65	нет св.
Аюсазовское	16-39	3,2-9,8	19,50	нет св.
Кусимовское	36	3,2	30	нет св.
Казган-Таш	27,84	нет св.	28,05	нет св.
Ниязгулово 2	10-25	2,6	16-60	нет св.
Биккуловское	13,4	10	36,3	нет св.
Ниязгулово 1	19	15	45	нет св.
Габдиновское	18,6	2,61	64,5	нет св.
Рахметовское	8,1-28,8	нет св.	нет св.	нет св.
Учалинский район				
Уразовское	38	2,5	33,24	нет св.
Тетраук	38-43	4,87	11,4	нет св.
Никольское	26,6	3,5	26,9	нет св.
Сар-Бай	24-41	3,6-6,0	18-33	нет св.
Бай-Султан	21-24	8,3	43,4	нет св.
Кожаевское	24,9	9,99	42,33	7,02
Северо-Кураминское	12,53	15,74	54,4	12
Баймакский район				
Асылдовское	20	5,46	9,18	2,04
Сев. Файзуллинское	25	3,1	43,58	нет св.
Юж. Файзуллинское	14,21-55,82	1,75	29,65	нет св.
Янзигитовское	15-40	11-52	30-70	нет св.
Юмагужинское	13-22	нет св.	нет св.	нет св.
Исяновское	14,4	16,4	36,8	нет св.
Губайдуллинское	22,9	2,09	54,09	нет св.
Ишбердинское	>20	нет св.	нет св.	нет св.
Мамилинское	12,5-29,5	2,1-4,5	38-62	нет св.

Такие параметры месторождений позволяют с оптимизмом смотреть на то, что доразведка известных месторождений и рудопроявлений позволит увеличить запасы руд.

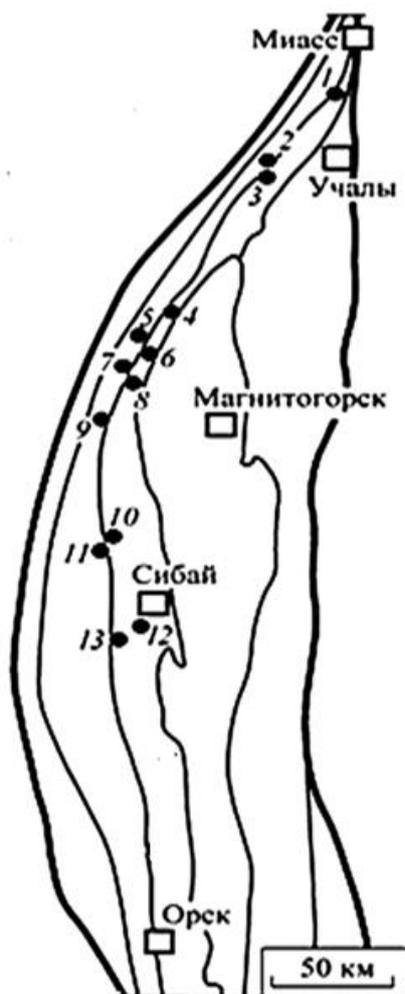


Рисунок 1.2 – Схема размещения главных месторождений марганцевых пород Магнитогорского палеовулканического пояса [19]

1 – Кожаевское, 2 – Тетраук, 3 – Уразовское, 4 – Габдимовское, Рахметовское, 5 – Биккуловское, Казган-Таш, Ниязгуловское-1, 6 – Аюсазовское, Ниязгуловское-2, 7 – Кусимовское, 8 – Ялимбетовское, 9 – Кызыл-Таш, 10 – Мамилинское, 11 – Губайдулинское, 12 – Янзигитовское, 13 – Южно-, Средне- и Северо-Файзулинское.

Сведения о запасах и ресурсах некоторых месторождений марганцевых руд Башкортостана с использованием российской категории запасов приведены в таблицах 1.4.

Таблица 1.4 – Запасы наиболее значимых месторождений марганцевых руд Республики Башкортостан

Наименование месторождений	Основные марганецсодержащие минералы	Запасы, тыс. т		
		Категории РФ		
		A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	забалансовые
Сев. Файзуллинское	Браунит, псиломелан, пиролюзит	292	170	нет св.
Юж. Файзуллинское	Псиломелан, пиролюзит, родонит	135	46	нет св.
Янзигитовское	Пиролюзит, браунит, гематит, родонит	10	нет св.	нет св.
Губайдуллинское	Браунит, пиролюзит, псиломелан	137	нет св.	6,58
Мамилинское	Псиломелан, пиролюзит, родонит, браунит, бустамит	350,5	нет св.	нет св.
Кызыл-Тау	Родонит, бустамит, псиломелан, вернадит	43	81	нет св.
Ялимбетавское	Браунит, псиломелан, пиролюзит, родонит	355	нет св.	89
Аюсаюзовское	Пиролюзит, браунит, псиломелан, родонит, родохрозит	149	нет св.	44
Кусимовское	Пиролюзит, псиломелан, браунит, бустамит, родонит,	нет св.	11	нет св.
Казган-Таш	Пиролюзит, псиломелан, манганит, родонит	28	60	нет св.
Ниязгулово 2	Пиролюзит, псиломелан, браунит, гаусманит	80	нет св.	65
Биккуловское	Нет св.	70	нет св.	нет св.
Ниязгулово 1	Пиролюзит, родонит	1462	нет св.	346
Габдиновское	Оруденелая яшма с прослоями марганцевой руды	38	нет св.	нет св.
Рахметовское	В яшмах прослой Марганцевой руды	нет св.		
Уразовское	Бустамит, браунит	54	нет св.	нет св.
Тетраук	Псиломелан, пиролюзит, браунит, родонит, манганит	64	250	нет св.
Кожаевское	Пиролюзит, родохрозит, бустамит	191	нет св.	нет св.
Северо-Кураминское	Родонит, окислы марганца	28	нет св.	нет св.

В настоящее время, существует опыт успешного применения комплексного кремниймарганцевого сырья Ниязгуловского месторождения для промывки горна доменных печей ПАО «ММК» [12].

Вовлечение в металлургическое производство многочисленных, но малых по запасам и бедных по содержанию марганца месторождений марганцевых руд Южного Урала возможно также в качестве сырья для получения марганецсодержащего сплава с последующим применением в сталеплавильном производстве.

Таким образом, наличие запасов кремниймарганцевых руд на Южном Урале позволяет рассматривать возможность их вовлечения в производство черных металлов и сплавов для расширения сырьевой базы и частичного сокращения зависимости от импортного сырья.

## **1.2 Материалы, обладающие промывочными свойствами и их применение для промывки горна доменной печи**

Эффективность работы доменной печи, в том числе удельный расход кокса в значительной мере зависят от дренажной способности коксовой насадки в гоне печи [40-46]. В зависимости от причины снижения проницаемости коксовой насадки, выбираются методы, которые помогут улучшить фильтрацию жидких продуктов плавки через слой кокса. В условиях ПАО «ММК» причин затрудняющих процесс дренажа жидких продуктов плавки через слой кокса в горне печи несколько. Во-первых, использование кокса низкого качества. Горячая прочность по CSR составляет 30-40,0 %. Во-вторых, применение высокоосновного агломерата с величиной  $\text{CaO/SiO}_2$  в пределах 1,8-1,9. В-третьих, большие колебания нагрева печи. Одним из индикаторов этих флуктуаций служит среднеквадратичное отклонение по содержанию кремния в чугуне. Этот показатель может достигать 0,7 %, что сопоставимо с абсолютной величиной содержания кремния в чугуне [47-49].

Если в шихте доменных печей длительное время использовать такое сырьё, то в результате образуются скопления тонкодисперсной неплавящейся спели, мелочи кокса и тугоплавких высокоосновных минералов. В процессе работы печи в её горне постепенно накапливаются материалы, которые не относятся к чугуну и шлаку, что приводит к его загромождению. Процесс загромождения сопровождается изменением ряда технологических характеристик процесса плавки [44,50,51]:

- замедлением движения шихты перед выпусками продуктов плавки, заметно ускоряющимся во время выпуска;

- постепенным снижением интенсивности по дутью между выпусками;
- увеличением нижнего и общего перепадов давлений газов по высоте;
- увеличением выхода графита и коксовой мелочи во время выпуска чугуна;
- ухудшением равномерности выдачи продуктов плавки по леткам;
- увеличением колебаний химического состава продуктов плавки, как между летками, так и по ходу выпуска;
- учащением горения воздушных фурм (чаще снизу);
- систематическим уменьшением, по сравнению с обычным, количества чугуна, наливаемого на выпуске до появления шлака;
- увеличением объемной доли  $\text{CO}_2$  в осевой зоне печи.

Вследствие загромождения горна доменной печи происходит значительное снижение её производительности, достигающее более 500 т/сутки, по сравнению с её нормальной работой. Кроме того, наблюдается увеличение удельного расхода кокса, который может достигать более 15 кг/т чугуна [52].

В этой связи необходимо заблаговременно предотвращать загромождение горна неплавкими массами, оперативно устраняя причины, приводящие к ухудшению дренажной способности горна.

Наиболее распространенным способом промывки горна доменных печей является загрузка промывочных материалов.

Вид промывочного материала определяет механизм его действия направленный на предотвращение загромождения горна неплавкими и тугоплавкими массами. Руды с повышенным содержанием  $\text{SiO}_2$  осуществляют промывку от высокоосновных составляющих таких, как ларнит ( $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ) и ранкинит ( $3\text{CaO}\cdot 2\text{SiO}_2$ ) по реакциям (1.1) и (1.2) [52],



Температура плавления силикатов кальция снижается, шлаки ассимилируют с последующим выходом из печи при выпуске чугуна. К рудам такого действия можно отнести кварцит, кремниймарганцевые руды.

От спели и мелочи кокса промывка идёт за счёт протекания реакций:



Углерод этих неплавких составляющих уносится из печи газами, а зола мелочи кокса растворяется в шлаке. Содержание оксидов марганца и железа имеют в своем составе железные, марганцевые руды, железомарганцевые руды, кремниймарганцевые руды [53-57]. Можно применять промывочный агломерат различного состава [58-63]. Эффективность промывки горна доменной печи промывочным агломератом также зависит от содержания в нем FeO и MnO. Рост содержания оксидов железа и марганца улучшает освобождение горна от коксовой мелочи, что позволяет доменной печи работать с более высокой производительностью. Однако, не все доменные печи требуют одновременной промывки, а в основном на металлургических предприятиях агломерат производят для всех доменных печей одновременно. Кроме того, после промывки, целесообразно возвращаться к исходной шихте. Так, например, дополнительный приход MnO в доменную печь, не имеющей большого количества мелкой фракции кокса в горне будет преимущественно расходовать крупные его фракции, что будет приводить к ухудшению технико-экономическим показателям работы доменной печи. В связи с этим, периодическое использование руд, обладающих промывочными свойствами, является более предпочтительным на сегодняшний день.

Перспективным считают направления переработки различных отходов [64-68]. Например, получение брикетов из отходов металлургического производства. Существуют различные варианты состава промывочных брикетов [69-75] включающие окисленный железосодержащий материал (окалину), углеродсодержащие материалы, марганецсодержащие материалы, карбюризатор, связующий, легирующую добавку и пластификатор, позволяющие получить брикеты с достаточной холодной прочностью и термостойкостью. Недостатком использования брикета для промывки горна доменной печи является недостаточный промывочный эффект, связанный с высокой восстановимостью

окалины и низким содержанием оксидов железа после термообработки в шахте доменной печи, а также высокая стоимость производства брикетов.

Шлаки, образующиеся в металлургическом переделе, также могут быть использованы в качестве промывочного материала для доменных печей [76-87]. Использование смеси из железной руды, конвертерного шлака и сталеплавильного скрапа, загружаемой промежуточную кольцевую зону колошника, несмотря на удовлетворительную очистку печи от мелочи кокса, недостаточно эффективно воздействует на вязкие известковые образования, ухудшающие газопроницаемость и дренажную способность коксовой насадки доменной печи.

Шлак, образующийся при выплавке ферросиликомарганца, кроме полезных для промывки железа, марганца и кремния, может содержать до 3,0 % щелочных компонентов, внесение которых в доменную печь с промывочным материалом негативно влияет на прочность кокса и способствует увеличению образования коксовой мелочи, в целом ухудшает технико-экономические показатели доменной плавки.

Металлофлюс, применяемый в смеси с окатышами в качестве промывочного материала, стабилизирует тепловое состояние горна печи [88-90]. Приготавливаемый из отходов производства металлофлюс имеет основность 0,6-1,0, что не обеспечивает удаление высокоосновных тугоплавких составляющих в виде ранкинита ( $3\text{CaO}\cdot 2\text{SiO}_2$ ) и ларнита ( $2\text{CaO}\cdot \text{SiO}_2$ ). Использование металлофлюса основностью до 4,0 в смеси с кварцитом позволяет улучшить промывочные свойства.

Кроме использования различных видов промывочных материалов на эффективность промывки может оказывать влияние место загрузки в колошниковое пространство доменной печи [65,83,84,91]: осевую, промежуточную и периферийную зону.

Одним из способов является промывка с помощью изменения расхода природного газа [92-94]. Данный способ заключается в том, что при обнаружении первых признаков загромождения горна доменной печи сокращают расход

природного газа на 50-100 % поочередно на ряде групп фурм в момент выпуска продуктов плавки. Снижение расхода природного газа обеспечивает газификацию коксовой мелочи и исключает подвешивание шихтовых материалов. Способ не получил широкого распространения.

Таким образом, на сегодняшний день опробовано много промывочных материалов и предложены различные способы промывки горна печи, позволяющие эффективно осуществлять промывку горна печи. Дальнейшее совершенствование доменного процесса в части использования промывочных материалов представляется возможным за счет разработки рациональной технологии их загрузки, обеспечивающих локальную очистку горна от спели, мелочи кокса и тугоплавких минералов. В связи с этим целесообразно физическим и математическим моделированием на установке бесконусного загрузочного устройства (БЗУ) лоткового типа выявить рациональные режимы загрузки промывочных материалов в колошниковое пространство печи, обеспечивающих равномерное их распределение по окружности и рациональное по радиусу колошника.

### **1.3 Применение водорода в черной металлургии**

В соответствии с Распоряжением Правительства Российской Федерации от 2021 г. [95] важным направлением развития водородной энергетики в Российской Федерации являлись оценки мирового потребления водорода, а также экспортного потенциала России. По оценки на 2050г мировой спрос водорода будет составлять 40–170 млн т, а прогнозируемый экспорт из России оценивается на уровне 2–12 млн. т водорода на 2035 г. и 15–50 млн т на 2050 г.

В связи с внешнеэкономическими ограничениями, с которыми столкнулась Российская Федерация с 2022 г, вопрос экспорта водорода потерял актуальность, и произошла переориентация на внутреннее потребление водорода, в связи, с эти становится значимым развитию национальной водородной промышленности.

На современном этапе развития промышленности в мире большое значение имеет использование водорода для нужд черной металлургии [96-104].

Разработка и внедрение технологий использования водорода как восстановителя позволит решить проблемы связанные со снижением выбросов углекислого газа в атмосферу, расширения возможностей переработки комплексных, бедных руд и отходов металлургического производства, уменьшения затрат на подготовку сырья за счет исключения производства кокса.

При этом значимой является степень использования водорода для обеспечения его эффективного применения. Предельная степень использования водорода при температурах 1400, 1500 и 1600 °С для восстановления железа из  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  составляет соответственно 65,5, 66,5 и 67,5 %, а при восстановлении железа из  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 74, 75 и 76 % [105-107].

В исследовании [108] изучена перспектива восстановления железа с помощью водорода, дополнительно вводимого в поток природного газа, используемого в процессе доменной плавки.

В условиях доменной печи предельное значение использования водорода колеблется в диапазоне от 55 до 57 %. В ходе исследований, проводимых на доменной печи ПАО «ММК», обладающей полезным объёмом 1370 м<sup>3</sup>, было зафиксировано рост степени использования водорода с 47,0 до 50,6 % и снижение удельного расхода кокса с 404,0 до 397,4 кг/т чугуна в результате увеличения соотношения объёма водорода, поступающего с природным газом, и кислорода, поступающего с обогащённым воздушным дутьём.

В современных условиях ПАО «ММК» снижение удельного расхода кокса на 50 кг/т чугуна возможно при применении дополнительного водорода в количестве 156 м<sup>3</sup>/т чугуна путём ввода в существующий трубопровод природного газа [108].

Были проведены исследования технологии применения водорода в качестве восстановителя в черной металлургии для переработки комплексных сложных руд [109-113] и отходов металлургического производства [114,115], использование которых имеет значимость для металлургической отрасли страны.

Твердофазное восстановление компонентов марганцевых руд разного генезиса водородом рассмотрено в исследовании [116], где использовались богатая марганцевая руда месторождений Бразилии, концентрат Жайремского ГОКа (Казахстан) и железомарганцевая руда Селезеньского месторождения (Россия). Селективное твердофазное восстановление провели при температурах 800 и 900 °С и продувки реактора печи водородом с расходом 5 л/мин в течение 20 и 30 мин соответственно. При температуре 800 °С в металлическую часть переходит только железо, а с увеличением температуры до 900 °С - железо и фосфор. При этом во всех экспериментах высшие оксиды марганца восстановились до монооксида марганца и сохранились в оксидной фазе. После плавления предварительно восстановленной железомарганцевой руды месторождения Селезень получили шлак с содержанием марганца 35 % и металл, легированный фосфором, кобальтом, медью и никелем с содержанием марганца 0,5 %. Данные результаты показывают возможность переработки железомарганцевых руд с повышенным содержанием фосфора, которые существующими технологиями не перерабатываются.

Из теории и практики получения ферросплавов известно, что присутствие металлического железа облегчает восстановление марганца в жидкой фазе. Таким образом для минимизации затрат энергоносителей перевод  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  кремниймарганцевой руды в  $\text{FeO}$  и  $\text{Fe}$ , а  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  в  $\text{MnO}$  целесообразно провести исследования предварительного твердофазного восстановления кремниймарганцевой руды в среде водорода.

#### **1.4 Существующие технологии получения ферросиликомарганца**

Ферросиликомарганец является комплексным раскислителем, широко используемым в производстве стали [117-120]. На территории России ферросиликомарганец производится на Западно-Сибирском электрометаллургическом заводе (Кемеровская область) и Челябинском электрометаллургическом комбинате.

Требования ГОСТ 4756-91 к химическому составу ферросиликомарганца представлены в таблицах 1.5, и 1.6.

Таблица 1.5 – Химический состав ферросиликомарганца по ГОСТ 4759-91, %

Марка	Mn		Si		C	P	S
	более	До и вкл.	более	До и вкл.			
FeMnSi12	60,0	75,0	10,0	15,0	3,5	0,35	0,03
FeMnSi18	60,0	75,0	15,0	20,0	2,5	0,35	0,03
FeMnSi18LP						0,15	
FeMnSi22HP	60,0	75,0	20,0	25,0	1,6	0,30	0,03
FeMnSi22MP						0,30	
FeMnSi22LP						0,15	
FeMnSi23HP	65,0	75,0	20,0	25,0	1,0	0,30	0,03
FeMnSi23MP						0,15	
FeMnSi23LP						0,10	
FeMnSi28	65,0	75,0	25,0	30,0	0,50	0,20	0,03
FeMnSi28LP						0,10	
FeMnSi30HP	57,0	67,0	28,0	25,0	0,10	0,20	0,03
FeMnSi30LP						0,10	
FeMnSi30ELP						0,05	

Таблица 1.6 – Химический состав ферросиликомарганца ГОСТ 4759-91

марка	Массовая доля, %					
	Si	Mn	C	Фосфора для классов		S
				A	B	
				Не более		
МnC25	Св. 25	60,0	0,5	0,05	0,25	0,02
МnC22	Св. 20 до 25,0 включ.	65,0	1,0	0,10	0,35	0,02
МnC17	Св. 15 до 20,0 включ.	65,0	2,5	0,10	0,60	0,02
МnC12	Св. 10 до 15,0 включ.	65,0	3,5	0,10	0,60	0,02

На ферросплавных заводах в процессе производства ферросиликомарганца используются различные типы электропечей. Применяются рудовосстановительные прямоугольные закрытые печи (РПЗ), круглые закрытые печи (РКЗ), а также открытые (РКО). Плавка ферросиликомарганца ведется при линейном напряжении 140—40В [117].

Важно отметить, что ферросиликомарганец представляет собой многокомпонентный сплав, включающий в себя разнообразные элементы. Содержание углерода является одним из ключевых параметров, определяющих

свойства данного ферросплава. Известно, что с увеличением концентрации кремния снижается растворимость углерода в ферросиликомарганце.

Описание химического процесса получения ферросиликомарганца с помощью стехиометрической реакции затрудняется из-за того, что образование стандартного по содержанию кремния сплава происходит в направлении постепенного обогащения углеродистых частиц сплава. Процесс получения ферросиликомарганца включает в себя две стадии. Первыми развиваются процессы восстановления высших оксидов марганца  $MnO_2$ ,  $Mn_2O_3$ ,  $Mn_3O_4$  с участием  $CO$ , а затем  $MnO$  по реакции прямого восстановления до карбида [121-126]:

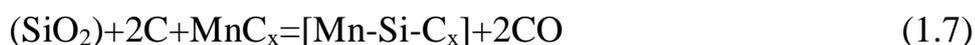


В области высоких температур реакция восстановления кремнезёма получает заметное развитие. Процесс восстановления кремния термодинамически облегчается при наличии металлического расплава



$$\Delta G_T^0 = 697390 - 359,07T \quad (1.6)$$

и образование ферросиликомарганца



Содержание кремния в сплаве определяет теоретическую температуру начала этой реакции.

Процесс выплавки ферросиликомарганца является достаточно сложным. На ферросплавных заводах для его выплавки применяют различные компоненты, такие как марганцевые окисные концентраты, кварцит, углеродистый восстановитель (кокс) и флюсы, в основном доломит.

Применение марганцевой руды, характеризующейся значительным содержанием кремния, предоставляет возможность извлечения из руды не только марганца, но и кремния. Использование подобных руд представляется оправданным, поскольку их стоимость ниже, чем у кварцита и руд с незначительным содержанием кремния.

В ходе расчета шихты принимаются во внимание особенности распределения элементов между продуктами плавки. Это позволяет более точно определить состав и пропорции компонентов в процессе производства [127].

В шихте для выплавки ферросиликомарганца используют необожженный доломит фракции 25-80 мм, в составе которого 33,6-35,7 % CaO; 16-18,2 % MgO; 1,1-1,3 % SiO<sub>2</sub>; 0,6- 0,8 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,1-0,3 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,005-0,0008 % P; 0,03% S; 45-46 % п.п.п. В некоторых случаях используют известняк, содержащий: 54,6 % CaO; 0,49 % MgO; 1,67 % SiO<sub>2</sub>; 0,2 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,5 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,005 % P; 0,04 % S; 41,3 % п.п.п. [128-131].

Для передачи в производство марганцевые руды подвергают окускованию. Существует несколько способов окускования. Промышленное применение получила агломерация.

В процессе производства ферросиликомарганца в качестве восстановителя используется коксик (кокс-орешек), а в качестве флюса — известь или известняк. Для компенсации недостатка железа в руде используется железная руда или железная стружка.

Кварцит применяется как источник кремния при выплавке ферросиликомарганца. Поставляется в виде кусков размером 25—60 мм, количество кусков менее 25 мм не должно превышать 5 % [132].

Для снижения расхода дорогостоящих марганцевых руд и передельных шлаков при выплавке ферросиликомарганца стремятся к максимальному восстановлению марганца.

Каждые полтора-два часа из печи в ковш, футерованный огнеупорным кирпичом, выпускают ферросиликомарганец. Процесс разлива сплава осуществляется с помощью разливочной машине.

Процесс производства ферросиликомарганца может включать в себя две стадии. На первой стадии по стандартной технологии получают ферросиликомарганец с обычным содержанием фосфора. Затем на второй стадии используют шлак, полученный на первом этапе, после его гранулирования и измельчения, в качестве марганцеворудного сырья для производства

ферросиликомарганца с низким содержанием фосфора. Брикетирование шлака с восстановителем позволяет успешно проводить процесс [133].

Также была создана высокоэффективная технология, позволяющая получать ферросиликомарганец. В этой технологии кварцит заменяют на отвальный шлак ферросиликомарганца, который брикетируют с углём, или на отходы обогащения марганцевых руд. Это даёт возможность сократить использование кварцита, снизить потребление марганцевых концентратов I сорта на 200–250 кг и заменить дефицитный коксик на более доступный газовый уголь. Данная технология производства высококремнистого ферросиликомарганца, содержащего 36–45 % кремния, 45–55 % марганца, 8–10 % железа и 0,05–0,08 % фосфора, была успешно опробована в печи мощностью 1200 кВ·А. В процессе использовался отвальный шлак, образующийся при выплавке товарного ферросиликомарганца. Такая плавка позволяет извлекать марганец и кремний на уровне 90 и 60 % соответственно [134,135].

Ферросиликомарганец и отвальный шлак выпускаются через одну летку в ковши, установленные каскадом. Сплав находится в ковше 30–40 мин. После того как сплав покидает печь, в нём содержится от 0,15 до 0,25 % углерода, затем содержание углерода уменьшается до 0,07–0,08 %. Избыточный углерод поднимаясь на поверхность в виде графитовой спели и частиц карбида кремния. Ферросиликомарганец подвергается гранулированию или в жидком виде направляется в рафинировочные печи. Для шлака применяются стальные, не футерованные ковши. Выпуск длится 15–20 мин. В течение 24 часов может быть осуществлено 12–15 выпусков.

Из ковша через приемник-копильник расплавленный металл попадает в чугунные изложницы, которые предотвращают попадание шлака в слиток. Полученные слитки отправляются на склад, где их измельчают до нужного размера.

Шлак вывозится в отвал для дальнейшей его переработки.

Таким образом, целесообразно провести лабораторные исследования по вовлечению мелких фракций кремниймарганцевой руды Ниязгуловского

месторождения, образующихся при ее добыче и подготовке к использованию в доменных печах ПАО «ММК», в производство ферросиликомарганца.

### **Выводы к главе 1. Постановка цели и задач исследования**

Проведенный литературно-патентный обзор по существующим практикам промывки горна доменных печей и производству кремниймарганцевых ферросплавов в Российской Федерации показал целесообразность рассмотрения двух направлений применения кремниймарганцевых руд, в том числе месторождений Южно-Уральского региона в металлургическом переделе:

- совершенствование технологии промывки горна доменных печей при использовании в составе шихты фракций более 20 мм кремниймарганцевой руды;
- исследование возможности вовлечения мелких фракций (менее 20 мм) кремниймарганцевой руды в технологию производства ферросиликомарганца.

Целью данной работы является разработка и научное обоснование технологических решений, обеспечивающих комплексное использование бедных кремниймарганцевых руд Ниязгуловского месторождения при производстве металла для расширения сырьевой базы металлургических предприятий.

Для достижения поставленной цели были сформулированы и решены следующие задачи:

- проанализировать сырьевую базу и основные характеристики комплексных кремниймарганецсодержащих руд;
- оценить химический и фазовый состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в исходном состоянии и после твердофазного восстановления;
- установить зависимости очередности поступления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в колошниковое пространство доменных печей физическим и математическим моделированием для различных режимов загрузки;

- разработать, обосновать и внедрить рациональные режимы использования кремниймарганцевой руды в доменных печах;
- исследовать твердофазные и жидкофазные процессы восстановления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения индивидуально и в смеси с богатым сырьем.

## ГЛАВА 2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

В настоящее время для обеспечения промывки горна в доменных печах ПАО «ММК» от спели и мелочи кокса используют кремниймарганцевые руды фракции 20-80 мм. В среднем при промывке печи рудой с расходом 20-30 кг/т чугуна содержание марганца в чугуне составляет 0,4-0,6 %, что в дальнейшем оказывает положительное влияние на технико-экономические показатели сталеплавильного передела за счет улучшения шлакообразования, экономии ферромарганца при раскислении и легировании.

Однако, при добыче кремниймарганцевой руды и подготовке ее к доменной плавке образуется большое количество фракции менее 20 мм, которое не представляется возможным загружать в доменную печь без предварительного окускования. В частности, при опытно промышленной разработке месторождения Ниязгулово для нужд ПАО «ММК» накопилось 25 тыс. тонн мелкой фракции. В связи с этим, предложена схема комплексного использования кремниймарганцевых руд, в том числе сырья месторождения Ниязгулово (рисунок. 2.1). Для промывки горна доменных печей используется фракция более 20 мм. Согласно схеме руда менее 20 мм может быть использована в качестве шихты для производства ферросиликомарганца. При этом применение моно кремниймарганцевой руды позволит получить ферросиликомарганец, который целесообразно использовать для раскисления и легирования низколегированных сталей и сталей рядового сортамента. Кроме того кремниймарганцевую руду Ниязгуловского месторождения можно интегрировать в существующий процесс производства ферросиликомарганца взамен части богатого по содержанию марганца импортного концентрата, в том числе концентрата из страны Габон.

Таким образом, предложенная схема позволяет комплексно перерабатывать кремниймарганцевые руды, обеспечивая вовлечение в процесс металлургии черных металлов переработку всех фракций используемых руд.

# Кремниймарганцевая руда

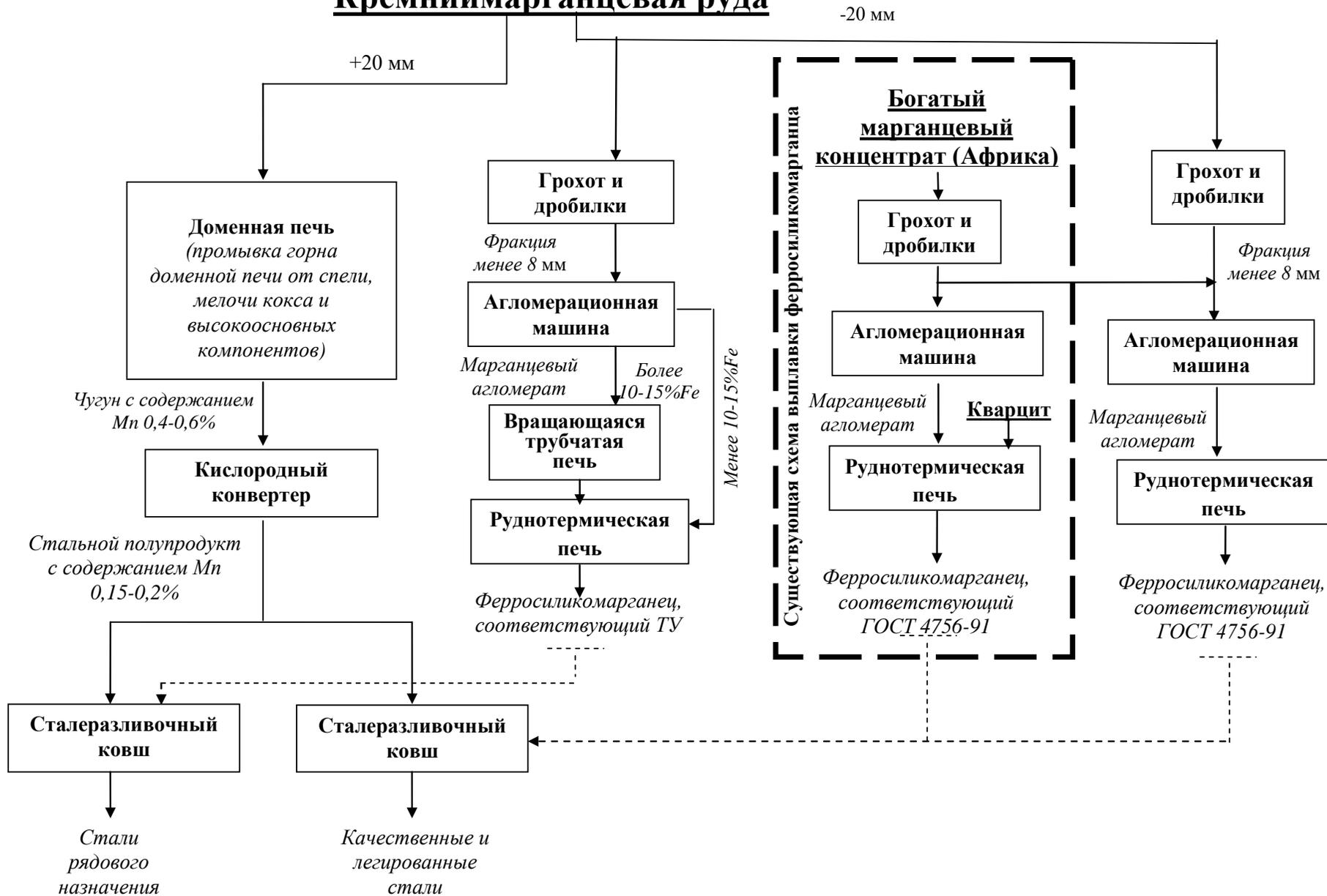


Рисунок 2.1 – Схема переработки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения

## 2.1 Определение химического и минералогического состава руды Ниязгуловского месторождения

Химический состав кремниймарганцевой руды определяли на рентгенофлуоресцентном энергодисперсионном спектрометре «ARL QUANT X», полуколичественным нестандартным методом с использованием программы UniQuant. Полученные результаты приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения, %

Содержание элемента / оксида, %													
Mn <sub>общ</sub>	MnO	Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>общ</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	ППП
17,90	6,08	18,95	12,73	0,23	17,93	2,67	0,35	0,11	46,23	2,54	0,09	0,09	4,77

Из таблицы 2.1 следует, что кремниймарганцевая руда месторождения Ниязгулово содержит в своем составе 46,23 % оксида кремния, 17,90 % марганца и 12,73 % железа.

Исследовали фазовый состав кремниймарганцевой руды методом рентгеноструктурного анализа на рентгеновском дифрактометре «SHIMADZU XRD-7000» в лаборатории кафедры литейных процессов и материаловедения Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. На рисунке 2.2 (а) представлена дифрактограмма кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения. Решение задачи качественного анализа осуществлялось подбором рефлексов (дифракционных максимумов) стандартных фаз из базы данных ICDD PDF-2.

Фазы, обнаруженные в руде при качественной идентификации в значимых количествах, представлены на рисунке 2.2 (б). Как видно из рисунка, в исходной руде марганец в основном находился в форме браунита  $(\text{Mn}^{+2}\text{Mn}^{+3}_6)\text{SiO}_{12}$  с подчиненными количествами родохрозита  $\text{MnCO}_3$  и пьемонтита  $\text{Ca}_2\text{MnAl}_2(\text{SiO}_4)(\text{Si}_2\text{O}_7)\text{O}(\text{OH})$ , а железо – в виде гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Вмещающая порода была представлена в основном кварцем  $\text{SiO}_2$ .

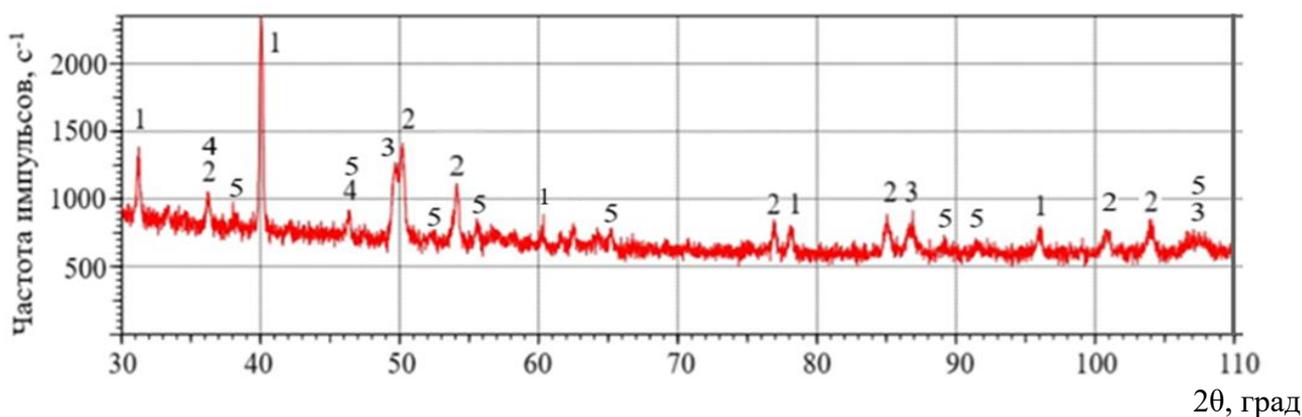


Рисунок 2.2 – Дифрактограмма исходной кремниймарганцевой руды с обозначением основных фаз: 1 –  $\text{SiO}_2$ , 2 –  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  
3 –  $\text{MnO} \cdot (\text{Mn}_2\text{O}_3)_3 \cdot \text{SiO}_2$ ; 4 –  $\text{MnCO}_3$ ;  
5 –  $\text{Ca}_2\text{MnAl}_2(\text{SiO}_4)(\text{Si}_2\text{O}_7)\text{O}(\text{OH})$

Термический анализ кремниймарганцевой руды, включавший термогравиметрическое исследование (ТГ) и дифференциальную сканирующую калориметрию (ДСК), был проведен на синхронном термоаналитическом приборе STA (Jupiter 449 F3) фирмы NETZSCH. Нагрев проводился до температуры  $1350^\circ\text{C}$  в атмосфере аргона. Режим нагрева – линейный со скоростью  $20^\circ\text{C}/\text{мин}$ . Масса нагреваемого образца составляла 10 мг. Для дополнительного подтверждения выводов о фазовом составе образца руды было проведено определение содержания воды и карбонатов (по выделению  $\text{CO}_2$ ) на анализаторе углерода и воды ELTRA CW 800M MULTIPHASE при температуре  $900^\circ\text{C}$ .

На рисунке 2.3 представлена термограмма образца сырой кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения. По ходу нагрева до температуры  $1350^\circ\text{C}$  на кривой ДСК наблюдаются эндоэффекты, сопровождаемые потерями массы на кривой ТГ.

Общая картина плавного уменьшения массы образца свидетельствует о наличии в руде в небольших количествах (меньше предела обнаружения методом рентгеновской дифрактометрии) гидратированных оксидов и силикатов железа и марганца, а также гидратированных алюмосиликатов, разлагающихся в широких температурных интервалах. В то же время на кривой ДСК зарегистрированы индивидуальные эндотермические пики,

указывающие на деструкцию фаз, присутствующих в образце в достаточных для выявления на рентгенограмме количествах.

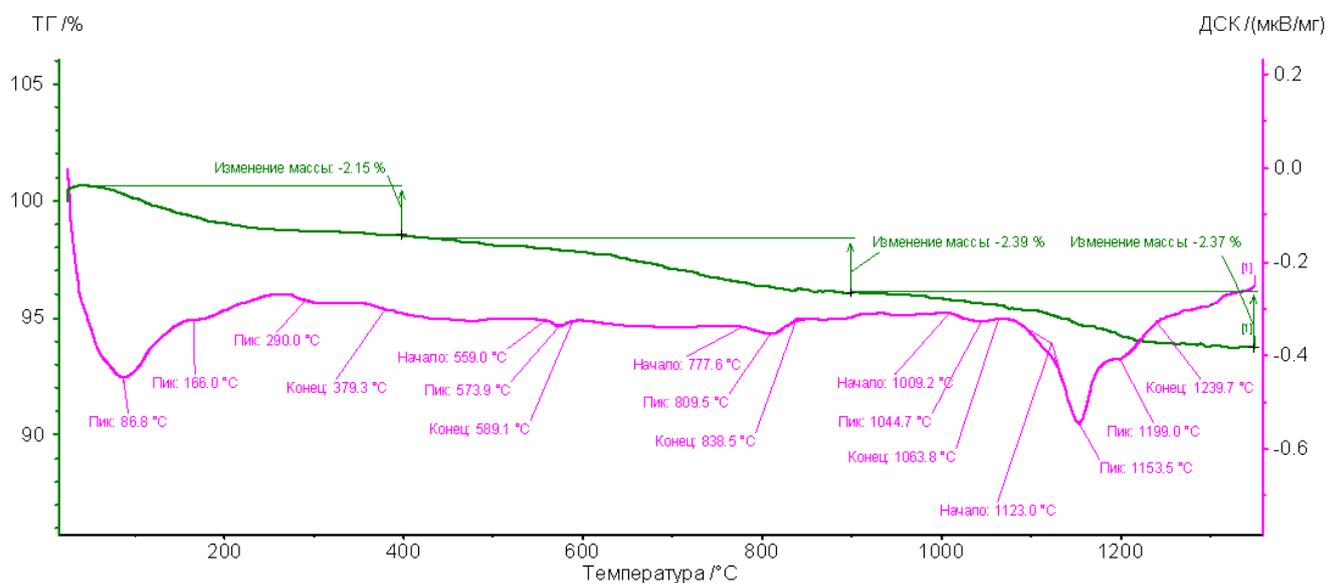


Рисунок 2.3 – Термограмма руды Ниязгуловского месторождения

При нагреве образца руды были зафиксированы следующие группы эндотермических превращений:

1) выход гигроскопической влаги и разложение гидратов оксида марганца и железа в температурном интервале от 25 до 400 °C с тремя максимумами интенсивности дегидратации, при температурах 86,8, 166,4 и 290,0 °C соответственно. Потери массы образца на этом участке составляли 2,15 %;

2) разложение карбоната марганца родохрозита в температурном интервале от 559,0 до 589,1 °C с максимумом интенсивности деструкции при температуре 573,9 °C и карбоната кальция кальцита, вероятно, присутствующего в пробе в количестве меньше предела обнаружения методом рентгенофазового анализа, с наложением на дегидратацию пьемонтита, в температурном интервале от 777,6 °C до 838,5 °C с максимумом интенсивности при температуре 809,5 °C. Суммарно потери массы в интервале температур от 400 до 900 °C составили 2,39 %. Из них на диоксид

углерода карбонатов приходится 1,95 %, а на воду – оставшиеся 0,44 % убыли массы;

3) термодеструкция оксида марганца (III) браунита с образованием силиката марганца (II) и выделением кислорода в интервале температур от 1009,2 до 1063,8 °С с максимумом интенсивности при температуре 1044,7 °С, а также термодеструкция  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  гематита до  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  с выделением кислорода в интервале температур от 1160,1 до 1239,7 °С с максимумом интенсивности при температуре 1193,2 °С. Наблюдаемое смещение пика разложения оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в область относительно низких температур обусловлено, очевидно, значительным количеством марганца и кремния в руде. Термодеструкция оксидов железа и марганца протекает на фоне глубокого эндотермического эффекта, обусловленного плавлением образца, максимум интенсивности которого приходится на температуру 1153,5 °С. Общая убыль массы на участке от 900 °С до 1350 °С составляет 2,37 % и обусловлена исключительно кислородом разлагающихся оксидов.

Рассчитали на основе таблице 2.1 абсолютные степени восстановления железа и марганца в исходной руде. Расчет вели на 1000 г руды, содержащей 2,3 г оксида  $\text{FeO}$  и 179,3 г оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Общее количество кислорода, связанного с железом в руде:

$$m(\text{O в составе оксидов железа исходной руды}) = 2,3 \cdot 16/72 + 179,3 \cdot 24/80 = 54,3 \text{ г};$$

Максимальное количество кислорода, который может быть связан с железом в пробе:

$$m(\text{O в составе } \text{Fe}_2\text{O}_3) = 127,3 \cdot 24/56 = 54,6 \text{ г};$$

Абсолютную степень восстановления железа определяем по отношению между массой условно отнятого от оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  кислорода (по фактическому кислороду в пробе) к теоретической массе кислорода в составе этого же оксида:

$$R_f(\text{Fe в исходной руде}) = (54,6 - 54,3)/54,6 \cdot 100 = 0,5 \text{ \%};$$

Аналогично провели расчет абсолютной степени восстановления марганца в исходной руде:

$$m(\text{O в составе оксидов марганца исходной руды}) = 60,8 \cdot 16/71 + 189,5 \cdot 24/79 \\ = 71,0 \text{ г.}$$

$$m(\text{O в составе Mn}_2\text{O}_3) = 179,0 \cdot 24/55 = 78,1 \text{ г;}$$

$$R_f(\text{Mn в исходной руде}) = (78,1 - 71,0)/78,1 \cdot 100 = 9,1 \text{ \%}.$$

## **2.2 Разработка рациональных режимов загрузки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в доменные печи ПАО «ММК»**

### **2.2.1 Физическое моделирование загрузки руды лотковым загрузочным устройством**

В колошниковое пространство доменных печей ПАО «ММК» возможна загрузка шихтовых материалов в количестве одного или двух скипов. При загрузке в печь одного скипа его содержимое выгружается с трех позиций углового положения лотка. В условиях загрузки двух скипов его содержимое выгружается с шести позиций углового положения лотка.

В процессе исследования было проведено математическое моделирование, которое позволило оценить, как кремниймарганцевая руда будет поступать в колошниковое пространство печей с лотковым загрузочным устройством в различных условиях загрузки. Результаты моделирования были получены на основе физических испытаний на модели (см. рисунки 2.4 и 2.5) совместной выгрузки кремниймарганцевой руды и железорудного сырья, включающего агломерат, окатыши и другие добавочные материалы. А именно при загрузке кремниймарганцевой руды вниз бункера БЗУ в слой железорудного сырья и при загрузке наверх бункера. Доля кремниймарганцевой руды не превышала 15 % от массы железорудного сырья в бункере.



Рисунок 2.4 – Физическая модель однотокового компактного загрузочного устройства лоткового типа



Рисунок 2.5 – Скиповая система загрузки шихтовых материалов в физическую модель бесконусного загрузочного устройства

### **2.2.2 Промышленные эксперименты по загрузке кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в доменные печи №№ 6 и 10 ПАО «ММК»**

Были проанализированы 25 периодов работы доменной печи № 6, характеризующиеся различными подходами к загрузке кремниймарганцевой руды в колошниковое пространство печи. Ее загружали в зону с повышенной рудной нагрузкой, пониженной рудной нагрузкой и равномерно по сечению.

Исследовали изменение показателей работы печи в смежных периодах по вариантам:

- без загрузки кремниймарганцевой руды и загрузкой ее в зону с повышенной рудной нагрузкой (периоды I и II, которые включали 5 смежных пар периодов);
- без загрузки кремниймарганцевой руды и загрузкой ее в зону с пониженной рудной нагрузкой (периоды III и IV);
- загрузка кремниймарганцевой руды по сечению печи и зону с повышенной рудной нагрузкой (периоды V и VI);
- перемещение кремниймарганцевой руды из зоны с повышенной рудной нагрузкой к периферии (периоды VII и VIII, XI и XII);
- перемещение кремниймарганцевой руды из периферийной части печи в зону с повышенной рудной нагрузкой (периоды IX и X, включали 3 смежных пары периодов);
- перемещение кремниймарганцевой руды из зоны с пониженной рудной нагрузкой печи в зону с повышенной (периоды XIII и XIV);
- загрузка кремниймарганцевой руды к периферии и прекращением промывочного периода (периоды XV и XVI);
- загрузка кремниймарганцевой руды в зону с повышенной рудной нагрузкой и прекращение промывочного периода (периоды XV и XVI, которые включали 5 смежных пар периодов).

### **2.3 Предварительное твердофазное восстановление кремниймарганцевой руды в среде водорода**

Эксперименты по водородному твердофазному восстановлению осуществляли на лабораторной установке LECO (рисунок 2.6).

Лабораторная вертикальная электрическая печь на раме с реакционной камерой и весовой системой, состоит из:

- трех вертикальных нагревательных зон, обогреваемых двадцатью нагревателями из карбида кремния с включением, обеспечивающим равномерный нагрев по окружности и высоте с точностью  $\pm 1^\circ\text{C}$  в каждой из зон;
- реакционного цилиндра с внутренним диаметром 125мм;
- пневматического загрузочного цилиндра для создания равномерного по сечению давления;
- шкафа управления печью;
- контроллера температуры;
- термопары К-типа для контроля температуры нагрева пробы и газа-восстановителя в диапазоне 0-1200 °С с точностью  $\pm 1^\circ\text{C}$ ;
- устройства контроля изменения массы пробы в процессе испытания с точностью  $\pm 0,1$  г;
- устройства для определения высоты слоя материала в реальном времени с точностью  $\pm 0,1$  мм;
- прибора для измерения перепада давления газо-воздушной смеси в процессе испытания с точностью  $\pm 0,1$  кПа.



Рисунок 2.6 – Лабораторная установка фирмы «LECO»

Водород использовали в качестве газа-восстановителя. Его получали на генераторе чистого водорода марки ГВЧ-36Д, обеспечивающем содержание водорода в пересчете на сухой газ 99,998 % с диапазоном задаваемой производительности водорода от 0 до 36 л/ч.

Для проведения экспериментов исходная кремниймарганцевая руда химического состава, представленного в таблице 2.1, была измельчена до достижения класса крупности 0-3 мм и окомкована в тарельчатом окомкователе с получением окатышей размерами от 3 до 10 мм. Масса исследуемой пробы составляла 1 кг.

Исследования проводили при расходе водорода 20 л/час и температуре в реакторе лабораторной электрической вертикальной печи, равной 900 и 1100 °С. Продолжительность нагрева до заданных температур составляла 1 час, далее пробу выдерживали в течение 5-10 часов при заданной температуре до прекращения потери массы. В процессе выдержки каждые 10 минут фиксировали изменение массы с помощью взвешивающего устройства. После завершения выдержки пробу оставляли остывать до комнатной температуры в среде водорода. Всего было получено 5 кг предварительно восстановленной в среде водорода кремниймарганцевой руды.

## **2.4 Жидкофазное карботермическое восстановление марганецсодержащих материалов**

### **2.4.1 Шихтовые материалы**

В качестве шихтовых материалов в опытных плавках использовали сырую и предварительно восстановленную кремниймарганцевую руду Ниязгуловского месторождения, Габонский марганцевый концентрат с содержанием марганца 41,50 % и коксовую мелочь. Химический состав материалов приведен в таблицах 2.1. – 2.3.

Согласно таблицам 2.1 и 2.2. следует, что в сырой кремниймарганцевой руде месторождения Ниязгулово по сравнению с Габонским концентратом содержится марганца в 2,3 раза меньше, а кремния в 6,2 раза больше. Химический состав предварительно восстановленной в среде водорода кремниймарганцевой руды приведен в главе 4.

Таблица 2.2 – Химический состав проб Габонского концентрата, %

Mn <sub>общ</sub>	Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
41,50	53,57	10,36	14,80	0,00	7,40	0,17	7,70

Таблица 2.3. – Химический состав восстановителя (коксовой мелочи), %

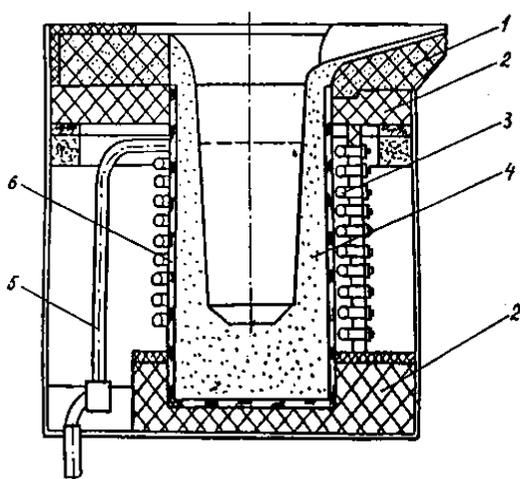
C	S	H <sub>2</sub> O	Зола	Летучие
84,15	0,34	0,35	12,4	3,02

### 2.4.2 Оборудование и параметры технологии жидкофазного восстановления

Лабораторные эксперименты по жидкофазному восстановлению марганецсодержащих материалов проводили в индукционной печи ИСТ-0,06, имеющей следующие технические характеристики:

1. Тип – бессердечниковая;
2. Вместимость – 60 кг;
3. Мощность силовой установки – 60 кВт.

Схема лабораторной печи и ее фото представлены на рисунке 2.7.



а)



б)

Рисунок 2.7 – Схема (а) и фото (б) лабораторной печи ИСТ-0.06:

- 1 – сливной носок; 2 – изоляционная плита; 3 – индуктор; 4 – огнеупорная набивка; 5 – токоподвод; 6 – асбестовая прокладка

Исследовали шихты, включающие марганецсодержащее сырье и коксовую мелочь в соотношении 2:1 (рисунок 2.8, а). Из теории и практики ферросплавных процессов известно, что расход восстановителя – коксика при выплавке ферросиликомарганца в рудотермической печи составляет от 20 до 25 % от массы исходной шихты в зависимости от марки выплавляемого ферросплава. Для проведения лабораторных экспериментов по жидкофазному восстановлению бедной кремниймарганцевой руды приняли избыток восстановителя от максимального промышленного расхода равный 2, то есть расход коксика составил 50 % от массы руды. Такое решение объясняется необходимостью обеспечить достаточный восстановительный потенциал рабочего пространства лабораторной печи, которая отличается от промышленных установок маленьким объемом, большей открытостью.

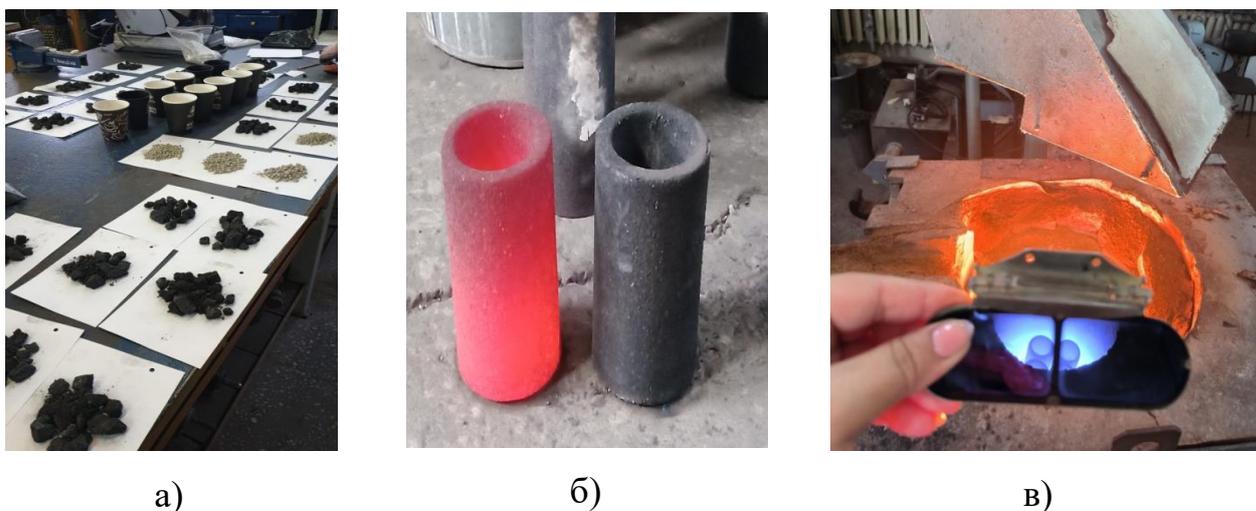


Рисунок 2.8 – Организация проведения экспериментальных плавок:  
 а) навески с усредненной шихтой; б) лабораторные тигли; в) расположение тиглей  
 в рабочем пространстве печи

Состав железорудной части шихты включал:

- сырую кремниймарганцевую руду Ниязгуловского месторождения с содержанием марганца 17,90 %;

- предварительно восстановленную кремниймарганцевую руду Ниязгуловского месторождения;

- смесь сырой кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения с содержанием марганца 17,90 % и Габонского концентрата с содержанием марганца 41,50 % в соотношениях, выявленных в результате расчетов (см. главу 4.2).

Процесс выплавки ферросиликомарганца осуществляли в тиглях вместимостью 300 г (рисунок. 2.8. б). За одно испытание в печь помещали 4 тигля одновременно (рисунок 2.8. в).

Заданную температуру процесса 1500-1550 °С обеспечивали постоянным уровнем мощности установки, равной 40 кВт. Время выдержки металла при заданной температуре изменяли в интервале от 1 до 2,5 часов с шагом 30 минут.

### **2.4.3 Экспериментальное определение поправочного коэффициента перехода марганца и кремния в металл от лабораторных к промышленным условиям**

Для реализации экспериментов по жидкофазному восстановлению целесообразно выявить рациональное время выдержки металла при температуре 1500-1550 °С, обеспечивающее эффективное извлечение марганца и кремния из сырья в металл для существующих условий работы лабораторной печи. При этом степени перехода марганца и кремния в металл в лабораторных и промышленных условиях будут отличаться в связи с чем целесообразно адаптировать результаты лабораторных исследований к промышленным условиям введением поправочного коэффициента. Его определение позволит корректно интерпретировать полученные в лаборатории результаты.

Для определения коэффициента пересчета (корректировки) содержания марганца и кремния в ферросиликомарганце провели жидкофазное восстановление шихты, применяемой в условиях реального производства [138] с принятым избытком восстановителя. Шихта включала:

- габонский концентрат – 72 %;

- кварцит – 26 %;
- доломит – 2 %;
- кокс – 50 % от массы используемого габонского концентрата.

Для выявления рационального времени выдержки шихты при температуре 1500-1550 °С, обеспечивающей достаточную степень извлечения марганца, кремния и железа из рудного сырья, экспериментальную плавку организовывали следующим образом: в рабочее пространство печи устанавливали 4 тигля с одинаковой шихтой (рисунок.2.8 (в)), которые извлекали по очереди спустя следующие промежутки времени, час: 1; 1,5; 2 и 2,5. Для обеспечения условия воспроизводимости эксперимент дублировали три раза.

Результаты экспериментов приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Химический состав полученного металла и степень восстановления марганца и кремния в зависимости от продолжительности плавки

Время выдержки, ч	Содержание в металле, %		Степень извлечения, %	
	Mn	Si	Mn	Si
1,0	51,2	13,7	48,3	11,8
1,5	57,5	12,9	61,5	12,6
2,0	58,1	11,4	63,3	11,4
2,5	58,9	10,9	62,9	10,7

Из анализа таблицы 2.4. следует, что при увеличении времени от 1 до 1,5 часов содержание марганца в выплавляемом ферросплаве увеличивалось от 51,2 до 57,5 % соответственно. Дальнейшее увеличение времени выплавки от 1,5 до 2,5 часов незначительно увеличивало содержание извлекаемых элементов в металле. В связи с этим, принимаем рациональное время извлечения кремния и марганца из руды в металл, равное 1,5 часа.

Ферросплав, полученный в лабораторных условиях при рациональном времени выплавки, по сравнению с марочным сплавом (65,6 % марганца и 16,8 % кремния) имеет меньшее содержание марганца и кремния на 14,1 и 30,0 % отн. соответственно.

Сравнение результатов экспериментов, проведенных в лабораторных условиях на производственной шихте и марочного сплава, получаемого из этой шихты в условиях реального производства, дает основание ввести коэффициенты перехода марганца и кремния в металл от лабораторных к промышленным условиям, которые составили 1,14 и 1,3 соответственно.

Для подтверждения рационального времени выплавки металла из более бедных по содержанию марганца шихт дополнительно провели эксперименты в трех дублях для кремниймарганцевой руды и смеси этой руды и габонского концентрата в равных долях. Время выплавки данных руд и их смесей также как и для производственной шихты изменяли от 1 до 2,5 часов с шагом 30 минут.

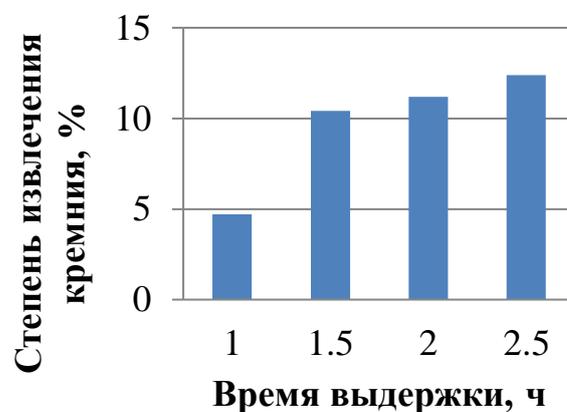
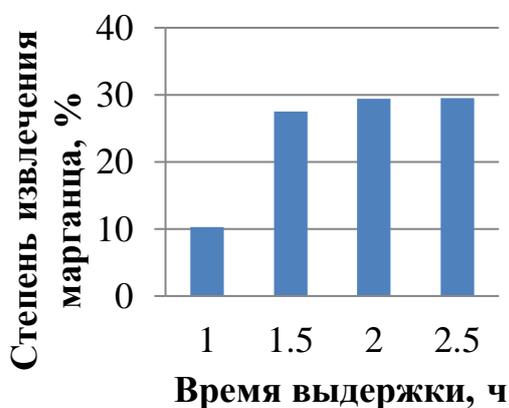
Содержание марганца и кремния в полученном металле в зависимости от времени выдержки и состав полученного металла приведены в таблице 2.5. и на рисунке 2.9.

Таблица 2.5 – Химический состав полученного металла и степень восстановления марганца и кремния в зависимости от продолжительности плавки

Время выдержки, ч	Содержание в металле, %		Степень извлечения, %	
	Mn	Si	Mn	Si
Кремниймарганцевая руда				
1,0	26,5	13,6	10,3	4,7
1,5	36,7	17,4	27,5	10,4
2,0	38,0	17,5	29,4	11,2
2,5	38,5	16,2	29,5	12,4
Смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата				
1,0	42,6	8,7	28,9	8,6
1,5	53,2	15,2	40,6	16,3
2,0	53,8	15,1	41,7	16,5
2,5	55,4	16,7	44,3	17,9

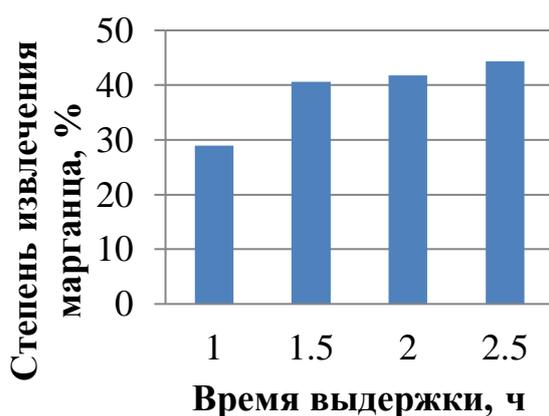
Полученные результаты при различных временных интервалах выдержки подтвердили рациональное время плавки в лабораторной печи, равное 1,5 часа. Практически во всех экспериментах уже при этом времени достигались максимальные показатели по содержанию в металле марганца и кремния и

степени их извлечения. Дальнейшее увеличение времени не представляется эффективным в связи с существенным замедлением роста исследуемых показателей плавки.



а)

б)



в)

г)

Рисунок 2.9 – Содержание марганца и кремния в полученном металле в зависимости от времени выдержки для следующего состава шихт:  
а,б) кремниймарганцевая руда месторождения Ниязгулово; в,г) смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата

## Выводы к главе 2

1. Представлена схема комплексного использования бедной марганцевой и кремниймарганцевой руды, позволяющая вовлекать в переработку

фракции более 20 мм для промывки горна доменных печей и менее 20 мм для производства ферросиликомарганца, соответствующего требованиям ГОСТ 4756-91 и ферросиликомарганец соответствующий ТУ.

2. Исследованы химический и фазовый составы кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения, что позволило оценить качество данного сырья и перспективы его использования в проводимых исследованиях. В исходной руде марганец в основном находился в форме браунита  $(\text{Mn}^{+2}\text{Mn}^{+3})\text{SiO}_{12}$  с подчиненными количествами родохрозита  $\text{MnCO}_3$  и пьомонтита  $\text{Ca}_2\text{MnAl}_2(\text{SiO}_4)(\text{Si}_2\text{O}_7)\text{O}(\text{OH})$ , а железо – в виде гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Вмещающая порода была представлена в основном кварцем  $\text{SiO}_2$ .

3. Разработаны методики проведения лабораторных и промышленных исследований режимов загрузки кремниймарганцевой руды в доменные печи ПАО «ММК» лотковым загрузочным устройством.

4. Разработаны методики лабораторных исследований предварительного твердофазного восстановления кремниймарганцевой руды в среде водорода, жидкофазного восстановления с получением ферросиликомарганца.

### ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ НИАЗГУЛОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ ПАО «ММК»

#### 3.1 Адаптация показателей дренажной способности горна для выявления локальной зоны с наихудшей дренажной способностью коксовой насадки

Исследовали работу доменных печей № 6 и 10 ПАО «ММК» для адаптации показателей дренажной способности горна с целью выявления локальной зоны с наихудшей дренажной способностью коксовой насадки и разработки рациональных режимов использования кремниймарганцевой руды в составе шихты при различном расходе и локальном размещении их в колошниковом пространстве по радиусу.

Показатели дренажной способности горна адаптировали проведением исследований на доменной печи № 6 ПАО «ММК» загрузкой промывочных материалов в различные зоны по вариантам [52]:

- равномерно по сечению;
- к периферии;
- промежуточную зону между рудным гребнем и периферией;
- промежуточную зону между периферией и центром;
- к центру.

Было установлено, что для оценки дренажной способности коксовой насадки в зоне, соответствующей повышенной рудной нагрузке, пригодны следующие показатели:

1. Вязкость шлака рассчитывается с использованием степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к его равновесному значению [136]:

$$\lg \eta_{ш} = K \times \frac{2,08 - \lg \eta_{Ls}}{0,87} - 1, \quad (3.1)$$

где  $K$  – коэффициент, учитывающий условия работы печи;

$\eta_{Ls}$  – степень приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине.

2. Шлак, остающейся в горне после выпуска жидких продуктов плавки [163]:

$$\Delta V = \frac{1}{1,25} \sqrt{\sigma_v^2 - q_{VT}^2 - \sigma_T^2}, \quad (3.2)$$

где  $\sigma_v$ ,  $\sigma_T$ , – среднеквадратические отклонения числа ковшей шлака по выпускам, продолжительности цикла от начала одного выпуска до начала следующего (мин);

$q_{VT}$  – среднее количество шлака, образующегося в печи за одну минуту, в тоннах;

1,25 – коэффициент перевода среднеквадратического отклонения в абсолютное (среднеарифметическое).

Для определения эффективности дренажной способности коксовой насадки в центральной части печи можно использовать следующие критерии:

1. Степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине [52]:

$$P_{[C]} = \frac{C_{нас}}{C_{факт}}, \quad (3.3)$$

где  $C_{факт}$  – количество фактического углерода в жидком чугуне;

$C_{нас}$  – количество углерода в насыщенном жидком чугуне.

$$C_{iан} = 1,34 + 2,54 \cdot 10^{-3} \cdot T - 0,3 \cdot [Si] - 0,35 \cdot [P] - 0,2 \cdot [S] + 0,027 \cdot [Mn].$$

2. Индекс DMI [138,139]:

$$DMI = \frac{C_{нас} - C_{факт}}{2,57 \cdot 10^{-3}} + T - 1430 + 190 \cdot \left( 1,23 - \left( \frac{CaO}{SiO_2} \right) \right), \quad (3.4)$$

где  $C_{нас}$  – количество углерода в насыщенном жидком чугуне;

$C_{факт}$  – количество фактического углерода в жидком чугуне;

$T$  – температура чугуна, °C;

CaO/SiO<sub>2</sub> – основность шлака.

К возможным показателям дренажной способности коксовой насадки в периферийной части печи можно отнести:

- перепад температур охлаждающей воды холодильников горна;
- растворимость углерода в чугуне;
- индекс DMI.

Дополнительно общее состояние фильтрующей способности коксовой насадки в горне печи оценивали среднеквадратическим отклонением ковшей шлака между летками и коэффициентом сопротивления шихты движению газового потока в нижней части печи [140]:

$$\lambda_{\text{инн}} = \frac{(2 \times P_{\text{д}} - \Delta P_{\text{н}}) \times \Delta P_{\text{н}}}{V_{\text{д}}^m}, \quad (3.5)$$

где  $P_{\text{д}}$  – давление горячего дутья, кПа;

$\Delta P_{\text{н}}$  – нижний перепад давления газов, кПа;

$V_{\text{д}}$  – расход холодного дутья, м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи.

### 3.1.1 Оценка распределения кремниймарганцевой руды в колошниковом пространстве применительно к доменным печам №№ 6 и 10 ПАО «ММК»

Распределение по станциям углового положения лотка, размешенной, вместе с другими компонентами в смеси с железорудным сырьём в бункере БЗУ, кремниймарганцевой руды, можно описать с помощью полученных нами математических выражений на основе физического моделирования. Для условий ее размещения в бункере БЗУ последней, над всеми материалами, справедливы уравнения 3.6. и 3.7:

- для односкипового режима загрузки:

$$P_{\text{Mn}}^{\text{вепх}} = -28N_{\text{ст}}^2 + 117N_{\text{ст}} - 70, R^2 = 1, \quad (3.6)$$

где  $N_{\text{ст}}$  – порядковый номер станции углового положения лотка в строке матрицы загрузки (в интервале 1-3);

- для двухскипового режима загрузки:

$$P_{Mn}^{верх} = 1,25N_{ст}^4 - 16,32N_{ст}^3 + 67,56N_{ст}^2 - 91,74N_{ст} + 38,3, R^2 = 0,77, \quad (3.7)$$

где  $N_{ст}$  – порядковый номер станции углового положения лотка в строке матрицы загрузки (в интервале 1-6).

В процессе разгрузки шихты из модели в условиях односкиповой системы материал для промывки не поступал в первую кольцевую зону в начале процесса. В момент, когда кольцевая зона у стартовой станции углового положения лотка замыкалась, содержание промывочного материала достигало 18 % от общего расхода. Во второй кольцевой зоне содержание промывочного материала изменялось в процессе выпуска от 33 до 20 %, а в третьей — от 14 до 15 %.

При двухскиповой загрузке промывочный материал поступал в кольцевые зоны в направлении движения лотка №2-6. Максимальное количество промывочного материала приходилось на третью порядковую станцию, где его содержание изменялось от 23 до 17 % от общего количества.

В ситуации, когда кремниймарганцевая руда, в сочетании с другими компонентами находится в бункере загрузочного устройства в слое сырья из железной руды, её распределение по станциям, определяющим положение лотка, можно выразить с помощью следующих соотношений:

- для односкиповой системы загрузки:

$$P_{Mn}^{слой} = -8,5N_{ст}^2 + 32,5N_{ст} + 8, R^2 = 1, \quad (3.8)$$

где  $N_{ст}$  – порядковый номер станции углового положения лотка в строке матрицы загрузки (в интервале 1-3);

- для двухскиповой системы загрузки:

$$P_{Mn}^{слой} = 1,21N_{ст}^3 - 15,11N_{ст}^2 + 55,25N_{ст} - 36,67, R^2 = 0,99, \quad (3.9)$$

где  $N_{ст}$  – порядковый номер станции углового положения лотка в строке матрицы загрузки (в интервале 1-6).

Промывочные материалы, располагающиеся после агломерата перед окатышами в слое железорудных материалов, обеспечивали их максимальное содержание в порциях, которые формировались после истечения 30–50% от общего времени выпуска. В первую кольцевую зону в направлении движения

лотка поступало 12–18% промывочного материала от общей массы, загруженной в бункер. Во вторую зону направлялось 20–21 %, а в третью — 14–15 % промывочного материала.

Для того, чтобы обеспечить такое распределение промывочного материала по ходу выпуска возможно использование вариантов загрузки. При использовании алгоритма загрузки шихты в скипы «добавки наверх» кремниймарганцевую руду необходимо размещать в головной части конвейера. При режиме загрузки «добавки на дно», промывочный материал загружается в те бункеры бункерной эстакады, транспортирующей материалы к скипам, которые находятся в «хвосте» конвейера.

Этот режим загрузки будет способствовать подаче промывочного материала в широкую кольцевую зону колошника, которая соответствует периферии, зоне рудного гребня и промежуточной области между гребнем и центром. Станции углового положения лотка №№ 2–5 позволят направить материалы в центральную часть печи.

Если кремниймарганцевая руда будет находиться в нижней части бункера, то при односкиповом режиме загрузки весь объём кремниймарганцевой руды попадёт в колошниковое пространство печи с первой станции углового положения лотка. Это можно увидеть на рисунке 3.1. Таким образом, можно организовать выгрузку промывочных материалов в определённую часть радиуса колошника, которая соответствует начальному положению угла наклона лотка. Для этого промывочные материалы размещаются в нижней части бункера загрузочного устройства. Угловое положение лотка №№ 6-11 является подходящим в рамках существующих схем загрузки, применяемых в доменных печах для каждого номера рудного скипа. Попадание промывочного материала в зону периферии, рудного гребня и промежуточную зону между гребнем и центром обеспечивается выгрузкой его с этих станций углового положения лотка.

В момент, когда происходит замыкание кольцевой области стартовой станции углового положения лотка, количество кремниймарганцевой руды в выпускаемой массе снижается с 21 % от общего объёма шихты в начале выпуска

до 3 %. Самым эффективным является использование такого режима, когда требуется загрузка промывочного материала в узкую кольцевую зону колошника в пределах 1-1/2 радиуса колошника от его центра.



Рисунок 3.1 – Содержание промывочного материала по мере истечения его совместно с железорудным сырьем из шихтового бункера БЗУ при расположении его в нижней части бункера БЗУ

В процессе работы доменных печей в промышленных условиях размещение кремниймарганцевой руды в бункере БЗУ лоткового типа может определяться различными факторами загрузки, такими как доля окатышей и агломерата в железорудной части шихты, режим набора добавочных материалов в бункер БЗУ, размещение кремниймарганцевой руды в бункерах эстакады, соответствующих хвостовой или головной части конвейера и других. Исходя из этого, используя множественную регрессию, получили уравнения, комплексно описывающие долю кремниймарганцевой руды, поступающей на порядковую станцию лотка в строке матрицы в зависимости от размещения ее в бункере БЗУ:

- для условий односкиповой загрузки,  $R^2 = 0,85$ ,

$$P_{Mn}^{1\text{скп}} = 190,9 - 111,8N_{об} - 4,2A_{ок} + 4N_{об}A_{ок} + 5,3N_{об}^3 - 0,7N_{об}^2A_{ок}, \quad (3.10)$$

где  $A_{ок}$  – доля агломерата (0-100), располагающегося под окатышами и добавочными материалами в шихтовом бункере БЗУ;

$N_{об}$  – порядковый номер оборота лотка в строке матрицы загрузки (в интервале 1-3).

- для условий двускипового режима заполнения бункера БЗУ,  $R^2 = 0,60$ ,

$$P_{Mn}^{2\text{ скипа}} = 190,6 - 47,8N_{об} - 2,5A_{ок} + 1,2N_{об}A_{ок} + 4,6N_{об}^2 - 0,11N_{об}^2A_{ок} \quad (3.11)$$

В соответствии с критерием Фишера, была проведена проверка данных на предмет адекватности воспроизведения результатов экспериментальных исследований.

Уравнения, полученные в результате физического моделирования [167], использовали для оценки распределения кремниймарганцевой руды по станциям углового положения лотка в исследуемые периоды. В таблице 3.1 приведены результаты.

Таблица 3.1 – Доля кремниймарганцевой руды распределяемая по станциям углового положения лотка в исследуемые периоды работы доменной печи № 6

Номер периода	Доля кремниймарганцевой руды (%) поступающей со станции углового положения лотка										
	11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
II, VI, VII, X, XI, XIV					22	47	31				
VIII, IX, XII, XV		22	47	31							
XIV					50	50					
V		11	24	16	7	19	18	5			
IV							50	50			

В ходе промышленных исследований на доменной печи № 6 ПАО «ММК» со станций углового положения лотка № 10-8 осуществлялась загрузка кремниймарганцевой руды месторождения Ниязгулово в пристеночную зону печи. Со станций № 7-5 и отдельным скипом со станций № 6-7 вместе с агломератом и окатышами руда поступала в колошниковое пространство печи в зону с повышенной рудной нагрузкой. А со станций углового положения лотка № 5-4 кремний марганцевая руда выгружалась в центральную часть печи.

### 3.1.2 Загрузка кремниймарганцевой руды вновь в зону рудного гребня и к центру

В таблицах 3.2-3.19 представлены усредненные данные работы доменной печи в исследуемые периоды.

В период I в состав шихты не использовали кремниймарганцевую руду, но в периоде II её использовали, загружая в количестве 28,3 кг/т в зону рудного гребня (таблица 3.2). В этот период содержание марганца в чугуне выросло с 0,22 до 0,47 % (таблица 3.3).

Таблица 3.2 – Некоторые технологические показатели работы доменной печи № 6 в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5
Количество суток	7	8	5	7	6	6
Удельный расход кокса сухого, скипового, кг/т чугуна:						
фактический	427,8	432,9	425,6	436,5	419,0	419,6
приведенный	-	425,7	-	424,7	-	411,7
Расход коксовой фракции, кг/т чугуна	15,7	14,7	19,7	20,3	19,4	7,0
Производительность, т/сутки:						
по фактическому количеству	3450	3498	3227	3407	3323	3499
загруженных подач	-	3470	-	3338	-	3353
приведенная						
Расход, кг/т чугуна:	1688	1704	1684	1725	1709	1707
сырьевых материалов						
в том числе кремниймарганцевой руды	-	28,3	-	40,6	39,7	34,9
Доля окатышей от ЖРС, %	32,5	32,4	31,2	31,9	31,5	33,4
Интенсивность хода						
по дутью, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup> минуту	2,090	2,080	2,089	2,071	2,065	2,020
по суммарному углероду т/м <sup>3</sup> сутки	1,051	1,080	1,049	1,136	1,063	1,090
Рудная нагрузка, т/т	4,0	3,9	3,956	3,951	4,078	4,069
Содержание Fe в шихте, %	57,5	57,0	57,7	56,3	56,8	56,9
Вынос пыли, кг/т чугуна	14,4	15,5	15,5	16,3	15,0	14,6
Степень использования, % CO	41,8	41,8	39,3	40,7	40,7	42,8
H <sub>2</sub>	51,6	49,3	51,2	53,7	46,9	49,3
Выход шлака, кг/т чугуна	351	365	354	355	358	359

Таблица 3.3 – Химический состав продуктов плавки доменной печи № 6 в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5
Содержание в чугунае, %: Si	0,71	0,72	0,77	0,73	0,79	0,71
Mn	0,22	0,47	0,25	0,58	0,58	0,54
S	0,019	0,018	0,013	0,018	0,017	0,017
Ti	0,051	0,055	0,063	0,050	0,046	0,040
P	0,052	0,053	0,057	0,057	0,062	0,059
C	4,65	4,63	4,66	4,64	4,61	4,56
V	0,084	0,090	0,077	0,073	0,065	0,061
Содержание в шлаке, %: SiO <sub>2</sub>	39,03	38,90	39,76	39,83	39,99	39,95
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,13	10,46	10,00	9,88	9,57	9,32
TiO <sub>2</sub>	0,70	0,77	0,79	0,75	0,59	0,62
CaO	39,42	38,88	39,24	39,20	39,12	39,27
MgO	7,52	7,67	7,88	7,30	8,12	8,16
S	0,69	0,71	0,66	0,68	0,68	0,66
FeO	0,26	0,26	0,26	0,25	0,26	0,24
MnO	0,21	0,40	0,29	0,47	0,48	0,47
CaO/SiO <sub>2</sub>	1,010	1,004	0,987	0,984	0,979	0,983

Из таблицы 3.4 видно, что в процессе работы доменной печи № 6 в рамках периода II было отмечено улучшение дренажной способности коксовой насадки в горне, связанное с загрузкой кремниймарганцевой руды в качестве промывочного материала. Рассчитанная вязкость шлака снизилась с 0,57 до 0,51 Па·с, а растворимость углерода в чугунае – с 95,4 % до 94,7 % при увеличении индекса ДМІ с 181 до 197. Однако, в связи с увеличением содержания шлакообразующих компонентов в зоне рудного гребня, а также с увеличением количества шлака с 351 до 365 кг/т чугуна в период II по сравнению с периодом I, наблюдалось увеличение количества шлака, остающегося в горне после выпуска жидких продуктов плавки, с 17,6 до 19,1 т. В результате этого в периоде II в нижней части печи был оказан негативный эффект на газодинамику. В сравнении с предыдущим периодом, на 40% вырос коэффициент сопротивления шихты движению газового

потока в нижней части печи. При этом, как видно из таблицы 3.5, выход фурменного газа снизился.

Таблица 3.4 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне доменной печи № 6 в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,57	0,51	0,42	0,54	0,50	0,47
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, тонны	17,6	19,1	20,0	19,8	23,4	19,5
Степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине, %	95,4	94,7	95,5	95,2	94,8	93,4
Индекс DMI	181	197	192	189	198	224
Перепад температур охлаждающей воды холодильников горна	1,10	1,10	1,03	1,05	1,04	1,04
Среднеквадратичное отклонение ковшей шлака между летками 1 и 2	1,06	0,96	1,28	1,08	0,83	1,26

Таблица 3.5 – Показатели газодинамического режима на доменной печи № 6 в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода						
	I	II	III	IV	V	VI	
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5	
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:							
	на колошнике	0,25	0,23	0,24	0,25	0,22	0,17
	в горне	13,66	14,27	13,73	13,93	15,70	15,78
общее	8,85	9,20	8,91	9,05	10,22	10,21	
Выход фурменного газа, м <sup>3</sup> /мин	3861	3853	3862	3880	3747	3696	

Таблица 3.6 – Характеристики качества шихтовых материалов в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	8,4	8,2	8,1	8,2	8,2	8,1
Содержание золы в коксе	12,7	12,7	12,8	13,0	12,9	12,6
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10 M25	8,2	8,2	8,9	8,7	9,2	8,9
	87,4	87,3	86,0	86,2	85,2	85,5
Горячая прочность кокса по CSR Реакционная способность (CRI)	29,1	29,1	35,7	33,9	53,7	53,7
	42,1	42,1	39,5	39,9	29,0	29,0

Таблица 3.7 – Характеристики дутья на доменной печи № 6 в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-5	-	5-4	10-4	7-5
Расход: дутья, м <sup>3</sup> /мин м <sup>3</sup> /т чугуна природного газа м <sup>3</sup> /т чугуна тыс. м <sup>3</sup> /час	2864	2850	2862	2838	2829	2767
	1198	1173	1277	1199	1226	1139
	142,4	137,5	146,2	140,1	141,2	133,0
	20,1	20,2	20,7	20,6	19,6	19,5
Степень открытия малого снорта, %	10,9	12,7	14,6	13,2	15,4	18,8
Давление горячего дутья, кПа	270	273	270	271	284	279
Температура дутья, °С	1145	1145	1134	1126	1125	1124
Расход водяного пара, г/м <sup>3</sup>	4,52	4,20	7,40	6,70	2,80	2,80
Содержание кислорода, %	27,3	27,7	26,1	28,2	25,6	26,7

Загрузка кремниймарганцевой руды в зону рудного гребня улучшала свойства шлака в зоне, где образуется повышенное его количество. Это в целом для печи положительно влияло на дренажную способность кокса в горне, что обеспечило увеличение технико-экономических показателей ее работы в периоде II в соответствии с таблицей 3.2. В II периоде по сравнению с I периодом производительность печи увеличилась от 3450 до 3464 т/сутки, а удельный расход кокса снизился с 427,8 до 423,8 кг на тонну чугуна.

В периоде IV по сравнению с периодом III повысили содержание марганца в чугуна с 0,25 до 0,58%. Это было достигнуто за счёт добавления в шихту кремниймарганцевой руды в количестве 40,6 кг/т чугуна со станций №№ 5 и 4 углового положения лотка матрицы загрузки, что соответствует осевой зоне доменной печи (таблица 3.3).

Причиной загрузки кремниймарганцевой руды в осевую зону колошника являлось ухудшение качества используемого кокса. Содержание золы в коксе увеличилось от 12,8 до 13,0 %, а горячая прочность снизилась от 35,7 до 33,9 % в периоде IV по сравнению с периодом III (таблица 3.6).

Во время промывки центральной части печи степень приближения фактического содержания углерода в чугуна к равновесной величине уменьшилась с 95,5 до 95,2 %, После выпуска жидких продуктов плавки, количество оставшегося в печи шлака незначительно уменьшилось — с 20,0 до 19,8 т. Однако вязкость шлака увеличилась — с 0,42 до 0,54 Па·с (таблица 3.4).

Такое изменение показателей дренажной способности кокса в горне доменной печи является результатом одновременного удаления спели и мелочи кокса в центральной части печи по реакции



вследствие чего улучшение условий для фильтрации жидких продуктов плавки через слой кокса при ухудшении его качества.

При сравнении периодов IV и III из таблицы 3.7 видно, что в опытном периоде снизился расход дутья от 2862 до 2838 м<sup>3</sup>/мин за счет увеличения содержания кислорода в дутье от 26,1 до 28,2 % (таблица 3.7), При этом увеличился от 3862 до 3880 м<sup>3</sup>/мин объем фурменного газа. Что привело к увеличению коэффициента сопротивления шихты в нижней части печи на 1,46 %.

Рост приведенной производительности с 3227 до 3338 тонн в сутки и уменьшение удельного потребления кокса с 425,6 до 424,7 кг на тонну чугуна обеспечивались загрузкой в осевую зону кремниймарганцевой руды наряду с изменением параметров дутья.

### **3.1.3. Перемещение кремниймарганцевой руды от периферии, центральной части печи и равномерного распределения ее по радиусу в зону рудного гребня и обратно**

В периоде V в колошниковое пространство загружали кремниймарганцевую руду в смеси с агломератом со станций углового положения лотка № 10-4 матрицы загрузки, что соответствует зоне колошника по радиусу от периферии до зоны расположенной между рудным гребнем и осью печи. Расход руды в данном периоде составлял 39,7 кг/т чугуна. Количество марганца в чугуне составляло 0,58 %. В периоде VI в зону рудного гребня было загружено 34,9 кг/т чугуна кремниймарганцевой руды. Содержание марганца в чугуне составило 0,54 %.

В сравнении периодов V и VI при изменении режимов загрузки кремниймарганцевой руды показатели эффективности дренажной способности коксовой насадки в горне печи значительно повысились. Снизилась с 0,50 до 0,47 Па·с вязкость шлака, сократилось с 23,4 до 19,5 т количество остающегося в горне шлака после выпуска жидких продуктов плавки, уменьшилась с 94,8 до 93,4 % степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине, а индекс DMI вырос с 198 до 224.

В результате оптимизации условий дренажа продуктов плавки за счёт локальной подачи кремниймарганцевой руды в область с повышенной рудной нагрузкой, в VI периоде снизился приведенный удельный расход кокса по сравнению с V периодом. В VI-ом периоде удельный расход кокса составил 411,7 кг на тонну чугуна, что на 7,3 кг меньше, чем в V-ом периоде, когда расход кокса составлял 419,0 кг на тонну чугуна. При этом увеличилась с 3323 до 3353 тонн в сутки приведенная производительность печи.

В периоде VII кремниймарганцевую руду загружали в зону рудного гребня в количестве 21,4 кг/т чугуна. В периоде VIII ее загружали к периферии в количестве 23,2 кг/т чугуна со станций углового положения лотка № 10-8

(таблица 3.8). Содержание марганца в чугуна увеличилось от 0,40 до 0,42% в периоде VIII по сравнению с периодом VII (таблица 3.9).

Таблица 3.8 – Некоторые технологические показатели работы доменной печи № 6 в периоды VII-XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Количество суток	8	7	8	6	5	5
Удельный расход кокса сухого, скипового, кг/т чугуна: фактический приведенный	426,0 -	433,2 432,9	431,2 -	438,3 431,0	443,7 -	438,4 436,4
Расход коксовой фракции, кг/т чугуна	11,8	11,6	15,3	14,0	16,7	16,8
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач приведенная	3481 -	3497 3439	3349 -	3374 3401	3351 -	3356 3391
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов в том числе кремниймарганцевой руды	1681 21,4	1677 23,2	1687 31,8	1690 27,0	1704 34,8	1701 34,6
Доля окатышей от ЖРС, %	34,5	36,5	33,9	33,8	31,2	29,5
Интенсивность хода по дутью, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup> минуту по суммарному углероду т/м <sup>3</sup> сутки:	2,058 1,112	2,060 1,133	1,746 1,092	2,075 1,109	2,104 1,031	1,598 1,019
Рудная нагрузка, т/т	3,947	3,884	3,913	3,868	3,840	3,881
Содержание Fe в шихте, %	57,8	57,9	57,5	57,5	57,0	57,1
Вынос пыли, кг/т чугуна	17,6	17,8	17,5	17,5	14,8	17,4
Степень использования, %: CO H <sub>2</sub>	42,2 48,0	42,3 47,0	41,4 46,5	41,4 46,4	41,3 47,7	41,2 48,6
Выход шлака, кг/т чугуна	342	340	341	344	359	353

В периоде VIII по сравнению с периодом VII произошло увеличение горячей прочности кокса с 39,1 до 41,3 % (таблица 3.10). После перемещения кремниймарганцевой руды из зоны рудного гребня к периферии количество шлака остающегося в горне после выпуска жидких продуктов плавки увеличилось

с 16,6 до 21,3 т. Это наряду с увеличением расчётной вязкости шлака с 0,51 до 0,58 Па·с свидетельствует о лимитировании процесса дренажа горна через зону рудного гребня и целесообразности промывки этой локальной зоны.

Таблица 3.9 – Химический состав продуктов плавки доменной печи № 6 в периоды VII- XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Содержание в чугунае, %:						
Si	0,71	0,65	0,70	0,71	0,73	0,74
Mn	0,40	0,42	0,51	0,48	0,51	0,55
S	0,020	0,022	0,020	0,019	0,020	0,018
Ti	0,062	0,059	0,056	0,061	0,049	0,051
P	0,048	0,049	0,051	0,051	0,052	0,051
C	4,62	4,59	4,63	4,66	4,65	4,64
V	0,105	0,110	0,098	0,097	0,078	0,088
Содержание в шлаке, %:						
SiO <sub>2</sub>	38,17	38,14	38,62	38,64	39,42	38,90
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11,23	11,35	10,99	10,79	10,28	10,33
TiO <sub>2</sub>	0,88	0,94	0,88	0,88	0,76	0,76
CaO	37,89	37,67	37,57	38,03	38,23	38,30
MgO	7,82	7,77	8,05	8,08	8,04	8,08
S	0,71	0,70	0,67	0,68	0,68	0,67
FeO	0,28	0,27	0,26	0,27	0,27	0,26
MnO	0,37	0,45	0,46	0,41	0,47	0,44
CaO/SiO <sub>2</sub>	0,993	0,988	0,973	0,984	0,978	0,985

Показатели дренажа продуктов плавки, информирующие об изменении состояния коксовой насадки в зоне с повышенным содержанием кокса (центр и периферия), улучшились. При увеличении индекса DMI от 202 до 215 степень приближения фактического содержания углерода в чугунае к равновесной величине уменьшилась от 94,6 до 93,8 %.

Таблица 3.10 – Показатели качества шихтовых материалов в периоды VII- XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	8,7	8,3	8,0	8,5	8,2	8,6
Содержание золы в коксе	12,6	12,7	12,7	12,7	12,8	12,8
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10 M25	8,2	8,1	8,2	8,2	8,1	8,3
	87,8	87,7	87,3	87,1	87,4	87,2
Горячая прочность кокса по CSR, %	39,1	41,3	37,9	38,8	36,3	33,4
Реакционная способность (CRI) , %	39,6	38,9	39,4	39,4	39,3	40,4

Таблица 3.11 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне доменной печи № 6 в периоды VII- XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,51	0,58	0,60	0,57	0,57	0,57
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, тонны	16,6	21,3	21,0	17,8	18,2	21,8
Степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине, %	94,6	93,8	94,7	95,4	95,2	95,1
Индекс DMI	202	215	201	188	191	195
Перепад температур охлаждающей воды холодильников горна	1,11	1,08	1,11	1,09	1,09	1,09
Среднеквадратичное отклонение ковшей шлака между летками 1 и 2	1,26	0,94	1,75	1,04	0,96	1,32

В результате изменение режима загрузки кремниймарганцевой руды приводило к увеличению удельного расхода кокса в периоде VIII, приведенного к

условиям периода VII, от 426,0 до 432,9 кг/т чугуна при снижении производительности печи от 3481 до 3439 т/сутки. Такие изменения технико-экономических показателей работы доменной печи свидетельствуют о том, что перемещать кремниймарганцевую руду из зоны рудного гребня в периферийную часть колошника неэффективно, особенно если учесть, что горячая прочность кокса увеличилась от 39,1 до 41,3 %.

Таблица 3.12 – Показатели газодинамического режима на доменной печи № 6 в периоды VII- XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Коэффициент сопротивления шихты движению газов: на колошнике в горне общее	0,23	0,21	0,20	0,21	0,24	0,20
	14,46	13,87	13,51	13,87	13,24	13,64
	9,33	8,93	8,70	8,93	8,61	8,78
Выход фурменного газа, м <sup>3</sup> /мин	3839	3832	3828	3842	3853	3853

Таблица 3.13 – Параметры дутья на доменной печи № 6 в периоды VII- XII

Наименование показателей	Номер периода					
	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8
Расход: дутья, м <sup>3</sup> /мин м <sup>3</sup> /т чугуна природного газа м <sup>3</sup> /т чугуна тыс. м <sup>3</sup> /час	2819	2822	2849	2842	2882	2874
	1167	1161	1226	1217	1241	1238
	144,2	140,3	142,9	142,3	136,9	138,5
	21,6	21,4	21,0	20,8	19,3	19,9
Степень, открытия малого снорта, %	12,4	7,2	7,1	9,9	9,8	12,7
Давление горячего дутья, кПа	272,5	269,0	267,7	270,0	268,5	270,0
Температура дутья, °С	1155	1155	1144	1146	1140	1138
Расход водяного пара, г/м <sup>3</sup>	4,3	3,0	2,9	5,0	3,3	3,6
Содержание кислорода, %	28,3	28,3	27,2	27,3	26,9	27,0

Анализом работы доменной печи в периоды IX и X оценили влияние обратного перемещения кремниймарганцевой руды в зону рудного гребня из периферийной части печи в условиях, когда горячая прочность кокса увеличивается от 37,9 до 38,8 %. В анализируемых периодах содержание марганца в чугуна находилось в интервале 0,48-0,51 %.

Когда кремниймарганцевую руду переместили из периферии в зону рудного гребня, показатели дренажной способности горна изменились в обратном направлении в сравнении с периодами VII и VIII, когда кремниймарганцевая руда перемещалась из рудного гребня к периферии. В ходе сопоставления данных X и IX периодов можно заметить, что снизилась с 0,60 до 0,57 Па·с вязкость шлака, а количество шлака, остающегося в горне после выпуска чугуна и шлака, уменьшилась с 21,0 до 17,8 тонн. Среднеквадратическое отклонение ковшей шлака между летками также уменьшилось с 1,8 до 1,0. При этом снизился с 201 до 188 индекс DMI, но повысилась с 94,7 до 95,4 % степень приближения фактического содержания углерода в чугуна к равновесной. Эти изменения показателей дренажной способности кокса в горне печи свидетельствуют об улучшении фильтрации чугуна и шлака в зоне рудного гребня и ухудшении этих условий на периферии печи.

Таким образом, возвращение загрузки кремниймарганцевой руды в зону с повышенной рудной нагрузкой обеспечило эффективное ее использование на что указывает рост производительности доменной печи с 3349 до 3401 тонн в сутки и уменьшение удельного расхода кокса с 431,2 кг до 431 кг на тонну чугуна в периоде X по сравнению с периодом IX.

В периоде XI кремниймарганцевую руду как и в периоде X загружали в зону рудного гребня. Ее расход составлял 34,8 кг/т чугуна, что обеспечивало содержание марганца в чугуна, равное 0,51 %.

Горячая прочность кокса, загружаемого в доменную печь в периоде XI, составляла 36,3 %. В периоде XII горячая прочность кокса уменьшилась от 36,3 до 33,4 %.

Для компенсации отрицательного влияния ухудшения горячей прочности кокса на фильтрующую способность коксовой насадки в горне доменной печи в периоде XII кремниймарганцевую руду переместили из зоны рудного гребня к периферии, с незначительным уменьшением от 34,8 до 34,6 кг/т чугуна расхода кремниймарганцевой руды. Содержание марганца в чугуне повысилось от 0,51 до 0,55 % при понижении содержания MnO в шлаке от 0,47 до 0,44 %.

Содержание кислорода в дутье в периоде XII по сравнению с периодом XI незначительно увеличили от 26,9 до 27,0 % (таблица 3.13), что позволило снизить расход дутья от 2882 до 2874 м<sup>3</sup>/мин. При этом объем фурменного газа оставался неизменным и составлял 3853 м<sup>3</sup>/мин. Несмотря на это рост коэффициента сопротивления шихты в нижней части печи составил 3,0 %.

Перемещение из зоны рудного гребня к периферии кремниймарганцевой руды в условиях ухудшения качества кокса привело к улучшению показателей дренажной способности кокса в горне печи, информирующим об изменении ее состояния в зоне с пониженной долей кокса – центре и периферии. Уменьшилась от 95,2 до 95,1 % степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине при повышении индекса DMI от 191 до 195.

Отдаление промывочного материала от зоны рудного гребня приводило к ухудшению дренажа через слой кокса в этой зоне, что сопровождалось ростом количества шлака, остающегося в горне после выпуска продуктов плавки от 18,2 до 21,8 т. Среднеквадратическое отклонение ковшей шлака между летками также увеличилось от 0,96 до 1,32.

В период XII по сравнению с периодом XI произошло снижение горячей прочности кокса с 36,3 % до 33,4 %, определяющая зона по условию дренажа продуктов плавки через слой кокса переместилась из зоны с повышенной рудной нагрузкой в зону с пониженной ее величиной. В результате удельный расход кокса в период XII снизился с 443,7 до 436,4 кг/т чугуна при увеличении производительности печи с 3351 до 3391 т/сутки.

### 3.1.4 Завершение периода промывки после загрузки кремниймарганцевой руды в область периферии и зону рудного гребня

В XIII периоде кремниймарганцевую руду загружали к центру со станций углового положения лотка матрицы загрузки № 5-4. В XIV периоде руду переместили в зону рудного гребня. Расход загружаемой руды в анализируемые периоды составил 36,9-40,6 кг/т чугуна (таблица 3.14). Содержание марганца в чугуне – 0,56 - 0,58 % (таблица 3.15).

Таблица 3.14 – Некоторые технологические показатели работы доменной печи № 6 в периоды XIII-XVIII

Наименование показателей	Номер периода					
	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	5-4	7-6	10-8	-	7-5	-
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна:						
фактический	436,5	437,4	433,6	412,0	436,7	424,8
приведенный	-	442,3	-	428,3	-	431,0
Расход коксовой фракции, кг/т чугуна	20,3	20,0	13,3	11,8	14,9	15,2
Производительность, т/сутки:						
по фактическому количеству загруженных подач	3407	3398	3536	3476	3415	3459
приведенная	-	3412	-	3318	-	3419
Расход, кг/т чугуна:						
сырьевых материалов	1725	1723	1685	1660	1711	1686
в том числе кремниймарганцевой руды	40,6	36,9	21,0	-	33,9	-
Доля окатышей от ЖРС, %	31,9	31,9	31,4	32,7	32,4	34,2
Интенсивность хода						
по дутью, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup> минуту	2,071	2,072	2,078	2,044	2,069	2,071
по суммарному углероду т/м <sup>3</sup> сутки	1,136	1,134	0,963	1,067	1,123	1,110
Рудная нагрузка, т/т	3,951	3,940	3,886	4,039	3,919	3,943
Содержание Fe в шихте, %	56,3	56,3	57,6	58,5	56,8	57,6
Вынос пыли, кг/т чугуна	16,3	13,7	18,0	14,6	15,2	15,9
Степень использования, % CO	40,7	40,9	42,5	42,4	41,3	41,3
H <sub>2</sub>	53,7	51,3	48,9	50,8	49,2	49,7
Выход шлака, кг/т чугуна	355	370	349	335	363	361

Таблица 3.15 – Химический состав продуктов плавки доменной печи № 6 в периоды XIII-XVIII

Наименование показателей	Номер периода					
	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	5-4	7-6	10-8	-	7-5	-
Количество суток	7	7	8	5	6	6
Содержание в чугунае, %: Si	0,73	0,71	0,72	0,72	0,72	0,71
Mn	0,58	0,56	0,39	0,23	0,55	0,28
S	0,018	0,016	0,020	0,019	0,017	0,016
Ti	0,050	0,051	0,054	0,060	0,053	0,055
P	0,057	0,058	0,045	0,048	0,057	0,058
C	4,64	4,66	4,61	4,68	4,65	4,68
V	0,073	0,074	0,100	0,100	0,079	0,078
Содержание в шлаке, %: SiO <sub>2</sub>	39,83	39,41	38,50	38,14	39,29	39,35
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,88	9,84	10,62	10,88	9,96	9,98
TiO <sub>2</sub>	0,75	0,70	0,77	0,80	0,75	0,76
CaO	39,20	39,69	38,49	38,40	39,09	39,24
MgO	7,30	7,33	7,58	7,80	7,92	7,85
S	0,68	0,68	0,70	0,69	0,68	0,68
FeO	0,25	0,25	0,27	0,26	0,25	0,25
MnO	0,47	0,43	0,37	0,22	0,44	0,26
CaO/SiO <sub>2</sub>	0,984	1,007	1,000	1,007	0,995	0,997

Перемещение кремниймарганцевой руды в зону с повышенной рудной нагрузкой из центральной части печи протекало с улучшением дренажной способности коксовой насадки в зоне с повышенной рудной нагрузкой. Уменьшились от 0,54 до 0,53 Па·с расчетная вязкость шлака, а его количество снизилось от 19,8 до 17,0 т (таблица. 3.16). Однако, уменьшение индекса DMI от 189 до 184 и увеличение от 95,2 до 95,3 % степени приближения фактического содержания углерода в чугунае к равновесной величине свидетельствует об ухудшении условий дренажа чугуна и шлака в осевой зоне печи.

Незначительное улучшение вязкости шлака при ухудшении показателей дренажа соответствующих центральной части печи являются результатом ухудшения горячей прочности кокса по CSR в периоде XIV по сравнению с

периодом XIII, которая уменьшилась от 33,9 до 29,1 %. Удельный расход кокса увеличился от 436,5 до 442,3 кг/т чугуна при неизменном уровне производительности печи в периоде XIV, приведенном к условиям периода XIII.

Таблица 3.16 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне доменной печи № 6 в периоды XIII-XVIII

Наименование показателей	Номер периода					
	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	5-4	7-6	10-8	-	7-5	-
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,54	0,53	0,53	0,56	0,52	0,50
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, тонны	19,8	17,0	20,4	16,6	19,4	19,1
Степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине, %	95,2	95,6	94,6	96,1	95,2	95,6
Индекс DMI	189	184	199	170	191	183
Перепад температур охлаждающей воды холодильников горна	1,05	1,09	1,15	1,09	1,08	1,08
Среднеквадратичное отклонение ковшей шлака между летками 1 и 2	1,08	1,06	1,21	1,22	1,05	1,14

В периоде XV загрузку кремниймарганцевой руды осуществляли на периферию со станций углового положения лотка №№ 10-8. Расход промывочной руды составлял 21,0 кг/т чугуна. В периоде XVI (контрольный период) завершили промывку горна выводом марганцевой руды из состава шихты. В результате, содержание Mn в чугуне уменьшилось от 0,39 до 0,23 %.

Прекращение промывки периферийной части горна печи сопровождалось ухудшением показателей дренажной способности коксовой

насадки соответствующих зоне с пониженной рудной нагрузкой. Уменьшился индекс DMI от 199 до 170, увеличилась растворимость углерода в чугуне от 94,6 до 96,1 %. Также увеличилась вязкость шлака от 0,53 до 0,56 Па·с. Из этого следует, что промывочный период был прекращен преждевременно. Основной причиной являлось низкая горячая прочность кокса, равная 29,1 %. Целесообразно было увеличить длительность промывочного периода, а для эффективной промывки горна печи загрузить кремниймарганцевую руду к центру.

Таблица 3.17 – Показатели качества шихтовых материалов в периоды XIII-XVIII

Наименование показателей	Номер периода					
	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	5-4	7-6	10-8	-	7-5	-
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	8,2	8,4	9,2	8,5	8,2	7,9
Содержание золы в коксе	13,0	12,9	12,7	12,5	12,8	12,7
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10 M25	8,7	8,4	8,1	8,2	8,5	8,5
	86,2	86,6	87,8	87,8	86,4	86,5
Горячая прочность кокса по CSR, %	33,9	29,1	29,1	29,1	35,3	35,3
Реакционная способность (CRI), %	39,9	42,1	42,1	42,1	39,1	39,0

В периоде XVI (контрольный период) расход природного газа увеличился с 19,2 до 21,0 м<sup>3</sup>/час по сравнению с XV-ым периодом, в условии уменьшения расхода дутья с 2847 до 2801 м<sup>3</sup>/мин и снижении содержания в нем кислорода с 28,2 до 27,8 % (см. таблицу 3.19). Увеличение расхода газа привело к увеличению от 48,9 до 50,8 % степени использования водорода. Изменение дутьевых параметров в контрольном периоде наряду с преждевременной остановкой промывки привело к уменьшению производительности печи от 3536 до 3476 т/сутки при снижении от 433,6 до 412,0 кг/т чугуна удельного расхода кокса.



свидетельствует об эффективной промывке зоны рудного гребня. В результате удельный расход кокса снизился с 436,7 до 431,0 кг/т чугуна, а производительность доменной печи увеличилась с 3415 до 3419 т/сутки для периода XVIII в сравнении с периодом XVII.

### 3.2 Распределение кремниймарганцевой руды в колошниковом пространстве доменной печи № 10

При работе доменной печи № 10 на коксе с горячей прочностью 35,0 % и менее (таблица 3.20, периоды I и II) в периоде II загрузили марганцевую руду в промежуточную зону между рудным гребнем и центральной частью печи. Поступление марганцевой руды в эту зону обеспечили выгрузкой его со станций углового положения лотка № 7-4. В условиях работы печи на коксе с горячей прочностью 37,3 % в III-ем периоде выгрузку кремниймарганцевой руды продолжали со станций углового положения лотка № 7-4

Таблица 3.20 – Показатели качества шихтовых материалов на печи № 10 в периоды I-IV

Наименование показателей	Номер периода				
	I	II	III	IV	
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-4	7-4	-	
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	9,5	8,4	10,0	9,4	
Содержание золы в коксе	12,65	12,66	12,51	12,64	
Холодная прочность кокса по показателям, %:	M10	7,42	7,44	7,38	7,29
	M25	89,98	89,50	90,19	90,23
Горячая прочность кокса по CSR, %	35,0	32,6	37,3	34,2	
Реакционная способность (CRI) , %	41,8	43,9	44,5	44,0	

В таблицах 3.21 – 3.26 приведены результаты описывающие работу доменной печи № 10 в исследуемые периоды I-IV.

Таблица 3.21 – Некоторые технологические показатели работы доменной печи № 10 в периоды I-IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-4	7-4	-
Количество суток	8	8	6	6
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна:				
фактический	420,1	414,5	417,0	419,7
приведенный	-	409,4	-	423,1
Расход коксовой фракции, кг/т чугуна	7,0	9,6	8,2	9,2
Производительность, т/сутки:				
по фактическому количеству загруженных подач	5313	5172	5184	5245
приведенная	-	5359	-	5240
Расход, кг/т чугуна:				
сырьевых материалов	1667	1688	1691	1671
в том числе кремниймарганцевой руды	-	23,5	20,6	-
Доля окатышей от ЖРС, %	36	34	30	35
Интенсивность хода				
по дутью, м <sup>3</sup> /м <sup>3</sup> минуту	2,291	2,265	2,328	2,292
по суммарному углероду т/м <sup>3</sup> сутки	1,396	1,352	1,362	1,390
Рудная нагрузка, т/т	3,953	4,048	4,037	3,959
Содержание Fe в шихте, %	58,24	57,54	57,41	58,13
Вынос пыли, кг/т чугуна	11,83	12,67	13,00	11,33
Степень использования, %: CO	42,5	41,7	41,3	42,2
H <sub>2</sub>	49,1	49,2	48,7	47,5
Выход шлака, кг/т чугуна	315	327	334	321

В период II содержание марганца в чугуне по сравнению с периодом I выросло с 0,28 до 0,50 %. При этом количество MnO в шлаке увеличилось с 0,25 до 0,40 %. В периоде III содержание Mn в чугуне и MnO в шлаке поддерживали на уровне 0,47 и 0,41 % соответственно. В периоде IV марганцевую руду вывели из состава шихты. Содержание Mn в чугуне в периоде IV по сравнению с периодом III уменьшилось от 0,47 до 0,25 %. Содержание MnO в шлаке уменьшилось от 0,41 до 0,21 % (таблица 3.21).

Таблица 3.22 – Химический состав продуктов плавки доменной печи № 10 в периоды I-IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Содержание в чугунае, %: Si	0,67	0,70	0,68	0,68
Mn	0,28	0,50	0,47	0,25
S	0,017	0,019	0,018	0,017
Ti	0,065	0,069	0,067	0,068
P	0,053	0,055	0,057	0,053
C	4,805	4,793	4,741	4,752
V	0,091	0,098	0,103	0,096
Содержание в шлаке, %: SiO <sub>2</sub>	38,3	38,5	39,4	38,9
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,7	10,8	10,4	10,3
TiO <sub>2</sub>	0,85	0,88	0,96	0,90
CaO	38,25	38,18	38,42	38,86
MgO	8,46	8,08	7,73	8,04
FeO	0,25	0,25	0,24	0,25
MnO	0,25	0,40	0,41	0,21
CaO/SiO <sub>2</sub>	0,998	0,990	0,975	0,998

Загрузка кремниймарганцевой руды в периоде II, если сравнивать с периодом I, приводила к улучшению дренажной способности коксовой насадки. Уменьшение с 31,9 до 27,6 т количества шлака, остающегося в горне печи после выпуска, привело к увеличению производительности печи от 5313 до 5359 т/сутки и снижению удельного расхода кокса от 420,1 до 409,4 кг/т чугуна (таблица 3.22).

Из сравнения периодов IV и III следует, что прекращение загрузки кремниймарганцевой руды в доменную печь сопровождалось увеличением от 17,1 до 25,8 т количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска жидких продуктов плавки, что свидетельствует о слишком раннем прекращении периода промывки горна печи. Это привело к увеличению удельного расхода кокса от 417,0 до 419,7 кг/т чугуна в сравнении данных периодов. Но загрузка локально со станций углового положения лотка № 7-4 кремниймарганцевой руды в периоде III привела к росту производительности печи от 5184 до 5202 т/сутки в периоде IV.

Таблица 3.23 – Параметры колошникового газа доменной печи № 10 в периоды I - IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали кремниймарганцевую руду	-	7-4	7-4	-
Состав колошникового газа, %: CO <sub>2</sub>	18,4	17,9	17,5	18,1
CO	24,9	25,0	24,8	24,8
H <sub>2</sub>	9,2	9,1	8,9	9,2
Температура газа, °С:				
в газоотводах	231	234	247	227
на периферии под газоотводами	223	229	254	219
на периферии в шахте	608	620	623	609
Градиент температуры газа, °С				
в газоотводах	19	16	22	19
на периферии под газоотводами	204	196	178	207
на периферии в шахте	177	180	92	159
Давление колошникового газа, кПа	140,4	139,3	142,0	141,1
Уровень засыпи фактический, м	0,98	1,07	1,10	1,02
Температура газа по радиусу, °С				
на периферии (T <sub>пер</sub> )	218	227	252	240
в рудном гребне (T <sub>гр</sub> )	156	163	170	157
в центре печи (T <sub>ц</sub> )	553	486	540	538
T <sub>пер</sub> /T <sub>гр</sub>	1,40	1,39	1,48	1,53
T <sub>пер</sub> /T <sub>ц</sub>	0,39	0,47	0,47	0,45
T <sub>ц</sub> /T <sub>гр</sub>	3,54	2,98	3,18	3,43
T <sub>пер</sub> -T <sub>кол</sub> , °С	377	386	376	382

Таблица 3.24 – Показатели газодинамического режима работы печи № 10 в периоды I-IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Станции углового положения лотка матрицы загрузки с которых загружали конвертерный шлак	-	7-4	7-4	-
Коэффициент сопротивления шихты движению газов: на колошнике	0,25	0,23	0,23	0,35
в горне	6,82	7,12	6,67	6,50
общее	4,59	4,74	4,44	4,57
Выход фурменного газа, м <sup>3</sup> /т чугуна	2626	2514	2543	2546

Таблица 3.25 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне в периоды I-IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Станции углового положения лотка матрицы загрузки, с которых загружали конвертерный шлак	-	7-4	7-4	-
Количество шлака, остающегося в горне, тонны	31,9	27,6	17,1	25,8
Подвижность шлака, Па·с	0,63	0,65	0,59	0,55
Степень приближения фактического содержания углерода в чугуне к равновесной величине, %	98,2	98,1	96,9	97,1
Индекса DMI	132	135	159	153

Таблица 3.26 – Параметры дутья на доменной печи № 10 в периоды I - IV

Наименование показателей	Номер периода			
	I	II	III	IV
Станции углового положения лотка матрицы загрузки с которых загружали конвертерный шлак	-	7-4	7-4	-
Расход, м <sup>3</sup> /т чугуна: дутья	1245	1263	1296	1261
природного газа	129,3	130,0	126,7	126,8
Степень, открытия малого снорта, %	11	14	18	16
Давление горячего дутья, кПа	291	292	291	291
Температура дутья, °С	967	968	962	965
Расход водяного пара, г/м <sup>3</sup>	0,0	0,0	0,0	0,0
Содержание кислорода, %	28,57	28,37	27,61	27,90

Локальная загрузка кремниймарганцевой руды в промежуточную часть колошникового пространства доменной печи № 10 между зонами с пониженной и повышенной рудной нагрузкой при использовании кокса с горячей прочностью менее 37 % обеспечила улучшение дренажной способности коксовой насадки в горне и рост производительности печи.

Таким образом, промышленными испытаниями, проведенными на доменных печах №№ 6 и 10 ПАО «ММК» выявлены мероприятия, обеспечивающие эффективную промывку горна печи от спели и мелочи кокса, в

зависимости от горячей прочности кокса по CSR, которые включали рациональные режимы загрузки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения:

- в зону с повышенной рудной нагрузкой, если горячая прочность кокса более 40 %;

- в различные зоны, если горячая прочность кокса менее 40 %:

а) в зону с пониженной рудной нагрузкой при уменьшении более чем на 0,5 %, абс. ;

б) в зону с повышенной рудной нагрузкой при увеличении более чем на 0,5 %, абс.;

в) в среду агломерата при варьировании горячей прочности кокса в интервале  $\pm 0,5$  %, абс.

Эффективное проведение промывки использованием кремниймарганцевой руды на доменных печах № 6 и 10 ПАО «ММК» позволило повысить производительность в среднем на 0,48 % и снизить удельный расход кокса в среднем на 0,43 % на каждые 10 кг/т чугуна кремниймарганцевой руды.

### **Выводы к главе 3**

1. Рассмотрен механизм действия кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения как предупреждающего мероприятия загромождения горна неплавкими и тугоплавкими массами. Оксиды марганца обеспечивают освобождение горна печи от спели и мелочи кокса путём перевода их углерода в газ, уходящий далее из печи через газоотводы на колошнике, кроме того наличие марганца снижает вязкость шлака. Оксиды кремния промывают горн печи от тугоплавких высокоосновных минералов путём перевода двух- и трехкальциевых силикатов в однокальциевый и удаления их далее со шлаком.

2. Адаптированы показатели дренажной способности горна оценкой информативности каждого из них применительно к различным зонам печи по радиусу: периферия, зона с повышенной рудной нагрузкой и пониженной рудной нагрузкой, промежутки между ними, проведя промышленные исследования на

доменной печи № 6 ПАО «ММК». Установлено, что изменение дренажной способности коксовой насадки в зоне с повышенной рудной нагрузкой наиболее информативно отражают показатели: количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска продуктов плавки, и расчетная вязкость шлака. Изменение дренажной способности коксовой насадки в зоне с пониженной рудной нагрузкой и периферийных частях горна наиболее чётко описываются показателями такими, как индекс ДМІ и растворимость углерода в чугуне.

3. Используя физическое и математическое моделирование, получены зависимости количества поступления кремниймарганцевой руды, выгружаемой из бункера БЗУ на колошник, в смеси с железорудным сырьем от места размещения ее в бункере и номера порядковой станции лотка в строке матрицы для условий односкиповой и двухскиповой режимов загрузки. Это позволило обеспечить эффективную загрузку кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в заданные зоны колошникового пространства, соответствующие станциям углового положения лотка матрицы загрузки: № 10-8, 7-5.

4. Выявлены рациональные режимы загрузки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения, для условий ПАО «ММК», в зависимости от горячей прочности кокса по CSR. Эффективное использование кремниймарганцевой руды на доменных печах № 6 и 10 ПАО «ММК» в период промывки от тугоплавких составляющих обеспечивало повышение производительности в среднем на 1,1 %.

## ГЛАВА 4 ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА С ПРИМЕНЕНИЕМ КРЕМНИЙМАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ

### 4.1 Результаты предварительного твердофазного восстановления кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения

#### 4.1.1. Температура процесса 900 °С

Исходя из предварительных термодинамических расчетов, проведенных с использованием программного комплекса HSC Chemistry 6.0, для обеспечения полного восстановления железа водородом из кремниймарганцевой руды была принята температура восстановления 900 °С.

По результатам проведенных экспериментов среднее значение потерь массы пробы руды при водородном восстановлении составило 85 г на 1 кг руды, или 8,5 % (мас.). Химический и фазовый составы восстановленной водородом при 900 °С руды приведены соответственно в таблице 4.1. и на рисунке 4.1.

Таблица 4.1 – Химический состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения после восстановления водородом при 900 °С, %

Содержание элемента / оксида, %														
Mn <sub>общ</sub>	MnO	Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	Σ
19,60	25,30	<0,1	13,87	1,21	13,70	2,86	2,90	0,41	0,11	50,56	2,90	0,11	0,11	100,17

Согласно проведенному рентгенофазовому исследованию, марганец предварительно восстановленной при 900 °С кремниймарганцевой руды находится в основном в фазе оксида марганца MnO с примесью силиката марганца Mn<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>, а железо – в фазе FeO с возможными примесями твердых растворов с оксидом магния. Значимых количеств оксидов Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, а также фазы металлического железа на рентгенограмме не выявлено.

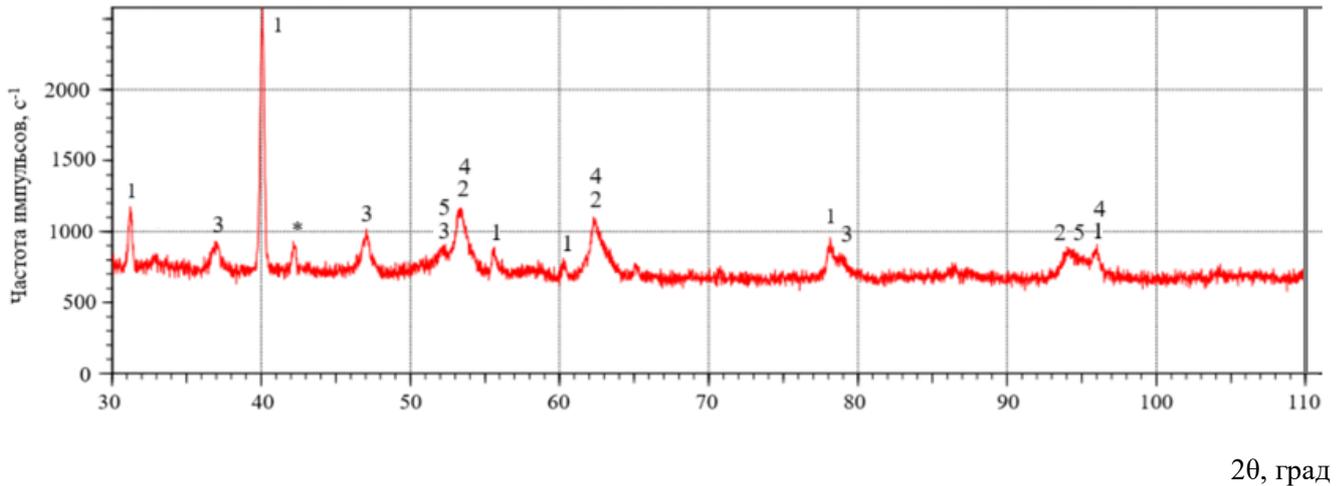


Рисунок 4.1. – Дифрактограмма кремниймарганцевой руды, восстановленной водородом при температуре 900 °С, с обозначением основных фаз:

1 –  $\text{SiO}_2$ , 2 –  $\text{MnO}$ , 3 –  $\text{Mn}_2\text{SiO}_4$ , 4 –  $\text{FeO}$ ; 5 –  $\text{Mn}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$

\*) – рефлекс материала подложки для запрессовки пробы (борная кислота)

Рассчитали на основе таблицы 4.1 абсолютные степени восстановления железа и марганца в руде.

Общее количество кислорода, связанного с железом в руде, восстановленной водородом при 900 °С:

$$m(\text{O в составе оксидов железа восстановленной руды}) = 137,0 \cdot 16/72 + 28,6 \cdot 24/80 = 39,0 \text{ г};$$

Максимальное количество кислорода, который может быть связан с железом в пробе:

$$m(\text{O в составе } \text{Fe}_2\text{O}_3) = 138,7 \cdot 24/56 = 59,4 \text{ г};$$

Абсолютную степень восстановления железа определяем по отношению между массой условно отнятого от оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  кислорода (по фактическому кислороду в пробе) к теоретической массе кислорода в составе этого же оксида:

$$R_f(\text{Fe при } 900 \text{ °С}) = (59,4 - 39,0)/59,4 \cdot 100 = 34,3 \text{ \%};$$

Степень восстановления марганца в восстановленной при 900 °С:

$$m(\text{O в составе оксидов марганца восстановленной руды}) = 253,0 \cdot 16/71 = 57,0 \text{ г}.$$

$$m(\text{O в составе } \text{Mn}_2\text{O}_3) = 196,0 \cdot 24/55 = 85,5 \text{ г};$$

$$R_f(\text{Mn при } 900 \text{ }^\circ\text{C}) = (85,5 - 57,0)/85,5 \cdot 100 = 33,3 \%$$

### Расчет степени восстановления железа и марганца при 900 °С и химического состава пробы комплексной руды по потерям массы

По потерям массы рассчитали химический состав руды после ее восстановления при 900 °С и сравнили с результатами химического анализа восстановленной пробы, выполненного методом РФА.

Возьмем 1 кг руды с содержанием  $\text{Fe}_{\text{общ}} - 127,3 \text{ г}$ ,  $\text{Mn}_{\text{общ}} - 179,0 \text{ г}$  (таблица 2.1). Примем остальные оксиды не восстанавливаемыми в выбранных условиях.

Восстановление идет по суммарным реакциям (4.1) и (4.2):



Общая масса кислорода, связанного с железом и марганцем в составе высших устойчивых оксидов  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  (для данного вида руды, не содержащей  $\text{MnO}_2$ ) составит:

$$m(\text{O в составе } \text{Fe}_2\text{O}_3) = 127,3 \cdot 24/56 = 54,6 \text{ г/кг руды};$$

$$m(\text{O в составе } \text{Mn}_2\text{O}_3) = 179,0 \cdot 24/55 = 78,1 \text{ г/кг руды}.$$

Общая масса кислорода, связанного с высшими устойчивыми оксидами железа и марганца  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  составляет:

$$m(\text{O в составе оксидов } \text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ и } \text{Mn}_2\text{O}_3) = 54,6 + 78,1 = 132,7 \text{ г}.$$

Перейдем к расчету химического состава восстановленной пробы. Масса железа в сырой руде составляет 12,73 %, или 127,3 г/кг руды. Масса марганца в сырой руде составляет 17,90 %, или 179,0 г/кг руды. Масса кислорода, связанного с оксидами железа и марганца составляет:

$$m(\text{O в составе } \text{MnO}) = 6,07 \cdot 16/71 \cdot 10 = 13,7 \text{ г}$$

$$m(\text{O в составе } \text{Mn}_2\text{O}_3) = 18,95 \cdot 24/79 \cdot 10 = 57,6 \text{ г}$$

$$m(\text{O в составе } \text{FeO}) = 0,23 \cdot 16/72 \cdot 10 = 0,5 \text{ г}$$

$$m(\text{O в составе } \text{Fe}_2\text{O}_3) = 17,93 \cdot 24/80 \cdot 10 = 53,8 \text{ г}$$

Общая масса кислорода, связанного с оксидами железа и марганца в пробе:

$$m(\text{O в составе оксидов Fe и Mn}) = 13,7 + 57,6 + 0,5 + 53,8 = 125,6 \text{ г}$$

Как указано выше, потеря массы в результате экспериментального восстановления кремниймарганцевой руды при температуре 900 °С составила в среднем 85 г. Из них на разложение гидратов и карбонатов, согласно данным таблицы 2.1, приходится 4,77 %, или 47,7 г; на отнятие кислорода от пробы за счет восстановления  $85,0 - 47,7 = 37,3$  г.

Таким образом, масса кислорода, связанного с оксидами железа и марганца, который остался в пробе после восстановления, составила:

$$m(\text{остаточного O}) = 125,6 - 37,3 = 88,3 \text{ г}$$

Результаты термодинамического моделирования равновесного состояния при температуре 900 °С смеси, состоящей из 127,3 г железа, 179,0 г марганца и 88,3 г кислорода, представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Расчетные содержания, г, компонентов модельной смеси из элементов Fe, Mn и O в состоянии термодинамического равновесия при температуре 900 °С

MnO	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	FeO	Fe <sub>мет</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn <sub>мет</sub>
231,1	44,1	102,9	13,1	3,3	5,2E-02	3,9E-03	3,9E-04

Общая масса этой смеси составляет:

$$m_{\text{см}} = 127,3 + 179,0 + 88,3 = 394,6 \text{ г.}$$

Масса пробы руды после удаления потерь при прокаливании и восстановления при 900 °С составила 915 г, или 0,915 от исходной массы. С учетом этого, содержания рассматриваемых оксидов и металлического железа в пробе руды составят соответственно:

$$\% \text{MnO} = 231,1/10/0,915 = 25,25 \text{ \%};$$

$$\% \text{Fe}_3\text{O}_4 = 44,1/10/0,915 = 4,82 \text{ \%};$$

$$\% \text{FeO} = 102,9/10/0,915 = 11,24 \text{ \%};$$

$$\% \text{Fe}_{\text{мет}} = 13,1/10/0,915 = 1,43 \text{ \%};$$

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = 3,3/10/0,915 = 0,36 \text{ \%}.$$

Как видно из приведенных результатов термодинамического расчета, в пробе кремниймарганцевой руды, восстановленной при температуре 900 °С, устойчиво присутствуют фазы  $Fe_{мет}$ ,  $Fe_3O_4$  и  $Fe_2O_3$ , не выявленные методом рентгенофазового анализа (рисунок 4.1). Наблюдаемое отсутствие пиков этих фаз на рентгенограмме может быть объяснено тем, что их содержанием в пробе было ниже предела обнаружения данных фаз для используемого рентгеновского дифрактометра, который составлял порядка 3 % (мас.).

Для представления данных по расчетному химическому составу пробы пересчитаем оксиды железа магнетита на  $FeO$  и  $Fe_2O_3$ :

$$\%FeO \text{ (в составе магнетита)} = 4,82 \cdot 72 / 232 = 1,50 \%;$$

$$\%Fe_2O_3 \text{ (в составе магнетита)} = 4,82 \cdot 160 / 232 = 3,32 \%.$$

Общее содержание оксидов железа  $FeO$  и  $Fe_2O_3$  в пробе руды, восстановленной при 900 °С, составит:

$$\%FeO = 11,24 + 1,50 = 12,74 \%;$$

$$\%Fe_2O_3 = 0,36 + 3,32 = 3,68 \%.$$

Содержания остальных элементов и оксидов вырастут в соответствии с таблицей 4.3 за счет потерь массы пробы при нагреве и восстановлении.

Таблица 4.3 – Расчетный химический состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения после восстановления водородом при 900 °С, %

Содержание элемента / оксида, %														
$Mn_{общ}$	$MnO$	$Mn_2O_3$	$Fe_{общ}$	$Fe_{мет}$	$FeO$	$Fe_2O_3$	$CaO$	$MgO$	$TiO_2$	$SiO_2$	$Al_2O_3$	$P_2O_5$	$SO_3$	$\Sigma$
19,56	25,25	-	13,91	1,43	12,74	3,68	2,92	0,38	0,12	50,52	2,78	0,10	0,10	100,02

Рассчитаем на основе таблицы 4.3 абсолютные степени восстановления железа и марганца в руде.

$$\text{Железо: } m(O \text{ в оксидах железа восстановленной пробы})_{расч} = 127,4 \cdot 16 / 72 + 36,8 \cdot 24 / 80 = 39,4 \text{ г};$$

$$m(O \text{ в составе } Fe_2O_3)_{расч} = 139,1 \cdot 24 / 56 = 59,6 \text{ г};$$

$$R_f(\text{Fe при } 900 \text{ }^\circ\text{C})_{\text{расч}} = (59,6 - 39,4)/59,6 \cdot 100 = 33,9 \text{ \%};$$

$$m(\text{O в составе оксидов марганца восстановленной руды})_{\text{расч}} = 252,5 \cdot 16/71 = 56,9 \text{ г};$$

$$m(\text{O в составе } \text{Mn}_2\text{O}_3)_{\text{расч}} = 195,6 \cdot 24/55 = 85,4 \text{ г};$$

$$R_f(\text{Mn при } 900 \text{ }^\circ\text{C})_{\text{расч}} = (85,4 - 56,9)/85,4 \cdot 100 = 33,4 \text{ \%}.$$

Таким образом, отклонение абсолютной степени восстановления железа, рассчитанной по результатам химического анализа пробы, от абсолютной степени восстановления железа, рассчитанной по потерям массы пробы в процессе эксперимента, составило  $34,3 - 33,9 = 0,4 \text{ \%}$  (абс.), или  $1,2 \text{ \%}$  (отн.). Отклонение по марганцу было минимальным, поскольку весь марганец в восстановленной при температуре  $900 \text{ }^\circ\text{C}$  пробе был обнаружен в двухвалентном состоянии.

Из представленных результатов следует, что после восстановления кремниймарганцевой руды водородом при температуре  $900 \text{ }^\circ\text{C}$  не наблюдается значительной металлизации железа. Для получения полупродукта с более высоким содержанием металлического железа образец кремниймарганцевой руды, восстановленной предварительно при температуре  $900 \text{ }^\circ\text{C}$ , дополнительно восстановили водородом при температуре  $1100 \text{ }^\circ\text{C}$ .

#### 4.1.2. Температура процесса $1100 \text{ }^\circ\text{C}$

При восстановлении гранул предварительно окускованной кремниймарганцевой руды в среде водорода до температуры  $1100 \text{ }^\circ\text{C}$  наблюдали потерю массы в соответствии с рисунком 4.2.

Как видно из графика, температуру, равную  $1100 \text{ }^\circ\text{C}$ , обеспечили спустя 45 минут после начала опыта. За это время изменение массы составило  $5,7 \text{ г}$ , или  $26,4 \text{ \%}$  от общей потери массы за все время восстановления кремниймарганцевой руды. В течение первых 60 минут при нагревании пробы до  $1100 \text{ }^\circ\text{C}$  наблюдали наиболее интенсивное изменение массы, которое составило  $9,2 \text{ г}$  ( $42,6 \text{ \%}$  от общей потери массы за все время восстановления руды). Далее уменьшение массы образца замедлилось, и в течение последующих 140 минут при постоянной

температуре выдержки, равной 1100 °С, потеря массы составила 11,9 грамм. Спустя 200 минут после начала опыта изменение массы остановилось, и последующая выдержка образца при заданной температуре на протяжении 50 минут не сопровождалась дальнейшим уменьшением массы. Таким образом, общая потеря массы в течение всего эксперимента длительностью 200 минут при расходе водорода 20 л/час в условиях нагрева образца до температуры 1100 °С в течение 45 минут и дальнейшей выдержки при заданной температуре составила 21,6 г.

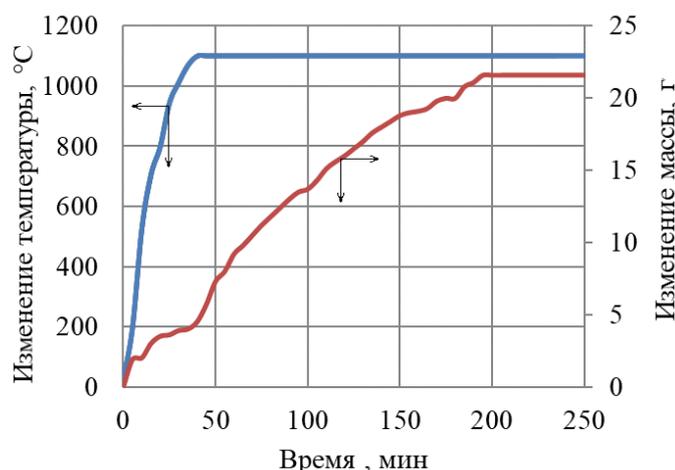


Рисунок 4.2 – Зависимость изменения массы кремниймарганцевой руды ( —■— ) и температуры в реакторе при нагреве до температуры 1100 °С ( —◆— ) от времени восстановления в среде водорода до прекращения убыли массы

Химический состав пробы восстановленной при 1100 °С кремниймарганцевой руды, определенный методом РФА, приведен в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Химический состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения после восстановления водородом при 1100 °С, %

Содержание элемента / оксида, %												
Mn <sub>общ</sub>	MnO	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	Σ
20,01	25,83	14,05	6,80	9,32	3,11	0,37	0,11	51,23	2,86	0,10	0,10	99,83

Рассчитаем абсолютную степень восстановления железа по данным таблицы 4.4. Максимальная масса кислорода, который может быть связан с железом в пробе в составе оксида Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, составляет в расчете на 1 кг пробы

$140,5 \cdot 24/56 = 60,2$  г. Фактическое содержание кислорода в оксиде железа FeO составляет  $93,2 \cdot 16/72 = 20,7$  г. Абсолютная степень восстановления железа в пробе составила, таким образом:

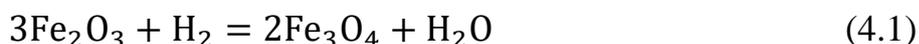
$$R_f(\text{Fe при } 1100 \text{ }^\circ\text{C}) = (60,2 - 20,7)/60,2 \cdot 100 = 65,6 \text{ \%}.$$

Рассчитаем аналогично абсолютную степень восстановления марганца. Общая масса марганца в пробе составляет  $19,94 \cdot 10 = 199,4$  г. С ним связан в составе оксида MnO кислород массой  $199,4 \cdot 16/55 = 58,0$  г. Максимальное количество кислорода, которое может быть связано с марганцем в составе оксида Mn<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, составляет  $199,4 \cdot 24/55 = 87,0$  г. Таким образом, экспериментальная абсолютная степень восстановления марганца составила:

$$R_f(\text{Mn при } 1100 \text{ }^\circ\text{C}) = (87,0 - 58,0)/87,0 \cdot 100 = 33,3 \text{ \%}.$$

Основные фазы, обнаруженные в кремниймарганцевой руде в составе восстановленных гранул, представлены на рисунке 4.3.

Согласно известным положениям теории металлургических процессов [106,111], восстановление железа из фаз чистых оксидов протекает последовательно через цепочку реакций (4.1)-(4.3):



Из сравнения дифрактограмм исходной кремниймарганцевой руды (см. рисунок 2.2) и руды, предварительно восстановленной в среде водорода при температуре 1100 °C (рисунок 4.3), следует, что оксид марганца (Mn<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) браунита восстановился до MnO в составе марганецсодержащих фаз оксида марганца (II) MnO, силиката марганца Mn<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>, а также смешанных силикатов марганца-железа (Fe,Mn)<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub> и марганца-алюминия Mn<sub>3</sub>Al<sub>2</sub>(SiO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>. В отличие от восстановления пробы при температуре 900 °C, когда твердофазные реакции происходили лишь в небольших по площади областях межзерновых контактов, и интенсивного взаимодействия между железом фазы гематита и марганцем фазы браунита не наблюдалось, при температуре 1100 °C начало происходить

размягчение восстанавливаемой пробы и активная диффузия оксида железа в марганцевые фазы.

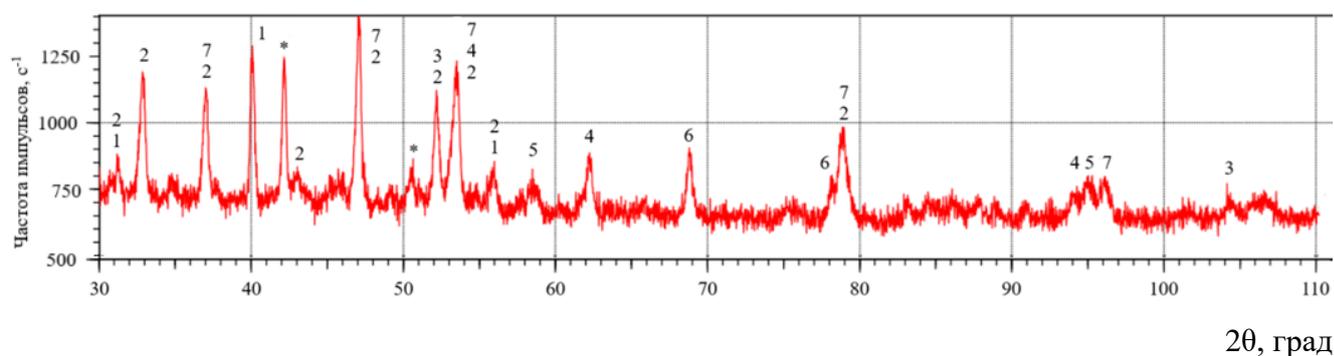


Рисунок 4.3 – Дифрактограмма кремниймарганцевой руды, восстановленной водородом при температуре 1100 °С, с обозначением основных фаз:

1 –  $\text{SiO}_2$ , 2 –  $\text{Mn}_2\text{SiO}_4$ ; 3 –  $\text{Mn}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$ ; 4 –  $\text{MnO}$ ; 5 –  $\text{Ca}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$ ;  
6 –  $\text{Fe}$ ; 7 –  $(\text{Fe},\text{Mn})_2\text{SiO}_4$

\*) – рефлекс материала подложки для запрессовки пробы (борная кислота)

Об этом свидетельствует отсутствие рефлексов индивидуальной фазы оксида железа (II) в пробе, восстановленной при 1100 °С, и появление в ней интенсивных рефлексов фазы смешанного силиката железа-марганца  $(\text{Fe},\text{Mn})_2\text{SiO}_4$ .

На рисунке 4.4 приведены фотографии гранул, полученных в результате восстановления предварительно окускованной кремниймарганцевой руды в среде водорода при температуре 900°С и 1100°С [141,142].



(а)



(б)

Рисунок 4.4 – Гранулы кремниймарганцевой руды

после восстановления в среде водорода при 900 °С (а) и 1100 °С (б)

## Расчет химического состава пробы руды, восстановленной водородом при температуре 1100 °С

Для проверки соответствия экспериментальных потерь массы пробы ее конечному химическому составу произведем расчет химического состава пробы, восстановленной при 1100 °С, исходя из химического состава исходного материала и полученного в опыте значения потерь массы. Расчет ведем на 1 кг предварительно восстановленной при 900 °С кремниймарганцевой руды. Как видно из рисунка 4.2, потери массы на удаление влаги материала составили 4 г, поэтому на отнятие кислорода за счет восстановления приходится  $21,6 - 4 = 17,6$  г. Суммарные потери массы при двухэтапном восстановлении материала водородом от состояния сырой руды до состояния, характеризуемого прекращением потерь массы при температуре 1100 °С, составили:

$$\Delta m_{\Sigma}(1100 \text{ °С}) = 85,0 + 17,6 = 102,6 \text{ г}$$

Остаточная масса пробы руды составила:

$$m'(1100 \text{ °С}) = 1000,0 - 102,6 = 897,4 \text{ г}$$

Исключая потери массы на разложение гидратов и карбонатов, получаем потери массы за счет отнятого кислорода:

$$\Delta m_{\Sigma}(1100 \text{ °С за счет восстановления}) = 102,6 - 47,7 = 54,9 \text{ г}$$

В исходной руде содержалось оксидов железа и марганца:

$$m_0(\text{MnO}) = 6,08 \cdot 10 = 60,8 \text{ г};$$

$$m_0(\text{Mn}_2\text{O}_3) = 18,95 \cdot 10 = 189,5 \text{ г};$$

$$m_0(\text{FeO}) = 0,23 \cdot 10 = 2,3 \text{ г};$$

$$m_0(\text{Fe}_2\text{O}_3) = 17,93 \cdot 10 = 179,3 \text{ г}.$$

С этими оксидами было связано кислорода:

$$m_0(\text{O в составе MnO}) = 60,8 \cdot 16/71 = 13,7 \text{ г};$$

$$m_0(\text{O в составе Mn}_2\text{O}_3) = 189,5 \cdot 24/79 = 57,6 \text{ г};$$

$$m_0(\text{O в составе FeO}) = 2,3 \cdot 16/72 = 0,5 \text{ г};$$

$$m_0(\text{O в составе Fe}_2\text{O}_3) = 179,3 \cdot 24/80 = 53,8 \text{ г};$$

Поскольку оксид марганца (III) термодинамически восстанавливается раньше оксидов железа (III) и (II, III), и не глубже, чем до MnO, то масса кислорода, пошедшего на его восстановление, составила:

$$m(\text{O из Mn}_2\text{O}_3) = 189,5/79 \cdot 8 = 19,2 \text{ г}$$

За счет восстановления оксидов железа было отнято кислорода общей массой:

$$\Delta m(\text{O из Fe}_x\text{O}_y) = 54,9 - 19,2 = 35,7 \text{ г}$$

Тогда остаточное количество кислорода, связанного после восстановления при температуре 1100 °С с железом в составе оксида FeO, составило:

$$m'(\text{O в составе FeO}) = 53,8 + 0,5 - 35,7 = 18,6 \text{ г}$$

Тогда масса оксида FeO составит:

$$m'(\text{FeO}) = 18,6/16 \cdot 72 = 83,7 \text{ г}$$

Содержание оксида FeO, %, определяется отношением его массы к массе пробы:

$$\%(\text{FeO}) = 83,7/897,4 \cdot 100 = 9,33 \%$$

В нем содержится железа:

$$m'(\text{Fe в составе FeO}) = 83,7 \cdot 56/72 = 65,1 \text{ г}$$

Тогда масса металлического железа в пробе, восстановленной при температуре 1100 °С, составит:

$$m'(\text{Fe}_{\text{мет}}) = 127,3 - 65,1 = 62,2 \text{ г}$$

Массовая доля железа металлического в восстановленной пробе составит:

$$\%(\text{Fe}_{\text{мет}}) = 62,2/897,4 \cdot 100 = 6,93 \%$$

Содержания прочих оксидов, не восстанавливаемых в условиях эксперимента, вырастут за счет уменьшения массы пробы в соответствии с таблицей 4.5.

Таблица 4.5 – Расчетный химический состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения после восстановления водородом при 1100 °С, %

Содержание элемента / оксида, %												
Mn <sub>общ</sub>	MnO	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	Σ
19,94	25,74	14,18	6,93	9,33	2,97	0,39	0,12	51,50	2,83	0,10	0,10	100,02

Максимальная масса кислорода, связанного с железом, в составе пробы составляет  $141,8 \cdot 24/56 = 60,8$  г, фактически с железом связано  $93,3 \cdot 16/72 = 20,7$  г

Расчетная абсолютная степень восстановления железа:

$$R_f(\text{Fe при } 1100 \text{ }^\circ\text{C}) = (60,8 - 20,7)/60,8 \cdot 100 = 66,0 \%$$

Максимальная масса кислорода, связанного с марганцем, в составе пробы составляет  $199,4 \cdot 24/55 = 87,0$  г, фактически с марганцем связано  $199,4 \cdot 16/55 = 58,0$  г кислорода.

Расчетная абсолютная степень восстановления марганца при температуре 1100 °C составит:

$$R_f(\text{Mn при } 1100 \text{ }^\circ\text{C}) = (87,0 - 58,0)/87,0 \cdot 100 = 33,3 \%$$

Таким образом, отклонение абсолютной степени восстановления железа, рассчитанной по результатам химического анализа пробы, от абсолютной степени восстановления железа, рассчитанной по потерям массы пробы в процессе эксперимента, составило  $65,6 - 66,0 = -0,4$  % (абс.), или  $-0,6$  % (отн.). Отклонение по марганцу было минимальным, поскольку весь марганец в восстановленной при температуре 1100 °C пробе был обнаружен в двухвалентном состоянии.

#### **4.1.3 Расчет экономии углеродистого восстановителя при восстановлении коксом в ходе разделительной плавки кремниймарганцевой руды, предварительно восстановленной водородом при температуре 1100 °C**

Рассчитаем расходы углеродистого восстановителя при восстановлении марганца и железа, согласно уравнениям реакций восстановления оксидов марганца и железа кремниймарганцевой руды твердым углеродом:

- стехиометрический расход чистого углерода на восстановление  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  до  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  составляет 25,4 кг/т исходного оксида;
- стехиометрический расход чистого углерода на восстановление  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  до  $\text{MnO}$  составляет 52,6 кг/т исходного оксида;

- стехиометрический расход чистого углерода на восстановление  $\text{MnO}$  до  $\text{Mn}$  составляет 169,0 кг/т исходного оксида;
- стехиометрический расход чистого углерода на восстановление  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до  $\text{FeO}$  составляет 75,1 кг/т исходного оксида;
- стехиометрический расход чистого углерода на восстановление  $\text{FeO}$  до  $\text{Fe}$  составляет 167,0 кг/т исходного оксида.

### *Расчет сырой руды*

#### 1) Восстановление марганца

На восстановление из 1 т кремниймарганцевой руды оксида  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  в количестве 18,95 %, или 189,5 кг, до  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  было затрачено  $25,4 \cdot 189,5 / 1000 = 4,8$  кг углерода (или примерно 5,6 кг кокса с содержанием углерода 85 %). В результате образовалось  $189,5 \cdot 0,966 = 183,1$  кг оксида  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ .

Затраты углерода на дальнейшее восстановление  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  до  $\text{MnO}$  составили  $52,6 \cdot 183,1 / 1000 = 9,6$  кг углерода (или примерно 11,3 кг кокса). В результате образовалось  $183,1 \cdot 0,930 = 170,3$  кг оксида  $\text{MnO}$ .

Затраты углерода на последующее восстановление  $\text{MnO}$  до металлического марганца с учетом степени извлечения марганца из сырой руды 27,5 % составили  $(170,3 + 60,8) \cdot 169,0 / 1000 \cdot 27,5 / 100 = 10,7$  кг углерода (или примерно 12,6 кг кокса). В результате образовалось  $231,1 \cdot 0,775 \cdot 27,5 / 100 = 49,2$  кг металлического марганца в составе ферромарганца.

Суммарный расход углерода по всем стадиям восстановления марганца составил  $4,8 + 9,6 + 10,7 = 25,1$  кг углерода (29,5 кг кокса) на 1 т кремниймарганцевой руды с исходным содержанием марганца  $\text{Mn}_{\text{общ}} = 17,90$  %.

#### 2) Восстановление железа

На восстановление из 1 т кремниймарганцевой руды 17,93 %, или 179,3 кг, оксида  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  до  $\text{FeO}$  было затрачено  $179,3 \cdot 75,1 / 1000 = 13,5$  кг углерода (или примерно 15,8 кг кокса). В результате образовалось  $179,3 \cdot 0,900 = 161,4$  кг оксида  $\text{FeO}$ .

Затраты углерода на дальнейшее восстановление  $\text{FeO}$  до металлического железа составили  $(161,4 + 23,0) \cdot 167,0 / 1000 = 30,8$  кг углерода (или примерно 36,2

кг кокса). В результате образовалось  $184,4 \cdot 0,778 = 143,5$  кг металлического железа в составе ферромарганца.

Суммарный расход углерода по всем стадиям восстановления железа составил  $13,5 + 30,8 = 44,3$  кг углерода (52,1 кг кокса) на 1 т кремниймарганцевой руды с исходным содержанием железа  $Fe_{\text{общ}} = 12,73$  %.

3) Суммарный расход углерода на восстановление сырой руды

$$C_{\Sigma} = 25,1 + 44,3 = 69,4 \text{ кг (81,6 кг кокса).}$$

*Расчет руды, предварительно восстановленной водородом при температуре 1100 °С*

1) Восстановление марганца

Поскольку в предварительно восстановленной руде имели чистый  $MnO$ , то на восстановление из 1 т кремниймарганцевой руды 25,83 %, или 258,3 кг, оксида  $MnO$  до металлического марганца с извлечением марганца в металл 32,7 % было затрачено  $169,0 \cdot 258,3 / 1000 \cdot 32,7 / 100 = 14,3$  кг углерода (16,8 кг кокса). В результате образовалось  $258,3 \cdot 0,774 \cdot 32,7 / 100 = 65,4$  кг металлического марганца в составе ферромарганца.

2) Восстановление железа

Поскольку в предварительно восстановленной при 1100 °С руде из оксидов железа присутствовал только оксид  $FeO$ , то на восстановление из 1 т кремниймарганцевой руды 9,32 %, или 93,2 кг, оксида  $FeO$  до металлического железа было затрачено  $167,0 \cdot 93,2 / 1000 = 15,6$  кг углерода (18,4 кг кокса). В результате образовалось  $93,2 \cdot 0,777 = 72,4$  кг металлического железа в составе ферромарганца.

3) Суммарный расход углерода на восстановление предварительно восстановленной водородом руды

$$C_{\Sigma} = 14,3 + 15,6 = 29,9 \text{ кг (35,2 кг кокса).}$$

Таким образом, использование использования в процессе жидкофазного восстановления кремниймарганцевой руды, предварительно восстановленной в среде водорода при температуре 1100 °С, позволит сэкономить  $69,4 - 29,9 = 39,5$  кг углерода (46,5 кг кокса) на 1 тонну восстанавливаемой коксом руды.

## 4.2 Расчет получения ферросиликомарганца

Для предварительной оценки возможности выплавки ферросиликомарганца с применением бедной кремниймарганцевой руды Уральского региона [143,144] выполнили расчеты в соответствии с методикой, опубликованной в работе [145] для различных вариантов:

- полное импортозамещение (получение немарочного ферросиликомарганца с использованием в шихте только кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения);

- частичное импортозамещение (получение марочного ферросиликомарганца с использованием кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения и богатого марганцевого концентрата месторождений страны Габон);

- полное импортозамещение (получение марочного ферросиликомарганца с использованием в шихте кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения и богатого марганцевого концентрата Парнокского месторождения).

Химический состав руд используемых в расчетах руд приведен в таблицах 2.1 и 4.6.

Таблица 4.6 – Химический состав Парнокского концентрата

Месторождения марганцевой руды	Содержание элементов и оксидов, %				
	Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO
Парнокский концентрат	45,6	3,48	12,5	3,1	15,1

В качестве восстановителя в расчетах использовался кокс с содержанием углерода 84,15% (см. таблицу 2.3).

Расчет для смесей кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения с богатым марганцевым концентратом месторождений страны Габон или богатой марганцевой руды Парнокского месторождения выполнили

для различных вариантов с целью выявления интервалов их соотношений, обеспечивающих получение марочного ферросиликомарганца.

Результаты расчета приведены в таблицах 4.7-4.8 и на рисунке 4.5.

Таблица 4.7 – Химический состав ферросиликомарганца

Компоненты шихты	Содержание элементов, %					
	Mn	Si	Fe	P	C	S
Руда Ниязгуловского месторождения	48,18	20,57	28,96	0,03	1,83	0,03
Смесь руды Ниязгуловского месторождения и Габонского в соотношении 40:60	69,4	13,9	15,4	0,03	1,23	0,002
Смесь руды Ниязгуловского месторождения и Руды Парнокского месторождения в соотношении 40:60	67,8	15,6	15,1	0,03	1,39	0,002

Таблица 4.8 – Химический состав шлака

Компоненты шихты	Содержание, %							
	MnO	SiO <sub>2</sub>	FeO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	S
Руда Ниязгуловского месторождения	9,76	34,81	2,05	0,04	29,53	9,63	0,39	0,03
Смесь руды Ниязгуловского месторождения и Габонского в соотношении 40:60	15,84	26,43	1,23	0,005	17,11	5,70	1,76	0,057
Смесь руды Ниязгуловского месторождения и Руды Парнокского месторождения в соотношении 40:60	13,74	26,42	1,07	0,005	5,66	23,88	1,52	0,051

Результаты расчета показывают, что использование в шихте только моноруды Ниязгуловского месторождения сопровождается получением ферросиликомарганца с содержанием Mn и Si соответственно 48,2 и 20,57 % (таблица 4.7), что не удовлетворяет требованиям ГОСТ 4756-91 по содержанию

Mn в металле. Такой ферросиликомарганец можно использовать на предприятиях черной металлургии для раскисления и легирования низколегированных марок сталей и сталей рядового сортамента.

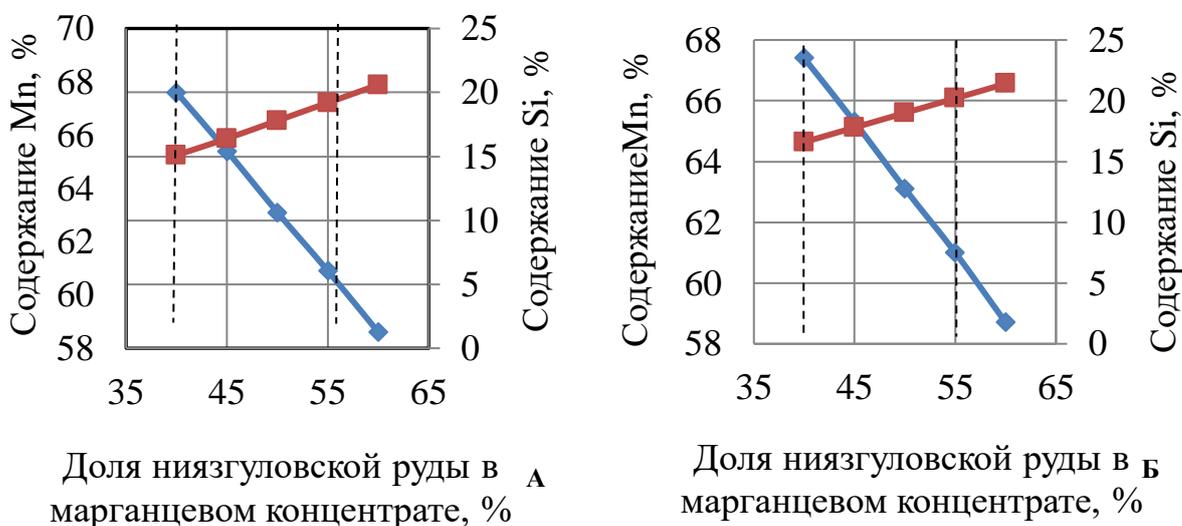


Рисунок 4.5 – Содержание марганца ( —◆— ) и кремния ( —■— ) в ферросиликомарганце для исходной шихты при различных соотношении марганцевой руды Месторождения Ниязгулово и Габонского концентрата (А); Ниязгулово и Парнокского концентрата (Б)

Для обеспечения марочного содержания марганца и кремния в ферросиликомарганце FeMnSi18 по ГОСТ 4756-91 необходимо обеспечивать долю кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в интервале от 40 до 55 и 57 % соответственно при использовании в составе шихты концентрата месторождений Габона и руды Парнокского месторождения (рисунок 4.2).

Таким образом, в результате расчетов выявили принципиальную возможность получения ферросиликомарганца из кремниймарганцевых руд и определили три возможных варианта его получения:

1. Производство немарочного ферросиликомарганца с использованием в шихте только кремниймарганцевой руды (полное импотрозамещение) с содержанием в металле 48,18 % марганца и 20,57 % кремния;
2. Получение марочного ферросиликомарганца с использованием в шихте кремниймарганцевой руды и богатого марганцевого концентрата

месторождений Габона (частичное импортозамещение) с содержанием в металле 69,4% марганца и 13,9 % кремния;

3. Получение марочного ферросиликомарганца с использованием в шихте кремниймарганцевой руды и богатого марганцевого концентрата Парнокского месторождения (полное импортозамещение) с содержанием в металле 67,8 % марганца и 15,6 % кремния.

### 4.3 Результаты жидкофазного восстановления

На этапе физического моделирования выплавляли два варианта ферросиликомарганца: соответствующий и несоответствующий ГОСТ 4756-91. Ферросиликомарганец несоответствующий ГОСТ 4756-91 получали из сырой кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения и предварительно восстановленной в среде водорода [148-153]. Химический состав полученных материалов представлен в таблице 4.9.

Таблица 4.9 – Химический состав ферросиликомарганца, полученный в результате проведенных экспериментов

Вид кремний-марганцевой руды	Содержание элементов в металле, %		Степень извлечения элементов в металл, %	
	Mn	Si	Si	Mn
Сырая	36,7	17,4	22,0	27,5
Предварительно восстановленная	39,4	15,8	20,5	32,7

Ферросплав на основе железа, кремния и марганца соответствующий ГОСТ 4756-91 выплавляли из смеси бедной кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения и Габонского концентрата в соотношениях, выявленных в результате расчетов: 30:70; 40:60; 50:50; 60:40. Химические составы полученного металла при восстановлении различной исходной шихты при времени выдержки

1,5 часа и расходе восстановителя 50 % от массы шихты приведены в таблице 4.10.

Таблица 4.10 – Химический состав ферросиликомарганца и степень извлечения элементов из рудного сырья при восстановлении кремниймарганцевой руды

Смесь руды Ниязгуловского месторождения и габонского концентрата в соотношениях	Содержание в металле, %		Степень извлечения, %	
	Mn	Si	Mn	Si
60/40	46,7	16,9	40,2	24,4
50/50	53,2	15,2	44,5	22,0
40/60	53,5	13,2	47,9	21,3
30/70	59,3	12,2	48,2	20,7

Из таблицы 4.10 следует, что содержание Mn в металле увеличивалось от 46,7 до 59,3 % в условиях роста степени извлечения его от 40,2 до 48,2 % при уменьшении доли кусковой руды Ниязгуловского месторождения в составе шихты от 60 до 30 %. Содержание кремния в металле при этом снижалось от 16,9 до 12,2 %, что является результатом уменьшения в составе шихты доли кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения, богатой по содержанию SiO<sub>2</sub>.

Таким образом, лабораторные эксперименты не позволяют достичь результатов, получаемых в промышленных условиях из-за недостаточного восстановительного потенциала рабочего пространства лабораторной печи, однако даже в этих условиях получили близкий к ГОСТ 4756-91 по содержанию марганца и кремния ферросплав при доле кремниймарганцевой руды в шихте на уровне 30 %.

Для адаптации лабораторных результатов к промышленным исследованиям применили коэффициент пересчета содержания марганца и кремния в ферросиликомарганце, полученный в пункте 2.3.3 настоящей работы. Корректированные результаты приведены в таблице 4.11.

Таблица 4.11 – Химический состав ферросиликомарганца и степень извлечения элементов из рудного сырья при восстановлении кремниймарганцевой руды, скорректированные для промышленных условий

Материал	Содержание в металле, %		Степень извлечения, %		Соответствие ГОСТ по маркам ферросплава	
	Mn	Si	Mn	Si	FeMnSi12	FeMnSi18
Смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата 60/40	53,2	22,0	45,8	31,7	60-75Mn 10-15Si	60-75Mn 15-20Si
Смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата 50/50	60,6	19,8	50,7	28,6		
Смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата 40/60	61,0	17,2	54,6	27,7		
Смесь кремниймарганцевой руды и Габонского концентрата 30/70	67,6	15,9	54,9	26,9		
Кремниймарганцевая руда	41,8	22,6	31,3	13,5		
Кремниймарганцевая руда предварительно восстановленная в среде водорода	44,9	20,5	37,3	8,2		

Из анализа таблицы 4.11. следует, что в промышленных условиях, возможно получить ферросиликомарганец соответствующий ГОСТ 4756-91 при доле в шихте бедной кремниймарганцевой руды на уровне 50 %.

Используя в шихте одну бедную кремниймарганцевую руду Ниязгуловского месторождения можно получить ферросиликомарганец с содержанием 36,7 % марганца и 17,4 % кремния.

Из полученных данных видно, что из кремниймарганцевого сырья возможно получение ферросиликомарганца с содержанием марганца и кремния, не превышающим 41,8 и 22,6 % соответственно.

Для получения марок ферросплава, соответствующих составу ГОСТ, в лабораторных условиях в шихте необходимо иметь не менее 70 % богатого марганцевого концентрата. При этом максимальная степень извлечения марганца и кремния в лабораторных условиях составляет не более 48,2 и 20,7 % соответственно.

**Выводы к главе 4**

1. В лабораторной печи фирмы LECO исследовали предварительное твердофазное восстановление кремниймарганцевой руды при температуре 900 и 1100 °С в среде водорода до прекращения убыли массы. Согласно проведенному рентгенофазовому исследованию, марганец предварительно восстановленной при 900 °С кремниймарганцевой руды находится в основном в фазе оксида марганца MnO с примесью силиката марганца  $Mn_2SiO_4$ , а железо – в фазе FeO с примесями твердых растворов с оксидом магния.

2. Экспериментальные абсолютные степени восстановления марганца и железа водородом при температуре 1100 °С соответственно составили 33,3 и 65,6 %. Оксид марганца восстановился до MnO в составе марганецсодержащих фаз оксида марганца (II) MnO, силиката марганца  $Mn_2SiO_4$ , а также смешанных силикатов марганца-железа  $(Fe,Mn)_2SiO_4$  и марганца-алюминия  $Mn_3Al_2(SiO_4)_3$ .

3. Согласно расчету использование в процессе жидкофазного восстановления кремниймарганцевой руды, предварительно восстановленной в среде водорода при температуре 1100 °С, позволит сэкономить 46,5 кг кокса на 1 тонну восстанавливаемой коксом руды.

4. Рассчитаны варианты получения ферросиликомарганца из шихты на основе кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения. Жидкофазное восстановление монаруды обеспечивает получение сплава с содержанием марганца 48,18 % и кремния 20,57 %. Использование в составе шихты 40 % руды Ниязгуловского месторождения и 60 % богатого марганцевого концентрата месторождений Габона обеспечивает получение металла с содержанием марганца 69,4 % и кремния 13,9 %, что соответствует ГОСТ 4756-91.

5. Получены результаты жидкофазного восстановления шихты с выплавкой двух вариантов ферросиликомарганца: соответствующий и несоответствующий ГОСТ 4756-91.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Разработаны научно обоснованные технологические решения комплексного использования бедных кремниймарганцевых руд, обеспечивающее вовлечение в процесс переработки всех разновидностей их составляющих по крупности. Использование класса более 20 мм кремниймарганцевого материала достигается промывка горна доменных печей и, одновременно, обеспечивая получение чугуна с содержанием марганца 0,4-0,6 % и более, снижение расхода ферромарганца в дальнейшем сталеплавильном переделе. Класс крупности менее 20 мм позволяет получать зеркальный чугун или ферросиликомарганец, соответствующий ТУ, и ферросиликомарганец, соответствующий ГОСТ 4756-91.

2. Изучен химический и фазовый состав кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения. В исходной руде марганец в основном находился в форме браунита  $(\text{Mn}^{+2}\text{Mn}^{+3})_6\text{SiO}_{12}$  с подчиненными количествами родохрозита  $\text{MnCO}_3$  и пьмонтита  $\text{Ca}_2\text{MnAl}_2(\text{SiO}_4)(\text{Si}_2\text{O}_7)\text{O}(\text{OH})$ , а железо – в виде гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Вмещающая порода была представлена в основном кварцем  $\text{SiO}_2$ .

3. Для адаптации лабораторных экспериментов к промышленным условиям проведено в индукционной печи ИСТ-0,06 жидкофазное восстановление шихты, используемой на промышленном предприятии, которая включала 72 % габонского концентрата, 26 % кварцита и 2 % доломита. В результате получили поправочные коэффициенты, равные 1,14 для марганца и 1,3 для кремния, основанные на разности химического состава ферросплава полученного в промышленных и лабораторных условиях.

4. Физическим и математическим моделированием получены количественные зависимости поступления кремниймарганцевой руды в смеси с железорудным сырьем из бункера БЗУ в колошниковое пространство. Действующие факторы: место размещения руды в бункере, номер порядковой станции лотка в строке матрицы, односкиповый и двухскиповый режимы загрузки. Станциям углового положения лотка матрицы загрузки №№ 10-8 и 7-5

соответствовало содержанию руды Ниязгуловского месторождения по кольцевым зонам колошника в интервале 22-47 % от общего ее расхода.

5. На доменных печах №№ 6 и 10 ПАО «ММК» промышленными испытаниями выявлены рациональные режимы загрузки кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения, обеспечивающие эффективную промывку горна печи от спели и мелочи кокса в зависимости от горячей прочности кокса по CSR:

- в зону с повышенной рудной нагрузкой, если горячая прочность кокса более 40 %;

- в различные зоны, если горячая прочность кокса менее 40 %:

а) в зону с пониженной рудной нагрузкой при уменьшении более чем на 0,5 %, абс.;

б) в зону с повышенной рудной нагрузкой при увеличении более чем на 0,5 %, абс.;

в) в среду агломерата при варьировании горячей прочности кокса в интервале  $\pm 0,5$  %, абс.

6. Эффективное проведение промывки использованием руды в интервале 21,4-40,6 кг/т чугуна на доменных печах № 6 и 10 ПАО «ММК» позволило повысить производительность в среднем на 0,48 % и снизить удельный расход кокса в среднем на 0,43 % на каждые 10 кг/т чугуна кремниймарганцевой руды.

7. В лабораторной печи фирмы LECO исследовали предварительное твердофазное восстановление кремниймарганцевой руды при температуре 1100 °С в среде водорода до прекращения убыли массы. Экспериментальные абсолютные степени восстановления марганца и железа водородом соответственно составили 33,3 и 65,6 %. Оксид марганца ( $Mn_2O_3$ ) браунита восстановился до MnO в составе марганецсодержащих фаз оксида марганца (II) MnO, силиката марганца  $Mn_2SiO_4$ , а также смешанных силикатов марганца-железа  $(Fe,Mn)_2SiO_4$  и марганца-алюминия  $Mn_3Al_2(SiO_4)_3$ .

8. Исследовано жидкофазное восстановление кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения в исходном состоянии и после предварительного

твёрдофазного восстановления водородом. Адаптация лабораторных экспериментов к промышленным условиям с использованием поправочного коэффициента показывает возможность получения ферросплава в промышленных условиях с содержанием марганца и кремния 41,8 и 22,6 %, 44,9 и 20,5 % соответственно при использовании в шихте сырой и предварительно восстановленной руды.

9. Проведение лабораторных экспериментов с пересчетом результатов с использованием поправочного коэффициента применительно к промышленным условиям показало возможность производства ферросиликомарганца, соответствующего ГОСТ 4756-91 из шихты, включающей от 30 до 50 % кремниймарганцевой руды Ниязгуловского месторождения.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Распоряжение правительства РФ от 28.12.2022 № 4260-р «О Стратегии развития металлургической промышленности Российской Федерации на период до 2030 года». [Электронный ресурс]. URL:[https://www.Consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_436470/](https://www.Consultant.ru/document/cons_doc_LAW_436470/) (дата обращения 10.03.2023).

2. Леонтьев, Л. И. Проблемы развития металлургической отрасли для обеспечения технологического суверенитета России с учетом состояния минерально-сырьевой базы / Л. И. Леонтьев, О. В. Заякин, А. И. Волков // Вестник Российской академии наук. – 2023. – Т. 93, №7 – С. 631-645. DOI 10/31857/S086958732307006X.

3. Заякин, О. В. Перспективы научно-технологического развития ферросплавного производства РФ в современных условиях / О. В. Заякин, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев // Физико-химические основы металлургических процессов (ФХОМП 2022) : сборник трудов международной научной конференции имени академика А. М. Самарина, посвященной 120-летию со дня рождения выдающегося ученого-металлурга, академика АН СССР Самарина А.М., 265-летию со дня основания Выксунского металлургического завода и 20-летию Выксунского филиала НИТУ «МИСиС», Выкса, 10–14 октября 2022 года. – Выкса: АО "Выксунский металлургический завод", 2022. – С. 340-345.

4. Леонтьев, Л. И. Состояние и развитие минерально-сырьевой базы и продукции металлургии для обеспечения импортонезависимости России / Л. И. Леонтьев, А. И. Волков // Физико-химические основы металлургических процессов (ФХОМП 2022) : сборник трудов международной научной конференции имени академика А.М. Самарина, посвященной 120-летию со дня рождения выдающегося ученого-металлурга, академика АН СССР Самарина А.М., 265-летию со дня основания Выксунского металлургического завода и 20-летию Выксунского филиала НИТУ «МИСиС», Выкса, 10–14 октября 2022 года. – Выкса: АО "Выксунский металлургический завод", 2022. – С. 18-36.

5. Проблема марганца в российской металлургии / В. Я. Дашевский, А. А. Александров, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63, № 8. – С. 579-590. – DOI 10.17073/0368-0797-2020-8-579-590.

6. Текущее состояние производства ферросплавов в России и странах СНГ / А. В. Павлов, Д. Я. Островский, В. В. Аксенова, С. А. Бишенов // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63, № 8. – С. 600-605. – DOI 10.17073/0368-0797-2020-8-600-605.

7. Современное состояние мирового и отечественного производства ферросплавов / И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, К. С. Елкин, М. А. Голодова // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2020. – № 43. – С. 47-62.

8. Ферросплавное производство: состояние и тенденции развития в мире и России / И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, К. С. Елкин, М. А. Голодова // Металлургия: технологии, инновации, качество : Труды XXI Международной научно-практической конференции. В 2-х частях, Новокузнецк, 23–24 октября 2019 года / Под редакцией Е.В. Протопопова. Том Часть 1. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2019. – С. 20-32..

9. Рациональные варианты применения высококачественного марганцевого концентрата / И. А. Рыбенко, И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, М. А. Голодова // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2024. – Т. 67, № 2. – С. 237-244. – DOI 10.17073/0368-0797-2024-2-237-244.

10. Марганцевые руды Кемеровской области - Кузбасса и методы их обогащения / О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина, А. И. Едильбаев, Б. А. Едильбаев // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63, № 5. – С. 344-350. – DOI 10.17073/0368-0797-2020-5-344-350.

11. Жучков, В. И. Современное состояние ферросплавного производства в России / Л. И. Леонтьев, В. И. Жучков, А. В. Жданов, В. Я. Дашевский // Сталь. – 2015. – № 10. – С. 21-25.

12. Промывка горна доменной печи кремнеземо-марганцовистой рудой низгуловского месторождения / В. А. Бигеев, С. К. Сибатуллин, А. С. Харченко [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2018. – № 3(26). – С. 12-16.

13. Заякин, О. В. Перспективы использования бедного минерального сырья в ферросплавном производстве / О. В. Заякин // Инновации в производстве и подготовке технических кадров : MATERIALS OF THE INTERNATIONAL SCIENTIFIC AND PRACTICAL ONLINE-CONFERENCE «INNOVATIONS IN PRODUCTION AND TRAINING OF TECHNICAL PERSONNEL» МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ ОНЛАЙН-КОНФЕРЕНЦИИ , Казахстан,Актобе, 27 октября 2021 года. – Казахстан,Актобе: Қ. Жұбанов атындағы Ақтөбе әңірлік университетінің Медиа орталығы , 2021. – С. 4-8.

14. Жучков, В. И. Эффективность применения марганцевых руд в металлургической промышленности Урала / В. И. Жучков, Д. В. Сиротин // Экономика региона. – 2013. – № 2(34). – С. 102-105. – DOI 10.17059/2013-2-10.

15. Ордабаева, А. Т., Технология переработки марганецсодержащей руды с получением концентрата для ферросплавного производства// StudNet.2020. №2. [Электронный ресурс]. URL:<https://cyberleninka.ru/article/n/tehnologiya-pererabotki-marganetssoderzhaschey-rudy-s-polucheniem-kontsentrata-dlya-ferrosplavnogo>.

16. Распоряжением Правительства Российской Федерации от 22.12.2018 №2914-р «Об утверждении Стратегия развития минерально–сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года» [Электронный ресурс]. URL [https://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_314605/f62ee45faefd8e2a11d6d88941ac66824f848bc2/](https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_314605/f62ee45faefd8e2a11d6d88941ac66824f848bc2/)

17. Шаповалов, А. Н. Использование магнезиальных флюсов Халиловского месторождения при производстве агломерата / А. Н. Шаповалов, Е. В. Овчинникова, В. Б. Горбунов // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2019. – Т. 62, № 7. – С. 548-556. – DOI 10.17073/0368-0797-2019-7-548-556.

18. Проблемы применения отечественного рудного сырья при производстве ферросплавов / В. И. Жучков, О. В. Заякин, Л. И. Леонтьев, В. Я. Дашевский // Промышленное производство и металлургия : материалы международной научно-технической конференции, Нижний Тагил, 18–19 июня 2020 года / Министерство науки и высшего образования РФ, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина, Нижнетагильский технологический институт (филиал) УрФУ; Ответственные редакторы: М. В. Миронова, Т. Н. Андреева. – Нижний Тагил: Нижнетагильский технологический институт (филиал) Уральского федерального университета, 2020. – С. 153-158.

19. Брусницын, А. И. Минералогия марганцевоносных метаосадков Южного Урала / А. И. Брусницын. – СПб.: С.-Петербур. гос. ун-т, 2013. – 160 с.

20. Киссин, Д. А. Металлургические свойства марганцевых минералов / Д. А. Киссин, А. Г. Яценко, Н. М. Москалева // Физико-химические основы металлургии марганца: сб. тр. — М., 1977. — С. 233 — 236.

21. Потконен, Н. И., Столяров А. С., Шарков А. А. и др. Минеральное сырье. Марганец. Справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1999. – 51 с.

22. Тигунов Л.П. Марганец: геология, производство, использование / Л.П. Тигунов, Л.А. Смирнов, Р. А. Минаджиева. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2006. – 184 с.

23. Яковлев, П.Д. Промышленные типы рудных месторождений. Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1985. – 358 с.

24. Полезные ископаемые республики Башкортостан (марганцевые руды) / Д. Н. Салихов, С. Г. Ковалев, А. И. Брусницын [и др.] – Уфа: Изд-во «Экология», 2002. – 242 с.

25. Промывочный режим доменной плавки с использованием марганцевокремнеземистого материала / С. К. Сибатуллин, Е. О. Харченко, Ю. С. Малиханов, М. А. Семенюк // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования : Тезисы докладов 79-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 19–23 апреля 2021 года. Том 1. –

Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2021. – С. 86.

26. Технологические параметры доменной плавки при локальной промывке горна кремнезёмо-марганцовистым материалом / С. К. Сибгатуллин, А. С. Харченко, Ю. С. Малиханов [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2020. – № 2(33). – С. 11-17.

27. Палто, А. В. Освоение технологии производства марганцевого агломерата / А. В. Палто, В. Н. Насрединов // 65 лет ДонГТИ. Наука и практика. Актуальные вопросы и инновации : Сборник тезисов докладов юбилейной международной научно-технической конференции, Алчевск, 13–14 октября 2022 года. Том Часть 1. – Алчевск: Донбасский государственный технический институт, 2022. – С. 13-15.

28. Семенов, Ю. С. Опыт применения марганецсодержащих материалов в составе доменной шихты / Ю. С. Семенов, В. В. Горупаха, А. М. Кузнецов [и др.] // Металлург. – 2019. – № 10. – С. 20-27.

29. Патент RU 2119958 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00. Способ промывки горна доменной печи / Б. Ф. Чернобривец, И. С. Яриков, С. Л. Зевин [и др.]; № 97112680/02; заявл. 29.07.1997; опубл. 10.10.1998.

30. Реализация комплекса промывок доменных печей при вдувании ПУТ и использовании шихтовых материалов переменной качества / Ю. С. Семенов, В. В. Горупаха, С. В. Ващенко [и др.] // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2021. – Т. 77, № 12. – С. 1239-1252. – DOI 10.32339/0135-5910-2021-12-1239-1252.

31. ГОСТ 4755–91 Ферромарганец. Технические требования и условия поставки.– М: Стандартинформ, 2007. – 6 с.

32. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022г» / под ред. А. Е. Гольдина, А.П. Данилова, Л.А. Дорожкиной, [и др.]. – М.: ФГБУ «ВИМС», 2023.– 640 с.

33. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2021г» / под ред. А.П. Данилова, Л.А. Дорожкиной, О. Н. Ефремовой [и др.]. – М.: ФГБУ «ВИМС», 2022.– 626 с.

34. Нохрина, О.И. Марганцевые руды России и возможные пути их применения: Монография /О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина; СибГИУ. – Новокузнецк, 2006. – 211 с.

35. Трубецкой, К.Н. Марганец. Минерально-сырьевая база СНГ Добыча и обогащение руд / К.Н. Трубецкой. М., Изд. Акад. Горных наук, 1999. – 271 с.

36. Шарков, А.А. Оценка марганцево-рудной базы России и перспективы ее развития / А.А. Шарков //Состояние марганцево-рудной базы России и вопросы обеспечения промышленности марганцем: сб. науч.тр. второй всеросс. Конф. Красноярск, 2001. – С. 13-19.

37. Марганец России: Состояние, проблемы и пути их решения / Л.А. Смирнов, Л.П. Тигунов и др// Состояние марганцево-рудной базы России и вопросы обеспечения промышленности марганцем: сб. науч.тр. второй всеросс. Конф. Красноярск, 2001. – С. 7-12.

38. Перспективы использования марганцевых руд Южного Урала: Труды научно-практической конференции с международным участием и элементами школы молодых ученых «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: «ФЕРРОСПЛАВЫ» «НИОКР-2018» / В. А. Бигев [и др.]. – Екатеринбург, 29 октября – 2 ноября 2018. – С. 196–199.

39. Состояние и перспективы переработки природнолегированного железорудного сырья Южного Урала / В. А. Бигеев, М. В. Потапова, И. А. Гришин, А. Н. Смирнов // Физико-химические основы металлургических процессов : Сборник трудов Международной научной конференции, посвященной 115-летию со дня рождения академика А.М. Самарина, Москва, 14–15 ноября 2017 года. – Москва: ООО "Интерконтакт Наука", 2017. – С. 48.

40. Влияние коксового орешка на фильтрацию жидких продуктов плавки в горне доменной печи / С. К. Сибатуллин, А. С. Харченко, А. В. Чевычелов [и

др.] // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2010. – № 4(32). – С. 28-30.

41. Оценка фильтрации продуктов плавки в доменной печи по динамическим характеристикам при использовании в шихте коксового орешка / С. К. Сибатуллин, А. С. Харченко, А. В. Ковыров [и др.] // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2010. – Т. 1, № 68. – С. 135-138.

42. Титов, В. Н. Количественная оценка различных факторов на дренажную способность горна./В. И. Титов, В. И. Басов // Современная металлургия начала нового тысячелетия: Сб. науч. тр. в ч. 2. Липецк, 2007. – С. 188-193.

43. Кропотов, В. К. Оценка дренажной способности кокса в горне доменных печей // Производство чугуна: межвуз. сборник. Магнитогорск: МГМИ, 1987. – С. 109–119.

44. Лялюк, В. П. Современные проблемы технологии доменной плавки. Днепропетровск: Пороги, 1999. – 164 с

45. Прохоров, И. Е. Очертание поверхности «газ – шлак» в горне доменной печи и некоторые особенности выпусков / И. Е. Прохоров, В.К. Кропотов, В.Г. Дружков // Теплофизика и информатика в металлургии: достижения и проблемы. Екатеринбург: УГТУ, 2000. – С. 118 – 122.

46. Моделирование шлакового режима доменной плавки / Н. А. Спирин, О. П. Онорин, В. Ю. Рыболовлев [и др.] // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2005. – № 8. – С. 51-55.

47. Сибатуллин, С. К. Прочностные характеристики коксового орешка различного происхождения / С. К. Сибатуллин, А. С. Харченко, Е. О. Теплых [и др.] // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2012. – № 1(37). – С. 19-21.

48. Шмеле, П. Качество кокса и производительность доменной печи / П. Шмеле, М. Петерс // Черные металлы. – 2013. – № 11(983). – С. 48-57.

49. Работа доменных печей ОАО "ММК" с высокой долей окатышей в шихте. Часть 2 / А. В. Павлов, О. П. Онорин, Н. А. Спирин, А. А. Полинов // *Металлург.* – 2016. – № 7. – С. 15-19.

50. Щербаков, В.П. Основы доменного производства: учебное пособие для профессионально-технических училищ /В.П. Щербаков. – М.: *Металлургия.* – 1969. – 327 с.

51. Патент RU 2071973 Российской Федерации, МПК C21B 3/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / Ф.А. Москалина, А.К. Икконен, В.Н. Логинов, А.П. Котов, Н.Д. Егоров [и др.]; № 5055729/02: заяв. 21.07.1992: опуб. 20.01.1997.

52. Харченко, А.С. / Интерактивная система энергоресурсосбережения при выплавке чугуна в доменных печах, оснащенных лотковым загрузочным устройством: научно обоснованные технологические решения // диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук. Магнитогорск, 2019. – 434 С.

53. Промывочные материалы для доменной плавки / В.А. Кобелев, А.Ю. Чернавин, Г.А. Нечкин, Д.А. Чернавин, И.А. Сергиенко // *Доменное производство – XXI век: труды Международного конгресса доменщиков, Москва, 12-16 апреля. – 2010. – С. 137-140.*

54. Крячко, Г.Ю. К вопросу о поведении марганца в доменной печи / Г.Ю. Крячко, Р.В. Авдеев // *Теория и практика производства чугуна: труды Международной научно-технической конференции, посвященной 70-летию КГГМК «Криворожсталь», Кривой Рог, 24-27 мая. – 2004. – С. 341-343.*

55. Особенности доменной плавки при работе на железорудном сырье сложного состава месторождений центрального Казахстана / А. А. Ванак, Ю. К. Абраменко, А. М. Печеркин, Н. Е. Султанов // *Сталь.* – 2007. – № 8. – С. 5-7.

56. Восстановительная плавка комплексного железорудного сырья / С. М. Тлеугабулов, С. Б. Абииков, Д. Х. Алтыбаева [и др.] // *Сталь.* – 2015. – № 5. – С. 20-24.

57. Патент RU 2673899 C1 Российской Федерации, МПК C21B 5/00 (2006.01). Возможность промывки доменной печи / Е.Н. Виноградов, А.А. Калько, М.М. Каримов [и др.]; № 2017139371: заявл. 13.11.2017: опубл. 03.12.2018.

58. Гибадуллин, М.Ф. Воздействие промывочного агломерата на ход доменных процессов / М.Ф. Гибадуллин, А.Л. Мавров, В.П. Гридасов, А.В. Терентьев, С.К. Сибатуллин // Сталь. – 2004. – № 12. – С.16-17.

59. Патент RU 2254384 C1 Российской Федерации, МПК C22B 1/16 (2006.01). Способ производства промывочного агломерата / В.Л. Терентьев, В.Ю. Савинов, В.Г. Кузнецов, [и др.]; № 2004101664/02: заявл. 20.01.2004: опубл. 20.06.2005.

60. Патент RU 2158316 C1 Российской Федерации, МПК C22B 1/16 (2006.01). Способ производства промывочного агломерата / В.В. Греков, С.Л. Зевин, Н.С. Иноземцев [и др.]; № 99128005/02: заявл. 31.12.1999: опубл. 27.10.2000.

61. Патент RU 2303070 C2 Российской Федерации, МПК C21B 3/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / В.В. Греков, А.Н. Зубцов, С.С. Ляпин [и др.]; № 2005118729/02: заявл. 16.06.2005: опубл. 20.07.2007.

62. Патент RU 2136761 C1 Российской Федерации, МПК C21B 3/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / И.В. Франценюк, Г.В. Коршиков, Н.С. Иноземцев [и др.]; № 98117763/03: заявл. 28.09.1998: опубл. 10.10.1999.

63. Патент RU 2119958 C1 Российской Федерации, МПК C21B 3/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / Б.Ф. Чернобривец, И.С. Яриков, С.Л. Зевин [и др.]; № 97112680/02: заявл. 29.07.1997: опубл. 10.10.1998.

64. Патент RU 2360974 C2 Российской Федерации, МПК C 21 B 5/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / Ю.А. Бодяев, В.А. Гостенин, С.К. Сибатуллин [и др.]; № 2007124435/02: заявл. 28.06.2007: опубл. 10.07.2009.

65. Патент RU 2238329 C1 Российской Федерации, МПК C21B 3/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / И.Ф. Курунов, И.С. Яриков, С.С. Ляпин [и др.]; № 2003119687/02: заявл. 03.07.2003: опубл. 20.10.2004.

66. Опыт промывки горна доменных печей брикетами из окалины / И. Ф. Курунов, Э. М. Щеглов, В. Л. Емельянов [и др.] // *Металлург.* – 2007. – № 6. – С. 36-39.

67. Промывка доменных печей специальными промывочными брикетами / А. Ю. Чернавин, Г. А. Нечкин, Д. А. Чернавин [и др.] // *Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации.* – 2010. – № 11(1331). – С. 19-21.

68. Регулирование работы горна доменной печи / А. М. Коверзин, Л. В. Портнов, Л. Д. Никитин, В. Г. Щипицын // *Сталь.* – 2014. – № 7. – С. 14-16.

69. Высокоскисный металлургический брикет для промывки горна доменной печи / Ф.Ф. Очеретнюк, С.В. Юдина, Н.П. Сысоев, М.А. Шерстобитов, А.Г. Валуев // *Теория и технология металлургического производства.* – 2005. – №5. – С. 64-67.

70. Курунов, И.Ф. Брикет для промывки горна доменных печей / И.Ф. Курунов, О.Г. Большакова // *Металлург.* – 2007. – № 5. – С. 46-50.

71. Патент RU 2244013 С1 Российской Федерации, МПК С21В 3/00 (2006.01). Шихта для производства брикетов для промывки горна доменной печи / В.С. Лисин, В.Н. Скороходов, И.Ф. Курунов, [и др.]; № 2003119685/02: заявл. 03.07.2003: опубл. 10.01.2005.

72. Патент RU 2403295 С1 Российская Федерация, МПК С22В 1/243, С22В 1/248. Брикет для промывки доменной печи (варианты) и способ его производства / В. А. Кобелев, А. Ю. Чернавин, Д. А. Чернавин [и др.]; № 2009107617/02: заявл. 03.03.2009: опубл. 10.11.2010

73. Патент RU 2294389 С1 Российская Федерация, МПК С22В 1/243, С21В 5/00 (2006.01). Брикет для промывки горна доменной печи / В.В. Павлов, О.Б. Моисеев, Л.А. Годик, [и др.]; № 2005124223/02: заявл. 29.07.2005: опубл. 27.02.2007.

74. Патент RU 2183679 С1 Российская Федерация, МПК С21С 5/52, С21В 3/00, С22В 1/24, С22В 1/242 (2000.01). Брикет для промывки горна доменной печи

и способ изготовления брикетов / В.И. Котенев, В.Г. Оленников, Е.Ю. Барсукова, И.И. Ястребов; № 2001117588/02: заявл. 28.06.2001: опубл. 20.06.2002.

75. Патент RU 2609888 С1 Российская Федерация, МПК С22В 1/243 (2006.01). Экструзионный промывочный брикет для доменного производства / А.Н. Шаруда, С.В. Павлов; № 2015156826: заявл. 29.12.2015: опубл. 06.02.2017.

76. Улучшение дренажной способности шлака доменной плавки / В. А. Долинский, Л. Д. Никитин, Л. В. Портнов [и др.] // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2008. – № 22. – С. 41-50.

77. Тучина, Н. Н. Использование конвертерных шлаков никелевого производства для промывки горнов доменных печей / Н. Н. Тучина, А. Н. Шаповалов // Наука и производство Урала. – 2012. – № 8. – С. 26-33.

78. Промывка горна доменной печи шлаком от выплавки ферромарганца / В.Л. Терентьев, С.К. Сибатуллин, С.Н. Нефёдов, С.Н. [и др.] // Теория и технология металлургического производства.– 2003. – №3. – С. 29-33.

79. Влияние расхода конвертерного шлака на показатели работы доменных печей / А. А. Полинов, А. В. Павлов, Г. Н. Логачев [и др.] // Металлург. – 2017. – № 4. – С. 41-47.

80. Еремеев, Н.А. Опыт промышленного использования конвертерного шлака Южно-Уральского никелевого комбината в качестве раскислителя в ДЦ ПАО ЧМК / Н.А. Еремеев, А.Ж. Лысюк // Сталь. – 2018. – № 3. – С. 7.

81. Зоря, В.Н. Оценка металлургической ценности конвертерного шлака / В.Н. Зоря, Е.П. Волынкина, Е.В. Протопопов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2013. – № 10. – С.29-34

82. Непрерывная добавка конвертерного шлака в шихту доменной печи / А.А. Полинов, А.В. Павлов, Н.А. Спиринов, Г. Н. Логачев и др. // AISTech Conference Proceedings, Philadelphia, Tenn., 7-10 May, 2017 – С. 317-322.

83. Тучина, Н. Н. Использование конвертерных шлаков никелевого производства для промывки горнов доменных печей / Н. Н. Тучина, А. Н. Шаповалов // Наука и производство Урала. – 2012. – № 8. – С. 26-33.

84. Патент RU 2112044 С1 Российская Федерация, МПК С 21 В 3/00 (2006.01), Способ промывки горна доменной печи / О.Ю. Харитонов, Г.С. Шибяев, В.М. Коуров, Н.В. Стефанов;. № 96122705/02: заявл. 22.11.1996: опубл. 27.05.1998.

85. Патент RU 2547390 С1 Российская Федерация, МПК С 21 В 3/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / Е.Н. Виноградов, М.А. Гуркин, М.М. Каримов [и др.]; № 2014100432/02: заявл. 09.01.2014: опубл. 10.04.2015.

86. Патент RU 2206622 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / В.С. Лисин, В.Н. Скороходов, В.П. Настич [и др.]; № 2001134704/02: заявл. 24.12.2001: опубл. 20.06.2003.

87. Патент RU 2343199 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / В.Н. Логинов, М.Ю. Суханов, Л.Е. Васильев [и др.]; № 2007112251/02: заявл. 02.04.2007: опубл. 10.01.2009.

88. Нечкин, Г. А. Формирование доменной шихты с целью улучшения фильтруемости расплава через коксовую насадку горна / Г. А. Нечкин, В. А. Кобелев, А. Ю. Чернавин // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2014. – № 9(1377). – С. 23-27.

89. Патент RU 2067998 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / Г.Н. Мулько, Г.М. Гуляев, А.А. Бондарь [и др.]; № 94016300/02: заявл. 05.05.1994: опубл. 20.10.1996.

90. Патент RU 2248400 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ промывки доменной печи / И.М. Шатохин, С.К. Сибэгатуллин; № 200410190/02: заявл. 16.02.2004: опубл. 20.03.2005.

91. Патент RU 2786283 С1 Российская Федерация, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ загрузки промывочных и рабочих подач в доменную печь/ А.А. Кальков, Е.А. Волков, М.М. Каримов, А.Л. Терехов; № 2022105483: заявл. 01.03.2022: опубл. 19.12.2022.

92. Патент SU 1627561 СССР, МПК С21В 5/00 (2006.01). Способ промывки горна доменной печи / В.Н. Дорофеев, А.М. Новохатский, Г.Д. Михайлюк, [и др.]; № 4618121: заявл. 09.11.1988: опубл. 15.02.1991.

93. Технология промывки горна изменением расхода природного газа / А.М. Кузнецов, В.П. Падалка, И.Г. Товаровский, С.Л. Ярошевский // Теория и практика производства чугуна: труды Международной научно-технической конференции, посвященной 70-летию КГГМК «Криворожсталь», Кривой Рог, 24-27 мая. – 2004. – С. 257-259.
94. Литвинов, Л.Ф. Технология промывки горна изменением расхода природного газа / Л. Ф. Литвинов, А.М. Кузнецов, В. П. Падалка [и др.] // Металл и литье Украины. – 2003. – № 9-10. – С. 45-47.
95. Распоряжение Правительства Российской Федерации от 05.08.2021 № 2162-р «Об утверждении Концепции развития водородной энергетики в Российской Федерации» [Электронный ресурс]. URL: [https://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_392518/](https://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_392518/) / (дата обращения 10.11.2024).
96. Галингер, А. А. Оценка условий внедрения водородных технологий в металлургии России / А. А. Галингер // Научные труды: Институт народнохозяйственного прогнозирования РАН. – 2023. – Т. 21, № 4. – С. 165-181. – DOI 10.47711/2076-3182-2023-4-165-181.
97. Перспективы освоения водородных технологий в отечественной металлургии / В. Е. Рощин, П. А. Гамов, А. В. Рощин, С. П. Салихов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2023. – Т. 79, № 2. – С. 144-153.
98. Водородная эра в отечественной металлургии сообщение 1 / Ю. Л. Ершов, А. Г. Шакуров, В. М. Паршин [и др.] // Сталь. – 2021. – № 11. – С. 50-55.
99. Водородная эра в отечественной металлургии.сообщение 2 / Ю. Л. Ершов, А. Г. Шакуров, В. М. Паршин [и др.] // Сталь. – 2021. – № 12. – С. 48-56.
100. Шевелев, В.Н. Концепция развития водородной технологии в чёрной металлургии России // Сборник трудов. XVI Международный конгресс сталеплавателей и производителей металлов. Екатеринбург. – 2021. - С. 22-25.
101. Грибков, А. А. Реализация энергосберегающих технологий в черной металлургии России - ключевой фактор выполнения парижских соглашений по

климату / А. А. Грибков, Л. Н. Шевелев, А. А. Бродов // *Металлург.* – 2021. – № 2. – С. 4-8.

102. Duarto Pablo. Technological achievements and experience on H<sub>2</sub> use or DRI production in Energiron Plats / Duarto Pablo, Dorndorf Markus // *Stahl und Eisen* – 2019. – № 10. – pp. 38-43.

103. Duarto Pablo. Trends in H<sub>2</sub>-based steelmaking / Duarto Pablo // *Steel Times Int.* – 2019. – №43. – pp. 27-32.

104. Технологические и материаловедческие аспекты перехода в черной металлургии на безуглеродные процессы / В. Е. Рошин, А. В. Рошин, Ю. С. Кузнецов, Ю. Н. Гойхенберг // *Черные металлы.* – 2021. – № 11. – С. 10-17. – DOI 10.17580/chm.2021.11.02.

105. Предельная степень использования водорода в реакциях восстановления железа из оксидов / В. М. Колокольцев, В. А. Бигеев, С. К. Сибагатуллин, А. А. Бородин // *Теория и технология металлургического производства.* – 2010. – № 10. – С. 4-11.

106. Демидов, А. И. Термодинамика образования оксидов железа и их восстановление водородом / А. И. Демидов, И. А. Маркелов // *Журнал прикладной химии.* – 2010. – Т. 83, № 2. – С. 234-238.

107. Демидов, А. И. Термодинамика восстановления железа из оксидов водородом при разном соотношении оксида и восстановителя / А. И. Демидов, И. А. Маркелов // *Черные металлы.* – 2021. – № 4. – С. 57-61. – DOI 10.17580/chm.2021.04.10.

108. Возможность восстановления железа дополнительным водородом, вводимым в поток природного газа доменной плавки / А. С. Харченко, М. И. Сибагатуллина, Д. М. Чукин, В. А. Бигеев // *Черные металлы.* – 2022. – № 12. – С. 17-23. – DOI 10.17580/chm.2022.12.03.

109. Исследование технологии переработки титаномагнетитовых руд Суроямского месторождения / М. В. Потапова, В. А. Бигеев, А. С. Харченко [и др.] // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия.* – 2020. – Т. 63, № 3-4. – С. 225-230. – DOI 10.17073/0368-0797-2020-3-4-225-230.

110. Определение расхода водорода для твёрдофазного селективного восстановления комплексного железорудного сырья в лабораторных условиях / В.А. Бигеев, С.К. Сибатуллин, А.С. Харченко, М.В. Потапова // Чёрные металлы. – 2021. – № 12. – С. 25-30.

111. Изучение процесса комбинированного водородно-углеродного восстановления железоникелевых руд / В. А. Бигеев, А. С. Харченко, М. В. Потапова [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2022. – № 3(42). – С. 4-10.

112. Патент. RU 2808305 С1 Российская Федерация, МПК С22В 23/02, С22В 5/12, С22В 5/18, В03С 1/015, С22С 33/04 (2006.01) Способ переработки бедной окисленной никелевой руды /В.А. Бигеев, А.С. Харченко, М.В. Потапова [и др.]; №2023116226: заявл. 21.06.2023: опубл. 28.11.2023.

113. Kononov, R. Carbothermal solid state reduction of man-ga-nese ores: 1. Manganese ore characterization / R. Kononov, O. Ostrovski, S. Ganguly, ISIJ Int. 49 (2009) – pp 1115–1122.

114. Yucel, O. Investigation of pyrometallurgical nickel pig iron (NPT) production process from lateritic nickel ores, in: C.E. Suarez (Eds.) / O. Yucel, A. Turan, H. Yildirim // TMS 2012, 141th Annual Meeting and Exhibition, TMS, Orlando – 2012. – pp. 56-64.

115. Kim, J. Calculation of low-grade laterite for the concentration of Ni by magnetic separation / J. Kim, G. Dodbiba, H. Tanno [et all] // Minerals Engineering. – 2010. – 23. –pp. 282- 288.

116. Косдаулетов, Н. Ы. Получение высокомарганцевого шлака путем восстановления железа и фосфора из железомарганцевых руд водородом / Н. Ы. Косдаулетов, А. В. Роцин, В. Е. Роцин // Черные металлы. – 2024. – № 2. – С. 4-9. – DOI 10.17580/chm.2024.02.01.

117. Гасик, М. И. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов / М. И. Гасик, Н. П. Лякишев. – М.: «С-П Интернет Инженеринг», 2000. – 764 с.

118. Бигеев, А. М. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 с.

119. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов / В. А. Кудрин. — М.: Мир, АСТ, 2003. — 528 с.
120. Кудрин, В.А. Металлургия стали/ В. А. Кудрин. – М.: Metallurgy, 1989. – 560 с.
121. Дуррер, Р. Металлургия ферросплавов/ Р. Дуррер; пер. с нем.; под ред. М. И. Гасика. – М.: Metallurgy, 1976. – 288 с.
122. Рысс, М. А. Производство ферросплавов /М. А. Рысс. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Metallurgy, 1985. – 540 с.
123. Хитрик, С. И. Производство марганцевых ферросплавов/ С. И. Хитрик М. И. Гасик, А. Г. Кучер. – Киев, 1971.– 187 с.
124. Гасик, М. И. Электротермия марганца / М. И. Гасик. – К: Техника, 1979. – 167 с.
125. Гасик, М. И. Теория и технология производства ферросплавов / М. И. Гасик, Н. П. Лякишев, Б. И. Емлин. – М: Metallurgy, 1998. – 784с.
126. Лякишев, Н. П. Металлургия ферросплавов. Ч.1. / Н. П. Лякишев, м. И. Гасик, В. Я. Дашевский . – М.: Учеба, 2006. – 117 с.
127. Зубков, В. Л. Электрометаллургия ферросилиция / В.Л. Зубков, М. И. Гасик. – Днепропетровск: Системные технологии, 2002. – 704 с.
128. Еднерал, Ф. И. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Ф. И. Еднерал. – М.: Metallurgy, 1977.– 488 с.
129. Каблуковский, А. Ф. Производство стали и ферросплавов в электропечах / А. Ф. Каблуковский. – М.: Metallurgy, 1991. – 335 с.
130. Каблуковский, А. Ф. Производство электростали и ферросплавов / А. Ф. Каблуковский. – М.: Академкнига, 2003. – 511 с.
131. Жучков, В. И. Технология марганцевых ферросплавов Ч. 1. Высокоуглеродистый ферромарганец /В. И. Жучков, Л. А. Смирнов, В. П. Зайко, Ю.И. Воронов.– Екатеринбург: УрО РАН, 2007. – 412 с.
132. Михайловский, В. Н. Электрометаллургия и производство ферросплавов. Методика определения технических показателей плавки в дуговой

шахтной электросталеплавильной печи / В. Н. Михайловский, П. В. Ковалев. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2011. – 140 с.

133. Толстогузов, Н. В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н. В. Толстогузов – М.: Metallurgia, 1992. – 238 с.

134. Погребняк, А. И. Metallurgia и коксохимия / А. И. Погребняк, Б. И. Емлин. – М.: Metallurgia, 1976. – 132 с.

135. Гасик, М. И., Физикохимия и технология электроферросплавов. / М. И. Гасик, Н. П. Лякишев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448с.

136. Куликов, И.С. Десульфурация чугуна / И.С. Куликов. – М.: Metallurgia, 1962. – 306 с.

137. Кропотов, В.К. Оценка дренажной способности кокса в горне доменных печей // Производство чугуна: межвузовский сборник. – Магнитогорск: МГМИ, 1987. – С. 109–119.

138. Титов, В.Н. Количественная оценка различных факторов на дренажную способность горна / В.Н. Титов, В.И. Басов // Современная metallurgia начала нового тысячелетия: сб. научн. тр. Ч. 2. – Липецк, 2007. – С. 188-193.

139. Патент RU 2544972 С2 Российской Федерации, МПК С21В 3/00 (2006.01). Способ доменной плавки / И.Ф. Курунов, Д.В. Ворсина, В.И. Титов [и др.]; №201327880/02; заявл. 18.06.2013 опубл. 20.03.2015.

140. Результаты физического моделирования загрузки лотковым устройством марганцевой руды в качестве добавки к железорудному сырью доменной плавки / А. С. Харченко, Л. А. Закуцкая, М. В. Потапова, С. К. Сибэгатуллин // Черные металлы. – 2023. – № 5. – С. 4-7. – DOI 10.17580/chm.2023.05.01.

141. Панишев, Н. В. Развитие бескоксовой metallургии железа / Н. В. Панишев, Л. А. Закуцкая // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования : Тезисы докладов 77-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 22–26 апреля 2019 года. Том 1. – Магнитогорск:

Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2019. – С. 87.

142. Закуцкая, Л. А. Твердофазное частичное восстановление бедных марганцевых руд в среде водорода / Л. А. Закуцкая, А. С. Харченко, М. В. Потапова // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования : Тезисы докладов 81-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 17–21 апреля 2023 года. Том 1. – Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2023. – С. 112.

143. Изучение возможности вовлечения в металлургическое производство марганецсодержащего сырья Южного Урала / Н. В. Панишев, А. С. Харченко, В. А. Бигеев [и др.] // Известия Волгоградского государственного технического университета. – 2019. – № 7(230). – С. 31-37.

144. Панишев, Н. В. Изучение возможности вовлечения в металлургическое производство марганецсодержащего сырья Республики Башкортостан / Н. В. Панишев, Л. А. Закуцкая // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования : Тезисы докладов 77-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 22–26 апреля 2019 года. Том 1. – Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2019. – С. 87.

145. Мысик, В. Ф. Металлургия ферросплавов: технологические расчеты : учебное пособие / В. Ф. Мысик, А. В. Жданов, В. А. Павлов ; Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина. – Екатеринбург : Издательство Уральского университета, 2018. – 536 с. – ISBN 978-5-7996-2388-3.

146. Определение рациональной доли бедных марганцевых руд в исходной шихте при получении ферросиликомарганца / В. А. Бигеев, А. С. Харченко, М. В. Потапова [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2022. – № 4(43). – С. 4-8.

147. Закуцкая, Л. А. Определение рационального состава шихты для выплавки марочного силикомарганца с применением бедных марганцевых руд /

Л. А. Закуцкая, А. С. Харченко, М. В. Потапова // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2023. – Т. 14, № 1. – С. 19-21.

148. Закуцкая Л.А. Жидкофазное карботермическое восстановление бедных марганцевых руд в лабораторных условиях/ Л. А. Закуцкая, А. С. Харченко, М. В. Потапова [и др.]// Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тезисы докладов 81-й международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 22-26 апреля 2024 года. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2024. – С. 131.

149. Частичное импортозамещение богатого марганцевого концентрата бедной кремниймарганцевой рудой при получении ферросиликомарганца / Л. А. Закуцкая, А. С. Харченко, М. В. Потапова [и др.] // Современные проблемы электрометаллургии стали : материалы XIX Всероссийской конференции с международным участием, Челябинск, 10–12 сентября 2024 года. – Челябинск: Южно-Уральский государственный университет (национальный исследовательский университет), 2024. – С. 140-146.

150. К вопросу о получении марганецсодержащих сплавов из бедных марганцевых руд южно-уральского региона /А. С. Харченко, М.В. Потапова, Л.А. Закуцкая [и др.] // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований : Труды VI Конгресса с международным участием « ТЕХНОГЕН-2023», Екатеринбург, 11-14 июля 2023 года. – Екатеринбург. 2023. – С.317-319.

151. Изучение поведения марганца в процессе полного жидкофазного карботермического восстановления нязгуловской руды / Л. А. Закуцкая, А. С. Харченко, В. А. Бигеев, М. В. Потапова // Технологии металлургии, машиностроения и материалобработки. – 2022. – № 21. – С. 116-120.

152. Определение основных параметров выплавки ферросиликомарганца из бедных марганцевых руд / В. А. Бигеев, Л. А. Закуцкая, М. В. Потапова [и др.] // Физико-химические основы металлургических процессов (ФХОМП 2022) : сборник трудов международной научной конференции имени академика А.М. Самарина,

посвященной 120-летию со дня рождения выдающегося ученого-металлурга, академика АН СССР Самарина А.М., 265-летию со дня основания Выксунского металлургического завода и 20-летию Выксунского филиала НИТУ «МИСиС», Выкса, 10–14 октября 2022 года. – Выкса: АО "Выксунский металлургический завод", 2022. – С. 356-359.

153. Изучение поведения марганца и кремния при получении силикомарганца из бедных марганцевых руд / А. С. Харченко, М. В. Потапова, Л. А. Закуцкая [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2023. – № 2(45). – С. 13-18.

## ПРИЛОЖЕНИЕ


**МАГНИТОГОРСКИЙ  
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ  
КОМБИНАТ**  
 Публичное акционерное общество  
 «Магнитогорский металлургический комбинат» (ПАО «ММК»)

### АКТ

03.12.2024 г. № ДЦ 49/0054  
 г. Магнитогорск

УТВЕРЖДАЮ  
 Главный доменщик



А. А. Полинов

### АКТ ВНЕДРЕНИЯ

Результатов исследований с участием аспиранта ФГБОУ «ВО МГТУ им. Г.И. Носова» Закуцкой Л.А. по эффективному использованию кремний марганцевой руды Ниязгуловского месторождения в шихте доменных печей.

Моделированием и проведением опытных плавок установлены рациональные режимы загрузки кремний марганцевой руды Ниязгуловского месторождения, обеспечивающие эффективную промывку горна печи от спели и мелочи кокса.

Загрузку промывочных материалов предусматривают в зависимости от горячей прочности кокса по CSR. При ее величине более 40 % – в зону по радиусу колошника с минимальным содержанием кокса. Если горячая прочность кокса менее 40 % режим загрузки определяет величина изменения показателя CSR:

- при уменьшении более чем на 0,5 %, абс. – в зону по радиусу колошника с повышенным содержанием кокса;
- при увеличении более чем на 0,5 %, абс. – в зону по радиусу колошника с пониженной долей кокса;
- при варьировании горячей прочности кокса в интервале  $\pm 0,5$  %, абс. – в смеси с железорудным сырьем.

#### Полученный результат:

Использование в составе шихты доменных печей №№ 6 и 10 кремний марганцевой руды Ниязгуловского месторождения с расходом в интервале 21,4-40,6 кг/т чугуна по разработанной технологии позволило уменьшить удельный расход кокса на 0,43 % и увеличить производительность печей на 0,48 % на каждые 10 кг/т чугуна промывочного материала.

Начальник доменного цеха


 А.В. Павлов

Зам. главного доменщика


 М.А. Семенюк