

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Магнитогорский государственный технический
университет им. Г.И. Носова»**

УДК 669.162.

№ гос. регистрации

Инв № АААА-А17-117042510355-2

УТВЕРЖДАЮ:

Ректор

М.В. Чукин

_____ 2020 г

ОТЧЁТ

О НАУЧНО–ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЕ

**РАЗРАБОТКА НОВЫХ ЭНЕРГО И РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ
ТЕХНОЛОГИЙ В АГЛОМЕРАЦИОННОМ И ДОМЕННОМ
ПЕРЕДЕЛАХ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Руководитель темы,
д-р техн. наук

подпись, дата

С.К. Сибагатуллин

Отв. исполнитель,
канд. техн. наук

подпись, дата

А.С. Харченко

Нормоконтроль

подпись, дата

А.Н. Шеметов

Магнитогорск – 2020

РЕФЕРАТ

Отчёт состоит из 265 страниц, содержит 114 таблиц, 57 иллюстраций, 5 приложений.

Перечень ключевых слов:

энерго и ресурсосбережение, агломерация, доменная плавка, чёрные металлы, кокс, агломерат, окатыши, коксовый орешек, БЗУ лоткового типа, режим загрузки, чугун, шлак.

Достигнуто энергоресурсосбережение путём снижения удельного расхода кокса на производство металла, повышения производительности доменных печей, улучшения качества чугуна, уменьшения износа футеровки и увеличения межремонтного периода работы агрегатов.

Физическим и математическим моделированием развита теория выпуска сыпучих сред из бункера через проём ограниченного размера, применительно к шихтовым материалам доменной плавки. Разработана методология загрузки шихтовых материалов в колошниковое пространство доменной печи бесконусным загрузочным устройством (БЗУ) лоткового типа в зависимости от условий плавки. Разработаны математические зависимости равномерности поступления материалов по видам и однородности от различных факторов. Выявлено действие разработанных режимов загрузки на процессы, протекающие в доменной печи, энергоэффективность и ресурсосбережение.

Разработана методика определения относительной неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи на основе χ^2 -статистики с обеспечением энергоресурсосбережения.

Разработаны режимы обеспечения высокого качества сырьевого материала, используемого в тепло-массообменном процессе, на примере производства агломерата с повышенным содержанием железа и оксида магния.

Разработана технология доменной плавки с использованием сырья, имеющего повышенное содержание MgO.

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Руководитель темы,
главный научный сотрудник НИС
д-р техн. наук, доцент

С.К. Сибгатуллин

подпись, дата

(организация комплекса исследований, анализ результатов, подготовка отчета)

Ответственный исполнитель
темы,
старший научный сотрудник НИС
канд. техн. наук, доцент

А.С. Харченко

подпись, дата

(подготовка и проведение экспериментов, анализ данных, подготовка разделов отчета)

Исполнители темы:
главный научный сотрудник НИС
д-р техн. наук, профессор

В.А. Бигеев

подпись, дата

(выбор параметров для исследований, анализ принципов моделирования, подготовка разделов отчета)

инженер-исследователь НИС

М.И. Сибгатуллина

подпись, дата

(проведение исследований на доменных печах, обработка результатов исследований)

инженер-исследователь НИС

Е.О. Харченко

подпись, дата

(проведение исследований на доменных печах, обработка результатов исследований)

старший научный сотрудник НИС
канд. техн. наук, доцент

Н.Ю. Свечникова

подпись, дата

(проведение исследований на доменных печах, обработка результатов исследований)

инженер-исследователь НИС

В.И. Сысоев

подпись, дата

(проведение исследований на физической модели БЗУ лоткового типа)

инженер-исследователь НИС

_____ Д.Р. Ганин
подпись, дата

(проведение исследований по агломерации руд и концентратов на лабораторной установке МГТУ)

инженер-исследователь НИС

_____ Д.С. Сергеев
подпись, дата

(проведение исследований на физической модели БЗУ лоткового типа)

инженер-исследователь НИС

_____ А.С. Ишимов
подпись, дата

(проведение исследований на физической модели БЗУ лоткового типа)

инженер-исследователь НИС

_____ О.А. Никитенко
подпись, дата

(проведение исследований на физической модели БЗУ лоткового типа)

Нормоконтроль

_____ А.Н. Шеметов
подпись, дата

Содержание

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА.....	9
1.1 Загрузочные устройства лоткового типа	9
1.1.1 Распределение компонентов шихты по окружности и радиусу колошника.....	11
1.1.2 Истечение сыпучих материалов из бункера загрузочного устройства.....	18
1.2 Распределение газа по окружности горна доменной печи	23
1.3 Методы оценки неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи.....	25
2 РЕЗУЛЬТАТЫ ФИЗИЧЕСКОГО И МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ СОВМЕСТНОГО ПОСТУПЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ И ДОБАВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ БУНКЕРА БЗУ ЛОТКОВОГО ТИПА В КОЛОШНИКОВОЕ ПРОСТРАНСТВО ПЕЧЕЙ.....	29
2.1 Методика исследований.....	29
2.1.1 Показатели оптимизации	32
2.1.2 Методы проведения экспериментов и обработки результатов.....	35
2.2 Разработка математических зависимостей очередности и равномерности поступления из шихтового бункера железорудных материалов по видам и крупности при различных режимах загрузки	45
2.2.1 Фракционный состав агломерата.....	46
2.2.2 Компонентный состав железорудной части шихты.....	56
2.2.2.1 Односкиповая загрузка железорудных материалов в бункер БЗУ	56
2.2.2.2 Двухскиповое заполнение шихтового бункера	73
2.2.3 Распределение добавочных материалов по ходу выпуска	78
2.3 Выявление источников неравномерного распределения железорудных материалов, загружаемых в доменную печь	84
2.4 Каноническая связь параметров загрузки и показателя равномерности поступления шихты на колошник доменной печи.....	88

3 ОЦЕНКА НЕРАВНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ И ГАЗОВ ПО ОКРУЖНОСТИ ПЕЧИ И ПУТИ ПОНИЖЕНИЯ ЕЕ ВЕЛИЧИНЫ	93
3.1 Разработка методики определения коэффициента неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи.....	93
3.2 Выявление рациональных режимов загрузки компонентов шихты.....	97
3.2.1 Взаимосвязь коэффициента неравномерности распределения железорудных материалов и газов по окружности колошника с показателями хода процессов работы печи	102
3.2.1.1 Газодинамический режим печи.....	106
3.2.1.2 Интенсивность по дутью, газу и шихтовым материалам	109
3.2.1.3 Восстановление железа из оксидов.....	111
3.2.1.4 Тепловая работа печи по зонам.....	113
3.2.2 Зависимость между показателями хода процессов и равномерностью поступления коксового орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи	115
3.2.3 Уменьшение окружной неравномерности распределения отношения расходов природного газа и дутья по фурмам горна печи	127
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОЧНОСТИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ И ИХ ДЕЙСТВИЕ НА ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ	141
4.1 Совместный нагрев агломерата и окатышей с коксом в лабораторных условиях.....	141
4.2 Прочность по LTD _{+6,3}	143
4.4 Показатели работы доменных печей ПАО «ММК».....	145
4.1 Влияние горячей прочности агломерата и окатышей на показатели хода процессов	145
4.2 Разработка рациональных режимов загрузки в зависимости от горячей прочности железорудных материалов	155

5	РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ НА ОСНОВЕ ВЫЯВЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ШЛАКОВОГО РЕЖИМА.....	162
5.1	Увеличение содержания MgO в шлаке.....	162
5.1.1	Ввод в состав шихты доменной печи № 8 сырой руды «Бапы»	162
5.1.2	Использование в составе шихты доменных печей «ММК» агломерата с повышенным содержанием MgO	171
5.1.3	Применение в составе шихты доменной печи № 8 ПАО «ММК» конвертерного шлака.....	175
5.2	Действие повышения содержания MnO в шлаке на показатели плавки	179
5.3	Разработка и реализация технологии загрузки материалов, обладающих промывочными свойствами, в зону горна печи с наилучшей дренажной способностью	184
5.4	Определение рационального уровня выхода шлака в зависимости от различных условий	200
5.4.1	Состав шлака	200
5.4.1.1	Основность шлака	201
5.4.1.2	Физико-химические свойства шлака.....	208
5.4.2	Интенсивность работы доменных печей	211
5.4.3	Равномерность состава железорудного сырья и кокса.....	213
5.4.4	Удельный приход серы.....	216
6	РЕЗУЛЬТАТЫ СПЕКАНИЯ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ АГЛОМЕРАТА С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ MgO и FeO.....	218
6.1	Повышение содержания железа в шихте	218
6.2	Результаты агломерации железорудного концентрата магнезиального и концентрата обожженного сидерита	223
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	230
	Список используемой литературы.....	234
	ПРИЛОЖЕНИЯ	263

ВВЕДЕНИЕ

Металлургия чёрных металлов относится к стратегическим отраслям промышленности, характеризуется большими количествами производимой продукции и, соответственно, потребляемых сырьевых материалов и топлива, в том числе дорогого его вида – кокса, использующего дефицитные виды углей, создающего сложности для экологических условий существования человеческого общества. Мировое производство стали достигло 1,7 млрд т, при доле доменного чугуна в металлошихте 64%, увеличившись за последние 25 лет более чем вдвое [-]. По прогнозам схема выплавки металла, включающая производство чугуна в доменных печах, будет актуальной в течение нескольких десятилетий [-]. Потребление природных ресурсов примерно в 10 раз выше количества производимого металла. Для выполнения государственной программы о воспроизводстве и использовании природных ресурсов, утвержденной правительством РФ в апреле 2014 года, энергетической стратегии России на период до 2030 года необходимо обеспечивать рациональное их использование и снижение безвозвратных потерь для устойчивого роста экономики, повышения качества жизни населения страны и содействия укрепления ее внешнеэкономических позиций. В связи с этим важным направлением совершенствования металлургии чёрных металлов, доля которой в общем потреблении энергоресурсов составляет более 50%, является разработка новых энерго- и ресурсосберегающих технологий в агломерационном и доменном переделах [-23].

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА

1.1 Загрузочные устройства лоткового типа

К основным агрегатам доменной печи относят загрузочные устройства (ЗУ). Они определяют эффективность работы печи через управление распределением компонентов шихты в колошниковом пространстве. В последнее время в мировой практике получили широкое распространение загрузочные устройства лоткового типа. Их устанавливают на новые или реконструированные печи [-]. Массовое оборудование доменных печей данными загрузочными устройствами началось с начала 70-80-х годов прошлого столетия. Их устанавливали в странах Европы, Китае, Соединенных Штатах Америки, Индии и др. [,]. Например, в Японии к 1979 году устройство лоткового типа было установлено на одной печи, к 1982 году данным устройством оборудовали 7 доменных печей, а к 1988 году их количество возросло до 15, что составило 42 % от всех работающих печей в Японии [].

В настоящее время более половины чугуна, выплавляемого в мире, производится на печах, оборудованных лотковым ЗУ []. В том числе в РФ на сегодняшний день лотковым загрузочным устройством оснащены 14 доменных печей ведущих металлургических предприятий России – ПАО «ММК», ПАО «НЛМК», ПАО «Северсталь», ПАО «ЕВРАЗ НТМК», ПАО «ТУЛАЧЕРМЕТ» общим объемом 35150 м³, которые производят более 50% чугуна в России [,].

Одним из основных производителей лотковых загрузочных устройств является фирма «Пауль Вюрт», которая разработала и запатентовала лотковое загрузочное устройство в 1969 году. Их разработки основаны на развитии технических решений изобретателей СССР 1891-1959 годов []. С 1972 года фирмой «Пауль Вюрт» было установлено около 700 БЗУ. Из них сейчас в мире работает около 350 аппаратов (на некоторых печах старые лотковые аппараты заменяли новыми лотковыми устройствами, некоторые печи вывели из эксплуатации). Более 100 загрузочных устройств являются однотрактовыми [],

в том числе 5 из них установлены на доменных печах ПАО «ММК» []. Загрузочные устройства лоткового типа обладают рядом преимуществ по сравнению с конусными загрузочными устройствами (КЗУ) [-]:

- управляемое распределение компонентов шихты по радиусу колошника, в том числе точечная или секторная загрузка материалов;
- высокая надежность и износостойкость узлов и агрегатов;
- меньший объем работ при ежегодном обслуживании ЗУ;
- возможность работы при более высоком давлении колошникового газа (до 3 ати).

Согласно работам [,] данные преимущества бесконусного загрузочного устройства перед конусным обеспечивают эффективное распределение материалов по радиусу, что увеличивает восстановительную способность газа в печи []. Несмотря на достоинства лотковых загрузочных устройств, технико-экономические показатели работы печей, оснащенных лотковым ЗУ, уступают аналогичным печам по характеристикам, оснащенным конусными загрузочными устройствами. Это видно из сравнения двух печей ПАО «ММК» одинакового объема – 1370 м³ [,], различных доменных печей предприятий «Северсталь», «Запорожсталь» и «Криворожсталь», работающих в одинаковых шихтовых и дутьевых условиях [-].

В результате сформировано мнение, что использование лотковых загрузочных устройств на доменных печах большого объема оправдано по конструктивным соображениям, но не по причине их преимуществ по сравнению с конусными загрузочными устройствами [-]. А на доменных печах среднего и малого объема использование устройств лоткового типа не целесообразно []. Однако правильно отмечено в работе []: «само по себе загрузочное устройство лоткового типа не обеспечит заданного распределения шихтовых материалов в колошниковом пространстве печи». Оно является инструментом управления, которое необходимо осваивать [-]. Для эффективного управления лотковым загрузочным устройством целесообразна установка и использование современных систем шихтоподготовки [].

1.1.1 Распределение компонентов шихты по окружности и радиусу колошника

Одной из причин низких технико-экономических показателей работы печей, оснащенных лотковым ЗУ по сравнению с печами, работающими на конусных ЗУ, является неравномерность распределения материалов по окружности колошника в условиях высокой эффективности распределения компонентов шихты по радиусу печи. Для интенсивного протекания его с низким удельным расходом кокса необходимо обеспечивать равномерное окружное и оптимальное по радиусу колошника распределение материалов [-]. Неравномерность распределения материалов вызвана разными причинами [-]. Одной из них является многокомпонентность загружаемой шихты [, ,]. Например, в ПАО «ММК» используют два вида железорудного сырья – агломерат и окатыши. Дополнительно загружают различные добавочные материалы – для промывки горна (марганцевая, железная руды, конвертерный шлак), для формирования гарнисажа (титаномагнетитовые руды, окатыши Качканарского ГОК) и для снижения удельного расхода скипового кокса (коксовый орешек или фракция) [,]. Все шихтовые материалы обладают различными физико-химическими и физико-механическими свойствами – горячая и холодная прочность, температура потери газопроницаемости слоя и др. [-].

Расположение новых порций материалов на поверхности засыпи зависит от ряда факторов, которые определяются параметрами загрузки: угол наклона [-], скорость и направление вращения лотка [], длина лотка [, ,], траектории движения материалов от лотка до поверхности ранее сформировавшегося слоя [,], характеристики материала [,], угол открытия шихтового затвора [,], количества и последовательности поступления компонентов из шихтового бункера по наименованиям и крупности [-], поведения материалов на поверхности слоя шихты после загрузки [], в том числе их сегрегация [,] и

перколяция [1], количество бункеров и их расположение [2]. Разработаны различные математические модели, выявляющие рациональные параметры загрузки различными методами [3]. Однако некоторые параметры загрузки невозможно или нецелесообразно изменять для повышения равномерности распределения материалов по окружности печи. Величина уровня засыпи определяется исходя из условий работы печи. Например, ее изменение может являться результатом ухудшения или улучшения газодинамики в верхней ее части, поэтому увеличивать или уменьшать ее с целью повышения равномерности распределения материалов в колошниковом пространстве печи чаще всего нецелесообразно. Скорость вращения лотка и угол открытия шихтового затвора обеспечивают совпадение мест поступления начала и конца выгрузки материалов. Угол наклона лотка определяет месторасположение материала в поперечном сечении колошникового пространства печи. Траектория движения материала от носка лотка до поверхности засыпи и перемещение его по ранее сформированной поверхности зависит от характеристик материала – крупности, формы, насыпной плотности и др. В связи с этим, данными параметрами варьировать в целях улучшения равномерности распределения компонентов шихты по окружности колошника невозможно. Однако их необходимо учитывать при оптимизации параметра, характеризующего равномерность распределения компонентов шихты по окружности колошника.

Известны способы загрузки доменных печей, обеспечивающие устранение неравномерного распределения шихтовых материалов по окружности печи, перекоса профиля поверхности засыпи [4], однако согласно им равномерное распределение компонентов шихты можно обеспечить при отдельной загрузке железорудных материалов в бункер БЗУ или устранить сам перекося профиля засыпи. При совместной загрузке двух и более компонентов шихты причина образования перекося не устраняется, и материалы продолжают поступать в колошниковое пространство печи различные по виду и крупности.

В работах [1, 2] устранение неравномерного распределения шихтовых материалов обеспечивалось использованием режимов загрузки с чередованием точек начала выгрузки порций материала или последовательное смещение точек выгрузки каждой последующей порции по окружности. Это позволило им обеспечить уменьшение окружной неравномерности распределения объемов шихты от 1,5 до 1 % и рудных нагрузок от 3,5 до 2 %. Если учесть, что матрица загрузки на одной доменной печи может включать более 20 различных комбинаций выгрузки железорудного сырья и кокса по радиусу, отличающихся различным набором станций углового положения лотка, то для обеспечения равномерности распределения необходимо точку начала выгрузки сдвигать не для каждой последующей порции материалов, а через цикл, что достаточно затруднительно.

Также предлагается управление окружным распределением путем изменения раскрытия шихтового затвора [3], что согласно нашим исследованиям [4] является достаточно эффективным способом, обеспечивающим повышение равномерности распределения компонентов шихты по ходу выпуска материалов из бункера лоткового загрузочного устройства в колошниковое пространство печи. Однако в условиях, когда оптимальное время выгрузки подобрано с учетом характеристик материалов, их массы и количества станций, с которых осуществляется их выгрузка, изменение угла открытия шихтового затвора проблематично. В таких условиях последовательность набора компонентов сырья в шихтовый бункер бесконусного загрузочного устройства относится к определяющим факторам, регулирование которым позволит устранить причину, обеспечивающую неравномерность распределения компонентов шихты по окружности колошника.

Предложено несколько способов определения рационального размещения материалов в шихтовом бункере для обеспечения равномерного поступления компонентов шихты из бункера ЗУ на лоток. Авторы работы [5] получили детерминированную математическую модель. Результаты расчета [6] позволили установить рациональное размещение известняка в бункере лоткового ЗУ при

совместной загрузке с агломератом основностью 2,2 и окатышами основностью 0,3 для обеспечения радиальной однородности шихты по основности. При содержании железорудных материалов в сырье соответственно 40 и 60 % известняк целесообразно размещать в нижней части бункера БЗУ, после чего окатыши, затем агломерат, либо первым в бункере располагать агломерат, следом известняк, после чего окатыши. Однако наряду с известняком в состав шихты многих предприятий входят и другие добавочные материалы – коксовый орешек, фракция, материалы, формирующее гарнисаж или обеспечивающие промывку горна. Кроме того, необходимо обеспечивать равномерное распределение не только добавочных материалов, но и железорудной части шихты – агломерат и окатыши. В связи с этим в работе [] предлагается метод построения математической модели формирования порции в шихтовом бункере и истечения ее в колошниковое пространство печи, проведение экспериментов с использованием импульсных электромагнитных датчиков, которые возбуждают импульсные вихревые токи в железорудном сырье и измеряют вторичное электромагнитное поле. Однако в настоящее время в литературе не представлены закономерности истечения разнородной по крупности и виду материалов шихты.

Таким образом, для устранения неравномерности распределения шихтовых материалов по окружности колошника необходимо совершенствовать конструкцию лоткового загрузочного устройства и разрабатывать режимы и алгоритмы управления существующими загрузочными устройствами []. Решение этой задачи возможно выявлением закономерностей поступления компонентов шихты из бункера лоткового ЗУ в колошниковое пространство печи физическим, математическим моделированием и проведением экспериментов на доменных печах.

Не менее важным для условий повышения технико-экономических показателей плавки и сохранения целостности футеровки является рациональное распределение компонентов шихты по радиусу колошника [-]. При этом роль радиального распределения материалов и газов возрастает с

увеличением диаметра колошника. Распределение компонентов шихты по радиусу колошника должно быть оптимально неравномерным [1]. Оптимальное распределение рудных нагрузок по радиусу печи характеризуется следующими значениями: на периферии – 0,8-1; в зоне рудного гребня – 4,5-7 и в центральной части печи – 0-2. При этом зона рудного гребня должна находиться на расстоянии 0,1-0,25 радиуса колошника от стенки. То есть для устойчивого хода печи необходимо установить рациональное сочетание размеров и газопроницаемости осевой и периферийной зон [1]. Кроме того, при выгрузке необходимо обеспечивать выгрузку окатышей в количестве до 85 % от их массы в кольцо шириной 0,5 радиуса колошника в середине зоны. К периферии и осевой зоне целесообразно загружать 5-10 % окатышей от их массы [1]. Однако в условиях совместного выпуска окатышей и агломерата из бункера лоткового загрузочного устройства в колошниковое пространство печи для обеспечения заданного распределения компонентов шихты по радиусу необходимо учитывать закономерности выгрузки смеси из бункера для различных условий загрузки. Кроме того, в кольце шириной 0,5 радиуса колошника в середине зоны окатыши в количестве 85 % от их массы необходимо распределить равномерно по радиусу [1], поскольку агломерат и окатыши обладают различными физико-механическими и физико-химическими свойствами [1], в результате чего от распределения железорудных материалов по радиусу зависит положение и вид зоны вязко-пластичного состояния, газопроницаемость столба шихты, процессы восстановления и теплообмена [1].

Для выявления рационального распределения материалов в доменной печи в заданных условиях работы доменной печи, оборудованной лотковым загрузочным устройством, разработаны математические модели [1], в том числе включающие различные критерии оптимизации [1]. Например, предложен аналитический критерий режима загрузки доменной печи [1], учитывающий качество шихтовых материалов и степень использования газа в печи [1]:

$$K_R^3 = \Pi_{\text{Ц.Г.}} \frac{l_{\text{отд}}^{\text{ось}}}{l_{\text{отд}}^{\text{пер}}} \cdot \frac{Q_{\text{к.г.}}}{F_{\text{к}}} \cdot \frac{1}{U_{\text{сх}}} \cdot \frac{P_{\text{к.г.}}}{\Delta P / \xi}, \quad (1.1)$$

$$\Pi_{\text{Ц.Г.}} = (l_{\text{Ц.Г.}} / r_{\text{к}})(R_{\text{ср}} / R_{\text{вз}}), \quad (1.2)$$

$$l_{\text{Ц.Г.}} = \sum_i^i (R_i \cdot l_i) / \sum_i^i R_i, \quad (1.3)$$

$$R_{\text{вз}} = \sum_i^i (R_i \cdot l_i) / \sum_i^i l_i, \quad (1.4)$$

где $l_{\text{Ц.Г.}}$ и $r_{\text{к}}$ – расстояние от оси до точки положения центра тяжести рудной нагрузки и радиус колошника, м;

R_i – рудная нагрузка в i -й кольцевой зоне колошника, ед.;

l_i – расстояние от оси печи до середины i -й кольцевой зоны, м;

$R_{\text{ср}}$, $R_{\text{вз}}$ – средняя по печи и средневзвешенная (расположенная в центре тяжести) рудная нагрузка, ед.;

$l_{\text{отд}}^{\text{ось}} / l_{\text{отд}}^{\text{пер}}$ – отношение величин отдушин у оси и на периферии колошника, ед.;

$Q_{\text{к.г.}}$, $P_{\text{к.г.}}$ – выход и давление колошникового газа, м³/мин и ати;

$\Delta P / \xi$ – отношение перепада давления газа в печи к удельному сопротивлению слоя рудных материалов и кокса, ати и доли ед.;

$F_{\text{к}}$ – площадь колошника, м²;

$U_{\text{сх}}$ – скорость схода материалов в печи, м³/мин.

По результатам расчетов уменьшение данного критерия от $215,3 \cdot 10^{-3}$ до $2,8 \cdot 10^{-3}$ соответствовало повышению производительности печи объемом 5500 м³ от 7000 до 12000 т/сут [1].

Имеются разработки по совместной загрузке кокса и железорудной части шихты [-] по разным вариантам расположения компонентов шихты в бункере: в нижней части бункера кокс (К), затем кокс в смеси с агломератом (К+А), после чего кокс (К); А, А+К, А; К, К+О, К; О, О+К, К, К, О, А и др. [1]. Смешивание кокса крупностью 40-80 мм с агломератом, содержащим

5-40 % фракции 5-0 мм, уменьшало газодинамическое сопротивление шихты в доменной печи объемом 1033 м³ на 12-25 % по сравнению с полученным при послойной укладке тех же материалов []. Технология со смешиванием части железорудного сырья и кокса в условиях НЛМК обеспечило уменьшение удельного расхода кокса на 1,3 % при повышении производительности печи № 6 на 0,9 % [].

Наиболее эффективное воздействие на уменьшение газодинамической напряженности в верхней части печи оказывает совместная загрузка смеси железорудного сырья и кокса мелких фракций [-]. В виду одинаковой крупности агломерата, окатышей и коксового орешка повышается порозность шихты и улучшается газопроницаемость верхней зоны доменной печи [-]. Однако в условиях выгрузки смеси из железорудного сырья и коксового орешка необходимо обеспечивать равномерное их распределение по окружности колошника при локальном размещении кокса мелких фракций в колошниковом пространстве по его сечению. Важность обеспечения равномерного распределения кокса мелких фракций заключается в том, что расположение коксового орешка вблизи с агломератом или окатышами не только улучшает газопроницаемость верхних слоев шихты, но и изменяет скорость и степень восстановления железорудных материалов [,]. Концентрация орешка в определенном секторе колошника затрудняет его расходование на реакции прямого восстановления, что приводит к снижению фильтрующей способности кокса в горне печи [,]. В результате нерациональный режим загрузки кокса мелких классов при длительном их использовании может приводить к существенному снижению дренажной способности коксовой насадки и ухудшению технико-экономических показателей плавки.

Таким образом, в настоящее время определены рациональные режимы загрузки шихтовых материалов по радиусу колошника, обеспечивающие рациональное распределение рудных нагрузок, потери напора газа для работы печи с высокой производительностью и низким удельным расходом кокса. Однако нет понимания, какие компоненты железорудной части шихты

поступают в колошниковое пространство печи в заданный промежуток времени в условиях выгрузки из бункера лоткового ЗУ смеси, включающей два и более компонента. Мало работ, направленных на устранение лимитирующей зоны или процесса в печах с лотковым ЗУ локальным воздействием на них параметрами загрузки. Нет систематизированного подхода по локальной загрузке компонентов шихты в заданное пространство колошника по окружности и радиусу в условиях выгрузки из бункера многокомпонентной смеси в зависимости от условий плавки. В связи с этим актуальным является развитие теории локального воздействия на лимитирующие зоны и процессы доменной плавки, разработка и внедрение технологических параметров доменных печей, оснащенных бесконусным загрузочным устройством лоткового типа для снижения удельного расхода кокса, повышения производительности печей и срока их службы.

1.1.2 Истечение сыпучих материалов из бункера загрузочного устройства

Очередность поступления компонентов шихты по виду и крупности из бункера лоткового ЗУ в колошниковое пространство печи зависит от физико-механических явлений, протекающих во время истечения сыпучей среды из бункера через отверстие. Закономерности истечения сыпучей среды из бункеров различной формы описаны во многих работах [-]. Шихтовые материалы, загружаемые в доменную печь, можно отнести к идеальной сыпучей среде. То есть сыпучая среда не имеет сцепление между частицами и сыпучее тело не воспринимает растягивающих усилий [].

Различают характер истечения сыпучей среды на нормальное, сплошное и гидравлическое. Нормальным истечением сыпучей среды через отверстие считают при условии, когда частицы сыпучей среды находятся в движении в зоне столба материалов, расположенного над выпускным отверстием бункера (рисунок 1.1, а). Материал, располагающийся около стенок бункера, находится

в неподвижном состоянии до того момента, пока воронка, образовавшаяся на поверхности сыпучей среды, не достигнет нижней части бункера [1].

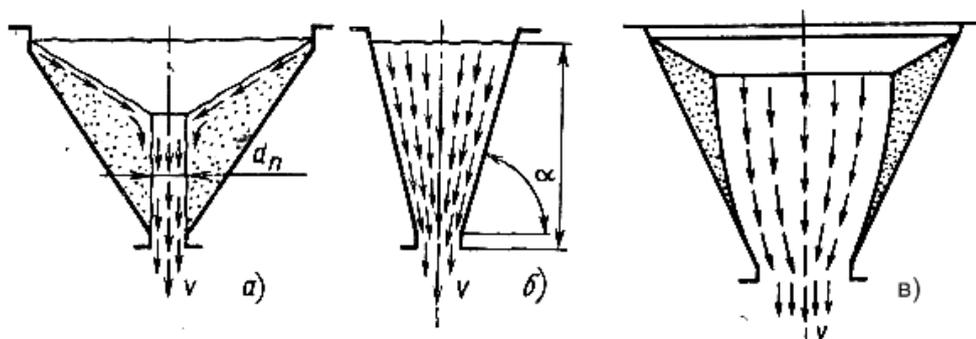


Рисунок 1.1 – Схемы истечения сыпучего тела из отверстий [1]:

а – нормальное истечение материалов; б – сплошное истечение;

в – гидравлическое истечение

Величину диаметра канала $d_{\text{п}}$, по которому перемещаются частицы сыпучей среды можно вычислить по формуле:

$$d_{\text{п}} = \frac{\tau_0(2 + \sin \alpha)}{\gamma}, \quad (1.5)$$

где τ_0 – начальное сопротивление сдвигу;

γ – насыпная плотность;

α – угол наклона стенки [1].

При величине угла наклона стенок бункера, равного $70-80^\circ$, истечение сыпучей среды через отверстие будет иметь сплошной характер (рисунок 1.1, б). В условиях, когда сыпучая среда сильно аэрирована, характер ее истечения через отверстие будет гидравлическим [1]. Угол наклона стенок бункеров лоткового ЗУ, установленных на современных доменных печах, составляет порядка 50° , что обеспечивает нормальный характер истечения шихтовых материалов из него в колошниковое пространство.

Авторы работы [1] установили, что при нормальном истечении сыпучей среды при выпуске ее через отверстие образуется пять зон (рисунок 1.2).

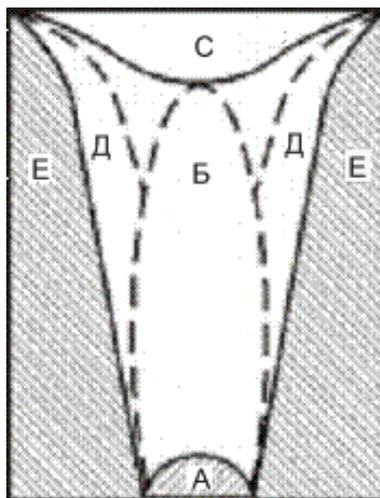


Рисунок 1.2 – Зоны истечения сыпучего груза из емкости []
(пояснения в тексте)

Зона «А» на рисунке 1.2, или согласно терминологии [] – эллипсоид выпуска, находится непосредственно перед выпускным отверстием. В ней сыпучая среда находится в свободном падении. Согласно работам [,] эта зона имеет объем, ограниченный поверхностью эллипсоида вращения. Зона «Б» на рисунке 1.2 представляет эллипсоид разрыхления. Его объем превышает объем зоны «А» в 15 раз (рисунок 1.3, а), []. Эта зона характеризуется вертикальным движением сыпучей среды. При этом наиболее высокие скорости достигаются у оси эллипсоида разрыхления (рисунок 1.3, в). Зона потока «Б» формируется поступлением в нее частиц сыпучей среды из зон «С» и «Д» на рисунке 1.2 преимущественно из верхних слоев. В условиях увеличения количества выпускаемого материала увеличиваются объемы эллипсоидов выпуска и разрыхления (рисунок 1.3, б). При этом всегда сохраняется равенство объема и высоты воронки и эллипсоида выпуска (рисунок 1.3, г). Зона «Е» на рисунке 1.2 образует застойную зону, материал из которой в зону потока «Б» поступает последним.

Коротич В.И. делит процесс выпуска сыпучей среды из бункера через отверстие на три фазы. Фаза № 1 начинается с момента открытия выпускного отверстия и заканчивается в период, когда зона разрыхления достигает своего максимума (рисунок 1.3). При этом бункер освобождает материал, который

располагается в зоне эллипсоида разрыхления. В фазе № 2 зона эллипсоида разрыхления имеет постоянные размеры. В нее материалы поступают из вышележащих слоев сыпучей среды. Фаза № 3 характеризуется уменьшением размеров эллипсоида разрыхления. В ней образуется воронка выпуска, которая имеет угол наклона, близкий к естественному углу откоса [].

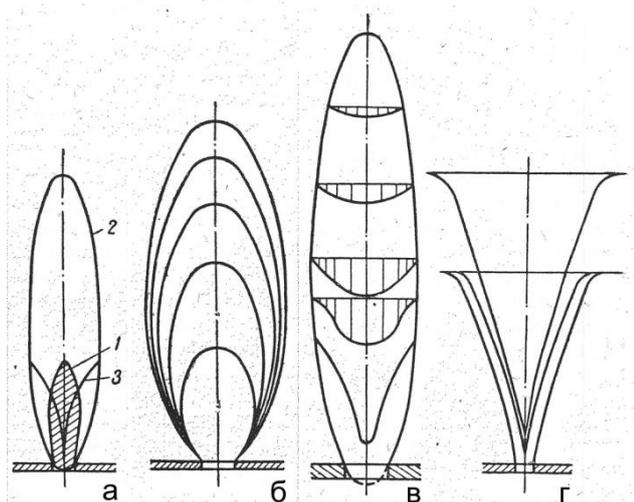


Рисунок 1.3 – Движение сыпучего тела через отверстие:

а – соотношение размеров: эллипсоида выпуска (1) и эллипсоида разрыхления (2), воронки выпуска (3); б – увеличение сечения и высоты эллипсоида выпуска при увеличении количества выпущенного материала; в – скорости схода частиц в эллипсоиде разрыхления; г – воронки выпуска []

На очередность поступления компонентов шихты из бункера лоткового ЗУ влияет несимметричное размещение материалов относительно выпускного отверстия. Согласно работе [] скорость опускания слоя шихты со стороны гребня превышала скорость опускания материала со стороны впадины в 1,5-2 раза.

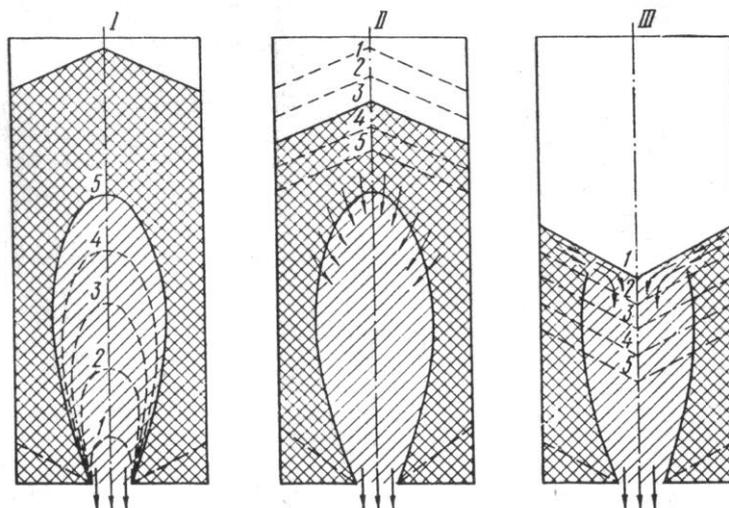


Рисунок 1.4 – Схема движения сыпучего материала в бункере при его опорожнении



Рисунок 1.5 – Характерные стадии выпуска сыпучего тела из экспериментальной установки []

Таким образом, характер истечения сыпучей среды через отверстие свидетельствует о высокой роли формирования порции шихтовых материалов в бункере лоткового ЗУ на равномерность поступления ее компонентов в колошниковое пространство печи. В связи с этим в настоящее время является актуальным разработка закономерностей совместного истечения агломерата, окатышей, добавочных материалов – марганцевой, железной, титаномагнетитовой руды, коксового орешка – из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи для различных условий загрузки.

1.2 Распределение газа по окружности горна доменной печи

Для достижения наиболее высоких технико-экономических показателей работы доменной печи наряду с равномерным распределением железорудных материалов по окружности колошника целесообразно обеспечивать равномерное распределение газов по окружности горна [-].

На современных доменных печах расход дутья на каждую фурму не регулируется []. В результате не обеспечивается равномерное распределение дутья по фурмам и, следовательно, количество и состав фурменного газа по окружности горна, теоретическая температура горения и протяженность фурменного очага. Неравномерность распределения дутья по фурмам вызвана различными причинами []. В том числе она зависит от диаметра кольцевого воздухопровода [], количества фурм и сопротивления материалов над ними [,], подвода тракта горячего дутья к кольцевому воздухопроводу [-], искажения профиля печи разгаром и настылями [,].

Для повышения равномерности распределения дутья по фурмам было предложено подводить дутье к кольцевому воздухопроводу с двух сторон, изменять диаметры фурм []. В лабораторных условиях было показано улучшение равномерности распределения дутья при тангенциальном подводе прямого воздухопровода к кольцевому воздухопроводу []. Внедрение данных решений в производство требует определенных затрат, связанных с изменением конструкции подвода прямого воздухопровода к кольцевому.

Наиболее эффективным в данном случае выглядит перераспределение природного газа по фурмам. Согласно расчетам [] перераспределение природного газа по фурмам позволит повысить удельный расход природного газа от 120 до 150 м³/т чугуна, что обеспечит экономию удельного расхода кокса более 20 кг/т чугуна. Перераспределение природного газа по фурмам обеспечит выравнивание теоретической температуры газа, что согласно работе [] приведет к более глубокому проникновению газов в центр печи, что положительно скажется на доменной плавке.

Для решения проблемы равномерности распределения газового потока по окружности и радиусу горна печи разрабатываются алгоритмы управления параметрами комбинированного дутья [-]. Перераспределение природного газа по фурмам доменной печи в направлении увеличения его расхода в фурмах с повышенным расходом дутья и уменьшения расхода газа в фурмах с пониженным расходом дутья сопровождалось повышением содержания CO_2 на 0,1-0,2 % и уменьшения H_2 на 0,1-0,2 % в колошниковом газе, увеличивалось содержание кремния в чугуна в течение 2-4 ч после проведения коррекции, что позволяло увеличить рудную нагрузку от 4,18 до 4,24 []. При неизменном удельном расходе природного газа $124 \text{ м}^3/\text{т}$ чугуна (в единицу времени его расход был увеличен на 10 %) удельный расход кокса сократился с 521 до 502,5 кг/т чугуна []. Корректировка расхода природного газа по фурмам сопровождалась выравниванием распределения водорода по сечению колошника (рисунок 1.6).

Таким образом, для эффективной работы доменной печи необходимо согласованное управление окружным распределением материалов в верхней части печи и газов в нижней. В связи с этим необходимо выявить рациональные параметры загрузки многокомпонентной шихты и подачи дутья, обеспечивающие необходимую равномерность распределения материалов и газов по окружности печи, оснащенной БЗУ лоткового типа, и уменьшение удельного расхода кокса и увеличение производительности печи.

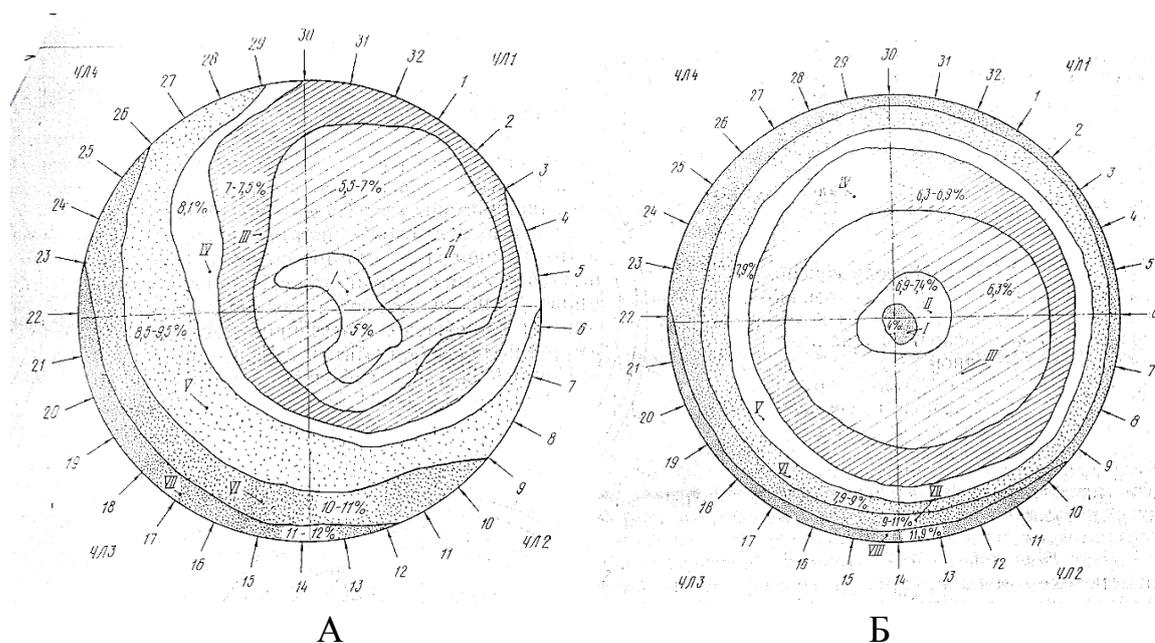


Рисунок 1.6 – Распределение водорода по сечению колошника при равномерном (А) и неравномерном (Б) распределении природного газа по фурмам []

1.3 Методы оценки неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи

В производственных условиях ровность хода печи по окружности оценивают разностью между максимальной и минимальной температурами. В этом случае используется информация о тепловом состоянии печи в двух секторах. При этом количество термодатчиков, по которым можно оперативно оценивать распределение материалов и газов по окружности, на некоторых печах ПАО «ММК» достигает 8, а на других заводах и 16 [,]. Равномерность распределения материалов в зонах со средними температурами также имеет существенное влияние на технико-экономические показатели плавки. В связи с этим в работе [] был введен коэффициент неравномерности Φ , учитывающий среднюю величину измеряемого признака B ,

$$\Phi = (B_{\max} - B_{\min}) / B_{\text{ср}}. \quad (1.6)$$

Данную формулу применяли для выявления окружной неравномерности распределения материалов на колошнике печи по рудной нагрузке, массе и объему []. Однако на практике затруднительно оперативно определять массу или объем материала в секторах по окружности колошника. Применение ее для температур периферийных газов в разные периоды измерения (А и Б) показало, что при равенстве коэффициента Φ , равного 0,551 (таблица 1.1), величина среднеквадратического отклонения σ отличалась на 14,2%. Наиболее равномерное распределение температуры периферийного газа было в периоде «Б» по сравнению с периодом «А», на что указывает значение $\hat{\sigma}$, а также и температурный градиент. В связи с этим в оценке неравномерности распределения материалов и газов по окружности колошника целесообразнее использовать среднеквадратическое отклонение, чем линейный коэффициент Φ .

Таблица 1.1 – Окружное распределение температур периферийного газа на доменной печи ПАО «ММК»

Номер периода	Температура периферийного газа под газоотводами, °С								Φ	$\hat{\sigma}$
	1	2	3	4	5	6	7	8		
А	155	168	153	90	126	106	104	109	0,551	28,8
Б	145	162	150	87	127	119	110	111	0,551	24,7

В различных отраслях производства для оценки неравномерности распределения наиболее широко применяют коэффициент вариации []:

$$V = \frac{1}{\bar{n}} \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (n_i - \bar{n})^2}{N-1}}, \quad (1.7)$$

где n_i – значение случайной величины в i -м опыте;

\bar{n} – среднее арифметическое содержание компонента в пробах;

N – число проб.

Коэффициент вариации подобного вида был предложен К. Пирсоном в

1895 году. Применительно для доменного производства его использовали для выявления неравномерности поступления компонентов железорудной части шихты из бункера бесконусного загрузочного устройства лоткового типа в колошниковое пространство печи [-], а также для оценки окружного распределения материалов в доменной печи по показаниям периферийных термопар []. Коэффициент вариации является безразмерной величиной и не зависит от среднего результата. Однако он имеет непостоянные границы, что затрудняет использование его в качестве меры неравномерности распределения исследуемых материалов. Кроме всего, коэффициент вариации V не дает ответа, какое его значение следует признать как не отвечающее равномерности и с какой надежностью $p = 1 - \alpha$ подтверждается этот вывод.

В работе [] предложен метод оценки равномерности распределения компонентов смеси, алгоритм которого основан на кластеризации К средних [-], который реализован для оценки равномерности распределения смеси в двухкомпонентных средах на основе прикладного пакета MATLAB. Выполнение процедуры кластеризации требует отбора проб смеси и распределение ее равномерным слоем на ровной поверхности для последующего фотографирования или сканирования, чтобы затем провести компьютерную обработку изображения, представив его в виде области (матрицы) $S_{i,j}$ $i = \overline{1, N}$, $j = \overline{1, M}$, где M и N – заданное число строк и столбцов соответственно. После компьютерного распознавания компонент смеси на основе анализа точек (пикселей), характеризующих световые (цветовые) свойства компонент, вычисляют коэффициент равномерности распределения для каждой компоненты смеси по формуле, в основу которой положена вариация пикселей относительно общей средней для исследуемой компоненты.

При всех достоинствах данного метода использование его в условиях доменного производства не представляется возможным из-за трудоемкости отбора и подготовки проб смеси для получения световой (цветовой) матрицы изображения, где на фотографиях часто присутствуют различные артефакты, такие

как тени, размытые границы, значительные изменения оттенков смесей и т.д.

В работе [] равномерность распределения легирующего элемента оценивали по средневзвешенной дисперсии относительных интенсивностей и сравнения ее с табличными значениями F -распределения. Метод был апробирован и рекомендован для твердых образцов металла, содержащих легирующий элемент. В методе использовался анализ спектральных линий образцов металла, а затем определялась средневзвешенная дисперсия относительных интенсивностей, и на основе полученной F -статистики Фишера оценивали неравномерность распределения легирующего элемента в образце металла. Очевидно, что метод, рекомендованный для специально подготовленных образцов легированного металла, недоступен для сыпучих материалов и газов, присутствующих в доменной печи.

В последнее время на современных доменных печах устанавливаются системы диагностики распределения газа по окружности и радиусу колошника, например система «Спиротерм», установленная на печи № 9 «Криворожстали» и № 5 «Северстали» [], которые визуализируют распределение газового потока по сечению колошника. Такие системы считывают информацию либо с собственных термопар, которые устанавливаются над уровнем засыпи, либо с существующих на печах приборов []. Установка и поддержание работоспособности дополнительных термопар сопровождается значительными затратами, кроме того, система визуализации также не отвечает на вопрос о равномерности распределения шихты.

Таким образом, возникла необходимость разработки методики определения коэффициента равномерности распределения шихтовых материалов по окружности доменной печи.

2 РЕЗУЛЬТАТЫ ФИЗИЧЕСКОГО И МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ СОВМЕСТНОГО ПОСТУПЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ И ДОБАВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ БУНКЕРА БЗУ ЛОТКОВОГО ТИПА В КОЛОШНИКОВОЕ ПРОСТРАНСТВО ПЕЧЕЙ

2.1 Методика исследований

Для выявления рациональных режимов загрузки компонентов шихты в колошниковое пространство печи в зависимости от условий хода доменного процесса, обеспечивающих наиболее высокую равномерность поступления компонентов шихты по массе или крупности, осуществили физическое моделирование на лабораторной установке компактного бесконусного загрузочного устройства лоткового типа, изготовленной в масштабе 1:5 по отношению к линейным размерам БЗУ доменных печей № 2, 4 и 6 ПАО «ММК» (рисунки 2.1, 2.2).

Проведением более 200 различных экспериментов рассмотрено действие следующих факторов на распределение материалов по окружности и сечению доменной печи: Расходные характеристики компонентов шихты:

– содержание окатышей в интервале 10-90% от железорудной части шихты;
– расход коксового орешка в интервале 0-6% от массы материалов, загружаемых в бункер БЗУ;

– расход промывочных материалов (марганцевая и железная руды) в интервале 0-13%.

- Содержание фракции -5 и -10 мм в агломерате в интервале 1-18%.
- Последовательность набора компонентов шихты в бункер БЗУ.
- Степень заполнения бункера БЗУ.
- Угол открытия шихтового затвора в интервале 35-60° для выпуска материалов из шихтового бункера БЗУ.



Рисунок 2.1 – Физическая модель однотокового компактного загрузочного устройства лоткового типа



Рисунок 2.2 – Скиповая система загрузки шихтовых материалов в физическую модель бесконусного загрузочного устройства

В ходе эксперимента было соблюдено равенство критерия Ньютона для реальной печи $Ne_{ДП}$ и модели $Ne_{М}$:

$$Ne = \frac{F \cdot \tau_{\Pi}^2}{M_{\Pi} \cdot L}, \quad (2.1)$$

где M_{Π} – масса поступающей шихты из бункера БЗУ, кг;

L – расстояние, на которое перемещаются материалы, м;

τ_{Π} – время, за которое происходит перемещение на расстояние L , с;

F – сила тяжести материала, Н.

В процессе проведения экспериментов в бункер БЗУ загружали агломерат различных фракций. Исследования включали различные варианты проведения опытов. В том числе изменяли содержание фракции 1-5 мм в интервале от 1 до 18%, класса -10 и +10 мм от 10 до 90 из 100%. Загрузку в бункер БЗУ осуществляли путем размещения фракции менее 10 мм под фракцией +10 мм над ней, в среднем ее слое и наоборот. Исследовали компонентный состав железорудной части шихты. В бункер загружали смесь из агломерата и окатышей. Окатыши при этом располагали под агломератом, в его слое в различных вариантах и над ним. Содержание окатышей изменяли в интервале от 10 до 90% от расхода железорудной части шихты (100%). Кроме того, проводили исследования с шихтой, включающей помимо железорудного сырья добавочные материалы, такие как коксовый орешек, марганцевая и железная руды, которые перемещали в слое агломерата как совместно с окатышами, так и отдельно в условиях размещения окатышей в нижней части бункера или загрузке их в бункер последними. Расход добавочных материалов варьировал от 0 до 12,7% от массы содержимого бункера. Расположение добавочных материалов в бункере БЗУ относительно друг друга было различным. Размещали их как в последовательности убывания объемной доли добавок снизу вверх бункера и наоборот, так и с учетом их насыпной плотности в различных вариантах. Общее количество загружаемых в бункер материалов изменяли в интервале от 96 до 256 кг, что соответствует интервалу от 12 до 32 т для реальной доменной печи. Таким образом моделировали загрузку в бункер одного и двух скипов одновременно. Исследование двухскиповой загрузки

материалов осуществляли в различных вариантах. А именно дублирование режима загрузки первого скипа вторым и независимая загрузка материалов в бункер. Выпуск материалов производили в колошниковое пространство печи при углах открытия шихтового затвора в интервале 35-60°. По ходу выпуска отбирали пробы, рассеивали материалы по классам: 1-3; 3-5; 5-8; 8-10; 10-12; 12-15; 15-17,5; 17,5-25; >25 мм, после чего отделяли компоненты шихты друг от друга и определяли долю каждого материала по мере их истечения. Затем разрабатывали математические зависимости очередности и равномерности поступления из шихтового бункера железорудных материалов по видам и крупности при различных режимах загрузки. Рассчитывали показатели равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ по крупности и массе.

2.1.1 Показатели оптимизации

В качестве параметра оптимизации использовали два показателя равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ. Первый показатель характеризует равномерность поступления шихты по массе каждого из материалов – агломерата, окатышей, коксового орешка и промывочных материалов. Оценивали его вариацией соответствующей переменной по ходу выпуска материала из бункера БЗУ на лоток в соответствии с формулой:

$$K_{\text{КШ}} = 1 - \frac{\sigma_i}{\text{КШ}_{\text{ср}}}, \quad (2.2)$$

где σ_i – среднеквадратическое отклонение по массе i -х порций компонентов шихты, поступающих из бункера;

$\text{КШ}_{\text{ср}}$ – среднее значение поступающих из бункера порций шихты по массе.

Второй показатель – равномерность по крупности шихты. Повышение окружной однородности шихты по крупности обеспечит увеличение

порозности шихты и, следовательно, уменьшение перепада давления газа в печи в соответствии с формулой

$$\Delta P = \frac{\lambda_{\text{Re}} \cdot w^2 \cdot \rho \cdot H}{2d\varepsilon^2}, \quad (2.3)$$

где w – скорость газа, м/с;

ρ – плотность газового потока, кг/м³;

λ_{Re} – коэффициент сопротивления, являющийся функцией числа Рейнольдса;

d – линейный размер газового потока, м;

ε – порозность слоя шихты, м³/м³.

Показатель равномерности поступления материалов из бункера БЗУ по крупности включает две составляющих. Первая характеризует однородность шихты по крупности ее компонентов в среднем во всех порциях:

$$O_{\text{ш}} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{СРВ}}} \right)_i, \quad (2.4)$$

где $f_{\text{ЭКВ}}$, $f_{\text{СРВ}}$ – значение эквивалентной по поверхности и средневзвешенной крупности порций шихты, поступающих из бункера;

n – число порций.

Эквивалентную по поверхности крупность определяли по формуле:

$$f_{\text{ЭКВ}} = \frac{\sum a_n}{\sum \frac{a_n}{f_n}}, \quad (2.5)$$

где a_n – процентное содержание материала по порциям, %;

f_n – средняя крупность, мм.

Средневзвешенную крупность материала определяли в соответствии с зависимостью

$$f_{\text{срв}} = \frac{\sum a_n \cdot f_n}{\sum a_n}. \quad (2.6)$$

Вторая составляющая выходного параметра характеризует равномерность распределения однородности шихты по порциям. Оценили ее формулой

$$K_{\text{ш}} = 1 - \sigma\left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{срв}}}\right)_i \cdot n \sum_{i=1}^n \left(\frac{f_{\text{срв}}}{f_{\text{ЭКВ}}}\right)_i, \quad (2.7)$$

где σ_i – среднеквадратическое отклонение однородности i -х порций шихты ($f_{\text{ЭКВ}}/f_{\text{срв}}$) по крупности, поступающих из бункера.

Для достижения наиболее высокой газопроницаемости шихты в условиях равномерного ее распределения по окружности печи необходимо, чтобы каждый из показателей $O_{\text{ш}}$, $K_{\text{ш}}$ стремился к 1. Перемножив формулы (2.4) и (2.7), получим показатель, характеризующий и величину однородности шихты по крупности, и равномерность распределения ее по ходу выпуска шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи:

$$P_{\text{к}} = \left(1 - n \sum_{i=1}^n \left(\frac{f_{\text{срв}}}{f_{\text{ЭКВ}}}\right)_i \cdot \sigma\left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{срв}}}\right) \right) \cdot \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{срв}}}\right)_i \quad (2.8)$$

или

$$P_{\text{к}} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{срв}}}\right)_i - \sigma\left(\frac{f_{\text{ЭКВ}}}{f_{\text{срв}}}\right)_i, \quad (2.9)$$

где $P_{\text{к}}$ – показатель равномерности по крупности компонентов шихты в процессе поступления их из бункера БЗУ на лоток.

Зависимость (2.9) должна отражать натуральную величину эквивалентной по поверхности крупности шихтовых материалов, поскольку перепад давления газа в верхней части печи, помимо порозности шихты, также зависит от крупности кусков и их формы. В связи с этим в формуле (2.3) линейный размер газового потока d можно представить следующим выражением:

$$d = \frac{4\varepsilon f_{\text{ЭКВ}}}{K(1-\varepsilon)}, \quad (2.10)$$

где K – коэффициент формы, представляющий собой поверхность куска с объемом и поперечными размерами.

Однако для условий данного эксперимента учитывать натуральную величину $f_{\text{ЭКВ}}$ нецелесообразно, поскольку в качестве одного из факторов в исследованиях использовали долю окатышей от железорудной части шихты, крупность которых выше по сравнению с крупностью агломерата в 1,1 раза, а коэффициент K , используемый в формуле (2.10), меньше в 0,77 раза []. Соответственно, при повышении доли окатышей величина линейного размера будет увеличиваться.

В условиях постоянства по крупности каждого из компонентов шихты и изменении их доли относительно друг друга следует, что минимальную величину эквивалентной по поверхности крупности будем наблюдать в опытах с повышенной долей агломерата, а максимальную – в опытах с увеличенным содержанием окатышей.

2.1.2 Методы проведения экспериментов и обработки результатов

Исследования проводили с применением различных методов физического и математического моделирования. В том числе использовались схемы трехфакторного плана Бокса-Бенкена, полного двухфакторного плана. Обработку данных производили дисперсионным, каноническим и регрессионным анализами, последний из которых с применением множественной регрессии в линейном и нелинейном вариантах [].

При проведении исследований все эксперименты дублировали, после чего находили дисперсию каждого опыта. Затем по критерию Кохрена определяли однородность данного ряда дисперсий. Обработкой экспериментальных данных выявляли переменные, имеющие наибольшее

влияние на выходной параметр для построения математических зависимостей. Значимость коэффициентов полученных уравнений оценивали по критерию Стьюдента. Все полученные зависимости проверяли на адекватность воспроизведения экспериментальных данных по критерию Фишера.

Дисперсионный анализ

Дисперсионным анализом выявили причины неравномерности распределения агломерата и окатышей в каждом опыте. В качестве выходных переменных (откликов) использовали распределение массы исследуемых материалов по группам крупности и номеру порции. опыты провели по схеме полного двухфакторного эксперимента с варьированием на трех уровнях (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Матрица планирования эксперимента $N=3^2$

Номер опыта	Факторы	
	Доля агломерата, располагающегося под окатышами, %	Содержание окатышей, %
1	0	10
2	50	10
3	100	10
4	0	30
5	50	30
6	100	30
7	0	50
8	50	50
9	100	50

Таким образом, для каждого из опытов матрицы планирования $N=3^2$ (см. таблицу 2.1) были получены двухфакторные дисперсионные комплексы с числом опытов $N = q \cdot m \cdot n = 5 \cdot 9 \cdot 2 = 90$, где q – уровни (категории) фактора Q (номер порции), m – категории фактора M (крупность), n – число повторений. Число степеней свободы, необходимое для оценки общей дисперсии, составит $k_Y = k_Q + k_M + k_{QM} + k_{Er}$ или, что то же для данного комплекса, $k_y = q \cdot m \cdot n - 1 = 5 \cdot 9 \cdot 2 - 1 = 89$.

При этом число степеней свободы k_{Er} , требуемое для расчета внутригрупповой дисперсии, определяется произведением $(n - 1)$ на число ячеек плана, то есть $k_{Er} = q \cdot m \cdot (m - 1)$.

Группировку данных двухфакторного комплекса всегда можно представить двумя вариантами в формате однофакторного плана. Например, если рассматривать с позиции фактора Q , то план эксперимента будет выглядеть в соответствии с таблицей 2.2.

Таблица 2.2 – Способ группировки данных в двухфакторном эксперименте с позиции фактора Q

Группы фактора Q	Q_1				...	Q_q			
	M_1	M_2	...	M_m		M_1	M_2	...	M_m
Подгруппы фактора M	M_1	M_2	...	M_m	...	M_1	M_2	...	M_m
Результаты наблюдений	y_{111}	y_{121}	...	y_{1m1}	...	y_{q11}	y_{q21}	...	y_{qm1}

	y_{11n}	y_{12n}	...	y_{1mn}	...	y_{q1n}	y_{q2n}	...	y_{qmn}

Схема группировки, представленная в таблице 2.2, воспроизводит однофакторный (для кумулятивного фактора X) эксперимент с числом qm групп. Тогда основное дисперсионное тождество имеет вид $SS_Y = SS_X + SS_{Er}$ с числами степеней свободы $k_Y = q \cdot m \cdot n - 1$, $k_X = q \cdot m - 1$, $k_{Er} = N - q \cdot m$, где $N = q \cdot m \cdot n$. Для данной классификации полную сумму квадратов рассеивания отклика можно представить в виде

$$SS_Y = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n (y_{ijt} - \bar{y}_{000})^2 = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n (\bar{y}_{ij0} - \bar{y}_{000})^2 + \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n (y_{ijt} - \bar{y}_{ij0})^2.$$

Для двухфакторного дисперсионного комплекса факторная (для кумулятивного фактора X) сумма квадратов $SS_X = SS_N + SS_K + SS_{NK}$, то есть сумма квадратов между ячейками $SS_X = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m n \cdot (\bar{y}_{ij0} - \bar{y}_{000})^2$ разлагается на

сумму квадратов по фактору Q (столбцы в матрице эксперимента), сумму квадратов по фактору M (строки) и сумму квадратов эффекта взаимодействия этих факторов (пересечение строк и столбцов) или

$$\sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m n \cdot (\bar{y}_{ij0} - \bar{y}_{000})^2 = nm \sum_{i=1}^q (\bar{y}_{i00} - \bar{y}_{000})^2 + nq \sum_{j=1}^m (\bar{y}_{0j0} - \bar{y}_{000})^2 +$$

$$+ \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m (\bar{y}_{ij0} - \bar{y}_{i00} - \bar{y}_{0j0} + \bar{y}_{000})^2,$$

где $\bar{y}_{i00} = \frac{1}{nm} \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n y_{ijt}$ – среднее в i -столбце, $i = \overline{1, q}$;

$\bar{y}_{0j0} = \frac{1}{nq} \sum_{i=1}^q \sum_{t=1}^n y_{ijt}$ – среднее в j -строке, $j = \overline{1, m}$;

$\bar{y}_{ij0} = \frac{1}{n} \sum_{t=1}^n y_{ijt}$ – среднее в ij -ячейке;

$\bar{y}_{000} = \frac{1}{qmn} \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n y_{ijt}$ – общее среднее.

Тогда план двухфакторного дисперсионного комплекса будет выглядеть в соответствии с таблицей 2.3.

Для двухфакторного дисперсионного анализа с n наблюдениями для каждого сочетания уровней факторов модель имеет вид

$$y_{ijt} = M(Y) + \alpha_j + \beta_j + (\alpha \cdot \beta)_{ij} + \varepsilon_{ijt},$$

где $M(Y)$ – математическое ожидание наблюдаемых результатов по всей совокупности наблюдений;

α_i, β_i – эффекты факторов Q и M соответственно на i, j уровнях ($i = \overline{1, q}; j = \overline{1, m}$);

$(\alpha\beta)_{ij}$ – эффекты взаимодействия факторов Q и M ;

ε_{ijt} – случайные ошибки наблюдаемого в (ij) ячейке t – результата, $t = \overline{1, n}$.

Для выборки объемом $N=qmn$ опытов математическое ожидание $M(Y) = \bar{y}_{000} + \overline{\varepsilon_{000}}$, где $\overline{\varepsilon_{000}}$ – средняя ошибка общего среднего. Суммы определяемых эффектов по всем соответствующем для них уровням

$$\sum_{i=1}^q \alpha_j = \sum_{j=1}^m \beta_j = \sum_{i=1}^q (\alpha \cdot \beta)_{ij} = \sum_{j=1}^m (\alpha \cdot \beta)_{ij} = 0 .$$

Таблица 2.3 – Способ группировки данных двухфакторного дисперсионного комплекса по схеме прямоугольной матрицы

M	Q				Среднее строк
	Q_1	Q_2	...	Q_q	
M_1	$y_{111}, y_{112},$..., y_{11n}	$y_{211}, y_{212},$..., y_{21n}	...	$y_{q11}, y_{q12},$..., y_{q1n}	\bar{y}_{010}
M_2	$y_{121}, y_{122},$..., y_{12n}	$y_{221}, y_{222},$..., y_{22n}	...	$y_{q21}, y_{q22},$..., y_{q2n}	\bar{y}_{020}
...
M_m	$y_{1m1}, y_{1m2},$..., y_{1mn}	$y_{2m1}, y_{2m2},$..., y_{2mn}	...	$y_{qm1}, y_{qm2},$..., y_{qmn}	\bar{y}_{0m0}
Среднее столбцов	\bar{y}_{100}	\bar{y}_{200}	...	\bar{y}_{q00}	\bar{y}_{000}

Параметры, входящие в модель для описания наблюдаемых результатов y_{ijt} , связаны с соответствующими средними и их средними ошибками следующим образом:

$$\text{среднее строк } \bar{y}_{i00} = M(Y) + \alpha_i + \overline{\varepsilon_{i00}} ;$$

$$\text{среднее столбцов } \bar{y}_{0j0} = M(Y) + \beta_j + \overline{\varepsilon_{0j0}} ;$$

$$\text{среднее ячеек } \bar{y}_{ij0} = M(Y) + \alpha_i + \beta_j + (\alpha \cdot \beta)_{ij} + \overline{\varepsilon_{ij0}} ;$$

$$\text{общее среднее } \bar{y}_{000} = M(Y) + \overline{\varepsilon_{000}} .$$

Таким образом, дисперсионный анализ в двухфакторном комплексе был выполнен на основе формул, приведенных в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Основные формулы результатов дисперсионного анализа полного двухфакторного комплекса с одинаковым повторением опытов в каждой ячейке плана

Источник изменчивости	Число степеней свободы	Сумма квадратов отклонений	Оценка дисперсий
Между столбцами	$k_Q = q - 1$	$SS_Q = mn \sum_{i=1}^q (\bar{y}_{i00} - \bar{y}_{000})^2$	$S_Q^2 = \frac{SS_Q}{k_Q}$
Между строками	$k_M = m - 1$	$SS_M = qn \sum_{j=1}^m (\bar{y}_{0j0} - \bar{y}_{000})^2$	$S_M^2 = \frac{SS_M}{k_M}$
Взаимодействие	$k_{QM} = (q - 1)(m - 1)$	$SS_{QM} = n \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m (\bar{y}_{ij0} - \bar{y}_{i00} - \bar{y}_{0j0} + \bar{y}_{000})^2$	$S_{QM}^2 = \frac{SS_{QM}}{k_{QM}}$
Внутри ячеек	$k_{Er} = qm \cdot (n - 1)$	$SS_{Er} = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n (y_{ijt} - \bar{y}_{ij0})^2$	$S_{Er}^2 = \frac{SS_{Er}}{k_{Er}}$
Общая сумма	$k_Y = qm \cdot (n - 1)$	$SS_Y = \sum_{i=1}^q \sum_{j=1}^m \sum_{t=1}^n (y_{ijt} - \bar{y}_{000})^2$	–

Для оценки достоверности выводов по результатам анализа двухфакторного дисперсионного комплекса определяли дисперсионные отношения Фишера [] соответственно для входных переменных Q и M и их взаимодействия:

$$F_Q = \frac{S_Q^2}{S_{Er}^2} ; F_M = \frac{S_M^2}{S_{Er}^2} ; F_{QM} = \frac{S_{QM}^2}{S_{Er}^2} .$$

В завершение оценивали долю источника рассеивания в общей их сумме $SS_Y = SS_Q + SS_M + SS_{QM} + SS_{Er}$, используя соответствующие корреляционные отношения вида:

$$\eta_Q^2 = \frac{SS_Q}{SS_Y} ; \eta_M^2 = \frac{SS_M}{SS_Y} ; \eta_{QM}^2 = \frac{SS_{QM}}{SS_Y} ; \eta_{Ous}^2 = \frac{SS_{Ous}}{SS_Y} .$$

Регрессионный и канонический анализы

Регрессионным и каноническим анализом выявляли зависимость между основными параметрами загрузки и показателями равномерности поступления компонентов шихты в колошниковое пространство печи. Для этого

исследовали многомерный массив данных объемом $n=104$, включающий параметры загрузки (блок М) и показатели равномерности (блок К).

В блок М вошли следующие переменные (таблица 2.5): $Ш_{ок}$ и $A_{доб}$ – характеризующие последовательность загрузки в бункер бесконусного загрузочного устройства компонентов шихты (агломерат, окатыши, коксовый орешек, железная руда, марганцевая руда), представленные как $Ш_{ок}$ – доля материалов от их расхода (%), располагаемых в бункере БЗУ под окатышами (0-100%), $A_{доб}$ – доля материалов (%), располагаемых в бункере БЗУ под добавочными материалами (0-100%), $Д_{ок}$ – содержание окатышей (10-90%) от расхода железорудной части шихты (100%), $Д_{доб}$ – расход добавочных материалов (1,2–12,7% от массы материалов, загружаемых в бункер БЗУ), M_5 – количество скипов в бункере БЗУ (1-2 шт.).

В блок К «показатель равномерности – показатели равномерности поступления агломерата K_A , окатышей $K_{ок}$, коксового орешка $K_{ор}$ и промывочных материалов $K_{пр}$ из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи. Оценивали ее вариацией соответствующей переменной по ходу выпуска материала из бункера БЗУ на лоток в соответствии с формулой (2.2). Обработку данных выполнили в системе STATISTICA®. В основу положена корреляционная матрица признаков, представленных в таблицу 2.5.

Таблица 2.5 – Числовые характеристики исследуемых данных

Категория	Среднее	Доверительный интервал, %		Минимум	Максимум	Дисперсия	Стандартное отклонение
		-95	+95				
$Ш_{ок}$	49,1	39,7	58,5	0,0	100,0	2107,2	45,9
$A_{доб}$	49,5	41,0	58,0	0,0	100,0	1730,8	41,6
$Д_{ок}$	41,8	37,3	46,4	10,0	90,0	499,4	22,3
$Д_{доб}$	5,9	4,9	6,8	1,50	16,3	22,2	4,7
K_A	0,5	0,5	0,6	-1,2	0,9	0,1	0,3
$K_{ок}$	0,3	0,3	0,4	-0,9	0,9	0,2	0,4
$K_{ор}$	0,02	-0,1	0,1	-1,3	0,8	0,3	0,5
$K_{пр}$	0,2	0,1	0,3	-1,0	0,8	0,1	0,4

Регрессионный анализ осуществили с применением множественной регрессии в линейном и нелинейном вариантах []. Каноническим анализом оценили совокупную взаимосвязь факториальных (блок М) и результативных (блок Т) признаков, суть которого заключается в оценке корреляционной связи между обобщенными (каноническими) переменными U и V , представленными как линейные комбинации весовых коэффициентов с наборами признаков, входящих в блоки М и Т соответственно.

По определению:

$$\begin{cases} U = \sum_{j=1}^k \alpha_j M_j = \alpha^T M \\ V = \sum_{j=1}^q \beta_j K_j = \beta^T K, \end{cases}$$

где α_j ($j = \overline{1, k}$) и β_j ($j = \overline{1, q}$) – искомые весовые коэффициенты, определяемые для поиска корреляционной связи (ρ_{UV}) k – признаков блока М (входных) и q – признаков блока К (выходных);
 α^T, β^T – транспонированные векторы весовых коэффициентов для соответствующих U и V канонических переменных.

В каноническом анализе связь между переменными U и V определяли как обычную парную корреляцию:

$$\rho_{UV} = \frac{Cov(U, V)}{\sqrt{VarU \cdot VarV}} = \frac{\alpha^T \Sigma_{12} \beta}{\sqrt{(\alpha^T \Sigma_{11} \alpha) \cdot (\beta^T \Sigma_{22} \beta)}},$$

где Σ_{11} , Σ_{22} , $\Sigma_{21} = \Sigma_{12}$ – составные части общей корреляционной матрицы Σ ,

$$\Sigma = \begin{pmatrix} \Sigma_{11} & \Sigma_{12} \\ \Sigma_{21} & \Sigma_{22} \end{pmatrix};$$

$Cov(U, V)$ – ковариация переменных U и V ;

$VarU, VarV$ – вариации переменных признаков U и V соответственно.

Причем для стандартизованных переменных U и V каноническая

корреляция $\rho_{UV} = \alpha^T \Sigma_{12} \beta$, так как выполнены ограничения на вариации $VarU = VarV = 1$.

Задачу поиска $\max \rho_{UV}$ при указанных ограничениях решали методом Лагранжа. Функция Лагранжа данной задачи имеет вид

$$L(\alpha, \beta, \lambda, \mu) = 2\alpha^T \Sigma_{12} \beta + \lambda(1 - \alpha^T \Sigma_{11} \alpha) + \mu(1 - \beta^T \Sigma_{22} \beta),$$

где λ и μ – множители Лагранжа; α и β – искомые векторы для соответствующих линейных комбинаций U и V .

При приравнении к нулю соответствующих частных производных $\frac{\partial L}{\partial \alpha} = 0$ и $\frac{\partial L}{\partial \beta} = 0$ приходим первоначально к системе уравнений

$$\begin{cases} \Sigma_{12} \beta - \lambda \Sigma_{11} \alpha = 0 \\ \Sigma_{21} \alpha - \mu \Sigma_{22} \beta = 0 \end{cases},$$

и в силу того, что $Cov(U, V) = Cov(V, U)$ или $\alpha^T \Sigma_{12} \beta = \beta^T \Sigma_{21} \alpha$, а также с учетом принятых выше ограничений, для переменных U и V получается, что $\lambda = \mu$ и, следовательно, задача поиска сводится к решению системы

$$\begin{cases} -\lambda \Sigma_{11} \alpha + \Sigma_{12} \beta = 0 \\ \Sigma_{21} \alpha - \lambda \Sigma_{22} \beta = 0 \end{cases} \text{ или } \begin{pmatrix} -\lambda \Sigma_{11} & \Sigma_{12} \\ \Sigma_{21} & -\lambda \Sigma_{22} \end{pmatrix} \cdot \begin{pmatrix} \alpha \\ \beta \end{pmatrix} = 0.$$

Поиск корней характеристических уравнений с помощью данной системы затруднителен, так как матричные коэффициенты, вошедшие в данную систему, как правило, имеют не одинаковую размерность, в нашем случае $k \neq q$, где $k = 5$, $q = 4$. Поэтому в алгоритме поиска решений использовали преобразованную систему:

$$\begin{cases} (\Sigma_{11}^{-1} \Sigma_{12} \Sigma_{22}^{-1} \Sigma_{21} - \lambda^2 E) \alpha = 0, \\ (\Sigma_{22}^{-1} \Sigma_{21} \Sigma_{11}^{-1} \Sigma_{12} - \lambda^2 E) \beta = 0, \end{cases}$$

где E – единичные матрицы размера $k \times k$ и $q \times q$ в соответствующих уравнениях преобразованной системы. При этом определяли собственные числа λ^2 , а не λ , как это было в исходной системе.

Решением преобразованной системы матричных уравнений являются собственные числа $\lambda_i^2 > 0$, $i = \overline{1, k}$, $k = \text{rank} \Sigma_{12} = \text{rank} \Sigma_{21}$ и соответствующие им собственные векторы $\alpha^{(i)}$ и $\beta^{(i)}$, $i, j = \overline{1, k}$, размерность и координаты которых (весовые коэффициенты) определяли из уравнений преобразованной системы.

Очевидно также, что с помощью исходной системы уравнений, например из матричного уравнения $\lambda_i \sum_{11} \alpha^i = \sum_{12} \beta^i$, при умножении его слева на $(\alpha^{(i)})^T$, устанавливается смысл $\lambda_i = \rho_i$.

Каждый из определяемых корней $\lambda_i^2 = \rho_i^2$ был проверен на статистическую значимость, исходя из χ_i^2 – статистики.

$$\chi^2 = - \frac{\left[n - 1 - p - \frac{1}{2}(k + q + 1) \right] \ln \Lambda_p}{[(k - p)(q - p)],}$$

где $p = 0, 1, 2$; $\Lambda_p = \prod_{i=p+1}^k (1 - \hat{\lambda}_i^2)$.

В завершении вычислили весовые коэффициенты для стандартизованных переменных U и V , а также оценили корреляционную связь между ними. Результаты интерпретировали двумя способами. Первый может быть схож с интерпретацией коэффициентов множественной регрессии: чем больше абсолютное значение канонического веса, предписываемого признаку (регрессору), тем больше его абсолютный вклад в каноническую переменную. Вторая интерпретация, схожая с той, как в факторном анализе, интерпретируют нагрузки: чем больше абсолютное значение канонического веса, тем больше теснота связи данной переменной

(исходного признака) с канонической переменной. При этом рассматривалась упрощенная факторная модель (без учета специфических факторов) применительно для канонических переменных $U = W_u F$ и $V = W_v F$, где W_u и W_v – векторы нагрузочных коэффициентов, F – матрица общих факторов, $F = (F_1, F_2, \dots, F_c)^T$, $c \leq k$. Факторы, так же как и канонические переменные, выражены в стандартизованном масштабе, то есть $M(F_j) = 0$ и $D(F_j) = 1$, $j = \overline{1, c}$, и тогда ковариационные матрицы $D(U) = \sum_{11} \approx W_u W_u^K$, $D(V) = \sum_{22} \approx W_v W_v^K$. С учетом того, что $Cov(U, V) = Cov(W_u \cdot F, W_v \cdot F) = W_u W_v^T$, следует, что связь возникает под влиянием наиболее весомых факторов (главных компонент) матриц \sum_{11} и \sum_{22} . При этом целесообразно предположить, что число факторов $c \leq \min[\text{rank}(W_u, W_v)]$.

2.2 Разработка математических зависимостей очередности и равномерности поступления из шихтового бункера железорудных материалов по видам и крупности при различных режимах загрузки

Железорудная часть шихты, загружаемая в доменные печи ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат», состоит из агломерата фабрик № 2, 3, 4, окатышей ССГПО, Михайловского ГОК, Лебединского ГОК, Костомукшского ГОК и добавочных материалов, таких как коксовый орешек или коксовая фракция, промывочные материалы, материалы, формирующие гарнисаж. В настоящее время содержание окатышей от железорудной части шихты варьируется от 30 до 40%. Иногда их долю уменьшают до 0,25% или увеличивают до 0,60%.

На доменных печах, оснащенных компактным БЗУ лоткового типа, применяются различные режимы набора добавочных материалов в скип, в том числе окатышей – на дно скипа, наверх или вперемешку. Такие режимы обеспечивают следующую последовательность набора материалов в скип:

Режим добавки наверх		Режим добавки на дно	
			
№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
- Окатыши	- Орешек	- Агломерат	- Агломерат
- Орешек	- Окатыши	- Окатыши	- Орешек
- Кварцит	- Кварцит	- Орешек	- Окатыши
- Агломерат	- Агломерат	- Кварцит	- Кварцит

В бункер БЗУ компоненты шихты поступают в обратном порядке. В связи с этим исследовали закономерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи в зависимости от условий загрузки согласно пункту 2.1.

2.2.1 Фракционный состав агломерата

Исследовали действие содержания фракции 1-5 мм в интервале от 1 до 18% при одновременном изменении содержания фракции (1-10) мм от 10 до 90% на показатель равномерности поступления агломерата из бункера в колошниковое пространство печи ($K_{кш}$), рассчитанный по формуле (2.2). Фракцию 1-5 мм в смеси с агломератом крупностью -10 мм загружали под фракцией +10 мм над ней и в среднем ее слое. Также фракции +10 мм располагали в слое агломерата крупностью -10 мм.

Размещение агломерата фракции 1-5 мм в количестве 5,5 % от его расхода в смеси с агломератом фракции (-10) мм под агломератом крупностью +10 мм при средневзвешенной крупности всего агломерата 12,2 мм сопровождалось поступлением максимального количества класса 1-5 мм в начале выпуска (рисунок 2.3). В порциях, сформированных в период от 10 до 30% времени от общей продолжительности выпуска, эквивалентная по поверхности крупность агломерата была ниже средней исходной ее величины (рисунок 2.4, А – соотношение крупности менее единицы). По истечении 40% времени от общей продолжительности выпуска содержание фракции 1-5 мм в формируемых по ходу выпуска порциях уменьшалось в соответствии с выражением (2.13) ($R^2 = 0,99$).

Крупность поступающего из бункера агломерата превышала исходную среднюю ее величину (соотношение крупности более единицы). Средняя величина показателя равномерности поступления фракции 1-5 мм составила 0,71.

$$A_{1-5}^n = 5,7 - 0,67 \cdot e^{\tau_{\text{фп}}} - \frac{0,05 \ln(\tau_{\text{фп}})}{\tau_{\text{фп}}^2}, \quad (2.11)$$

где A_{1-5}^n – содержание агломерата фракции 1-5 мм по ходу выпуска при загрузке его под фракцией +10 мм;

$\tau_{\text{фп}}$ – доля времени формирования порции от общей продолжительности выпуска, 0-1.

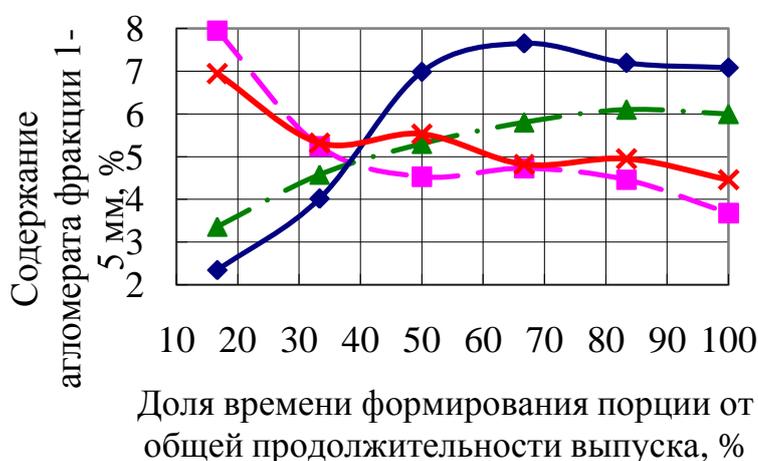


Рисунок 2.3 – Содержание агломерата фракции -5 мм по мере истечения материала из бункера БЗУ при загрузке фракции -5 мм совместно с крупностью -10 мм в бункер под фракцию +10 мм (—■—), над ней (—◆—), в средний ее слой (—▲—) и расположении фракции +10 мм в слое агломерата крупностью -10 мм (—✕—)

При загрузке фракции 1-5 мм в составе агломерата крупностью (-10) мм после класса +10 мм в начале выпуска наблюдали минимальное содержание фракции 1-5 мм с последующим увеличением ее количества в порциях, формируемых по ходу выпуска согласно уравнению (2.12) ($R^2 = 0,99$). Средняя величина показателя равномерности поступления фракции 1-5 мм составила 0,63:

$$A_{1-5}^n = \tau_{\text{фп}}^{1,88} e^{-4,21-2,52 \cdot 10^{-2} \tau_{\text{фп}}}, \quad (2.12)$$

где A_{1-5}^n – содержание агломерата фракции 1-5 мм по ходу выпуска при загрузке его над фракцией +10 мм;

$\tau_{\text{фп}}$ – доля времени формирования порции от общей продолжительности выпуска, 0-100%.

Загрузка агломерата крупностью 1-5 мм в смеси с агломератом класса (-10 мм) в середину слоя фракции +10 мм обеспечивала величину показателя равномерности поступления агломерата класса 1-5 мм, равную 0,80. Характер изменения отношения эквивалентной по поверхности крупности агломерата по мере истечения его из бункера БЗУ к исходной ее величине незначительно отличался от такового при загрузке мелкого агломерата над слоем крупного (сравнение рисунков 2.4, А, Б). В начале выпуска поступали крупные частицы агломерата. По ходу выпуска крупность шихты уменьшалась и в последней порции отношение эквивалентной по поверхности крупности к исходной величине составляла 0,9. Максимальную величину показателя равномерности поступления агломерата крупностью 1-5 мм, равную 0,84, добились путем загрузки агломерата класса +10 между фракцией (-10) мм. Изменение эквивалентной по поверхности крупности агломерата по ходу выпуска было следующим: вначале поступали мелкие частицы шихты, после истечения 33,3% времени от общей продолжительности выпуска наблюдали среднюю ее величину (см. рисунок 2.4, Б). Распределение агломерата фракции 1-5 мм по ходу выпуска при расположении мелкого агломерата в слое крупного и при размещении фракции +10 мм в слое агломерата (-10 мм) описывают соответственно уравнения (2.13) и (2.14).

$$A_{1-5}^c = 7,8 + 8,3\tau_{\text{фп}}^2 \cdot \ln(\tau_{\text{фп}}) - \frac{0,689}{\tau_{\text{фп}}}, R^2 = 0,98 \quad (2.13)$$

где A_{1-5}^c – содержание агломерата фракции 1-5 мм по ходу выпуска при загрузке его в середину слоя фракции +10 мм;

$\tau_{\text{фп}}$ – доля времени формирования порции от общей продолжительности выпуска, 0-1.

$$A_{1-5}^{\text{нп}} = 5,5 - 2,21 \cdot 10^{-5} \tau_{\text{фп}}^2 \ln(\tau_{\text{фп}}) + 3,53 \cdot 10^7 e^{-\tau_{\text{фп}}}, R^2 = 0,93, \quad (2.14)$$

где $A_{1-5}^{\text{нп}}$ – содержание агломерата фракции 1-5 мм по ходу выпуска при загрузке фракции +10 мм в середину слоя класса -10 мм;

$\tau_{\text{фп}}$ – доля времени формирования порции от общей продолжительности выпуска, 0-100%.

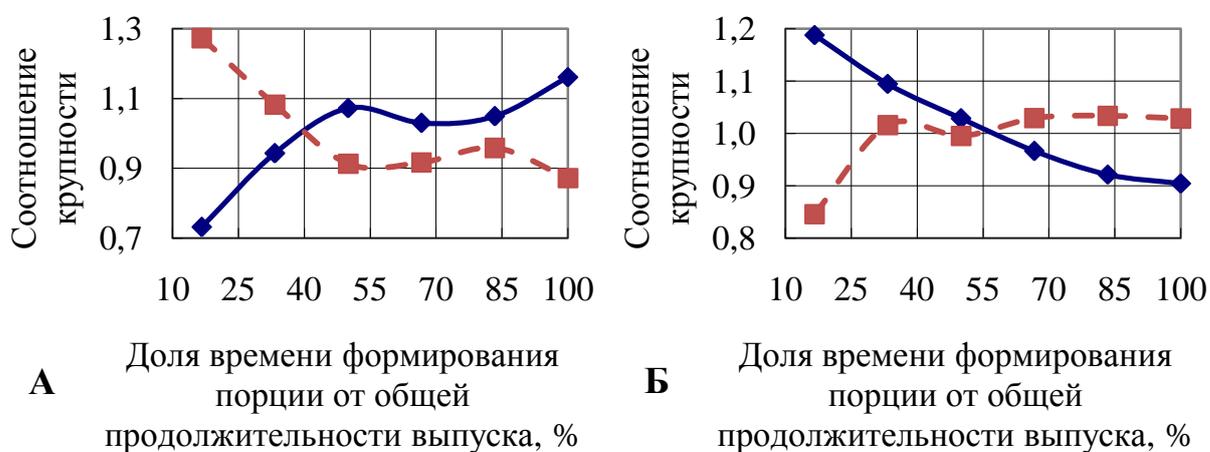


Рисунок. 2.4 – Изменение отношения эквивалентной по поверхности крупности агломерата по мере истечения его из бункера БЗУ к исходной ее величине, при загрузке фракции -5 мм в бункере под фракцию +10 мм (◆, рисунок А), над ней (■, рисунок А), в средний ее слой (◆, рисунок Б) и расположении фракции +10 мм в слое агломерата крупностью -10 мм (■, рисунок Б)

Таким образом, можно сделать вывод, что для уменьшения содержания мелких фракций в осевой зоне доменной печи необходимо координировать последовательность загрузки компонентов шихты и направление движения углового положения лотка. При загрузке материала меньшей крупностью в нижнюю часть бункера БЗУ целесообразно производить выпуск в направлении движения лотка от периферии к центру. В условиях размещения материала меньшей крупностью в слое более крупного материала или над ним

целесообразно изменение направления движения лотка от осевой зоны к периферии.

Увеличение содержания фракции 1-5 мм в агломерате в интервале от 1 до 10% при одновременном росте фракции (-10) мм от 10 до 90% за счет снижения доли агломерата крупностью +10 мм незначительно влияло на перераспределение агломерата фракции 1-5 мм в сформированных по ходу выпуска порциях (рисунок 2.5). Средняя величина показателя равномерности составляет 0,88. Увеличение содержания фракции 1-5 мм от 10 до 18% значительно ухудшало равномерность ее поступления из бункера в колошниковое пространство печи. В первых порциях содержание мелочи составляло в среднем 10 %, а по истечении 60% времени выпуска материала от общей его продолжительности – 25%. Показатель равномерности снизился от 0,88 до 0,62. В связи с этим превышение содержания фракции 1-5 мм границы в 10% будет отрицательно сказываться на газодинамике доменного процесса в отдельных секторах печи и, следовательно, сопровождаться ухудшением технико-экономических показателей.

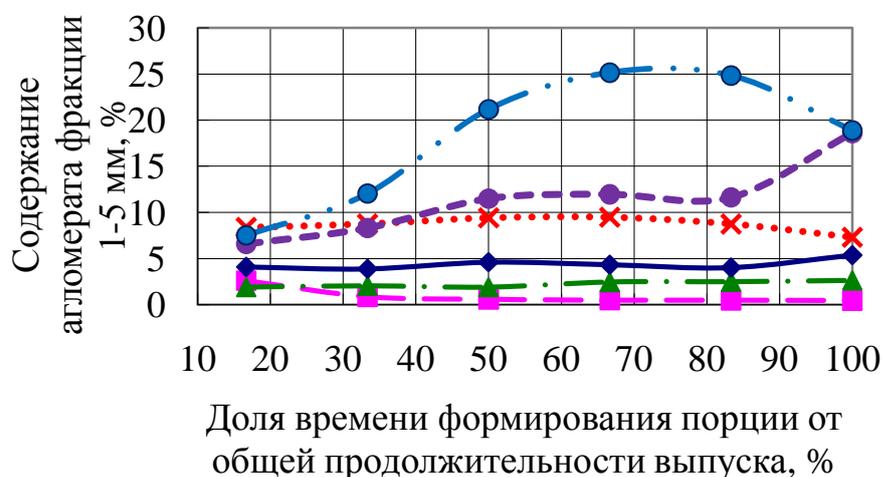


Рисунок 2.5 – Содержание агломерата фракции 1-5 мм по мере истечения материала из бункера БЗУ при содержании ее в агломерате 1 (-■-), 2,5 (-▲-), 4,5 (-◆-), 9 (-✕-), 11,5 (-◆-) и 18% (-◆-)

Показатель равномерности агломерата всех фракций описывается уравнениями (2.17) и (2.18):

$$K_{A1} = 0,792 + 0,047 A_{D>10} - 0,095 A_{D>10} A_{(-10)} - 0,338 A_{D>10}^2 - 0,047 A_{(-10)}^2, \quad (2.15)$$

где $A_{D>10}$ – содержание агломерата фракции +10 мм, располагающегося под агломератом фракции -10 мм (0-100), %;

$A_{(-10)}$ – содержание агломерата фракции -10 мм от его общего количества (10-90), %.

$$K_{A2} = 0,757 - 0,047 A_{D<10} - 0,021 A_{(-10)} - 0,095 A_{D>10} A_{(-10)} - 0,301 A_{D<10}^2 - 0,051 A_{(-10)}^2, \quad (2.16)$$

где $A_{D<10}$ – содержание агломерата фракции (-10) мм, располагающегося под агломератом фракции +10 мм (0-100), %;

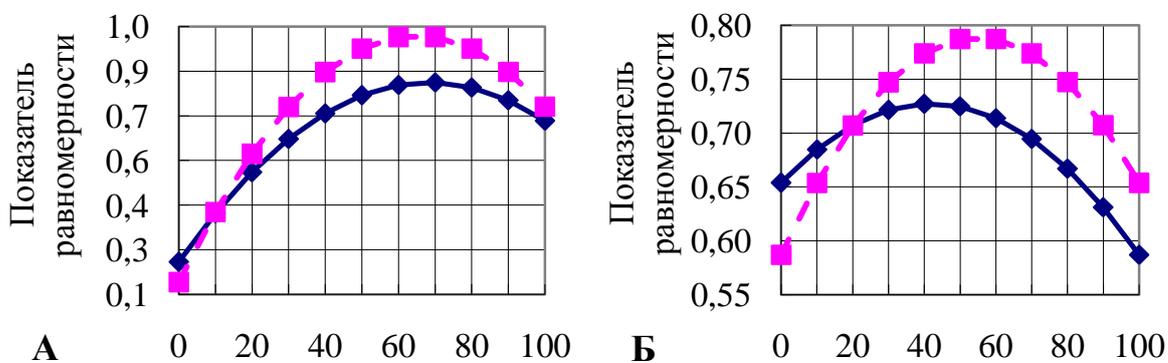
$A_{(-10)}$ – содержание агломерата фракции -10 мм от его общего количества (10-90), %;

По критерию Фишера произвели проверку адекватности моделей и убедились в том, что уравнение соответствует экспериментальным данным. Коэффициенты детерминации R^2 , равные соответственно 0,98 и 0,99, показывает, что построенная регрессия объясняет более 98% разброса значений переменной K_A относительно среднего.

При содержании в шихте агломерата фракции +10 мм 90% и класса (-10) мм 10% в условиях размещения их в бункере БЗУ в следующей последовательности: на дно бункера БЗУ крупный агломерат, затем мелкий, обеспечивало величину показателя равномерности, равную 0,68 (рисунок 2.6, А). Загрузка в нижнюю часть бункера БЗУ мелкого агломерата с долей 0,1, после чего крупного с долей 0,9, понижала величину показателя равномерности от 0,68 до 0,21. Уменьшение содержания агломерата крупностью +10 мм в шихте от 90 до 10% за счет увеличения фракции (-10) мм от 10 до 90% при размещении в бункере БЗУ фракции +10 мм над фракцией (-10) мм сопровождалось ростом показателя равномерности от 0,21 до 0,73. В условиях

трения. Наряду с увеличенной массой отдельных частиц это позволяет быстрее перемещаться им в разрыхленном слое шихты, тем самым улучшая равномерность поступления агломерата в целом.

Согласно рисунку 2.6 для анализируемых режимов загрузки целесообразно в нижней части бункера располагать материал с подавляющим содержанием его в составе шихты, а поверх него материал с минимальным расходом. Более высокий показатель равномерности, равный 0,81, наблюдали при расположении 10% фракции (-10) мм между порциями агломерата крупностью +10 мм, равными 70 и 30% соответственно, расположенными под и над агломератом мелких классов (рисунок 2.6, Б). Увеличение доли агломерата крупностью (-10) мм от 10 до 50% смещало экстремум в направлении уменьшения доли агломерата класса +10 мм, располагающегося под агломератом крупностью (-10) мм от 70 до 50%. Наиболее высокую величину показателя равномерности наблюдали при размещении агломерата фракции +10 мм в слое класса (-10) мм согласно рисунку 2.7.



Доля агломерата фракции +10 мм в слое класса (-10) мм (---■---)
и агломерата фракции (-10) мм в слое класса (+10) мм (—◆—)

Рисунок 2.7 – Изменение показателя равномерности по крупности от режимов загрузки при доле перемещаемой фракции 10 (А) и 50 % (Б)

Из рисунка 2.7, Б следует, что при равных долях крупной и мелкой фракций в составе шихты размещение агломерата крупностью +10 мм в слое класса (-10) мм обеспечивало максимальную величину показателя равномерности, равную 0,79, против 0,73 в условиях расположения фракции (-10) мм в слое +10 мм.

Таким образом, можно сделать вывод, что для обеспечения равномерного распределения железорудного сырья по крупности в процессе выпуска его из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи с целью достижения рационального распределения газового потока через слой шихты по окружности целесообразно материал с более высокой эквивалентной по поверхности крупностью располагать в слое материала с меньшей крупностью. В железорудной части шихты, загружаемой в доменные печи ПАО «ММК», наиболее высокую эквивалентную по поверхности крупность имеют добавочные материалы. А именно ее величина для окатышей составляет в среднем 12 мм, для коксового орешка – 18 мм, а для коксовой фракции и промывочных материалов превышает 30 мм, в то время как для агломерата она составляет 10 мм.

В связи с этим во второй серии экспериментов исследовали влияние последовательности загрузки компонентов шихты на показатель равномерности по крупности материалов P_k в процессе поступления их из бункера БЗУ на лоток, рассчитанный по формуле (2.9). Для этого окатыши загружали в нижнюю часть бункера БЗУ под агломератом, над ним и в слое между порциями агломерата в различных вариантах: 25:75; 50:50 и 75:25%, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами. Сравнили их с режимами загрузки агломерата в слой окатышей в различных вариантах: 25:75; 50:50 и 75:25%, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над агломератом. Долю окатышей меняли от 0,1 до 0,9 с шагом 0,2.

Величину показателя равномерности по крупности материалов для различных условий загрузки можно определить из уравнения ($R^2=0,99$):

$$\begin{aligned}
 P_{k(\text{ЖРС})} = & 0,959 + 0,159 A_{\text{доб}} + 0,22 \ln(D_{\text{ок}}) - 0,383 A_{\text{доб}}^2 + \\
 & + 0,096 \cdot [\ln(D_{\text{ок}})]^2 - 0,264 A_{\text{доб}} \ln(D_{\text{ок}}) + 0,182 A_{\text{доб}}^3 + \\
 & + 0,016 [\ln(D_{\text{ок}})]^3 - 0,043 A_{\text{доб}} [\ln(D_{\text{ок}})]^2 + 0,133 A_{\text{доб}}^2 \ln(D_{\text{ок}}),
 \end{aligned} \tag{2.17}$$

где $A_{\text{доб}}$ – доля агломерата, располагающегося под добавочными материалами в шихтовом бункере БЗУ, (0-1);

D_{OK} – доля окатышей в шихте (0,1-0,9) от расхода железорудного сырья.

Анализ результатов исследований при доле окатышей от железорудной части шихты в пределах 0,25-0,45, что соответствует средним изменениям для условий ПАО «ММК», показывает следующее. Наиболее низкий показатель равномерности по крупности железорудных материалов наблюдали при расположении окатышей в нижней части бункера БЗУ под агломератом. Такой режим загрузки компонентов шихты с долей окатышей в ней 0,38 обеспечивает высыпание в начале выпуска крупных частичек (рисунок 2.8, А). По ходу выпуска крупность поступающего на лоток материала уменьшалась. Коэффициент вариации изменения соотношения крупности по ходу выпуска в данном случае имел максимальную величину, равную 13,4 (таблица 2.6), что обеспечивало минимальную величину показателя $P_{к(ЖРС)}$, равную 0,82. Загрузка окатышей в середину слоя агломерата, между порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75% от массы агломерата, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами, а также после агломерата давали схожие результаты.

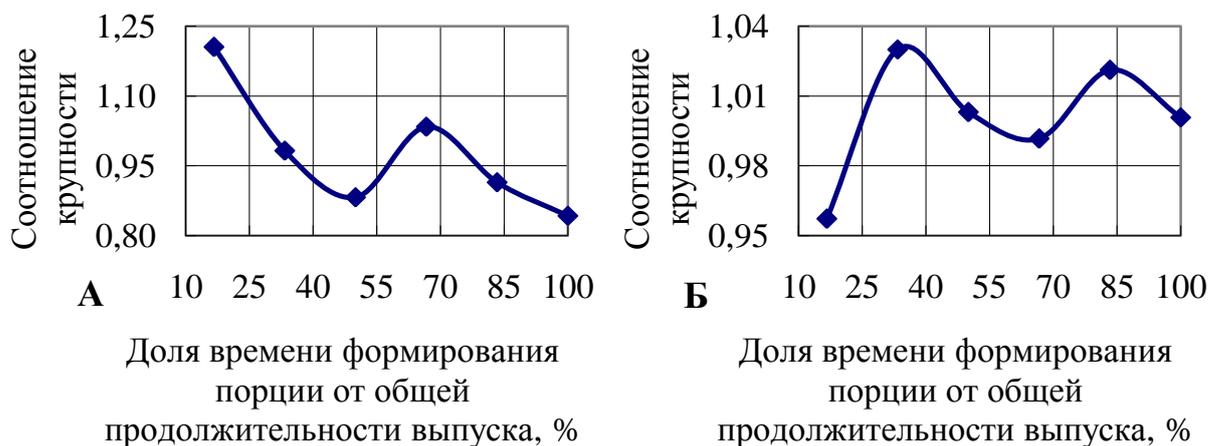


Рисунок 2.8 – Изменение отношения эквивалентной по поверхности крупности железорудных материалов по мере истечения их из бункера БЗУ к исходной ее величине при загрузке окатышей в бункере под агломератом (А), в среднем его слое (Б)

Таблица 2.6 – Изменение показателей равномерности по крупности железорудных материалов по ходу выпуска при различной последовательности загрузки компонентов шихты и доле окатышей, равной 0,38, от расхода ЖРС

Доля агломерата, располагающегося под окатышами в бункере БЗУ, %	Показатель равномерности по крупности материалов в процессе поступления их из бункера БЗУ на лоток, рассчитанный по формуле (2.9) ($P_{к(ЖРС)}$)	Коэффициент вариации изменения соотношения эквивалентной по поверхности крупности по ходу выпуска
0	0,82	13,4
25	0,89	2,6
50	0,90	2,5
75	0,89	4,6
100	0,87	4,5

Соотношение крупности по ходу выпуска изменялось незначительно. В начале выпуска наблюдали более высокое содержание мелочи (см. рисунок 2.7, Б), после чего поступали средние по крупности частицы компонентов шихты. Минимальные колебания изменения соотношения эквивалентной по поверхности крупности по ходу выпуска обеспечивает размещение окатышей в середине слоя агломерата (см. таблицу 2.6).

2.2.2 Компонентный состав железорудной части шихты

2.2.2.1 Односкиповая загрузка железорудных материалов в бункер БЗУ

Наряду с однородным поступлением из бункера БЗУ железорудных материалов по крупности необходимо обеспечивать равномерное окружное распределение по видам компонентов шихты ввиду различия их физико-химических свойств. В связи с этим исследовали действие различных факторов на очередность поступления шихтовых материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи и равномерность их распределения по видам.

Распределение окатышей по ходу выпуска при односкиповой загрузке железорудных материалов можно представить в виде уравнения

$$O_{\text{К}} = \frac{(1 - \text{th}(0,375\tau_{\text{фп}} - 25))}{2} \cdot \frac{1}{2} \left[(1 - \text{th}(\tau_{\text{фп}} / 2 - 25)) \cdot O_{\text{К}_1} + (1 + \text{th}(\tau_{\text{фп}} / 2 - 25)) \cdot \right. \\ \left. + \frac{(1 + \text{th}(0,375\tau_{\text{фп}} - 25)) \cdot O_{\text{К}_2}}{2}, \right. \\ \left. + \frac{(0,06 \cdot \tau_{\text{фп}} - 2,99) \cdot O_{\text{К}_4} + (3,99 - 0,06 \cdot \tau_{\text{фп}}) \cdot O_{\text{К}_3}}{2} \right] + \quad (2.18)$$

где $O_{\text{К}_{1,2,3,4}}$ – содержание окатышей от суммарной массы материалов в формируемой по ходу выпуска порции за долю времени τ ;

$\tau_{\text{фп}}$ – доля времени формирования порции от общей продолжительности выпуска (в интервале 0-100%);

th – гиперболический тангенс: $\text{th} = (e^{2x} - 1) / (e^{2x} + 1)$.

При этом величины $O_{\text{К}_{1,2,3,4}}$ зависят от интервала, в котором находятся параметры загрузки: доля окатышей в шихте от расхода железорудного сырья $D_{\text{Ок}}$ и доля агломерата, располагающегося под окатышами в шихтовом бункере БЗУ $A_{\text{Ок}}$ согласно зависимости 2.19.

Если пренебречь добавочными материалами, а именно коксовым орешком и промывочными материалами, расход которых не вносил существенных изменений в распределение железорудных материалов по ходу выпуска, то содержание агломерата в соответствующей порции можно представить как разность между 100 процентами и содержанием в ней окатышей: $A = 100 - O_{\text{К}}$.

При загрузке в бункер одного скипа размещение в нижней его части 10% окатышей от расхода железорудного сырья при загрузке их в составе двухкомпонентной смеси – агломерат и окатыши, трехкомпонентной с добавлением коксового орешка или четырехкомпонентной с введением в состав шихты промывочных материалов обеспечивает поступление более 90% окатышей от их расхода в начале выпуска. При угле открытия шихтового затвора 50° в первой порции согласно уравнению (2.18) их содержание составляет 49% от массы всей порции (рисунки 2.9, А, 2.10, А). Во второй

пробе, отобранной после 33 % времени от общей продолжительности выпуска, содержание окатышей составляет 11%. Оставшиеся порции формировались преимущественно из агломерата.

$$\begin{array}{l}
 OK_1 = OK_{10}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}, OK_2 = OK_{10}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}, \\
 OK_3 = f\left(OK_{10}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}[D_{OK}; A_{OK}; \tau = 50]\right) \quad \left. \begin{array}{l} 0 \leq A_{OK} \leq 50 \\ 10 \leq D_{OK} \leq 50 \end{array} \right\} \\
 OK_4 = f\left(OK_{10}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 66, 7]\right) \\
 OK_1 = OK_{10}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}, OK_2 = OK_{10}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}, \\
 OK_3 = f\left(OK_{10}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 50]\right), \quad \left. \begin{array}{l} 50 < A_{OK} \leq 100 \\ 50 < D_{OK} \leq 90 \end{array} \right\} \\
 OK_4 = f\left(OK_{10}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 66, 7]\right)
 \end{array} \tag{2.19}$$

$$\begin{array}{l}
 OK_1 = OK_{50}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}, OK_2 = OK_{50}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}, \\
 OK_3 = f\left(OK_{50}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}[D_{OK}; A_{OK}; \tau = 50]\right), \quad \left. \begin{array}{l} 0 \leq A_{OK} \leq 50 \\ 50 < D_{OK} \leq 90 \end{array} \right\} \\
 OK_4 = f\left(OK_{50}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 66, 7]\right), \\
 OK_1 = OK_{50}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}, OK_2 = OK_{50}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}, \\
 OK_3 = f\left(OK_{50}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 50]\right), \quad \left. \begin{array}{l} 50 < A_{OK} \leq 100 \\ 50 < D_{OK} \leq 90 \end{array} \right\} \\
 OK_4 = f\left(OK_{50}^{(66,7 \leq \tau \leq 100)}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}[D_{OK_2}; A_{OK}; \tau = 66, 7]\right)
 \end{array}$$

где

$$\begin{aligned}
 OK_{10}^{(0 \leq \tau \leq 50)}_{(0 \leq A \leq 50)} &= 138 + 0,64 D_{OK} - 0,017 D_{OK}^2 - 7,8 A_{OK} + 0,09 A_{OK}^2 - 7,9 \tau_{\text{фп}} + 0,09 \tau_{\text{фп}}^2 - \\
 &- 0,08 D_{OK} A_{OK} + 10^{-3} D_{OK} A_{OK}^2 + 10^{-3} D_{OK}^2 A_{OK} - 1,7 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 A_{OK}^2 + 0,165 D_{OK} \tau_{\text{фп}} - \\
 &- 3 \cdot 10^{-3} D_{OK} \tau_{\text{фп}}^2 - 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\text{фп}} + 2,1 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\text{фп}}^2 + 0,44 A_{OK} \tau_{\text{фп}} - 5 \cdot 10^{-3} A_{OK} \tau_{\text{фп}}^2 - \\
 &- 5 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 \tau_{\text{фп}} + 6,2 \cdot 10^{-5} A_{OK}^2 \tau_{\text{фп}}^2;
 \end{aligned} \tag{2.20}$$

$$\begin{aligned}
O_{K10}^{50} ({}^{66,7 \leq \tau \leq 100} / {}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}) &= 22,8 + 2,9 D_{OK} - 0,07 D_{OK}^2 - 2,2 A_{OK} - 4 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 - 0,31 \tau_{\phi\pi} + \\
&+ 10^{-3} \tau_{\phi\pi}^2 + 0,08 D_{OK} A_{OK} + 8,8 \cdot 10^{-4} D_{OK} A_{OK}^2 + 1,2 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 A_{OK} + 1,7 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 A_{OK}^2 - \\
&- 0,08 D_{OK} \tau_{\phi\pi} + 4,8 \cdot 10^{-4} D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 2,3 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - 1,4 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 + \\
&+ 0,06 A_{OK} \tau_{\phi\pi} - 4,4 \cdot 10^{-4} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 2,6 \cdot 10^{-4} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + 4,2 \cdot 10^{-6} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.21)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{K10}^{50} ({}^{0 \leq \tau \leq 50} / {}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}) &= 80,5 - 4,7 D_{OK} + 0,04 D_{OK}^2 - 2,0 A_{OK} + 0,01 A_{OK}^2 - 1,3 \tau_{\phi\pi} - \\
&- 7,2 \cdot 10^{-3} \tau_{\phi\pi}^2 + 0,04 D_{OK} A_{OK} - 2,3 \cdot 10^{-4} D_{OK} A_{OK}^2 - 1,7 \cdot 10^{-4} D_{OK}^2 A_{OK} + \\
&+ 9 \cdot 10^{-7} D_{OK}^2 A_{OK}^2 + 0,25 D_{OK} \tau_{\phi\pi} - 3,0 \cdot 10^{-3} D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 2,1 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + \\
&+ 2,5 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 + 0,04 A_{OK} \tau_{\phi\pi} - 1,4 \cdot 10^{-4} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 5 \cdot 10^{-4} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + 5,7 \cdot 10^{-6} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.22)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{K10}^{50} ({}^{66,7 \leq \tau \leq 100} / {}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}) &= -924 + 10,4 D_{OK} - 0,16 D_{OK}^2 + 20,5 A_{OK} - 0,11 A_{OK}^2 + 19,2 \tau_{\phi\pi} - \\
&- 0,1 \tau_{\phi\pi}^2 - 0,04 D_{OK} A_{OK} + 2,4 \cdot 10^{-4} D_{OK} A_{OK}^2 + 3,2 \cdot 10^{-4} D_{OK}^2 A_{OK} - \\
&- 1,9 \cdot 10^{-6} D_{OK}^2 A_{OK}^2 - 0,19 D_{OK} \tau_{\phi\pi} + 1,1 \cdot 10^{-3} D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 + 3,5 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - \\
&- 2,0 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 - 0,41 A_{OK} \tau_{\phi\pi} + 2 \cdot 10^{-3} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 + 2,1 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - 10^{-5} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.23)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{K50}^{90} ({}^{0 \leq \tau \leq 50} / {}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}) &= 440 - 10,9 D_{OK} + 0,08 D_{OK}^2 - 4,7 A_{OK} + 0,05 A_{OK}^2 - 24,4 \tau_{\phi\pi} + 0,28 \tau_{\phi\pi}^2 - \\
&- 0,04 D_{OK} A_{OK} + 2,7 \cdot 10^{-4} D_{OK} A_{OK}^2 + 3,8 \cdot 10^{-4} D_{OK}^2 A_{OK} - 1,7 \cdot 10^{-6} D_{OK}^2 A_{OK}^2 + \\
&+ 0,75 D_{OK} \tau_{\phi\pi} - 9,3 \cdot 10^{-3} D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 5,5 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - 7,0 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 + \\
&+ 0,32 A_{OK} \tau_{\phi\pi} - 4 \cdot 10^{-3} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 3,7 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - 5,5 \cdot 10^{-5} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.24)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{K50}^{90} ({}^{66,7 \leq \tau \leq 100} / {}_{(0 \leq A_{OK} \leq 50)}) &= -601 + 16,4 D_{OK} - 0,09 D_{OK}^2 - 1,73 A_{OK} - 8 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 + 15,3 \tau_{\phi\pi} - \\
&- 0,095 \tau_{\phi\pi}^2 + 6,3 \cdot 10^{-3} D_{OK} A_{OK} + 2,8 \cdot 10^{-3} D_{OK} A_{OK}^2 - 8,3 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 A_{OK} - \\
&- 2,7 \cdot 10^{-6} D_{OK}^2 A_{OK}^2 - 0,4 D_{OK} \tau_{\phi\pi} + 2,4 \cdot 10^{-3} D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 + 2,5 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} - \\
&- 1,5 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 + 0,06 A_{OK} \tau_{\phi\pi} - 3,7 \cdot 10^{-4} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 2,6 \cdot 10^{-4} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + \\
&+ 3,3 \cdot 10^{-6} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.25)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{K50}^{90} ({}^{0 \leq \tau \leq 50} / {}_{(50 < A_{OK} \leq 100)}) &= 142,5 - 7,4 D_{OK} + 0,07 D_{OK}^2 + 10,2 A_{OK} - 0,06 A_{OK}^2 - 29,3 \tau_{\phi\pi} + \\
&+ 0,35 \tau_{\phi\pi}^2 - 0,31 D_{OK} A_{OK} + 1,8 \cdot 10^{-3} D_{OK} A_{OK}^2 + 2,1 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 A_{OK} - 1,2 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 A_{OK}^2 + \\
&+ 1,05 D_{OK} \tau_{\phi\pi} - 0,013 D_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 7,8 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + 9,4 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2 + 0,05 A_{OK} \tau_{\phi\pi} - \\
&- 8,4 \cdot 10^{-4} A_{OK} \tau_{\phi\pi}^2 - 3,1 \cdot 10^{-4} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi} + 6,8 \cdot 10^{-6} A_{OK}^2 \tau_{\phi\pi}^2; \quad (2.26)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
O_{OK}^{90} \text{ (} 50 < A_{OK} \leq 100 \text{)} &= 744 - 15,3 D_{OK} + 0,1 D_{OK}^2 - 20,2 A_{OK} + 0,14 A_{OK}^2 - 8,2 \tau_{\text{фп}} + 0,05 \tau_{\text{фп}}^2 + \\
&+ 0,35 D_{OK} A_{OK} - 2 \cdot 10^{-3} D_{OK} A_{OK}^2 - 2,5 \cdot 10^{-3} D_{OK}^2 A_{OK} + 1,4 \cdot 10^{-5} D_{OK}^2 A_{OK}^2 + \\
&+ 0,07 D_{OK} \tau_{\text{фп}} - 3,3 \cdot 10^{-4} D_{OK} \tau_{\text{фп}}^2 - 2,9 \cdot 10^{-4} D_{OK}^2 \tau_{\text{фп}} + 7,8 \cdot 10^{-7} D_{OK}^2 \tau_{\text{фп}}^2 + \\
&+ 0,3 A_{OK} \tau_{\text{фп}} - 1,5 \cdot 10^{-3} A_{OK} \tau_{\text{фп}}^2 - 1,9 \cdot 10^{-3} A_{OK}^2 \tau_{\text{фп}} + 1,2 \cdot 10^{-5} A_{OK}^2 \tau_{\text{фп}}^2. \quad (2.27)
\end{aligned}$$

Увеличение доли окатышей в шихте от 0,1 до 0,5% при расположении их в нижней части бункера БЗУ сопровождалось повышением содержания их в первой порции, сформированной по ходу выпуска согласно рисунку 2.10, А. Загрузка 25-30% окатышей от расхода ЖРС обеспечивало формирование первой порции на 92-94% из окатышей и 6-8% из агломерата (рисунки 2.11, А, 2.12, А). При их доле 0,38 содержание окатышей в порции, сформированной после 16,7% времени от общей продолжительности выпуска, составляло 97% при незначительном содержании агломерата (рисунок 2.13, А). Выпуск шихты, состоящей на 70-90% из окатышей, из бункера БЗУ обеспечивает их содержание в первой порции, равное 99%.

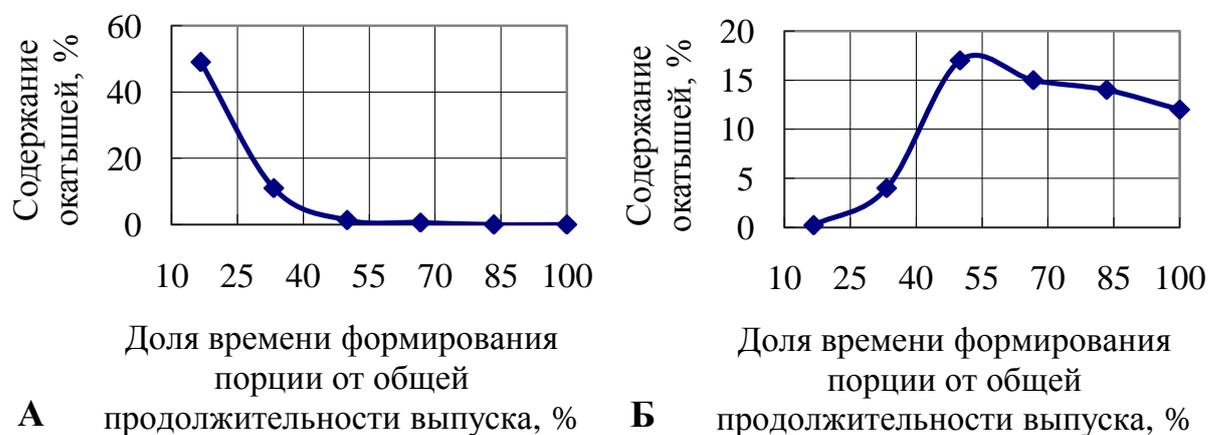


Рисунок 2.9 – Содержание окатышей по мере истечения их совместно железорудными материалами из шихтового бункера БЗУ

при доле окатышей 10% и загрузке их в бункер под (А) и над (Б) агломератом

Поскольку в условиях ПАО «ММК» материалы объемом, составляющим один скип, поступают в колошниковое пространство печи из бункера БЗУ с трех станций углового положения лотка, то отношение количества окатышей к

количеству железорудного сырья в трех кольцевых зонах колошника в направлении движения лотка при их доле в шихте 30% будет следующее: 0,71; 0,15 и 0,04.

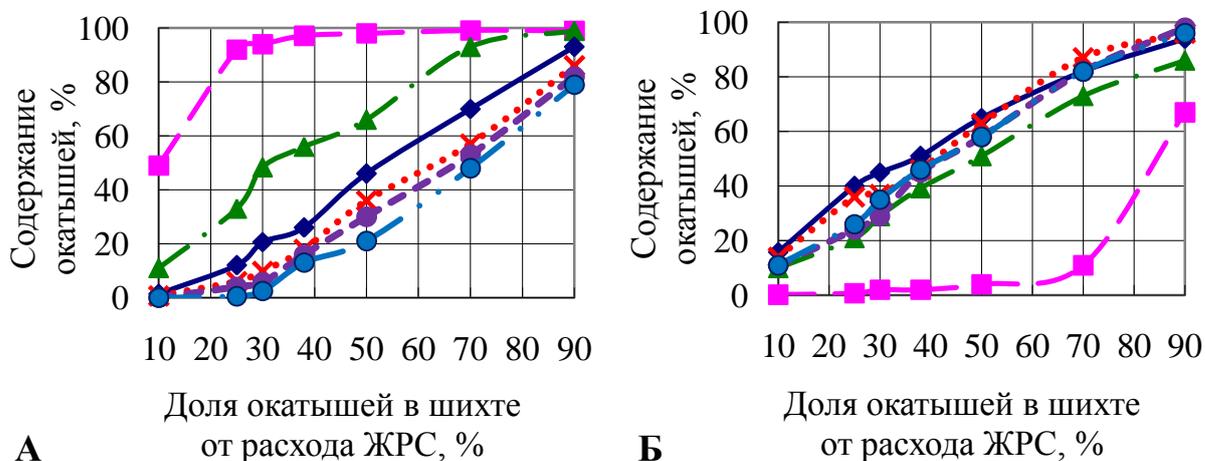


Рисунок 2.10 – Влияние доли окатышей в шихте на содержание их в порциях, отобранных после 16,7 (—■—), 33 (—▲—), 50 (—◆—), 66,7 (—✕—), 83,3 (—◆—) и 100% (—◆—) времени от общей продолжительности выпуска их совместно с агломератом в колошниковое пространство при загрузке окатышей в бункер перед агломератом (А) и после него (Б)

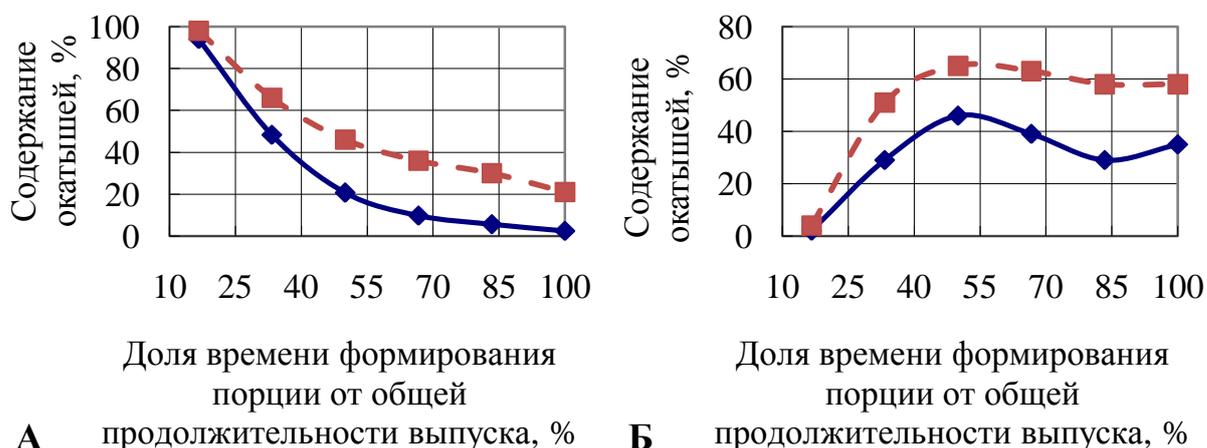


Рисунок 2.11 – Содержание окатышей по мере истечения их совместно с железорудными материалами из шихтового бункера БЗУ при загрузке в бункер 30 (—◆—) и 50% (—■—) от расхода ЖРС под агломератом (А) и над ним (Б)

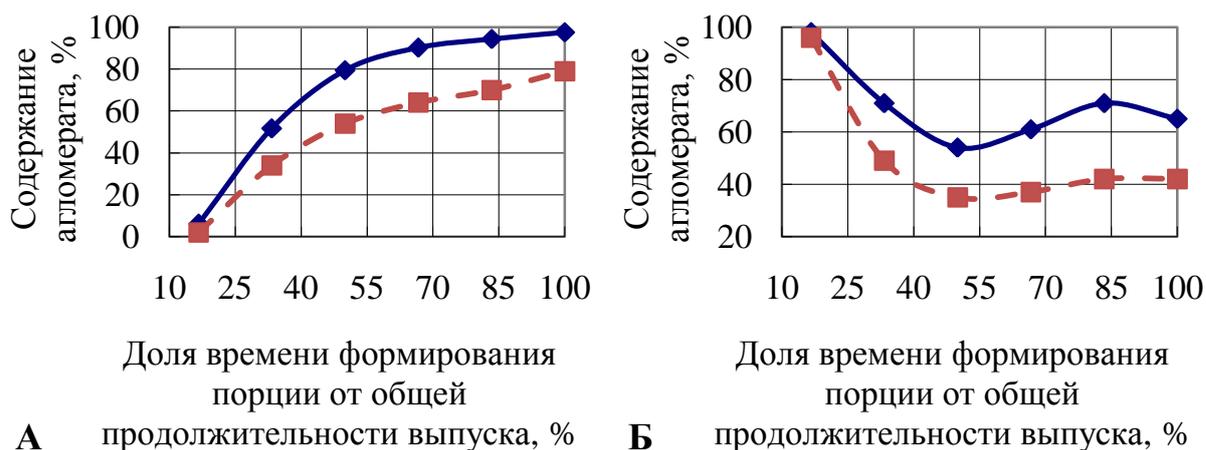


Рисунок 2.12 – Содержание агломерата по мере истечения его совместно с железорудными материалами из шихтового бункера БЗУ при загрузке в бункер 30 (—◆—) и 50% (—■—) окатышей от расхода ЖРС под агломератом (А) и над ним (Б)

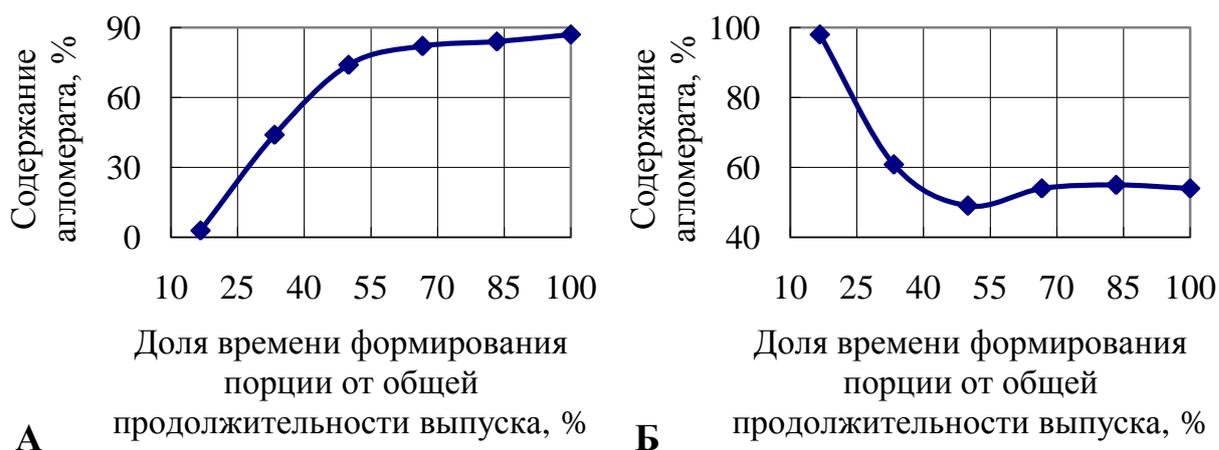


Рисунок 2.13 – Содержание агломерата по мере истечения его совместно с окатышами, содержание которых составляло 38% от ЖРС, из шихтового бункера БЗУ при загрузке его в бункер после (а) и перед (б) окатышами

Таким образом, при направлении движения лотка от периферии к центру пристеночная зона печи будет формироваться из смеси агломерата и окатышей соответственно в процентном соотношении в среднем 71 к 29. При этом в некоторых локальных зонах доля окатышей будет превышать 90-95%. В зону рудного гребня будет поступать преимущественно агломерат. Сохранение режима загрузки – окатыши на дно бункера БЗУ при использовании в составе

шихты неофлюсованных окатышей и доведении их доли до 40-50% от расхода ЖРС будет препятствовать образованию гарнисажа на стенках доменной печи и способствовать истиранию кладки шахты и распара. В связи с этим практическая ценность такого режима загрузки с использованием в составе шихты высокой доли неофлюсованных окатышей будет при работе печи с настылью в шахте печи.

Показатель равномерности поступления окатышей из бункера в колошниковое пространство, рассчитанный по формуле (2.2), зависит от расхода окатышей (таблица 2.7). Особенно это проявляется при загрузке их вниз бункера БЗУ под агломератом согласно уравнению ($R^2=0,90$):

$$K_{OK} = -1,03 + 0,06Ш_{OK} + 0,03Д_{OK} - 8,7 \cdot 10^{-4} Ш_{OK}^2 - 4,5 \cdot 10^{-4} Ш_{OK}Д_{OK} + 2,9 \cdot 10^{-8} Ш_{OK}^2 Д_{OK}^2 + 4,22 \cdot 10^{-6} Ш_{OK}^3 - 1,3 \cdot 10^{-6} Д_{OK}^3, \quad (2.28)$$

где $Ш_{OK}$ – доля шихты от ее расхода за исключением окатышей, располагающаяся под окатышами в шихтовом бункере БЗУ (0-100), %;

$Д_{OK}$ – доля окатышей в шихте (10-90%) от расхода железорудного сырья.

Таблица 2.7 – Корреляционная матрица (расшифровка в пункте 2.1.2 «Регрессионный и канонический анализы»)

Переменные	*Ш _{OK}	А _{ДОБ}	Д _{OK}	Д _{ДОБ}	**К _А	К _{OK}	К _{OP}	К _{Пр}
Ш _{OK}	1,000	0,411	-0,014	-0,006	0,048	0,430	0,073	-0,191
А _{ДОБ}	0,411	1,000	0,028	-0,006	-0,082	0,140	0,485	0,178
Д _{OK}	-0,014	0,028	1,000	0,211	-0,765	0,583	-0,120	-0,078
Д _{ДОБ}	-0,006	-0,006	0,211	1,000	-0,232	0,055	0,049	0,053
К _А	0,048	-0,082	-0,765	-0,232	1,000	-0,202	-0,023	-0,004
К _{OK}	0,430	0,140	0,583	0,055	-0,202	1,000	-0,048	-0,007
К _{OP}	0,073	0,485	-0,120	0,049	-0,023	-0,048	1,000	0,557
К _{Пр}	-0,191	0,178	-0,078	0,053	-0,004	-0,007	0,557	1,000

При доле окатышей, равной 0,1, и размещении их в бункере БЗУ под агломератом величина коэффициента равномерности поступления окатышей согласно рисунку 2.14 составляла (-0,70), что свидетельствует о неравномерном их поступлении из бункера в колошниковое пространство печи. Поскольку содержание агломерата в шихте в этом случае составляет 90%, равномерность его поступления была выше, чем у окатышей. Показатель равномерности поступления агломерата составляет 0,78 (рисунок 2.15). Увеличение доли окатышей в составе шихты от 0,1 до 0,9 сопровождалось повышением величины показателя равномерности у окатышей от -0,70 до 0,91 и снижением у агломерата от 0,78 до 0,21. При этом в целом для железорудного сырья величина показателя равномерности увеличилась от 0,04 до 0,56 (рисунок 2.16).

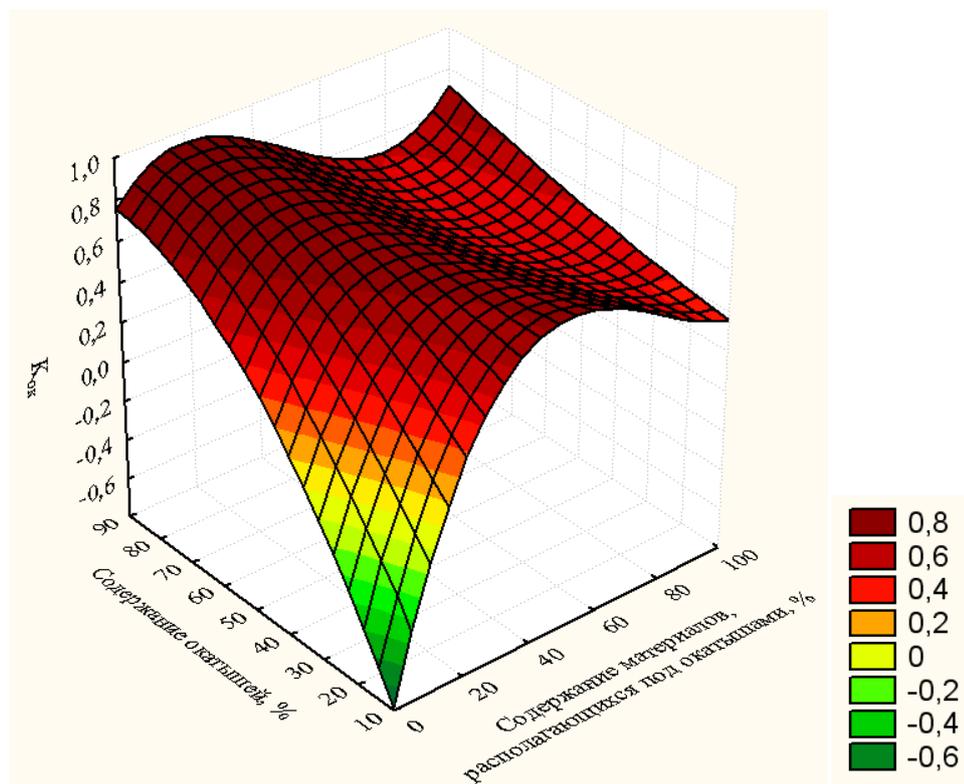


Рисунок 2.14 – Зависимость показателя равномерности поступления окатышей в колошниковое пространство печи от их доли в железорудной части шихты и расположения в слое агломерата

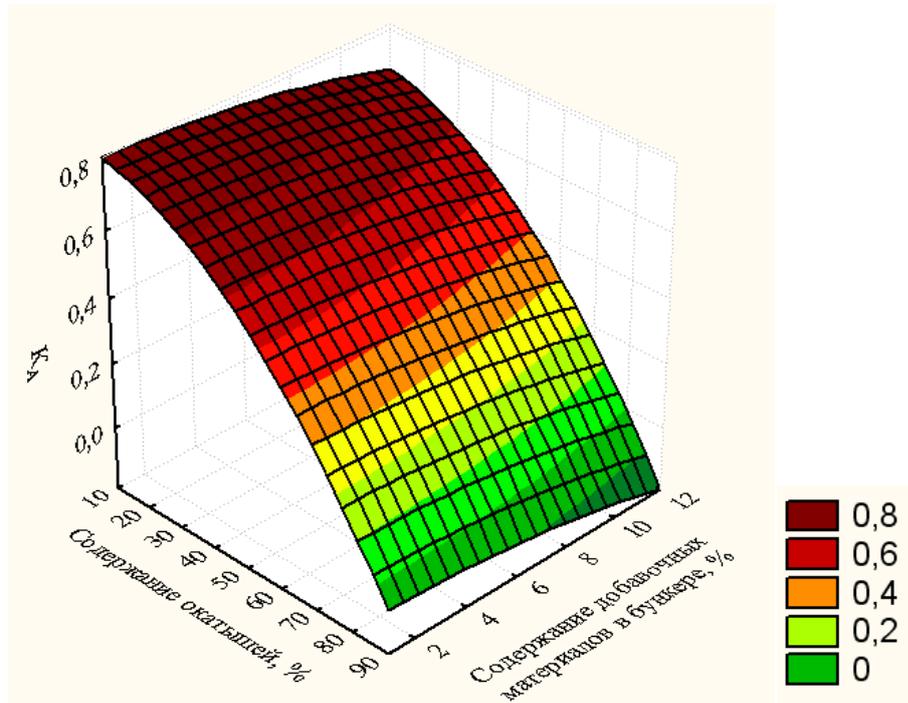


Рисунок 2.15 – Зависимость показателя равномерности поступления агломерата в колошниковое пространство печи от доли окатышей в железорудной части шихты и расхода добавочных материалов

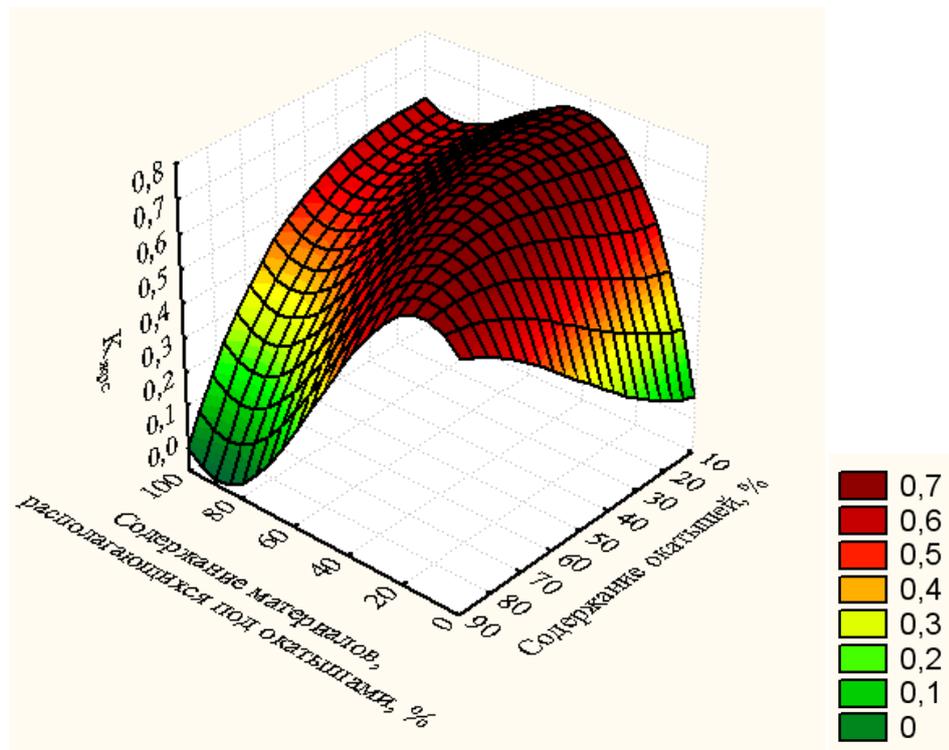


Рисунок 2.16 – Зависимость показателя равномерности поступления железорудных материалов в колошниковое пространство печи от доли окатышей и расположения их в слое агломерата

Отдаление окатышей от выпускного отверстия путем размещения их в бункере БЗУ над агломератом изменяло очередность поступления материалов из бункера в колошниковое пространство печи. При содержании окатышей в шихте 10% характер выпуска их из бункера представлен на рисунке 2.9, Б. В первой порции их не было. По истечении 33% времени от общей продолжительности выпуска содержание окатышей составляет 6%, хотя окатыши перед выпуском находились на поверхности агломерата. Максимальное их содержание достигалось по истечении 50% времени от общей продолжительности выпуска и составляло 17%. После чего их доля в формируемых порциях уменьшалась.

Рост содержания окатышей в шихте от 10 до 50% не изменял характер выпуска железорудных материалов (таблица 2.8, рисунки 2.11 и 2.12) при повышении абсолютных величин их доли от массы формируемой порции. Минимальный рост доли окатышей наблюдали в порции, формируемой после 16,7% времени после начала выпуска. При доле окатышей, равной 0,5, содержание их составляло 4% (см. рисунок 2.10, Б и таблицу 2.8). В остальных порциях разность между максимальными и минимальными величинами колебалась от 10 до 17% абс. (см. рисунок 2.11, Б).

Таблица 2.8 – Содержание окатышей по ходу выпуска железорудных материалов в колошниковое пространство печи при расположении различной доли окатышей в бункере над агломератом

Содержание окатышей от ЖРС, %	Содержание окатышей, %, по ходу выпуска материалов из бункера (% от общей продолжительности выпуска)					
	16,7	33,3	50,0	66,7	83,3	100,0
10	0	6	17	14	10	12
25	1	26	40	36	24	26
30	2	29	46	39	29	35
38	2	39	51	46	45	46
50	4	51	65	63	58	58
70	5	73	83	90	85	85
90	55	89	99	99	99	96

Дальнейшее увеличение расхода окатышей с 50 до 90% сопровождалось перемещением максимума согласно таблице 2.8 (выделено красным цветом и жирным шрифтом).

При доле окатышей, равной 0,7 от расхода железорудного сырья, максимальное их содержание наблюдали после 66,7% времени от продолжительности выпуска. Когда содержание окатышей достигало 90%, экстремума не наблюдалось. В порциях, сформированных после 50% времени от начала выпуска, содержание окатышей превышало 96%.

Таким образом, выпуск компонентов шихты в колошниковое пространство печи с трех станций углового положения лотка при расположении окатышей в бункере БЗУ над агломератом обеспечивало максимальное их поступление со второй станции углового положения лотка в середине выпуска. При содержании окатышей 30% от расхода ЖРС отношение их массы к железорудному сырью при выпуске с трех кольцевых зон колошника составит 0,16; 0,43; 0,32. Увеличению доли окатышей от 30 до 50% соответствует рост их доли по кольцевым зонам колошника в направлении движения лотка соответственно от 0,16; 0,43; 0,32 до 0,28; 0,64 и 0,58. Такой режим целесообразен для уменьшения контакта окатышей с футеровкой доменной печи, что предотвратит излишнее разрушение кладки при использовании неофлюсованных окатышей с долей выше 40% от расхода железорудного сырья. Рациональный выбор станций углового положения лотка обеспечит поступление максимального количества окатышей в зону рудного гребня и исключит попадание их в центр печи.

Показатель равномерности поступления агломерата по массе из бункера в колошниковое пространство печи зависит от расхода окатышей и добавочных материалов (см. таблицу 2.7). Наиболее полно влияние исследуемых регрессоров на результативный признак описывает линейная по параметрам нелинейная модель, полученная методом Гаусса-Ньютона ($R^2=0,6$):

$$K_A = 0,82 - 1,1 \cdot 10^{-4} D_{OK}^2 - 9,2 \cdot 10^{-4} D_{ДОБ}^2, \quad (2.29)$$

где D_{OK} – доля окатышей в шихте (10-90%) от расхода железорудного сырья;

$D_{ДОБ}$ – расход добавочных материалов (0–16,3 кг).

Регрессионный анализ (таблица 2.9) и гистограммы остатков от регрессии (рисунок 2.17) подтверждают адекватность модели, которая свидетельствует, что при увеличении расхода окатышей и добавочных материалов равномерность поступления агломерата из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи ухудшается.

Таблица 2.9 – Регрессионный анализ нелинейной модели

$$K_{OK} = b_0 + b_1 D_{OK}^2 + b_2 D_{ДОБ}^2$$

Параметры модели	Оценки параметров	t – критерий Стьюдента	p -уровень	Стандартная ошибка	F -критерий Фишера
b_0	0,824	27,3	0,00	0,00	89,2
b_1	-0,00011	-13,2	0,00	0,00	
b_2	-0,00092	-2,1	0,00	0,04	

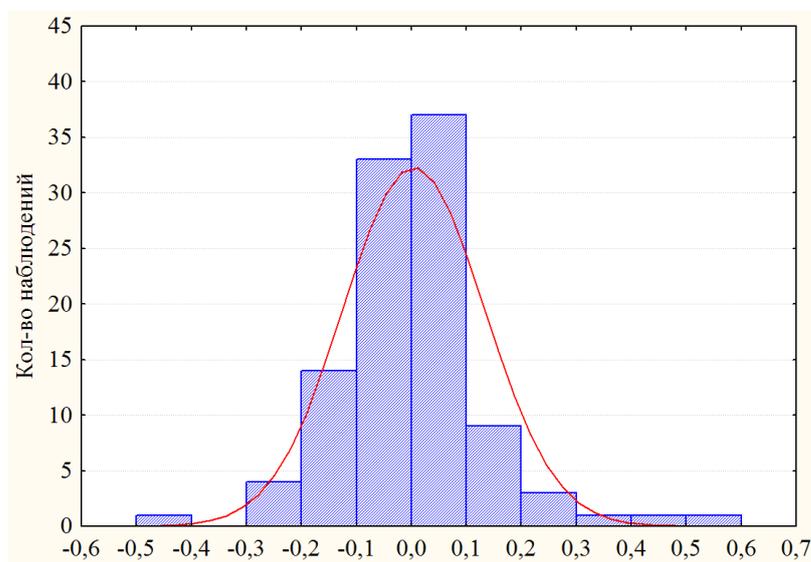


Рисунок 2.17 – Гистограмма остатков для модели 2.31

Анализ результатов моделирования режимов загрузки, предполагающих размещение агломерата под окатышами и над ними, показал следующее. При увеличении доли окатышей от 0,3 до 0,5 показатель равномерности

поступления агломерата из бункера БЗУ на колошник уменьшался интенсивнее при размещении агломерата внизу бункера БЗУ по сравнению с режимом загрузки окатышей в нижней его части. В условиях размещения агломерата в нижней части бункера БЗУ, после чего окатышей уменьшение доли агломерата от 0,7 до 0,5 сопровождалось уменьшением показателя равномерности агломерата от 0,78 до 0,54. То есть величина показателя уменьшилась на 31,1% абс. против снижения на 10,2% при загрузке окатышей вниз бункера БЗУ под агломератом. Несмотря на это, абсолютная величина показателя равномерности поступления агломерата осталась выше при загрузке агломерата вниз бункера БЗУ по сравнению с режимом загрузки, предполагающим расположение их в бункере над окатышами. В результате при загрузке агломерата в бункер БЗУ первым, после чего окатыши при их доле от железорудной части шихты, равной 0,3 и 0,5, показатель равномерности поступления железорудного сырья из бункера в колошниковое пространство составлял соответственно 0,64 и 0,54, что выше, по сравнению с режимом загрузки окатышей вниз бункера БЗУ, после чего агломерат в соответствии с рисунком 2.16.

При выпуске в эллипсоидах разрыхления шихта находится в разрыхленном состоянии. Материал с более высокой насыпной плотностью стремится первым покинуть бункер. Насыпная плотность окатышей больше, чем у агломерата, поэтому при их размещении внизу шихтового бункера они не позволяют вытеснять себя агломерату. Поэтому расположение агломерата после окатышей ухудшает равномерность их поступления по ходу выпуска. И, наоборот, при расположении агломерата в нижней части бункера БЗУ позволяет окатышам проникать в разрыхленный слой агломерата, тем самым обеспечивать совместный их выпуск и более высокую величину показателя равномерности. Увеличение массы окатышей при одновременном сокращении массы агломерата увеличивает действие вытеснения одного материала другим, тем самым обеспечивая более интенсивное уменьшение показателя равномерности при загрузке окатышей в бункер после агломерата по сравнению с загрузкой их в бункер первыми.

Наиболее равномерно окатыши и агломерат поступают из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при размещении окатышей в слое агломерата (см. рисунок 2.16). Так, загрузка 30-38% окатышей от ЖРС в середину слоя агломерата, а также между порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75% от массы агломерата, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами, обеспечивала максимальные величины показателя равномерности железорудных материалов $K_{ЖРС}$, превышающие 0,75 (уравнение (2.30), $R^2 = 0,87$, рисунок 2.18).

$$K_{ЖРС} = 0,05 + 0,04Ш_{ОК} - 6,8 \cdot 10^{-4} Ш_{ОК}^2 + 1,7 \cdot 10^{-4} Д_{ОК}^2 - 3,45 \cdot 10^{-6} Ш_{ОК} Д_{ОК}^2 + (2.30) \\ + 1,96 \cdot 10^{-8} Ш_{ОК}^2 Д_{ОК}^2 + 3,44 \cdot 10^{-6} Д_{ОК}^3 - 1,11 \cdot 10^{-6} Ш_{ОК}^3,$$

где $Ш_{ОК}$ – доля шихты от ее расхода за исключением окатышей, располагающаяся под окатышами в шихтовом бункере БЗУ (0-100), %;

$Д_{ОК}$ – доля окатышей в шихте (10-90%) от расхода железорудного сырья.

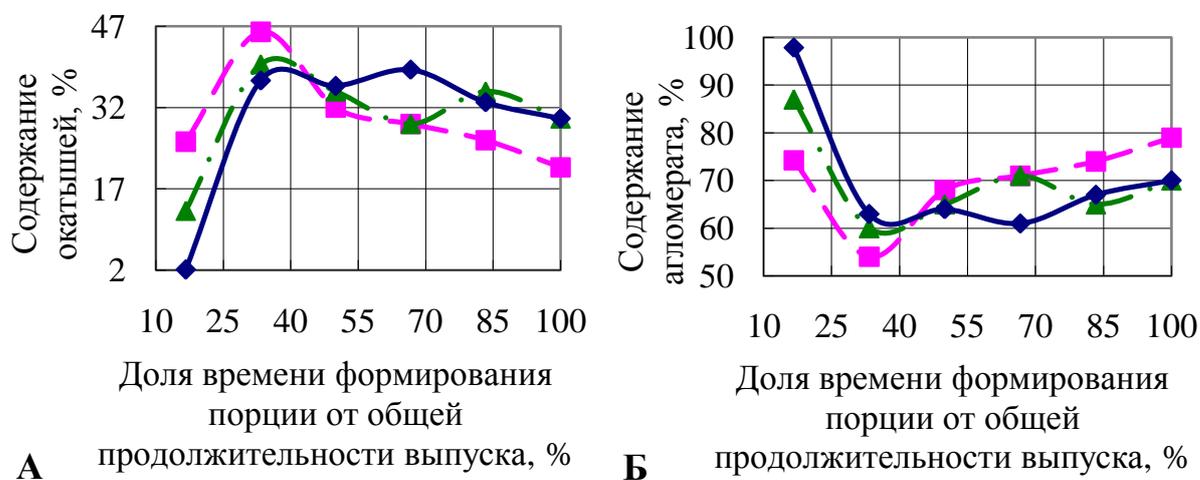


Рисунок 2.18 – Содержание окатышей (А) и агломерата (Б) по мере их совместного истечения из шихтового бункера БЗУ при загрузке в него 30% окатышей от расхода ЖРС в середину слоя агломерата (---▲---) и порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75% (---■---), 75 и 25% от массы агломерата (—◆—), расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами

Выпуск компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при размещении окатышей в бункере между порциями агломерата, сформированными из 25 и 75% от его массы, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами, обеспечивает экстремум во второй порции, формируемой по истечении 33,3% времени от продолжительности выпуска. При доле окатышей 0,3 от расхода железорудного сырья в первой порции их содержание составляло 26% от массы порции, во второй – увеличивалось до 46%. Затем содержание окатышей в формируемых порциях уменьшалось и в конце выпуска составляло 21% (см. рисунок 2.18).

Отдаление окатышей от выпускного отверстия путем размещения их в середине слоя агломерата и порциями, сформированными из него, в количестве 75 и 25% от массы агломерата, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами, уменьшает содержание окатышей в первой порции, формируемой по истечении 16,7% времени после начала выпуска. Это обеспечивает снижение величины показателя равномерности поступления окатышей из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи согласно рисунку 2.14 от 0,71 при размещении 30% окатышей между порций агломерата, сформированными в количестве 25 и 75% от массы агломерата, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами, до 0,69 при размещении окатышей в середине слоя агломерата и 0,53 в условиях их расположения в бункере между порциями агломерата, сформированными в количестве 75 и 25% от его массы, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами.

При выпуске железорудных материалов из бункера БЗУ в доменную печь в условиях размещения 30% окатышей между порций агломерата, сформированными в количестве 25 и 75% от его массы, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами, распределение отношения массы окатышей к железорудному сырью с трех станций углового положения лотка в направлении его движения составит: 0,36; 0,31; 0,24. Из этого следует, что при выгрузке материалов на станции углового положения лотка № 6-8 целесообразно

осуществлять движение лотка от периферии к центру с целью увеличения их доли в зоне рудного гребня и уменьшения в осевой зоне. При размещении окатышей в середине слоя агломерата распределение отношения массы окатышей к железорудному сырью с трех станций углового положения лотка в направлении его движения составит: 0,27; 0,32; 0,33. Расположение окатышей между порций агломерата, сформированными в количестве 75 и 25% от его массы, расположенными в бункере соответственно под и над окатышами, обеспечивает максимальное их поступление с промежуточной станции, в количестве 38%. С первой и последней стаций их доля составит соответственно 0,20 и 0,32.

Таким образом, регулированием последовательности загрузки железорудных материалов в бункер БЗУ совместно с направлением движения лотка от периферии к центру или наоборот можно обеспечить рациональное отношение окатышей и агломерата в соответствующих зонах колошника по радиусу и обеспечить равномерное их распределение по окружности печи, как по виду, так и по крупности.

В направлении повышения равномерности распределения материалов по ходу выпуска компонентов шихты из него в колошниковое пространство печи действовало увеличение угла открытия шихтового затвора при расположении окатышей в бункере БЗУ над агломератом. При повышении угла от 35 до 60° возрастал объемный расход материалов более чем в два раза – от 0,23 до 0,53 дм³/с. Ускоренное истечение компонентов шихты действовало в направлении уменьшения проникновения окатышей в нижележащий слой агломерата. Это обеспечило снижение содержания окатышей в порциях, формируемых по ходу выпуска материалов в течение 66,7% времени от его начала и увеличение в оставшихся, перераспределение железорудного сырья по ходу выпуска сопровождалось повышением величины показателя равномерности агломерата и окатышей от 0,55 до 0,62 (таблица 2.10).

Таблица 2.10 – Содержание окатышей по ходу выпуска железорудных материалов в колошниковое пространство печи при расположении 25% окатышей от расхода ЖРС в бункере над агломератом

Угол открытия шихтового затвора, град	Содержание окатышей, %, по ходу выпуска материалов из бункера (% от общей продолжительности выпуска)						$K_{ЖРС}$
	16,7	33,3	50,0	66,7	83,3	100,0	
35	1	26	51	35	19	19	0,55
40	1	23	51	34	21	21	0,56
45	1	20	45	33	23	28	0,61
50	1	20	44	31	23	28	0,62
55	1	19	42	30	23	33	0,62
60	1	18	41	30	24	34	0,62

2.2.2.2 Двухскиповое заполнение шихтового бункера

Загрузку двух скипов в бункер БЗУ доменных печей можно осуществлять в различных вариантах. Последовательность расположения компонентов шихты в бункере можно обеспечивать по подобию односкиповой загрузки, например, размещать окатыши в нижней части бункера, после чего агломерат или наоборот. Располагать окатыши в слое агломерата. Либо обеспечивать, чтобы очередность загрузки компонентов шихты во второй скип дублировала первый. В результате в бункере компоненты шихты будут чередоваться. Например, при загрузке окатышей на дно бункера БЗУ их размещение снизу вверх будет следующим: окатыши, после чего агломерат первого скипа, затем окатыши и агломерат второго скипа. В связи с этим смоделировали различные режимы загрузки двух скипов железорудных материалов в бункер БЗУ и сравнили результаты с режимами загрузки компонентов шихты, предполагающими размещение в бункере одного скипа.

При загрузке в бункер БЗУ двух скипов с долей окатышей 0,3 от расхода железорудной части шихты и размещении их под агломератом, над ним и в слое между порциями агломерата в количестве 25:75, 50:50 и 75:25%,

расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами, последовательность поступления компонентов шихты из бункера в процессе выпуска была схожа с соответствующими режимами односкиповой загрузки (рисунок 2.19).

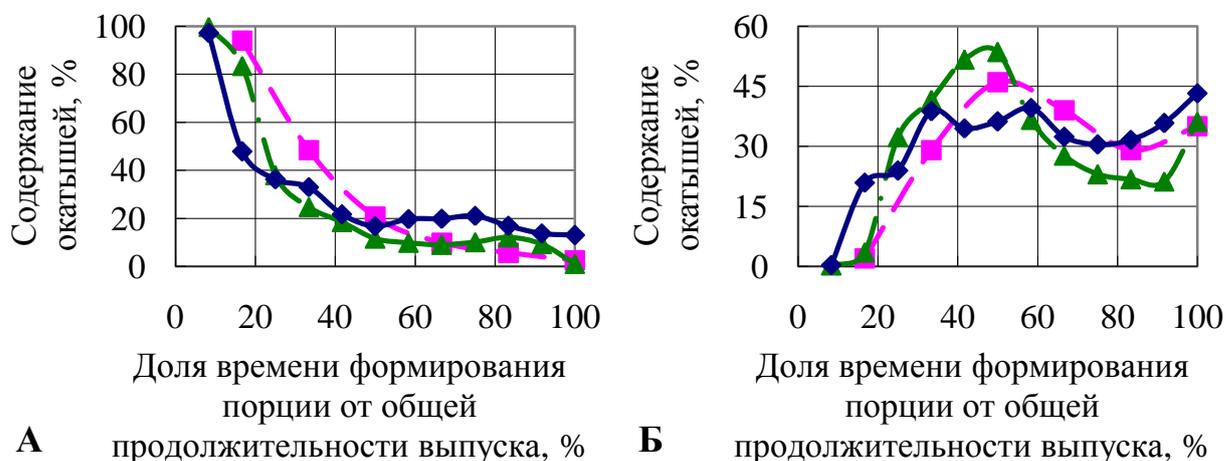


Рисунок 2.19 – Содержание окатышей по мере их истечения в составе железорудных материалов из шихтового бункера БЗУ при их доле 30% от расхода ЖРС и размещении окатышей под агломератом (А) и над ним (Б) в условиях загрузки в бункер одного скипа (-■-), двух (-▲-) и двух скипов с дублированием очередности загрузки материалов во втором скипе первому (-◆-)

При расположении окатышей в нижней части бункера БЗУ максимальное их количество при выпуске наблюдали в начале выпуска и минимальное в конце (рисунок 2.19, А). Размещение их после агломерата обеспечивало максимум по их содержанию в порции, сформированной по истечении 50% времени от начала выпуска (рисунок 2.19, Б). Загрузка окатышей в слой агломерата обеспечивала наиболее равномерное их поступление из бункера в колошниковое пространство печи (рисунок 2.20).

Увеличение количества скипов при сохранении очередности загрузки снижает показатель равномерности поступления окатышей из бункера БЗУ в среднем от 0,46 до 0,39 (таблица 2.11). Особенно ухудшение равномерности наблюдается при размещении окатышей в слое агломерата и над ним. Это объясняется отдалением окатышей от выпускного отверстия за счет увеличения количества агломерата под ними. В исследованиях, проводимых с углом

открытия шихтового затвора 50° при содержании окатышей от расхода ЖРС 30%, показатель равномерности железорудного сырья в среднем для различных режимов загрузки уменьшился от 0,62 до 0,57 (таблица 2.11). Аналогичные результаты получили при различной наполняемости бункера БЗУ и угле открытия шихтового затвора $31,5^\circ$. Увеличение количества скипов, загружаемых в бункер, от 0,75 до 2 сопровождалось уменьшением показателя равномерности железорудных материалов от 0,66 до 0,60 (таблица 2.12). При этом характер выпуска не изменялся (рисунок 2.21). Максимальное количество окатышей наблюдали по иссечению 50-60% времени от длительности выпуска.

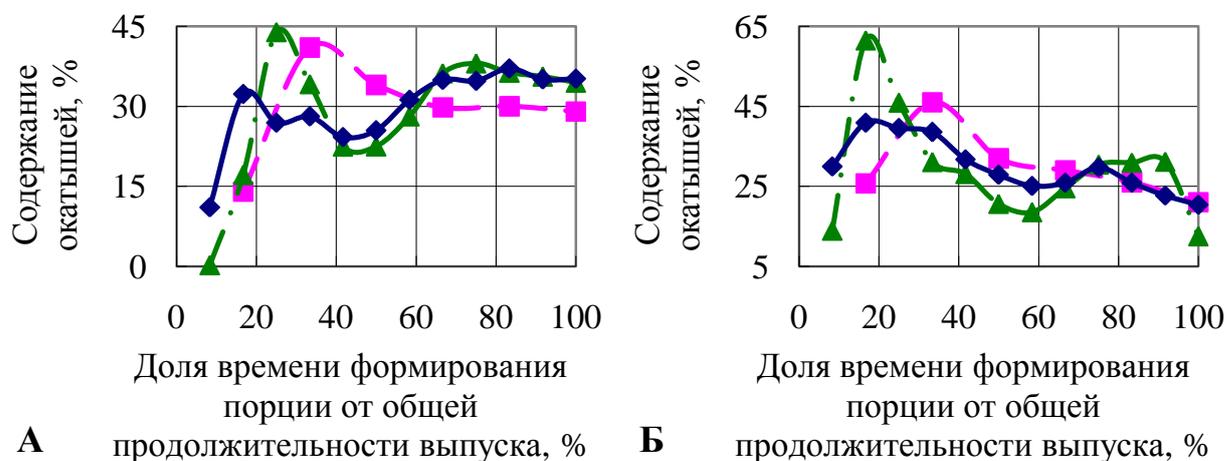


Рисунок 2.20 – Содержание окатышей по мере их истечения в составе железорудных материалов из шихтового бункера БЗУ при их доле 30% от расхода ЖРС и размещении окатышей в середине слоя агломерата (А) и порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75% (Б) в условиях загрузки в бункер одного скипа (—■—), двух (—▲—) и двух скипов с дублированием очередности загрузки материалов во втором скипе первому (—◆—)

Режим двухскиповой загрузки, обеспечивающий размещение материалов во втором скипе, дублирующем последовательность расположения их в первом, обеспечивал наиболее высокий показатель равномерности поступления компонентов шихты из бункера в колошниковое пространство печи (см. таблицу 2.11). Средняя величина показателя равномерности для всех режимов составила 0,72, что выше на 13,9% по сравнению с односкиповой загрузкой.

При этом более чем в два раза его величина увеличивалась при режиме добавки вниз бункера БЗУ. Это объясняется тем, что загрузка двух скипов в бункер обеспечивает одновременное расположение окатышей в нижней части бункера и в слое шихты. В результате при выпуске ее из бункера содержание окатышей в порциях, формируемых во второй половине выпуска, было выше по сравнению с односкиповым режимом загрузки (рисунок 2.20, А).

Таблица 2.11 – Показатели равномерности железорудных материалов при различных режимах загрузки в бункер БЗУ агломерата и окатышей с отношением их в шихте по массе 0,3 к 0,7

Доля агломерата, располагающегося под окатышами в бункере БЗУ, %	Показатель равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство, рассчитанный по формуле (2.2)								
	Односкиповая загрузка			Двухскиповая загрузка, при очередности загрузки компонентов шихты					
				в бункер БЗУ по подобию односкиповой загрузке			во второй скип, дублирующей последовательность расположения в первом		
	$K_{Ок}$	K_A	$K_{ЖРС}$	$K_{Ок}$	K_A	$K_{ЖРС}$	$K_{Ок}$	K_A	$K_{ЖРС}$
0	-0,18	0,49	0,16	-0,16	0,56	0,20	0,20	0,66	0,43
25	0,71	0,88	0,80	0,53	0,81	0,67	0,78	0,90	0,84
50	0,70	0,87	0,79	0,59	0,83	0,71	0,76	0,90	0,83
75	0,53	0,80	0,66	0,55	0,83	0,69	0,62	0,85	0,73
100	0,49	0,78	0,64	0,43	0,77	0,60	0,63	0,84	0,73
Среднее	0,46	0,77	0,62	0,39	0,76	0,57	0,61	0,84	0,72

При использовании в составе шихты 40-60% неофлюсованных окатышей целесообразно будет использование двухскипового заполнения бункера БЗУ при размещении окатышей над агломератом. Такая последовательность загрузки при направлении движения лотка от периферии к центру обеспечивала минимальное количество окатышей в первой кольцевой зоне, располагающейся на периферии (рисунок 2.22).

Таблица 2.12 – Показатели равномерности железорудных материалов при различной наполняемости бункера БЗУ агломератом и окатышами с отношением их в шихте по массе 0,3 к 0,7

Количество материалов в бункере БЗУ, скип	Показатель равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство, рассчитанный по формуле (2.2)		
	$K_{Ок}$	K_A	$K_{ЖРС}$
0,75	0,53	0,79	0,66
1	0,51	0,79	0,65
1,25	0,51	0,79	0,65
1,5	0,48	0,78	0,63
2	0,43	0,77	0,60

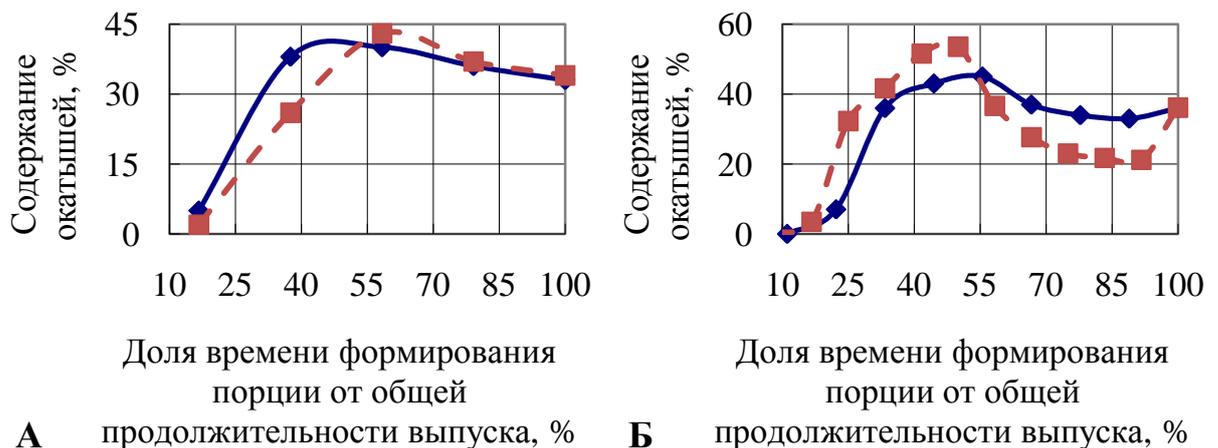


Рисунок 2.21 – Содержание окатышей по мере истечения их в составе железорудных материалов из шихтового бункера БЗУ при загрузке в бункер 0,75 скипа (—◆—, рисунок А), 1 (—■—, рисунок А), 1,5 (—◆—, рисунок Б) и 2 скипа (—■—, рисунок Б)

Согласно рисунку 2.22 при размещении окатышей в количестве 45% от железорудной части шихты над агломератом первые 2 порции были полностью сформированы из одного агломерата. В условиях загрузки окатышей в бункер БЗУ последними с их долей 57,5% от расхода железорудного сырья наблюдали отсутствие окатышей в первой порции и низкую долю, равную 13,6%, во второй порции.

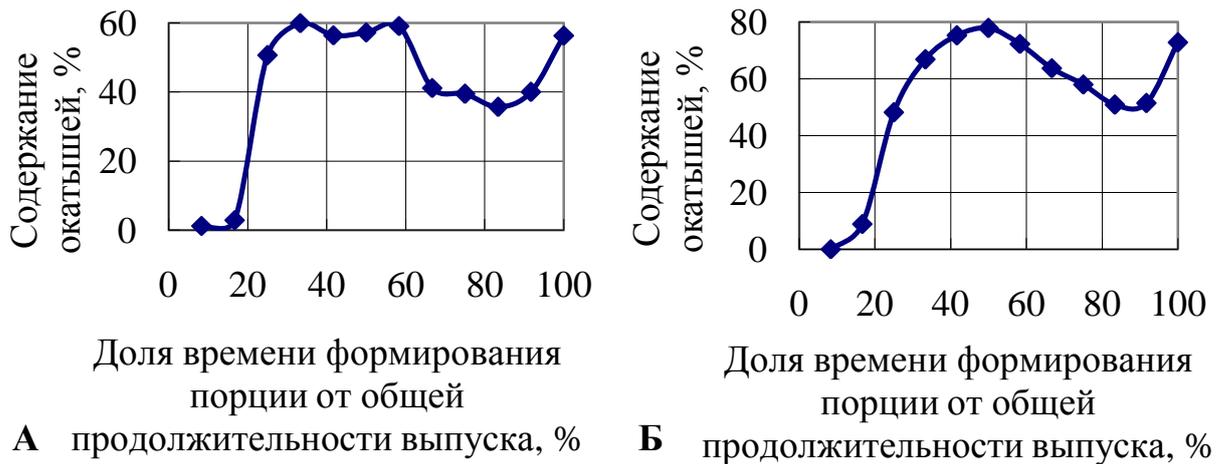


Рисунок 2.22 – Содержание окатышей, размещённых в верхней части бункера БЗУ, по мере истечения их совместно с агломератом и добавочными материалами: А – загрузка 42,5% окатышей на агломерат; Б – загрузка 57,5% окатышей на агломерат

2.2.3 Распределение добавочных материалов по ходу выпуска

При выпуске шихтовых материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи целесообразно обеспечивать равномерное распределение не только агломерата и окатышей, но и добавочных материалов, таких как коксовый орешек и промывочные материалы, в том числе марганцевая и железная руды, кварцит, материалы, формирующие гарнисаж. Кроме того, необходимо обеспечивать поступление их в заданную зону колошника печи по радиусу, например коксовый орешек – в зону рудного гребня, промывочный материал в зону горна с наихудшей дренажной способностью коксовой насадки. Титаномагнетитовая руда наиболее эффективное влияние на тепловые нагрузки горна окажет, если ее равномерно распределять по окружности колошника в пристеночной зоне печи. Для этого необходимо разработать закономерности выпуска добавочных материалов из бункера БЗУ лоткового типа при различных режимах загрузки.

В связи с этим исследовали влияние различных параметров загрузки на очередность поступления добавочных материалов из бункера БЗУ в

колошниковое пространство печи и равномерность их распределения по порциям в процессе выпуска из бункера БЗУ.

При моделировании режимов загрузки материалов в бункер, предполагающих расположение промывочного материала над коксовым орешком как компонента шихты, обладающего повышенной насыпной плотностью по сравнению с углеродсодержащим материалом при различных вариациях их размещения относительно железорудного сырья, сопровождалось тесной положительной связью между откликами, характеризующими равномерность поступления коксового орешка $K_{ор}$ и промывочного материала $K_{пр}$ из бункера БЗУ на лоток по ходу выпуска от входных признаков $\rho(K_{ор}, K_{пр}) = 0,557$ (см. таблицу 2.7).

Результаты моделирования показывают, что при расположении орешка и промывочных материалов в нижней части бункера БЗУ в условиях как односкиповой, так и двухскиповой загрузки материалов в бункер БЗУ максимальное их содержание наблюдали в начале выпуска, что обеспечивало низкую величину показателя равномерности их поступления из бункера в колошниковое пространство печи (таблица 2.13). Такой режим загрузки целесообразно использовать при наличии в шихте материалов, формирующих гарнисаж. Расположение титаномагнетитовой руды в нижней части бункера БЗУ в условиях как односкипового, так и двухскипового набора материалов в бункер БЗУ обеспечивало максимальное ее содержание в начале выпуска. Движение лотка при этом от периферии к центру позволило размещать руду в пристеночной зоне печи, что позволит эффективно формировать защитный слой гарнисажа.

Для равномерного поступления добавочных материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи коксовый орешек и промывку, так же как и окатыши, целесообразно загружать в слой железорудных материалов (рисунки 2.23-2.25). При этом параметр, характеризующий расход добавочных материалов, не имел значительного действия на рациональное размещение их в бункере БЗУ. Это объясняется малым их содержанием в формируемой порции

шихты в бункере БЗУ, который не превышает 6 % по отношению к сырью, загружаемому в бункер.

Таблица 2.13 – Показатель равномерности поступления добавочных материалов из бункера БЗУ на лоток при различных режимах их загрузки

Доля шихты, располагающейся под добавочными материалами в бункере БЗУ, %	Показатель равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство, рассчитанный по формуле (2.2)					
	Односкиповая загрузка		Двухскиповая загрузка, при очередности загрузки компонентов шихты			
			в бункер БЗУ по подобию односкиповой загрузке		во второй скип, дублирующей последовательность расположения в первом ¹	
	$K_{Пр}$	$K_{Ко}$	$K_{Пр}$	$K_{Ко}$	$K_{Пр}$	$K_{Ко}$
0	-1,2	-1,2	-2,3	-2,1	-0,65*	-0,45*
25	0,76	0,72	0,52	0,48	0,73**	0,66**
50	0,77	0,74	0,50	0,44	0,60***	0,49***
75	0,47	0,18	0,37	0,22	-	-
100	0,37	0,13	0,19	0,10		

1 – шихтовые материалы в бункере БЗУ располагали в следующей последовательности:

* – на дно бункера БЗУ добавочные материалы, следом 50% железорудного сырья от их содержания в бункере, после чего добавки и оставшиеся 50% ЖРС;

** – на дно бункера БЗУ 12,5% ЖРС от их содержания, следом добавочные материалы, затем 50% ЖРС, после чего добавки и оставшиеся 37,5% ЖРС;

*** – на дно бункера БЗУ 50% ЖРС, следом добавочные материалы, затем 50% ЖРС, после чего добавки

Последовательность загрузки компонентов шихты в бункер БЗУ изменяло характер выпуска промывочных материалов в колошниковое пространство печи. При этом максимальное их количество наблюдали по истечении 30-50% времени формирования порций от общей продолжительности выпуска.

В условиях расположения промывочного материала в слое железорудного сырья, сформированного из кластеров в количестве 25 и 75% от массы железорудных материалов, расположенных в бункере БЗУ соответственно под

и над промывочным материалом, максимум их содержания при выпуске приходится на порции, сформированные по истечении 30% времени после начала выпуска (см. рисунок 2.23). При расположении промывочного материала в слое железорудного сырья, сформированного из кластеров в количестве 75 и 25% от массы железорудных материалов, расположенных в бункере БЗУ соответственно под и над промывочным материалом, максимальное количество промывочного материала наблюдали в порциях, сформированных по истечении 50% времени после начала выпуска. Наряду со сдвигом максимума по истечении во времени изменялось и абсолютное значение максимума. Эти закономерности справедливы как для односкиповой, так и для двускиповой загрузки шихты в бункер БЗУ.

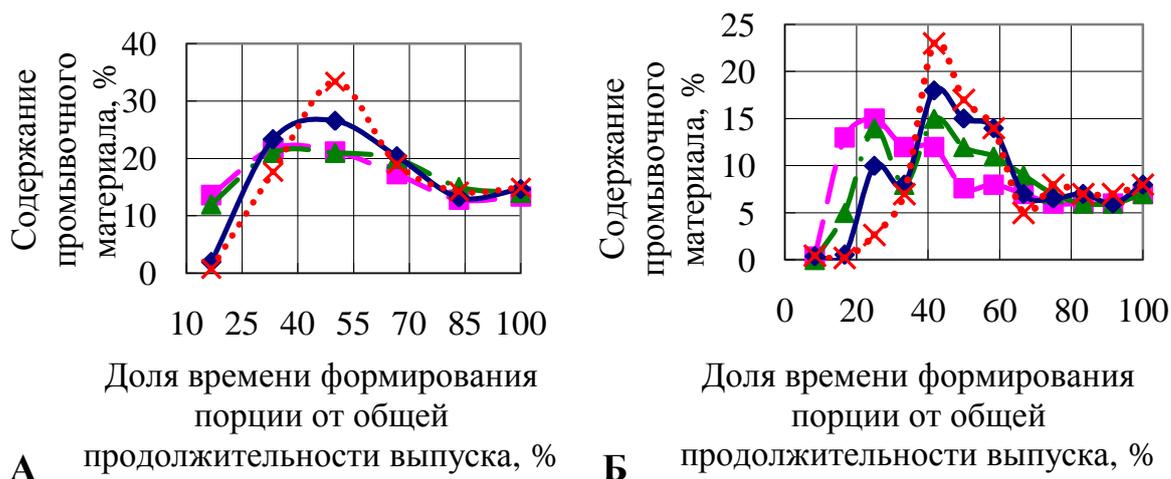


Рисунок 2.23 – Содержание промывочного материала от его расхода по мере истечения в составе железорудных материалов из шихтового бункера БЗУ при размещении его над шихтовыми материалами (-x-), в слое железорудного сырья, сформированного из слоев в количестве соответственно 25 и 75% (-■-), 50 и 50% (-▲-), 75 и 25% (-◆-) от массы железорудных материалов, расположенных в бункере БЗУ соответственно под и над промывочным материалом: А – загрузка в бункер БЗУ одного скипа; Б – загрузка в бункер двух скипов

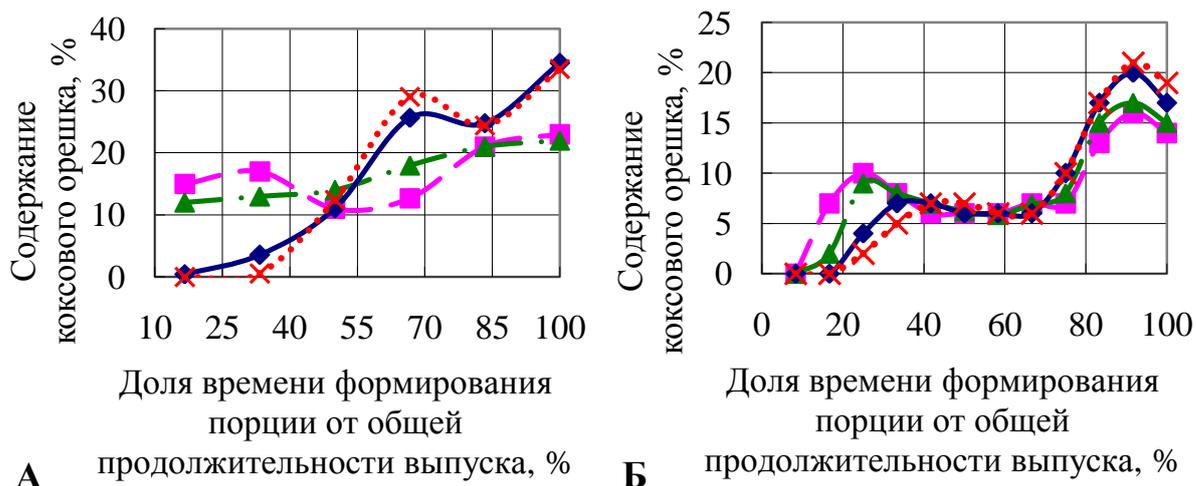


Рисунок 2.24 – Содержание коксового орешка от его расхода по мере истечения в составе железорудных материалов из шихтового бункера БЗУ при размещении его над шихтовыми материалами (-x-), в слое железорудного сырья, сформированного из слоев в количестве соответственно 25 и 75% (-■-), 50 и 50% (-▲-), 75 и 25% (-◆-) от массы железорудных материалов, расположенных в бункере БЗУ соответственно под и над орешком: А – загрузка в бункер БЗУ одного скипа; Б – загрузка в бункер двух скипов

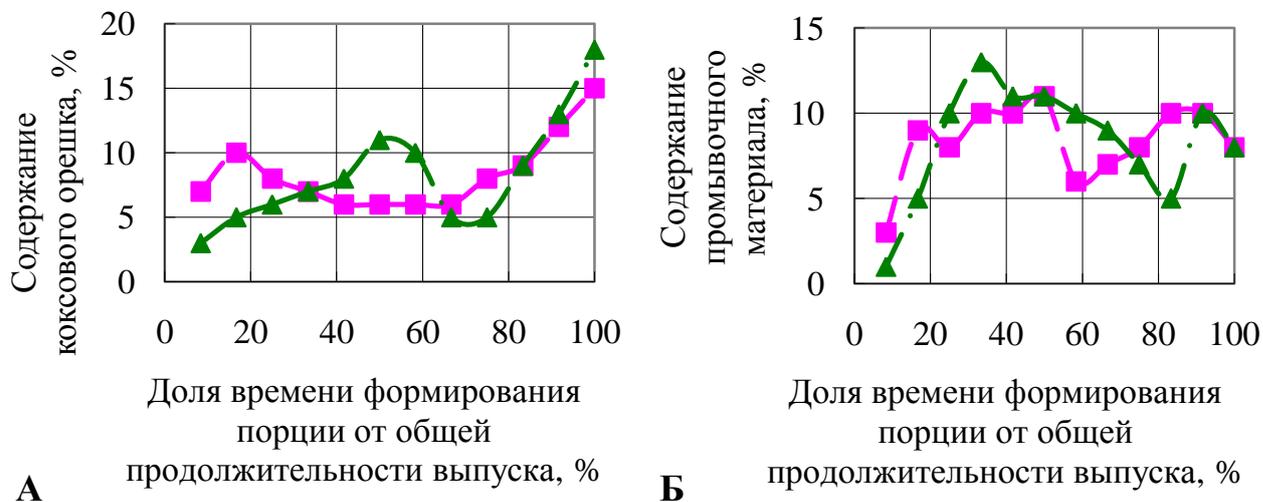


Рисунок 2.25 – Содержание добавочных материалов от их расхода по мере истечения в составе железорудного сырья из шихтового бункера БЗУ при двухскиповом заполнении бункера с дублированием очередности загрузки материалов во втором скипе первому и размещении добавок в каждом из скипов в среднем слое железорудного сырья (-■-) и внизу скипа (-▲-)

Согласно рисунку 2.24 при расположении коксового орешка в слое железорудного сырья и над ним минимальное его содержание наблюдали в начале выпуска, а максимальное в конце. Такой характер распределения коксового орешка свидетельствует о том, что более тяжелые компоненты шихты, такие как промывочный материал, агломерат и окатыши вытесняли орешек в зоне эллипсоида разрыхления, тем самым обеспечивая максимальное его количество в конце выпуска.

Такой характер выпуска материалов из бункера обеспечивал максимальное перемешивание добавочных материалов с железорудным сырьем при следующей последовательности формирования порций в бункере БЗУ: вниз бункера железорудное сырье 40-50% от его расхода, после чего добавочные материалы, следом оставшаяся часть железосодержащей шихты. Удаление или приближение добавочных материалов от выпускного отверстия ухудшало величину показателя их равномерности по ходу выпуска согласно таблице 2.13. При этом для обеспечения равномерного распределения добавочных материалов по окружности целесообразно загружать железорудное сырье следующим образом: при односкиповой загрузке – в нижнюю часть бункера под коксовым орешком располагать 50 % железорудных материалов от общей их массы и 50 % над ним, а при двухскиповой загрузке в нижнюю часть бункера под коксовым орешком размещают 40 % железорудных материалов от общей их массы и 60 % – над ним.

При совместном использовании коксового орешка и марганцевой руды для повышения равномерности распределения марганцевой руды по окружности колошника и улучшения смешивания ее с коксовым орешком в процессе совместного выпуска их в составе шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи загрузку марганцевой руды в бункер БЗУ необходимо осуществлять после загрузки коксового орешка.

Для поступления коксового орешка в зону рудного гребня целесообразно загружать его в бункер БЗУ с железорудными материалами с последующим

открытием шихтового затвора для выгрузки шихты на станции углового положения лотка № 9-7 или 8-6 при вращении лотка по окружности с одновременным изменением его углового положения в направлении от периферии к центру печи.

2.3 Выявление источников неравномерного распределения железорудных материалов, загружаемых в доменную печь

Результаты распределения агломерата и окатышей по порциям и крупности в процессе выпуска их из бункера бесконусного загрузочного устройства лоткового типа в колошниковое пространство печи в опыте 1 по таблице 2.1 приведено в таблицах 2.14-2.18 и на рисунках 2.26 и 2.27.

Таблица 2.14 – Результаты распределения условных единиц массы агломерата по порциям и фракциям в опыте № 1

Уровни факторов	1	2	3	4	5	Сумма строк
>25, мм	984	1382	1077	1295	1236	5973
17,5 – 25, мм	2654	4686	3542	3740	3501	18122
15 – 17,5, мм	1616	2796	2550	2659	2567	12189
12 – 15, мм	2381	3350	5226	5553	3756	20266
10 – 12, мм	1093	5427	3018	3363	2937	15837
8 – 10, мм	829	2947	3628	3214	3569	14186
5 – 8, мм	271	754	542	1090	1113	3770
3 – 5, мм	39	97	100	141	123	498
1 – 3, мм	18	45	45	56	129	293
Сумма столбцов	9884	21483	19728	21109	18929	91134

Из анализа таблиц 2.14 и 2.15 видно, что агломерат и окатыши по крупности и порциям распределяются неравномерно. Масса агломерата в порциях № 1 и 4 различается более чем в 2 раза. Превышение массы окатышей в порции № 1 по сравнению с суммарной массой порций № 2-5 составляет более чем в 5 раз. Дисперсионные отношения Фишера на уровне значимости

$p \leq 0,05$ и (таблицы 2.16 и 2.17) свидетельствуют о существенном влиянии входных переменных, характеризующих распределение материала по номеру порции Q и крупности M , включая их взаимодействие QM .

Таблица 2.15 – Результаты распределения условных единиц массы окатышей по порциям и фракциям в опыте № 1

Уровни факторов	1	2	3	4	5	Сумма строк
>25, мм	28	0	0	0	0	28
17,5 – 25, мм	565	24	32	0	0	621
15 – 17,5, мм	1079	19	125	85	214	1522
12 – 15, мм	8017	107	50	28	248	8451
10 – 12, мм	803	339	0	36	316	1493
8 – 10, мм	3	0	0	0	0	3
5 – 8, мм	0	0	0	0	0	0
3 – 5, мм	0	0	0	0	0	0
1 – 3, мм	0	0	0	0	0	0
Сумма столбцов	10495	489	207	149	778	12118

Таблица 2.16 – Результаты дисперсионного анализа распределения агломерата по порциям и крупности в опыте №1

Источник рассеивания	SS	F	p	η^2	Общая SS	Общая дисперсия	Ошибка эксперимента
Q	468	16,3	0,00	0,09	5164	58	2,679
M	3983	69,5	0,00	0,77			
QM	390	1,7	0,05	0,08			
Ошибка	323	-	-	0,06			

Таблица 2.17 – Результаты дисперсионного анализа распределения окатышей по порциям и крупности в опыте №1

Источник рассеивания	SS	F	p	η^2	Общая SS	Общая дисперсия	Ошибка эксперимента
Q	468	225,7	0,00	0,13	3454	39	1,155
M	649	156,6	0,00	0,19			
QM	2276	139,4	0,00	0,66			
Ошибка	60	-	-	0,02			

Общие результаты дисперсионного анализа для всего комплекса исследований сведены в таблицу 2.18. Наиболее существенное влияние на неравномерность распределения компонентов шихты оказывает крупность материала (признак M). Для агломерата и окатышей средняя доля для признака M составляет соответственно 0,71 и 0,61.

Варьирование долей массы материала признака Q в опытах 1-9 для агломерата и окатышей находилась в диапазонах от 0,01 до 0,27 и от 0,02 до 0,15 соответственно. Распределение материалов по порциям зависело от содержания окатышей в железорудной части шихты и последовательности их загрузки в бункер БЗУ. Наиболее высокую долю переменной Q как источника рассеивания вызывала повышенная доля окатышей (опыты № 7-9) и расположение их в нижней части бункера БЗУ (опыты № 1, 4, 7). В условиях совместного их действия величина доли переменной Q для агломерата была максимальна и составляла 0,27.

Таблица 2.18 – Оценка долей источников рассеивания для результатов эксперимента

Номер опыта	Доли источников рассеивания по признакам относительно общей SS , принятой за 1									
	для признаков агломерата					для признаков окатышей				
	SS	Q	M	QM	Er	SS	Q	M	QM	Er
1	5164	0,09	0,77	0,08	0,06	3454	0,13	0,19	0,66	0,02
2	4597	0,00	0,87	0,06	0,07	487	0,04	0,79	0,13	0,04
3	4401	0,01	0,90	0,03	0,06	572	0,08	0,57	0,27	0,08
4	5081	0,25	0,52	0,18	0,05	8569	0,15	0,38	0,45	0,02
5	3376	0,02	0,86	0,06	0,06	4115	0,02	0,69	0,22	0,07
6	3284	0,08	0,83	0,07	0,02	5005	0,05	0,74	0,19	0,02
7	3282	0,27	0,45	0,19	0,09	12750	0,07	0,61	0,30	0,02
8	2303	0,13	0,62	0,11	0,14	10229	0,03	0,79	0,16	0,02
9	3062	0,20	0,59	0,15	0,06	11652	0,05	0,74	0,18	0,03
Среднее	3839	0,12	0,71	0,10	0,07	6315	0,07	0,61	0,28	0,04

Для окатышей весомое значение имело взаимодействие признаков Q и M со средней долей влияния 0,29. Максимальные доли влияния взаимодействий,

равные 0,66; 0,45 и 0,30, наблюдали для условий размещения окатышей в нижней части бункера БЗУ соответственно с их содержанием от железорудной части шихты 10, 30 и 50 %.

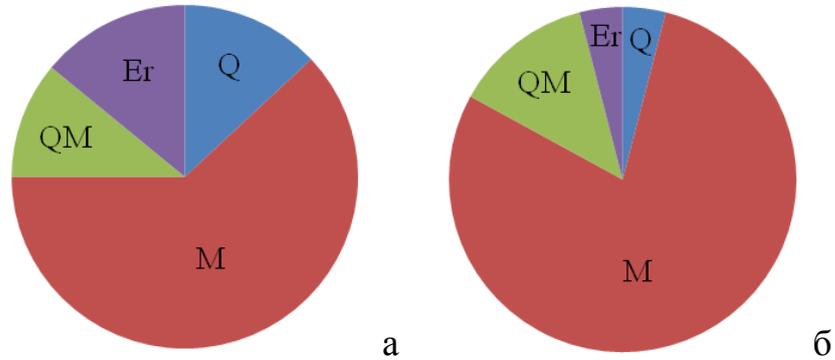


Рисунок 2.26 – Минимальные величины SS_y и их разложения на объясняющие компоненты для агломерата (а), ($SS_{y(\min)}=2303$) и окатышей (б), ($SS_{y(\min)}=487$)

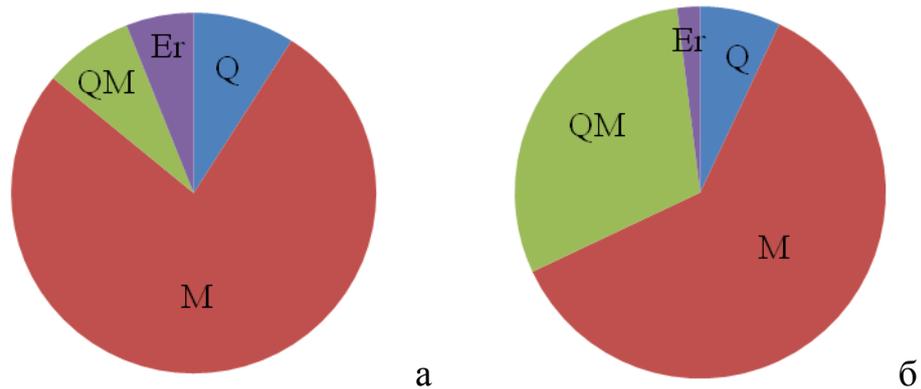


Рисунок 2.27 – Максимальные величины SS_y и их разложения на объясняющие компоненты для агломерата (а), ($SS_{y(\max)}=5164$) и окатышей (б), ($SS_{y(\max)}=12750$)

Таким образом, методом дисперсионного анализа были выявлены источники возмущений, объясняющих общую дисперсию наблюдаемой неравномерности при разных режимах загрузки железорудных материалов (агломерата и окатышей) в колошниковое пространство доменной печи. При этом доля ошибки воспроизводимости эксперимента в общей дисперсии результативного признака колебалась в диапазоне от 2 до 14% в опытах с агломератом и от 2 до 8% в опытах с окатышами. Минимальная и максимальная

неравномерности, определяемые на основе SS_y разложения на объясняющие компоненты, представлены на рисунках 2.26 и 2.27 соответственно.

2.4 Каноническая связь параметров загрузки и показателя равномерности поступления шихты на колошник доменной печи

Метод множественной регрессии позволил описать воздействие только некоторых входных переменных на отдельно исследуемые отклики. Однако интерес представляет совокупный показатель равномерности поступления шихтовых материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи, зависящий от воздействия всей совокупности факториальных признаков. В связи с этим оценили каноническую связь между блоками входных и выходных переменных, представленных в таблице 2.7.

Максимальная каноническая корреляция ρ между блоками М и К для первой пары переменных (корень 1) составила 0,9173 (таблица 2.19, рисунок 2.28), что подтверждает наличие сильной зависимости между параметрами загрузки компонентов шихты и равномерностью их поступления из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи. Статистическая значимость для корней 1-3 подтверждается величиной χ_i^2 – критерием (см. таблицу 2.19) на уровне значимости $\alpha < 0,01$: $\chi_1^2(20) = 224,797 > \chi_{\text{табл}}^2(20) = 45,31$,

$$\chi_2^2(12) = 60,878 > \chi_{\text{табл}}^2(12) = 32,91,$$

$$\chi_3^2(12) = 28,789 > \chi_{\text{табл}}^2(6) = 22,46.$$

Величина χ_4^2 не удовлетворяет требованиям $\chi_i^2 > \chi_\alpha^2$.

При этом зависимость между блоками М и К для корней 2 и 3 можно назвать умеренной, поскольку коэффициент корреляции не превышает 0,6 для обоих решений.

В таблицах 2.20 и 2.29 для всех корней (собственных чисел) представлены соответствующие им координаты собственных векторов

(канонические веса) и векторы факторных нагрузок W_u , W_v (факторная структура).

Таблица 2.19 – Оценка статистической значимости определяемых корней λ^2 по χ^2

Номер корня	Коэффициент корреляции ρ	Квадрат коэффициента корреляции ρ^2	Значение χ^2 – статистики	Число степеней свободы	Уровень значимости α	Значение Λ -статистики
1	0,92	0,84	224,8	20	0,000	0,08
2	0,55	0,30	60,9	12	0,000	0,504
3	0,51	0,26	28,8	6	0,000	0,724
4	0,14	0,02	1,8	2	0,402	0,980

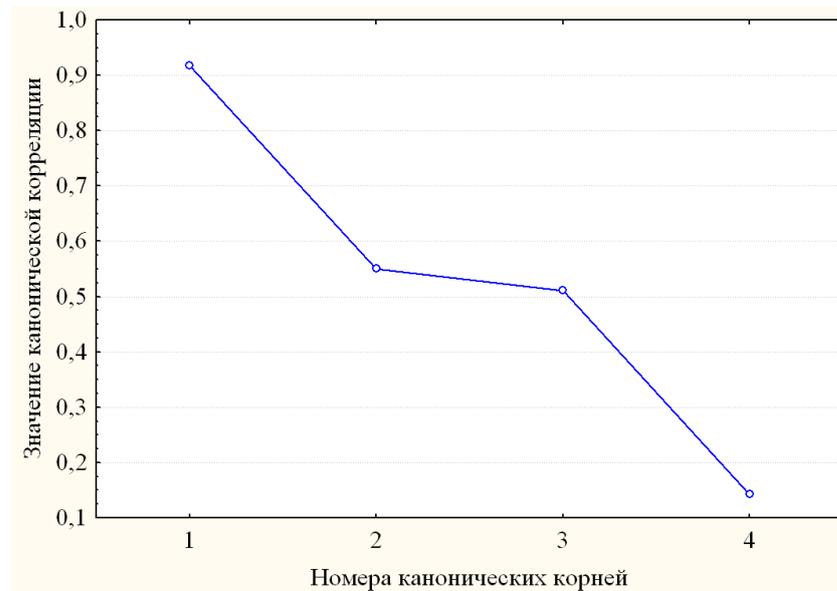


Рисунок 2.28 – Значения канонической корреляции для блоков М и Т

Таблица 2.20 – Канонические веса признаков блоков М и Т, вычисленные для i – корней

Номер корня	M_1	M_2	M_3	M_4	M_5	T_1	T_2	T_3	T_4
1	0,312	-0,052	0,965	-0,007	-0,025	-0,661	0,610	-0,045	-0,134
2	0,277	0,767	-0,185	0,016	0,332	0,290	0,423	1,059	-0,328
3	0,965	-0,709	-0,149	-0,278	0,048	0,661	0,553	-0,200	-0,483

Таблица 2.21 – Факторная структура для определения корней блоков М и Т

Номер корня	М ₁	М ₂	М ₃	М ₄	М ₅	Т ₁	Т ₂	Т ₃	Т ₄
1	0,276	0,103	0,956	0,194	0,056	-0,783	0,746	-0,134	-0,161
2	0,610	0,891	-0,140	-0,017	0,366	0,181	0,315	0,849	0,258
3	0,679	-0,313	-0,238	-0,309	0,038	0,556	0,433	-0,511	-0,601

Статистические данные, приведенные в таблицах 2.20 и 2.21, идентичны по распределению канонических весов и факторных нагрузок для переменных, имеющих наиболее весомый вклад. Очевидно, максимально возможная корреляция $\rho = 0,9173$ между двумя многомерными признаками М (параметры загрузки) и К (показатель равномерности) определяется в основном вкладами D_{OK} (содержание окатышей от расхода железорудной части шихты), $Ш_{OK}$ – расположение окатышей в бункере БЗУ, K_A (показатель равномерности поступления агломерата) и K_{OK} (показатель равномерности поступления окатышей).

График канонической связи переменных $U(M)$ и $V(T)$ при $\rho = 0,9173$ приведен на рисунке 2.29.

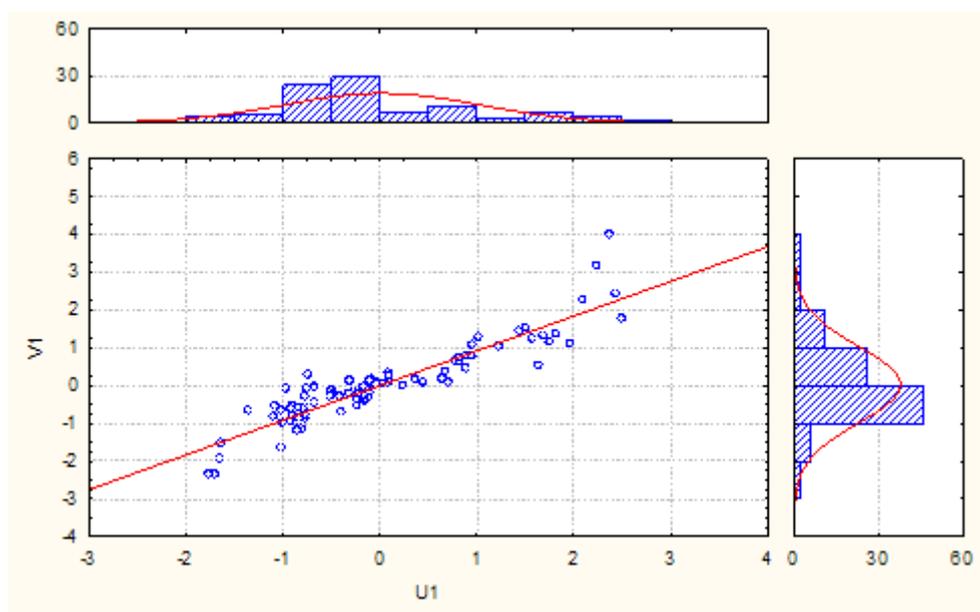


Рисунок 2.29 – Корреляционное поле канонических переменных, совмещенное с гистограммой распределения данных по ним

Из рисунка 2.29 следует, что корреляционное поле канонических переменных U_1 и V_1 «вытянуто» вдоль предполагаемой линии регрессии, $V(T) = 0,92U(M)$. Исходя из определения $\rho = \rho(\alpha^T M, \beta^T T)$ для стандартизованных значений входных $M_j, j = \overline{1, k}$ и выходных $T_j, j = \overline{1, q}$ признаков и принимая во внимание ограничение на дисперсию $\sigma_u^2 = \sigma_v^2 = 1$, трудно установить, какая часть дисперсии переменной U объясняется переменной V и наоборот. Действительно, если с помощью оценки коэффициента регрессии « b » выразить одну величину через другую: $V = b \cdot U$, где $b = \rho \frac{\sigma_v}{\sigma_u}$, то очевидно, что нельзя установить долю дисперсии, объясняемую значением ρ^2 , для каждой в отдельности канонической переменной в силу равенства их дисперсий. Значение ρ^2 есть доля дисперсии, общей для взвешенных сумм по обоим блокам данных M и K . В связи с этим долю объясняемой дисперсии для канонических переменных в отдельности U и V определили косвенно с помощью коэффициентов факторной структуры ω_{ij} (факторных нагрузок). Возведенная в квадрат факторная нагрузка ω_{ij}^2 есть доля дисперсии, объясняемая каждой переменной в канонической переменной соответствующего множества. Следовательно, для каждого корня λ_i^2 определили среднее значение этих долей $\overline{\sigma_i^2}$ по каждой канонической переменной U_i и V_i : $\overline{\sigma_i^2(U_i)} = \frac{1}{k} \sum_{j=1}^k \omega_{ij}^2$ и $\overline{\sigma_i^2(V_i)} = \frac{1}{q} \sum_{j=1}^q \omega_{ij}^2$, где k, q – число переменных в соответствующих блоках M и K ; ω_{ij}^2 – определяемые для каждого корня нагрузочные коэффициенты i -фактора ($i = \overline{1, c}, c \leq q$) на j признак в соответствующей группе признаков M или K .

После умножения значения $\rho_i^2 = \lambda_i^2$ на соответствующие доли извлеченной дисперсии отдельно по каждой группе переменных M и K

получили так называемую меру «избыточности» одного блока данных по отношению к другому:

$$\text{Re dand}(\alpha_i^T M) = \overline{\sigma^2(U^i)} \cdot \lambda_i^2, \text{Re dand}(\beta_i^T T) = \overline{\sigma^2(V^i)} \cdot \lambda_i^2.$$

Результаты показывают, что блок К имеет преимущества по суммарной величине извлеченной дисперсии и суммарной мерой избыточности по сравнению с блоком данных М, что выражается в процентном соотношении соответственно 100:81,5 и 40,2:29,6. Причиной может являться наличие межгрупповых вариаций измерений признаков блока М.

3 ОЦЕНКА НЕРАВНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ И ГАЗОВ ПО ОКРУЖНОСТИ ПЕЧИ И ПУТИ ПОНИЖЕНИЯ ЕЕ ВЕЛИЧИНЫ

3.1 Разработка методики определения коэффициента неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи

Разработали и предложили методику определения коэффициента, отражающего соответствие технологическому регламенту распределения шихтовых материалов и газов по окружности печей.

Для оценки неравномерности распределения шихтовых материалов на колошнике доменной печи через изменение температур периферийных газов по окружности в i -точках, $i = \overline{1, N}$ можно применить коэффициент вариации, представляющий отношение эмпирического стандарта S к среднему результату \bar{x} измеряемой величины X . Коэффициент вариации $V = S / \bar{x}$ зависит от величины S^2 , которая имеет несимметричную доверительную оценку:

$$P \left\{ \frac{K \cdot S^2}{\chi_k^2(\alpha/2)} < \sigma^2 < \frac{K \cdot S^2}{\chi_k^2(1-\alpha/2)} \right\} = 1 - \alpha, \quad (3.1)$$

где α – уровень значимости;

χ_k^2 – статистика Пирсона для $k=N-1$ степеней свободы [,].

Применительно к оценке неравномерности окружного распределения материалов в доменной печи, при измерении температуры газа на периферии в верхней части доменной печи будем использовать следующие обозначения:

n_i – замеряемая температура газа в i -й точке, где $i = \overline{1, N}$, где N – число точек замера температуры;

$$\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N n_i = \frac{n}{N} = \bar{n} \text{ – среднее (ожидаемое) значение температуры;}$$

$$\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N \left(n_i - \frac{n}{N}\right)^2 = \hat{\sigma}^2 = S^2 \text{ – оценка дисперсии.}$$

При этом значения случайной величины S^2 подчинены распределению

$$\chi_{(k)}^2 = \frac{k \cdot S^2}{\sigma^2}, \text{ где } \frac{k}{\sigma^2} = \text{const} \text{ и ожидаемое среднее } \bar{n} \text{ в решаемой задаче}$$

$$\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N n_i = \bar{n} = \text{const} \text{ для всех } i\text{-х групп, } i = \overline{1, N}. \text{ Тогда коэффициент вариации}$$

$$V = S / \bar{n} = \frac{N}{n\sqrt{(N-1)}} \cdot \sqrt{\sum_{i=1}^N \left(n_i - \frac{n}{N}\right)^2}. \quad (3.2)$$

При этих же определяемых характеристиках для X^2 - статистики в условиях равномерного распределения получаем

$$X^2 = \sum_{i=1}^N \frac{(n_i - \bar{n})^2}{\bar{n}} = \sum_{i=1}^N \frac{(n_i - n/N)^2}{n/N} = \frac{N}{n} \sum_{i=1}^N \left(n_i - \frac{n}{N}\right)^2. \quad (3.3)$$

Откуда очевидна связь

$$V^2 = \frac{N^2}{n^2(N-1)} \sum_{i=1}^N \left(n_i - \frac{n}{N}\right)^2 = \frac{N}{n(N-1)} X^2, \text{ или } X^2 = \frac{n(N-1)}{N} V^2, \quad (3.4)$$

где $n = \sum_{i=1}^N n_i$, n_i – значение измеряемой величины в i -точке, отождествляемое с частотой в i -группе формулы для X^2 статистики, предложенной также К. Пирсоном в 1904 году для проверки H_0 -гипотезы соответствия эмпирического и теоретического распределений на основе χ_k^2 -статистики с k степенями свободы [1].

Таким образом, коэффициент вариации V , применяемый для оценки неравномерности распределения материала в i -группах относительно постоянной (равномерной) величины \bar{n} предполагает, что случайная величина V^2 имеет χ_k^2 распределение с $k=N-1$ степенями свободы.

В данном исследовании мы не ставим задачу принять или отвергнуть нулевую гипотезу на заданном уровне значимости. В нашем случае нулевую гипотезу следует рассматривать не как утверждение об отсутствии эффекта для ее отклонения, а насколько велик эффект отклонения от тривиального случая. Следовательно, мы ставим задачу неоднократного определения вероятности эффекта при изменении условий эксперимента, порождающего данный эффект.

Для получаемого значения величины χ_k^2 , используя закон ее распределения, находим уровень вероятности или коэффициент окружной неравномерности распределения физических величин, употребляемых материалов и газов $p = p(\chi^2)$, $p \in (0;1)$ [].

Таким образом, для разных режимов загрузки шихты в колошниковое пространство мы получаем меру неравномерности распределения материалов и газов, а также температуры по окружности печи. При этом уместно заметить следующее.

Для проверки H_0 -гипотезы, согласно которой случайный вектор частот (n_1, n_2, \dots, n_N) характеризуется вектором положительных вероятностей, причем $p_1 + p_2 + \dots + p_N = 1$, статистика X^2 основана на формуле

$$X^2 = \sum_{i=1}^N \frac{(n_i - np_i)^2}{np_i} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^N \frac{n_i^2}{p_i} - n, \quad (3.5)$$

где $n = n_1 + n_2 + \dots + n_N$, $n_i \geq 5$, $i = \overline{1, N}$.

При $n \rightarrow \infty$ и выполнении H_0 -гипотезы $X^2 \rightarrow \chi_k^2$ с $k = N - 1$ степенями свободы. Для заданного уровня значимости α гипотеза H_0 отвергается при $X^2 \geq \chi_{N-1}^2(\alpha)$, где $\chi_{N-1}^2(\alpha)$ – верхняя α -квантиль χ_k^2 -распределения. Вероятность ошибки $p\{\chi_{N-1}^2 \geq \chi_{N-1}^2(\alpha)\} = \alpha$.

Статистику X^2 используют также для проверки H_0 -гипотезы о принадлежности функции распределения независимых одинаково распределенных случайных величин X_1, X_2, \dots, X_N , семейству непрерывных

функций $F(x, \theta)$, $x \in R^1$, зависящих от неизвестного параметра θ []. Тогда разбивая действительную прямую точками $x_0 < x_1 < \dots < x_N$ (для общего случая $x_0 = -\infty$, $x_N = +\infty$) на N , $N > m$ интервалов (x_0, x_1) , ..., (x_{N-1}, x_N) таких, что для определенного параметра θ $p_i(\theta) = P\{x_i \in (x_{i-1}, x_i)\} > 0$, $i = \overline{1, N}$, $p_1(\theta) + p_2(\theta) + \dots + p_N(\theta) = 1$ образуют по аналогии с вектором частот (n_1, \dots, n_N) группировку (в тех же обозначениях) значений случайной величины. Тогда $X^2(\theta) = \sum_{i=1}^N \frac{(n_i - np_i(\theta))^2}{np_i(\theta)}$ – случайная величина, зависящая от неизвестного параметра θ , вычисленная по методу минимума $X^2(\theta)$, то есть $X^2(\tilde{\theta}) = \min X^2(\theta)$ [,], при этом нужно следить, чтобы значения $n_i \geq 5$.

Применение X^2 -статистики для проверки H_0 -гипотезы при измерении физических величин затруднительно [] из-за определения подходящего (преобразующего) параметра θ , способствующего при выполнении H_0 -гипотезы условия, что $X^2(\theta) = \chi_k^2$. В этом случае нужно принимать во внимание поведение квантилей распределения $\chi_{k,p}^2$, вероятности которых обычно табулированы []:

$$p = \frac{1}{2^{k/2} \Gamma(k/2)} \int_0^{\chi_{k,p}^2} x^{(k-2)/2} e^{-x/2} dx, \quad (3.6)$$

где значение $\chi_{k,p}^2$ представляет собой сумму квадратов k независимых значений нормальной величины (нормализованной) со средним 0 и дисперсией 1.

Очевидно, что использование χ_k^2 -статистики при $k=N-1$ для вычисления $p = P(\chi_k^2)$ в условиях формирования X^2 -статистики на основе измерений n_i , $i = \overline{1, N}$ исследуемой физической величины необходимо согласование поведения обеих статистик. Для решаемой нами задачи в условиях принятия H_0 -гипотезы о равномерном распределении (при допустимых отклонениях от среднего значения измеряемых результатов n_i в i -точках) сложной

корректировки X^2 -статистики не потребуется. В нашем случае корректировка легко выполняется с помощью подходящего коэффициента (квантильного множителя q), определяемого из условия $q \cdot X_{\max}^2 \approx \chi_k^2(\alpha)$, где $\chi_k^2(\alpha)$ – верхняя α -квантиль. $X_{\max}^2 \in \{X_{(j)}^2\}$, $j = \overline{1, M}$, M – число экспериментов, завершаемых вычислением $X_{(j)}^2$ -статистики. При этом в корректируемой статистике $X_{\text{кор}}^2 = q \cdot X^2$ должно быть выполнено условие Пирсона, $n_i \geq 5 \quad \forall i = \overline{1, N}$.

Таким образом, разработана и предложена методика определения относительной неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи на основе X^2 -статистики, используя квантили χ_k^2 -статистики для вычисления $p = p(\chi_k^2)$. Установлено, что для использования X^2 -статистики измерений температуры газа по окружности печи необходимо корректировать, минимизируя значения X^2 до верхней α -квантили $\chi_k^2(\alpha)$ на заданном уровне значимости $\alpha = 1 - p$ при $k=N-1$ степенях свободы.

3.2 Выявление рациональных режимов загрузки компонентов шихты

Предложенный метод определения неравномерности распределения материалов по окружности колошника опробовали на доменных печах ПАО «ММК» объемом 1370 и 2014 м³ для исследуемых режимов загрузки. На доменных печах № 2, 4, 6, 9 восьмью парными периодами оценили коэффициент неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи p и технико-экономические показатели ее работы при изменении режима загрузки добавочных материалов в скип «наверх» на режим загрузки «на дно». Согласно физическому моделированию (см. главу 2) смена режима предполагает повышение показателя равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи с 0,30 до 0,62 (таблица 3.1). На доменных печах № 4, 6 и 9 шестью парными периодами исследовали влияние изменения показателя равномерности

поступления железорудных материалов из бункера БЗУ на лоток с 0,70 до 0,33 путем смены режима загрузки с «вперемешку» на «добавки наверх скипа». На доменных печах № 4 и 6 исследовали действие разработанных режимов загрузки железорудных материалов в бункер БЗУ на коэффициент неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи и сравнили результаты с существующими – режимы загрузки добавки «на дно», «наверх» и «вперемешку». Модернизированные режимы отличались загрузкой окатышей в середину слоя агломерата, между порциями, сформированными из него, в количестве 17 и 83% от массы агломерата, 25 и 75; 50 и 50; 75 и 25, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над окатышами. Средняя величина показателя равномерности поступления шихтовых материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи в условиях загрузки добавочных материалов, в том числе окатышей в смесь агломерата в различных вариантах согласно физическому моделированию составляет 0,71. Доля окатышей для разных печей находилась в интервале 30-37% от железорудной части шихты при незначительном разбеге ее величины в парных периодах, длительность которых составляла 7-9 суток.

Таблица 3.1 – Показатель равномерности поступления железорудных материалов по ходу выпуска из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при различных режимах загрузки по результатам физического моделирования (см. главу 2)

Режим загрузки окатышей и добавочных материалов в бункере БЗУ	Показатель равномерности $K_{ЖРС}$
На дно	0,30
Наверх	0,62
Вперемешку	0,70
В слой агломерата между порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75; 17 и 83; 50 и 50; 75 и 25	0,71

Коэффициент окружной неравномерности p , предполагалось определить по значениям измеряемых температур периферийного газа под газоотводами

$T_i, ^\circ\text{C}$. Поскольку при нормальной работе печи температура периферийных газов под газоотводами в натуральных величинах колеблется в интервале от 80 до 200 $^\circ\text{C}$ относительно среднего значения, то эти изменения, не являясь аналогом частот n_i , $i = \overline{1, N}$, быстро приводили χ_k^2 -статистику к верхней α -квантили $\chi_k^2(\alpha)$ для всякого приемлемого $\alpha = 1 - p$. Следовательно, необходимо было преобразование получаемых измерений температуры так, чтобы приведенная температура, формирующая X^2 -статистику, отражала поведение квантилей $\chi_{k,p}^2 < \chi_k^2(\alpha)$ распределения Пирсона для $k=N-1$ в условиях выполнения H_0 -гипотезы.

В связи с этим, первоначально проанализировав работу пяти доменных печей (№ 2, 4, 6, 9, 10), оснащенных бесконусным компактным загрузочным устройством лоткового типа, за период 1 год для различных условий плавки, выявили подходящий коэффициент, равный $1/5=q$, позволяющий преобразовать натуральное значение температуры $T_i, ^\circ\text{C}$, к аналогичной частоте, а именно $n_i = T_i / 5$. Преобразованные величины для некоторых смежных периодов на доменных печах объемом 2014 и 1370 м^3 приведены в таблице 3.2. Такое преобразование дало возможность получить адекватную сходимость по вероятности $p(X_{\text{кор}}^2) \rightarrow p(\chi_k^2)$ с учетом используемых степеней свободы $k=N-1$ (проверено для $4 \leq N \leq 8$). Заметим, что при корректировке значений i -измерений в нашем случае величина X^2 также корректируется автоматически, что удобно для расчета числовых характеристик. Сравнивая результаты столбцов V и p (таблица 3.3) следует заметить, что оценки неравномерности распределения для столбцов p более различимы, чем в столбцах V .

В среднем величины коэффициентов неравномерности распределения материалов и газов для различных режимов загрузки в исследуемых 19 парных периодах на доменных печах № 2, 4, 6 и 9 ПАО «ММК» приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.2 – Распределение приведенных температур периферийного газа в разных периодах и условиях загрузки доменных печей ПАО «ММК»

Объем ДП, м ³	Режим загрузки окатышей и добавочных материалов в бункере БЗУ	Приведенные температуры периферийного газа под газоотводами по точкам замера n_i							
		1	2	3	4	5	6	7	8
2014	На дно	31,7	33,6	30,7	18,0	25,2	21,2	20,7	21,8
	Наверх	30,1	32,0	30,1	17,3	25,5	21,0	21,0	20,9
1370	Наверх	36,1	39,0	40,1	31,0	-	-	-	-
	В слой агломерата между порциями, сформированными из него, в количестве 50 и 50 %	31,9	36,6	35,7	29,5	-	-	-	-

Таблица 3.3 – Описательная статистика для оценки неравномерности
распределения шихтовых материалов и газов по окружности колошника

Объем ДП, м ³	Режим загрузки окатышей и добавочных материалов в бункере БЗУ	Среднее	Число степе- ней свобо- ды k	Оценка диспер- сии	Кoeffи- циент вариации V	$X_{кор}^2 = \chi_k^2$ статистика	Вероятность $p_i = p(\chi_k^2)$ (коэффициент окружной неравномер- ности распреде- ления температур)
2014	На дно	25,4	7	34,6	0,23	10,0	0,81
	Наверх	24,8	7	29,9	0,22	9,1	0,75
1370	Наверх	36,5	3	16,6	0,11	1,36	0,29
	В слой агломерата	33,4	3	11,0	0,10	0,99	0,20

Таблица 3.4 – Коэффициент неравномерности распределения материалов и газов по окружности доменных печей № 2, 4, 6 и 9 ПАО «ММК» и их технико-экономические показатели при различных режимах загрузки

Режим загрузки окатышей и добавочных материалов в бункере БЗУ	$X_{кор}^2 = \chi_k^2$ статистика	p_t	Удельная производительность, т/м ³	Удельный расход кокса, кг/т чугуна
На дно	7,3	0,77	2,62	462,1
Наверх	4,1	0,46	2,65	458,0
Вперемешку	1,8	0,39	2,66	456,7
В слой агломерата между порциями, сформированными из него, в количестве 25 и 75; 17 и 83; 50 и 50; 75 и 25	1,7	0,34	2,67	454,4

Из анализа полученных результатов следует, что смена режима «добавки на дно бункера» на «добавки наверх бункера» сопровождалась более равномерным распределением материалов в колошниковом пространстве печи, на что указывает уменьшение коэффициента неравномерности распределения температур по окружности печи p от 0,77 до 0,46. Это является результатом более равномерного поступления агломерата и окатышей при выгрузке порции шихты из бункера БЗУ на лоток и подтверждается результатами физического моделирования (см. рисунки 2.14, 2.15). Удельная производительность печи увеличилась в среднем с 2,62 до 2,65 т/м³ при понижении удельного расхода кокса с 462,1 до 458,0 кг/т чугуна.

Использование режима загрузки «вперемешку» обеспечивало наиболее высокую равномерность распределения материалов и газов по окружности печи из всех используемых в настоящее время в ПАО «ММК» режимов загрузки. Величина коэффициента неравномерности составила 0,39. Работа печи с более равномерным распределением железорудных материалов по окружности печи по сравнению с режимами загрузки «добавки на дно бункера» и «добавки наверх» обеспечивала более высокую производительность при пониженном удельном расходе кокса, равными соответственно 2,66 т/м³ и 456,7 кг/т чугуна.

Наиболее низкую величину коэффициента неравномерности, равную 0,34, обеспечивало расположение добавочных материалов, в том числе окатышей, в слое агломерата, между порциями в количестве 25 и 75; 17 и 83; 50 и 50; 75 и 25%, расположенными в бункере БЗУ соответственно под и над добавочными материалами совместно с окатышами. Работа печи с разработанными и внедренными режимами загрузки обеспечивала наиболее высокие технико-экономические показатели плавки – производительность печи 2,67 т/м³, удельный расход кокса 454,4 кг/т чугуна.

3.2.1 Взаимосвязь коэффициента неравномерности распределения железорудных материалов и газов по окружности колошника с показателями хода процессов работы печи

Проведением исследований на доменных печах № 4, 6 и 9 ПАО «ММК» оценили влияние коэффициента неравномерности распределения материалов и газов по окружности, представленного в виде коэффициента окружной неравномерности распределения температур, на показатели их работы, в том числе показатели хода процессов: газодинамический режим, интенсивность по дутью, газу и шихтовым материалам, восстановление железа из оксидов и тепловая работа печи по зонам (таблицы 3.5-3.8).

Таблица 3.5 – Изменение основных технологических показателей работы доменных печей № 4, 6, 9 (% отн.)

Наименование показателей	Изменение режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ		
	низ→слой	низ→верх	верх→слой
Изменение коэффициента окружной неравномерности распределения температур p_t	-55,8	-40,3	-26,1
Изменение удельного расхода кокса (сухого, скипового)	-1,21	-0,72	-0,69
Изменение удельной производительности	2,7	1,9	0,7

Таблица 3.6 – Показатели окружной неравномерности распределения материалов на доменной печи № 4

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t		
	0,51	0,46	0,38
Номер периода	I	II	III
Режим загрузки добавочных материалов в скип	верх	дно	верх
Длительность периода, сут	8	7	7
Показатель равномерности поступления железорудных материалов по ходу их выпуска из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании $K_{ЖРС}$, рассчитанный по формуле (2.2)	0,30	0,62	0,76
Доля агломерата, располагающегося под окатышами в бункере БЗУ, %	0	100	17

В среднем для семи парных смежных периодов работы доменных печей № 4, 6, 9 влияние смены режима загрузки компонентов шихты в колошниковое пространство печи представили в виде изменений показателей работы печей. В первой серии экспериментов на доменных печах № 4 и 6 в базовых периодах окатыши и добавочные материалы размещали в нижней части бункера БЗУ. В опытных периодах обеспечивали их расположение между слоями, сформированными из агломерата в среднем для двух периодов в количестве 20 и 80%, располагающимися соответственно под и над окатышами. Изменение режимов загрузки сопровождалось более равномерным распределением материалов и газов по окружности колошника, на что указывает уменьшение коэффициента окружной неравномерности распределения температур в опытных периодах по сравнению с базовыми на 55,8% (см. таблицу 3.5). Вторую серию

экспериментов проводили на доменных печах № 4, 6, 9. В базовых периодах окатыши и добавочные материалы размещали в нижней части бункера БЗУ. В опытных периодах обеспечивали их расположение над агломератом. Изменение режима загрузки сопровождалось улучшением окружной неравномерности, на что указывает уменьшение коэффициента окружной неравномерности на 40,3%. В третьей серии экспериментов, проведенной на доменных печах № 4 и 6 в базовых периодах окатыши загружали в бункер БЗУ после агломерата. В опытных периодах их размещали между слоями, сформированными из агломерата в среднем для двух периодов в количестве 20 и 80%. В результате уменьшение коэффициента окружной неравномерности составило 26,1%.

Повышение равномерности распределения материалов по окружности печи сопровождалось снижением удельного расхода кокса и повышением производительности печи согласно таблице 3.5.

Подробно рассмотрели работу доменной печи № 4 в трех периодах, длительностью по 7-8 суток. В первом периоде коэффициент окружной неравномерности составил 0,51. Такая величина обеспечивалась работой печи с режимом загрузки «добавки наверх скипа», что согласно физическому моделированию обеспечивало низкую величину показателя равномерности поступления железорудных материалов из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи, равную 0,30 (см. таблицу 3.6).

В периоде II при сохранении доли окатышей, равной 30% от железорудной части шихты, обеспечили повышение показателя равномерности $K_{ЖРС}$ с 0,30 до 0,62 установлением режима загрузки добавочных материалов на дно скипа. Это сопровождалось уменьшением коэффициента окружной неравномерности распределения температур p_t с 0,51 до 0,46. В периоде III, вернув режим «добавки наверх» и разделив в системе загрузки агломерат на две части – добавочный 17% и основной 83%, обеспечили следующую последовательность набора материалов в скип: вниз 83% агломерата от его расхода, затем кварцит, фракция, окатыши и оставшиеся 17% агломерата. Величина показателя равномерности увеличилась с 0,62 до 0,76, что обеспечило снижение p_t с 0,46 до 0,38. В среднем для доменной

печи № 4 при уменьшении $K_{ЖРС}$ на каждые 0,1 в интервале 0,30-0,76 наблюдали уменьшение величины p_t на 0,028, снижение градиента температур газа на периферии в шахте печи, под газоотводами и в газоотводах соответственно на 8,3; 4,6 и 1,0 °С (см. таблицу 3.7). Уменьшение коэффициента неравномерности в периодах II и III по сравнению с периодом I сопровождалось улучшением технико-экономических показателей работы печи № 4 согласно таблице 3.8.

Таблица 3.7 – Параметры колошникового газа и дутья в исследуемые периоды

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t			
	0,51	0,46	0,38	
Состав колошникового газа, %:	CO ₂	21,5	21,4	21,8
	CO	23,7	23,4	23,4
	H ₂	8,9	8,8	8,6
Температура газа, °С:	в газоотводах	144	138	128
	на периферии под газоотводами	146	139	134
	на периферии в шахте	341	341	328
Градиент температуры газа, °С:	в газоотводах	6,6	3,6	2,2
	на периферии под газоотводами	75	64	54
	на периферии в шахте	243	237	205
Давление колошникового газа, кПа	141,8	139,5	142,3	
Расход: дутья, м ³ /мин	2705	2712	2717	
	природного газа, тыс. м ³ /ч	15,5	15,7	15,9
Давление горячего дутья, кПа	267,7	261,4	264,2	
Температура дутья, °С	1177	1184	1188	
Расход водяного пара, г/м ³	5,9	3,67	5,6	
Содержание кислорода, %	28,0	27,8	27,7	

Таблица 3.8 – Основные технологические показатели работы доменной печи № 4

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t		
	0,51	0,46	0,38
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна:			
фактический	456,7	455,6	455,1
приведенный к условиям базового периода	-	455,9	451,7
Производительность, т/сут:			
по фактическому количеству загруженных подач	3611	3647	3618
приведенная к условиям базового периода	-	3666	3696
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1691	1690	1703
Доля окатышей от ЖРС, %	30	30	28
Содержание Fe в шихте, %	57,4	57,5	57,0

3.2.1.1 Газодинамический режим печи

На доменной печи № 4 ПАО «ММК» понижение коэффициента окружной неравномерности распределения температур с 0,51 до 0,46, достигнутой путем смены режима загрузки с «добавки наверх скипа» на «добавки на дно скипа», сопровождалось снижением коэффициента сопротивления шихты движению газового потока в верхней части печи на 3%. При повышении окружной равномерности распределения материалов загрузкой окатышей в слой агломерата (величина p_t уменьшилась с 0,46 до 0,38) наблюдали увеличение сопротивления шихты движению газового потока в верхней части печи, на что указывает рост коэффициента на 6,5% (таблица 3.9).

Таблица 3.9 – Показатели газодинамического режима доменной печи № 4

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t		
	0,51	0,46	0,38
Степень уравнивания шихты подъёмной силой газового потока, %	49,5	48,2	48,6
Скорость газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, м/с:			
в верхней части печи	1,44	1,43	1,38
в нижней части печи	1,20	1,18	1,20
Динамический напор газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, Н/м ² :			
в верхней части печи	1,99	1,96	1,76
в нижней части печи	0,74	0,73	0,74
Коэффициент сопротивления шихты движению газа:			
в верхней части печи	0,32	0,31	0,33
в нижней части печи	8,1	7,9	8,2

В результате понижения коэффициента неравномерности распределения температур по окружности печи в периоде III по сравнению с периодом I снизилась скорость газа в верхней части печи с 1,44 до 1,38 м/с и уменьшился динамический напор газа с 1,99 до 1,76 Н/м².

В среднем для доменных печей № 4, 6 и 9 ПАО «ММК» понижение коэффициента неравномерности распределения температур по окружности печи на 41% путем перехода с режимов загрузки добавки на дно или наверх бункера БЗУ на режим загрузки, обеспечивающий размещение добавочных материалов в слое агломерата, сопровождался ростом коэффициента сопротивления шихты движению газового потока в верхней части печи на 5,1%. Это приводило к уменьшению скорости газа в низкотемпературной зоне на 3,1%, снижению динамического напора газа на 4,44 %.

Понижение коэффициента окружной неравномерности на 40,3% переходом с режима загрузки добавки наверх скипа на добавки на дно скипа на доменных печах № 4, 6 и 9 ПАО «ММК» обеспечивало уменьшение

коэффициента сопротивления шихты движению газового потока на 1,02% (таблица 3.10). Это является результатом перераспределения материалов по радиусу, поскольку согласно физическому моделированию (см. главу 2) наряду с повышением окружной неравномерности излишне раскрывается центр печи.

Таблица 3.10 – Изменение показателей газодинамического режима (% отн.) доменных печей № 4, 6, 9 при смене режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ

Наименование показателей	Изменение режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ		
	низ→ слой	низ→ верх	верх→ слой
Изменение степени уравнивания шихты подъёмной силой газового потока	-5,16	-3,17	-0,66
Изменение скорости газа в рабочих условиях по температуре и давлению: в верхней части печи в нижней части печи	-3,96	-1,17	-2,18
	-1,42	-0,52	0,17
Изменение динамического напора газа в рабочих условиях по температуре и давлению: в верхней части печи в нижней части печи	-5,25	-1,15	-3,63
	-3,24	-1,32	-0,74
Изменение коэффициента сопротивления шихты движению газа: в верхней части печи в нижней части печи	4,93	-1,02	5,19
	5,01	0,44	-4,43

Увеличенное количество газов, проходящих через центральную часть печи, частично скомпенсировало ухудшение газопроницаемости слоя шихты, полученной в результате увеличения равномерности распределения шихтовых материалов по окружности колошника. В результате скорость газового потока и динамический напор газа в верхней части печи уменьшились всего лишь на 1,17 и 0,52% соответственно, что меньше, чем при переходе на режим загрузки, предполагающий размещение добавочных материалов в слое агломерата.

В среднем для доменных печей № 4, 6 и 9 уменьшение коэффициента окружной неравномерности распределения материалов и газов на 40,7%

сопровождалось понижением степени уравнивания шихты подъёмной силой газового потока на 3,0 %, что являлось результатом повышения равномерности распределения рудной нагрузки при уменьшении выхода фурменного газа и снижении скорости газа в опытных периодах по сравнению с базовыми.

3.2.1.2 Интенсивность по дутью, газу и шихтовым материалам

При повышении равномерности распределения материалов по окружности колошника создавались условия, позволяющие работать доменным печам с более высокой интенсивностью по сырью. На доменной печи № 4 снижение коэффициента окружной неравномерности с 0,51 в периоде I до 0,46 и 0,38 соответственно в периодах II и III сопровождалось ростом интенсивности по сырью с 4340 соответственно до 4385 и 4398 м³/м³ в минуту (таблица 3.11). В результате в опытных периодах наблюдали повышение производства чугуна и шлака. В периоде III по сравнению с периодом I увеличилась интенсивность накопления продуктов плавки в горне печи с 0,872 до 0,901 м³·мин, повысилась интенсивность орошения кокса продуктами плавки с 2,961 до 3,022 т/т, выросла степень заполнения продуктами плавки межкусковых пустот кокса с 79,1 до 82,0%.

Из-за повышенной интенсивности по сырью и более равномерному распределению материалов по окружности колошника в условиях загрузки окатышей в слой агломерата в периоде III по сравнению с периодом I наблюдали понижение интенсивности по колошниковому и фурменному газам, также интенсивности по газу в распаре и шахте печи. Так, интенсивность по колошниковому газу в периоде III по сравнению с периодом I уменьшилась с 3,197 до 3,151 м³/м³ в минуту, в шахте уменьшение интенсивности по газу составило 0,045 м³/(м³·мин). Напротив, понижение коэффициента окружной неравномерности распределения температур с 0,51 до 0,46 за счет смены режима загрузки с «добавки наверх скипа» на «добавки на дно скипа» привело

к раскрытию центральной зоны печи, что сопровождалось увеличением интенсивности газового потока по высоте печи.

Таблица 3.11 – Показатели интенсивности доменной печи № 4

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t		
	0,51	0,46	0,38
Производство чугуна и шлака на 1 м ³ объёма печи, т/сут	3,668	3,710	3,730
Интенсивность по сырью, кг/(м ³ ·сут)	4340	4385	4398
Интенсивность хода по дутью, м ³ /м ³ в минуту	1,945	1,953	1,893
Интенсивность по газу, м ³ /(м ³ ·мин):			
колошниковому	3,197	3,210	3,151
фурменному	2,881	2,898	2,840
в распаре	2,995	3,011	2,953
в шахте	3,092	3,106	3,047
Интенсивность накопления продуктов плавки в горне, м ³ ·мин	0,872	0,884	0,901
Степень заполнения продуктами плавки межкусковых пустот кокса, %	79,1	79,9	82,0
Интенсивность орошения кокса продуктами плавки, т/т	2,961	2,986	3,022

В среднем для трех доменных печей изменение показателей интенсивности приведено в таблице 3.12. Наибольшее снижение интенсивности по газу наблюдали при переходе на режим загрузки окатышей в слой агломерата. В среднем при переходе с режимов загрузки «добавки наверх скипа» или «добавки на дно скипа» на режим загрузки окатышей между слоями агломерата, сформированными в количестве 20 и 80%, располагающимися соответственно под и над окатышами, уменьшение интенсивности по газу составило 2,3%. В условиях перехода с режима загрузки «добавки наверх скипа» на «добавки на дно скипа» интенсивность по газу увеличилась на 0,18%.

Таблица 3.12 – Изменение показателей интенсивности (% отн.) доменных печей № 4, 6, 9 при смене режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ

Наименование показателей	Изменение режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ		
	низ→ слой	низ→ верх	верх→ слой
Изменение производства чугуна и шлака на 1 м ³ объёма печи	1,95	1,34	1,04
Изменение интенсивности по сырью	1,88	1,42	0,89
Изменение интенсивности хода по дутью	-3,04	-0,95	-2,09
Изменение интенсивности по газу:			
колошниковому	-1,84	0,14	-1,94
фурменному	-3,06	0,42	-2,38
в распаре	-2,47	0,14	-2,16
в шахте	-2,22	0,03	-2,07
Изменение интенсивности накопления продуктов плавки в горне	2,31	1,22	2,28
Изменение степени заполнения продуктами плавки межкусковых пустот кокса	1,62	0,34	2,56
Изменение интенсивности орошения кокса продуктами плавки	1,27	0,63	1,31

3.2.1.3 Восстановление железа из оксидов

Повышение равномерности распределения материалов при уменьшении скорости газового потока в периодах II и III по сравнению с периодом I сопровождалось увеличением химической степени использования монооксида углерода и водорода. На доменной печи № 4 понижение коэффициента окружной неравномерности с 0,51 в периоде I до 0,46 в периоде II и 0,38 в периоде III сопровождалось повышением степени использования H₂ с 31,5 соответственно до 32,2 и 33,6% (таблица 3.13). Степень использования CO в периодах II и III увеличилась соответственно на 0,2 и 0,6% абс. по сравнению с периодом I. В среднем для доменных печей № 4, 6, 9 ПАО «ММК» уменьшение

Уменьшение интенсивности по газу на доменных печах № 4, 6 и 9 ПАО «ММК» в семи парных периодах вследствие повышения равномерности распределения материалов по окружности печи при переходе с режимов загрузки добавочных материалов «на дно» и «наверх» бункера БЗУ на их размещение в слое агломерата сопровождалось смещением процессов восстановления в верхнюю ее часть. На это указывает уменьшение степени восстановления Fe из FeO углеродом на 2,3% отн. при повышении водородом и монооксидом углерода соответственно на 1,7 и 1,28% отн. в среднем для условий понижения величины p_t на 41%.

3.2.1.4 Тепловая работа печи по зонам

Понижение коэффициента окружной неравномерности распределения температур в результате повышения равномерности распределения материалов в колошниковом пространстве печи сопровождалось увеличением интенсивности теплообмена в нижней части печи и понижением в верхней. На это указывает изменение соотношений теплоёмкостей потоков шихты и газа (таблица 3.15).

Таблица 3.15 – Показатели тепловой работы доменной печи № 4

Наименование показателей	Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p_t		
	0,51	0,46	0,38
Соотношение теплоёмкостей потоков шихты и газа: в нижней части печи (с температурами более 850 °С)	2,003	2,006	2,046
в верхней части печи (с температурами менее 850 °С)	0,851	0,858	0,870
Суммарный расход тепла на проведение всех процессов в определяющей зоне, МДж/т чугуна	2151	2190	2260
Потери тепла в определяющей зоне, %	27,5	27,0	25,3
Протяженность верхней ступени теплообмена, м	4,57	4,51	4,45
Протяженность нижней ступени теплообмена, м	2,95	2,92	2,91

На доменной печи № 4 ПАО «ММК» уменьшение окружной неравномерности с 0,51 до 0,46 за счет смены режима загрузки с «добавки наверх скипа» на «добавки на дно скипа» сопровождалось увеличением соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа в нижней и верхней частях печи соответственно от 2,003 до 2,006 и 0,851 до 0,858. Дальнейшее уменьшение величины p_t в периоде III по сравнению с периодом II с 0,46 до 0,38 путем размещения окатышей и добавочных материалов между слоями агломерата, сформированных в количестве 17 и 83% от его расхода, располагающимися соответственно под и над окатышами, сопровождалось дальнейшим увеличением соотношений теплоёмкостей потоков шихты и газа с 2,006 до 2,046 в зоне с температурами более 850 °С и с 0,858 до 0,870 °С в зоне с температурами менее 850 °С (см. таблицу 3.15).

В среднем для трех доменных печей изменение показателей тепловой работы приведено в таблице 3.16.

Таблица 3.16 – Изменение показателей тепловой работы (% отн.) доменных печей № 4, 6, 9 при смене режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ

Наименование показателей	Изменение режима загрузки добавочных материалов в бункер БЗУ		
	низ→ слой	низ→ верх	верх→ слой
Изменение соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа:			
в нижней части печи (с температурами более 850 °С)	1,94	0,26	1,52
в верхней части печи (с температурами менее 850 °С)	1,67	0,34	0,83
Изменение суммарного расхода тепла на проведение всех процессов в определяющей зоне	2,3	1,47	1,91
Изменение потери тепла в определяющей зоне	7,2	2,8	4,1
Изменение протяженности верхней ступени теплообмена	-1,75	-0,43	-1,20
Изменение протяженности нижней ступени теплообмена	-0,92	-0,51	-0,53

Наиболее интенсивное увеличение теплообмена для условий работы доменных печей № 4, 6 и 9 ПАО «ММК» наблюдали в условиях перехода на режимы загрузки, предполагающие расположение окатышей в слое агломерата, что обеспечивает повышение равномерности распределения материалов по окружности и радиусу печи и, следовательно, равномерное распределение температурного интервала плавления железорудных материалов в нижней части печи (см. главу 4). Повышение равномерности распределения материалов по окружности печи сопровождалось увеличением высоты зоны замедленного теплообмена за счет сокращения верхней и нижней ступеней интенсивного теплообмена, что обеспечивало повышение тепловой и химической энергии газового потока и, как результат, – снижение удельного расхода кокса.

3.2.2 Зависимость между показателями хода процессов и равномерностью поступления коксового орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи

Для стабильной работы доменной печи, использующей в составе шихты коксовый орешек, увеличения допустимого по ходу доменной плавки его потребления и коэффициента замены им металлургического кокса, целесообразно равномерное его распределение по окружности колошника доменной печи. Это может обеспечиваться синхронизацией поступления орешка из шихтового бункера на вращающийся лоток БЗУ по отношению к другим материалам. При загрузке его с относительно небольшим расходом совместно с агломератом и окатышами возникают сложности в обеспечении постоянства соотношения между всеми компонентами при поступлении из шихтового бункера. Неравномерность поступления приводит к различию газопроницаемости шихты по секторам, отклонению распределения газа по сечению от оптимального и к неполному его расходованию до зоны вязко-пластичного состояния материалов, что ухудшает фильтрацию жидких продуктов плавки через слой коксовой насадки.

На доменных печах объемом 1370 м³ ПАО «ММК» исследовали влияние равномерности поступления коксового орешка из бункера БЗУ в колошниковое

пространство на ход плавки. На доменных печах № 4 и 2 эксперимент разделили на три периода для каждой из печей, которые отличались друг от друга режимом набора материалов в скип. На печи № 4 в бункере БЗУ размещали 1 скип. На доменной печи № 2 исследовали двухскиповую загрузку компонентов шихты в бункер БЗУ.

В периоде I в среднем рудном скипе, обозначенном как P_{op} в матрице загрузки (таблица 3.17), материалы располагали следующим образом: на дно высыпали агломерат, затем кварцит, руду, окатыши и орешек. Данную загрузку обеспечили режимом «добавки наверх». Такая очередность загрузки материалов в скип обеспечивала размещение коксового орешка в нижней части бункера БЗУ, что согласно физическому моделированию (см. главу 2) соответствовало показателю равномерности поступления его на лоток, рассчитанному по формуле (2.2).

Таблица 3.17 – Матрицы загрузки доменных печей № 4 и 2 в исследуемые периоды (К – кокс, Р – железорудная часть шихты)

Вид материала для ДП № 4	Количество оборотов лотка по станциям 1-11 и порциям материалов К, Р на доменных печах																				Вид материала для ДП № 2	
	4										2											
	1	1	9	8	7	6	5	4	3	2	1	1	1	9	8	7	6	5	4	3		2
К			1	1	1										1	1	2	1	1			К
К				1	1		1												1		2	К
К						1		1	1					1	1	1	1	1	1			Р
Р	1	1	1												1	1	1	1	1	1		К
P_{op}		1	1	1										2	1	1	1	1				Р
Р					1	1	1								1	1	1	2	1			К
К			1	1	1								1	1	1	1	1	1				Р
К				1	1		1								1	1	2	1	1			К
К						1		1	1										1		2	К
К									1	1				1	1	1	1	1	1			Р
Р	1	1	1												1	1	1	1	1	1		К
P_{op}		1	1	1										2	1	1	1	1				Р
Р					1	1	1								1	1	1	2	1			К
-														1	1	1	1	1	1			Р

В периоде II исследовали режим загрузки «добавки на дно». Расположив орешек в ближнем к печи бункере, добились его поступления да дно скипа. Следом за ним поступали кварцит, руда, окатыши и агломерат. При ссыпании содержимого скипа в бункер БЗУ орешек располагался последним. Коэффициент равномерности в этом случае составил 0,13.

В периоде III, вернув режим «добавки наверх», поместили орешек в середину объема шихтовых материалов. Первым в скип поступало 83% агломерата от его расхода, следом кварцит с рудой, орешек, окатыши и оставшееся количество агломерата. Загрузка коксового орешка в такой последовательности обеспечивала наиболее приемлемую величину коэффициента равномерности, равную 0,74.

В периодах IV-VI расположение коксового орешка в рудных скипах соответствовало его размещению в периодах I-III, соответственно, загрузка его в скип последним, первым и в слой железорудного сырья. Режим загрузки материалов «вперемешку» в периодах IV и V обеспечивал смесь агломерата и окатышей при размещении их в скипе. В периоде VI, так же как и в периоде III, расположение коксового орешка между слоями железорудного сырья обеспечили режимом загрузки «добавки наверх». Таким образом, двухскиповое размещение компонентов шихты в бункере БЗУ обеспечивало размещение коксового орешка в бункере следующим образом: в периоде IV – в нижней части бункера и в среднем слое материалов, в периоде V – в среднем слое железорудных материалов и над ними, в периоде VI – обе порции коксового орешка располагались в слое железорудного сырья. При этом согласно физическому моделированию коэффициент равномерности в периодах IV-VI был следующий: (-0,45); 0,49 и 0,66 соответственно.

Анализ характера распределения коксового орешка по ходу выпуска при односкиповой и двухскиповой загрузке (см. главу 2, рисунки 2.24 и 2.25) показывает, что большая часть орешка покидает бункер БЗУ в последнюю очередь, что связано с наименьшей насыпной плотностью его по сравнению с другими компонентами шихты. Таким образом, изменение последовательности

загрузки компонентов шихты наряду с варьированием коэффициента равномерности предполагает различное расположение коксового орешка по радиусу колошника. В периоде I в условиях работы печи на матрице, представленной в таблице 3.17, коксовый орешек преимущественно выгружали со станции углового положения лотка № 10, то есть помимо неравномерного его распределения по окружности печи он еще преимущественно располагался в периферийной части печи. В периодах II и III его выгружали со станций углового положения лотков № 9, 8, что лучше для эффективного его использования по реакции Белла-Будуара. В периоде IV, так же как и в периоде I, коксовый орешек поступал преимущественно в пристеночную часть печи. В периодах V-VI коксовый орешек в большей степени размещали в зоне рудного гребня.

В каждом периоде анализировали дренажную способность горна с использованием следующих показателей:

- количество шлака, остающегося в горне после выпуска;
- интервал времени от начала выпуска до появления шлака;
- вязкость шлака;
- коэффициент сопротивления шихты движению газов в нижней части печи.

Количество остающегося в печи шлака определили по формулам []:

$$\Delta V = \frac{1}{1,25} \sqrt{\sigma_V^2 - q_{VT}^2 - \sigma_T^2}, \quad (3.7)$$

$$\Delta V = \frac{1}{1,25} \sqrt{\sigma_V^2 - q_{VN}^2 - \sigma_N^2}, \quad (3.8)$$

где σ_V , σ_T , σ_N – среднеквадратические отклонения числа ковшей шлака по выпускам, продолжительности цикла от начала одного выпуска до начала следующего, мин, количества взятых за цикл подач соответственно;

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

q_{VN} – среднее количество шлака, образующегося из одной подачи, в ковшах;

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

Вязкость шлака $\eta_{ш}$ оценили по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, используя формулу Куликова И.С. [], преобразованную в вид:

$$\lg \eta_{ш} = K \cdot \frac{2,08 - \lg \eta_{L_s}}{0,87} - 1, \quad (3.9)$$

где K – коэффициент, учитывающий условия работы печи;

η_{L_s} – степень приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, определяемая по формуле

$$\eta_{L_s} = \frac{L_s}{L_s^o} \cdot 100, \quad (3.10)$$

где L_s, L_s^o – фактический и равновесный коэффициенты распределения серы.

Фактический коэффициент распределения серы рассчитывается по следующей формуле:

$$L_s = \frac{(S)}{[S]}, \quad (3.11)$$

где (S) – содержание серы в шлаке; $[S]$ – содержание серы в чугуне.

Равновесный коэффициент распределения серы определяли по формуле И.С. Куликова:

$$\lg L_s^o = 2,55 \cdot B_{об} - 2,07 + \lg \frac{f_{[S]}}{P_{CO}}, \quad (3.12)$$

где $\lg f_{[S]} = 0,11 \cdot C_{эКВ} + 0,006 \cdot C_{эКВ}^2$, (3.13)

$$C_{эКВ} = [C] + 0,63[Si] + 0,4[P] - 0,23[Mn] - 0,27[S], \quad (3.14)$$

Парциальное давление газа вычислили из следующей формулы:

$$P_{CO} = 0,01 \cdot CO_{\phi} \cdot (P_{д} + 0,8), \quad (3.15)$$

где P_d – давление горячего дутья, Па;

CO_{Φ} – содержание CO в фурменном газе.

Коэффициент сопротивления шихты рассчитали по следующим зависимостям []:

$$\lambda_{шв} = \frac{(2 \cdot P_{кг} + \Delta P_B) \cdot \Delta P_B}{V_d^{m_{верх}}}, \quad (3.16)$$

$$\lambda_{шн} = \frac{(2 \cdot P_d - \Delta P_H) \cdot \Delta P_H}{V_d^{m_{низ}}}, \quad (3.17)$$

где $\lambda_{шв}$ – коэффициент сопротивления шихты в верхней части печи;

$\lambda_{шн}$ – коэффициент сопротивления шихты движению газа в нижней части печи;

V_d – расход холодного дутья на 1 м³ полезного объема печи, м³/ч;

m – показатель, учитывающий режим движения газового потока (для верхней части печи $m_{верх} = 1,9$, для всей нижней части печи $m_{общ} = 1,7$);

$P_{кг}$ – давление колошниковога газа, кПа;

$P_{сш}$ – давление газа в середине шахты, кПа;

P_d – давление горячего дутья, кПа;

ΔP_H – нижний перепад давления, кПа.

Результаты исследований режимов загрузки коксового орешка в колошниковое пространство доменных печей № 4 и 2 ПАО «ММК» приведены в таблицах 3.18-3.23.

Повышение показателя равномерности поступления коксового орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи сопровождалось снижением неравномерности распределения газов по окружности печи, на что указывает снижение коэффициента неравномерности распределения температур p периферийных газов по окружности колошника (таблица 3.18). В среднем для двух печей окружная неравномерность распределения температур в шахте уменьшилась на 12,2%. Рассредоточение коксового орешка по окружности

колошника сопровождалось улучшением фильтрующей способности коксовой насадки в горне доменных печей № 4 и 2. На это указывают изменение показателей, характеризующих дренажную способность горна, – уменьшилось количество шлака, остающегося в горне печи, понизилась вязкость шлака, рассчитанная по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, снизился коэффициент сопротивления шихты движению газового потока в нижней части печи (таблицы 3.19, 3.21).

Таблица 3.18 – Показатели окружной неравномерности распределения материалов и газов

Показатели	Доменная печь					
	№4			№2		
	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Периоды	I	II	III	IV	V	VI
Размещение коксового орешка в бункере БЗУ	низ	верх	середина	низ	верх	середина
Количество скипов в бункере БЗУ	1			2		
$X_{кор}^2 = \chi_k^2$ статистика	5,0	4,7	4,0	8,2	7,2	5,0
Коэффициент окружной неравномерности распределения температур p	0,83	0,80	0,74	0,96	0,93	0,83

Согласно таблице 3.19 на доменной печи № 4 в периоде II по сравнению с периодом I уменьшилось количество шлака, остающегося в горне печи с 18,1 до 17,5 т, снизилась расчетная вязкость шлака с 0,56 до 0,54 Па·с. Понизился коэффициент сопротивления шихты движению газов в нижней части печи на 4,9% отн. (таблица 3.20).

Снижение газодинамической напряженности в верхних частях доменных печей № 2 и 4 является результатом повышения коэффициента равномерности распределения коксового орешка по окружности печи и выгрузка его в

колошниковом пространстве со станций углового положения лотка № 9, 8 на печи № 4 и в зону рудного гребня на печи № 2, вместо станции № 10. Повышенная концентрация газов СО в этой зоне обеспечивала более эффективное использование кокса мелких фракций по реакции $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$. Это сопровождалось повышением степени восстановления Fe из FeO газом СО с 29,8 до 31,1% абс. на печи № 4 в периоде II по сравнению с периодом I и с 34,2 до 35,7% абс. на печи № 2 в периоде V по сравнению с периодом IV (таблица 3.21) и, следовательно, увеличением степени использования СО на 0,3 и % абс.

Таблица 3.19 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне доменных печей № 4 и 2

Показатели	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Расход коксового орешка (сухого), кг/т чугуна	18,1	18,3	18,3	9,9	10,1	10,2
Длительность периода, сут	7	7	7	8	8	7
Количество шлака, остающегося в горне, т	18,1	17,5	16,0	18,9	18,1	17,9
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,56	0,54	0,52	0,48	0,47	0,46
Время от начала выпуска до появления шлака, мин:						
на летке 1	13	12	13	18	15	14
на летке 2	16	17	16	14	16	15

Влияние повышения коэффициента равномерности распределения коксового орешка по окружности печи при сохранении позиции его размещения по радиусу колошника можно представить сравнением периодов II с III на печи № 4 и VI с V на печи № 2. Сохранение распределения коксового

орешка в колошниковом пространстве печи со станций углового положения лотка № 9, 8 в периоде III по сравнению с периодом II при повышении коэффициента равномерности его поступления из бункера БЗУ с 0,13 до 0,74 и рост его величины с 0,49 до 0,66 на печи № 2 в периоде VI по сравнению с периодом V в условиях поступления коксового орешка в зону рудного гребня сопровождалось улучшением показателей дренажной способности горна печи, повышением степени восстановления Fe и FeO монооксидом углерода при понижении углеродом (см. таблица 3.21).

Таблица 3.20 – Показатели интенсивности и сопротивления шихты

Показатели	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Интенсивность по газу, м ³ в минуту на 1 м ³ полезного объема печи: колошниковому	3,57	3,57	3,58	2,76	2,82	3,77
фурменному	3,22	3,22	3,23	2,46	2,52	2,45
в распаре	3,35	3,35	3,37	2,57	2,63	2,57
в шахте	3,44	3,45	3,47	2,66	2,72	2,66
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:						
на колошнике	1,4	1,3	1,3	1,9	1,8	1,8
в распаре	9,8	9,6	9,1	11,9	11,7	11,4
в горне	6,1	5,8	5,6	6,6	6,5	6,4
Скорость газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, м ³ /с: на колошнике	1,74	1,80	2,17	1,19	1,22	1,20
в распаре	1,66	1,76	2,02	1,45	1,50	1,49
в горне	2,51	2,7	3,10	2,29	2,37	2,33
Динамический напор газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, Н/м ² : на колошнике	2,24	2,51	3,22	1,39	1,46	2,42
в распаре	1,05	1,2	1,46	0,78	0,84	0,81
в горне	1,33	1,55	1,92	1,04	1,11	1,06

Таблица 3.21 – Показатели хода восстановления Fe из FeO

Показатели	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Степень восстановления Fe из FeO различными восстановителями, %:						
углеродом	40,2	39,1	37,3	39,2	37,7	37,1
монооксидом углерода	29,8	31,1	32,4	34,2	35,7	36,2
водородом	30,0	29,8	30,3	26,6	26,6	26,7
Степень использования газа-восстановителя, %:						
CO	44,2	44,5	44,6	43,5	43,8	44,6
H ₂	42,8	42,8	43,0	34,2	34,0	34,3

Таблица 3.22 – Показатели тепловой работы печей по периодам

Показатели	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Соотношение теплоёмкостей потоков шихты и газа:						
в нижней части печи (с температурами более 850 °С)	1,739	1,760	1,790	1,964	2,020	2,054
в верхней части печи с температурами менее 850 °С)	0,740	0,731	0,697	0,867	0,863	0,863
Суммарный расход тепла на проведение всех процессов в определяющей зоне, МДж/т чугуна	2878	2749	2736	3050	2928	2927
Потери тепла в определяющей зоне, %	26,7	26,1	26,8	26,9	23,5	21,8
Протяженность верхней ступени теплообмена, м	4,27	4,36	4,46	4,11	4,22	4,25
Протяженность нижней ступени теплообмена, м	3,59	3,26	3,22	2,58	2,54	2,45

Увеличение равномерности поступления орешка из бункера в периодах III и VI по сравнению с периодами II и V соответственно сопровождалось повышением интенсивности по газу и ростом динамического напора газа (см. таблицу 3.20), что в соответствии с зависимостью (3.18) уменьшало величину коэффициента сопротивления шихты в верхней части печи:

$$\lambda = h / h_{\text{д}}, \quad (3.18)$$

где h – потери напора газа;

$h_{\text{д}}$ – динамический напор газа.

Улучшение газопроницаемости в верхней части печи сопровождалось повышением интенсивности теплообмена в зоне с температурами менее 850⁰С, на что указывает уменьшение соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа в верхней части печи (с температурами менее 850⁰С) с 0,740 до 0,697 в периоде III по сравнению с периодом I и с 0,867 до 0,863 в периоде VI по сравнению с периодом IV (см. таблицу 3.22).

Смещение процессов восстановления и теплообмена в верхнюю часть печи сопровождалось увеличением протяженности верхней ступени теплообмена и уменьшением нижней. Суммарный расход тепла на проведение всех процессов в определяющей зоне снизился в периодах III и VI по сравнению с периодами I и IV соответственно на 4,9 и 4,1 %.

Снижение газодинамической напряженности в верхней и нижней частях печи вследствие повышения газопроницаемости и улучшения дренажной способности коксовой насадки в горне печи сопровождалось ростом технико-экономических показателей плавки. Производительность доменной печи № 4 выросла на 20 т/сут при понижении удельного расхода кокса, приведенного к условиям базового периода, на 5,4 кг/т чугуна в периоде III по сравнению с периодом I. Коэффициент замены кокса коксовым орешком увеличился с 0,68 в периоде I до 0,88 кг/кг в периоде III (см. таблицу 3.23).

Таблица 3.23 – Основные технологические показатели работы
доменных печей № 4 и 2

Показатели	Показатель равномерности поступления орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи при физическом моделировании					
	-1,2	0,13	0,74	-0,45	0,49	0,66
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна:						
фактический	449,3	448,5	445,1	471,7	475,7	472,4
приведенный к условиям базового периода	-	448,2	443,9	-	469,1	468,2
Коэффициент замены кокса коксовым орешком, приведенный к условиям базового периода, кг/кг	0,68	0,72	0,88	0,68	0,85	0,91
Производительность, т/сут:						
по фактическому количеству загруженных подач	3472	3490	3510	3150	3165	3177
приведенная условиям базового периода	-	3485	3492	-	3203	3212
Расход, м ³ /т чугуна:						
дутья	1180	1183	1182	1374	1404	1372
природного газа	115,5	115,4	115,4	88,4	79,3	83,5
Содержание O ₂ в дутье, %	27,5	27,5	27,6	27,0	26,1	27,0
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1730	1743	1736	1641	1631	1642
Содержание Fe в шихте, %	57,5	56,9	57,3	57,35	58,05	57,88
Содержание в чугуне, %:						
Si	0,70	0,71	0,69	0,72	0,76	0,81
Mn	0,29	0,29	0,29	0,28	0,26	0,24
S	0,022	0,021	0,021	0,021	0,024	0,029
C	4,62	4,62	4,60	4,69	4,56	4,53
Основность шлака	0,997	0,698	0,984	1,02	1,00	0,989

Использование двухскиповой загрузки железорудных материалов в бункер БЗУ на доменной печи № 2 при распределении компонентов железорудной части шихты на станции углового положения лотка № 9-4 позволяло выгружать

коксовый орешек в зону рудного гребня, что наряду с увеличением коэффициента равномерности распределения его по окружности печи с -0,45 до 0,66 позволило обеспечить повышение коэффициента замены кокса орешком с 0,68 до 0,91 кг/кг при повышении производительности печи на 62 т/сут.

Таким образом, повышение коэффициента равномерности поступления коксового орешка из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи на 0,1 в интервале от -1,2 до 0,74 сопровождалось повышением степени восстановления Fe из FeO газом CO на 0,16% абс., снижением степени восстановления Fe из FeO углеродом на 0,17 % абс., уменьшением соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа в верхней части печи (с температурами менее 850 °С) на 0,0013 и, как результат, повышением коэффициента замены кокса орешком на 0,016 кг/кг при понижении удельного расхода кокса на 0,30 кг/т чугуна.

3.2.3 Уменьшение окружной неравномерности распределения отношения расходов природного газа и дутья по фурмам горна печи

Наряду с использованием рациональных режимов загрузки компонентов железорудной части шихты в колошниковое пространство для обеспечения ровности хода печи и, следовательно, повышения технико-экономических показателей ее работы целесообразно стремиться обеспечивать равномерный состав фурменных газов по окружности горна. В настоящее время в условиях работы доменных печей ПАО «ММК» обеспечивается неравномерное распределение дутья по окружности печи при одинаковом расходе природного газа на каждую из фурм. Это сопровождается различием в объеме газа по фурмам, неоднородностью состава газовой фазы по окружности печи, теоретической температуры горения в фурменных очагах, что приводит к неравномерному протеканию процессов восстановления и плавления по окружности и высоте печи, несмотря на применение рациональных режимов загрузки железорудных материалов в колошниковое пространство печи. Одним из направлений устранения искажения хода процессов, протекающих в доменной печи по окружности и, следовательно, улучшение технико-

экономических показателей ее работы в целом является выравнивание теоретической температуры горения по окружности горна. Это можно обеспечить стабилизацией отношений расходов природного газа и дутья по фурмам, путем регулирования расхода газа по фактическому количеству дутья, поступающему через соответствующую фурму.

В настоящее время в условиях ПАО «ММК» отношение расхода природного газа по отношению к дутью по фурмам колеблется от 5 до 11%. Такое колебание расходов источников окислительного и восстановительных газов по фурмам печи обеспечивает величину коэффициента неравномерности расходов природного газа и дутья $p_{\text{пг/д}}$, вычисленной по разработанной методике (см. подраздел 3.1), равной 0,3. Для определения коэффициента неравномерности $p_{\text{пг/д}}$, так же как и для оценки неравномерности распределения измерения температур по окружности печи, необходимо преобразование получаемой доли расхода природного газа по отношению к дутью на каждой из фурм так, чтобы приведенное отношение, формирующее χ^2 -статистику, отражало поведение квантилей $\chi_{k,p}^2 < \chi_k^2(\alpha)$ распределения Пирсона для $k=N-1$ в условиях выполнения H_0 -гипотезы. Для этого рассчитывали долю расхода природного газа по отношению к расходу дутья в процентах на каждую из фурм. Отсортировывали все значения от минимального к максимальному, после чего определили среднее значение полученных величин по 5 группам в порядке возрастания. Таким образом, для условий доменных печей, имеющих в своем составе 20 фурм, находили среднеарифметическое значение между 4 переменными, для условий печей, работающих на 25 фурмах, задействовали по 5 значений. Затем выявили подходящий коэффициент, равный $7=q$, позволяющий преобразовать натуральное значение отношений расходов природного газа и дутья в процентах, к аналогичной частоте, а именно $n_i = 7 \cdot (\text{ПГ/Д}) \cdot 100$. Такое преобразование дало возможность получить адекватную сходимость по вероятности $p(X_{\text{кор}}^2) \rightarrow p(\chi_k^2)$ с учетом используемых степеней свободы $k=N-1$ (проверено для $N = 5$).

На доменных печах № 2, 4 и 10 ПАО «ММК» объемом 1370 и 2014 м³ исследовали взаимосвязь показателей хода процессов, в том числе изменение

коэффициента окружной неравномерности распределения газового потока в шахте печи, определяемой по температурам периферийного газа, от изменения коэффициента неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам при постоянном расходе газа, увеличении его количества, вдуваемого в единицу времени. При этом обеспечивали уменьшение неравномерности распределения отношений расходов газа и дутья по фурмам, как по окружности горна, так и в отдельных его секторах. Результаты приведены в табл. 3.24-3.31.

На доменной печи № 10 ПАО «ММК» исследовали по два парных периода. Показатели работы печей усреднили в два периода – базовый (I) и опытный (II). В базовом коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья фурмам составил 0,34. Колебания данного отношения по фурмам приведено на рисунке 3.1 (A_1 и A_2). Увеличением расхода природного газа на фурмах № 1, 8-13, 17 и уменьшением его расхода на фурмах № 20-24 в периоде II при сохранении общего расхода природного газа, равном $21,8 \text{ м}^3/\text{ч}$ обеспечили понижение коэффициента неравномерности $p_{\text{пр/д}}$ с 0,34 до 0,03.

Уменьшение коэффициента неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам $p_{\text{пр/д}}$ в периоде II по сравнению с периодом I с 0,34 до 0,03 сопровождалось снижением коэффициента окружной неравномерности распределения температур p_t газа на периферии на 0,03 (таблица 3.24). Уменьшение колебания соотношения расходов газа и дутья по фурмам в условиях сохранения расхода природного газа в количестве $21,8 \text{ м}^3/\text{час}$ сопровождалось повышением эффективности использования водорода, на что указывает увеличение степени восстановления Fe из FeO водородом на 0,8% абс, степенью использования водорода на 1,6 % абс. при увеличении соотношения степеней использования H_2 и CO с 0,94 до 0,98 (таблица 3.27). В условиях понижения интенсивности теплообмена в зоне с температурами более $850 \text{ }^\circ\text{C}$ и менее $850 \text{ }^\circ\text{C}$, на что указывает уменьшение соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа в нижней части печи (с температурами более $850 \text{ }^\circ\text{C}$) с 1,885 до 1,856 и увеличение в верхней с 0,858 до 0,871 (таблица 3.25), свидетельствует о

повышении тепловой и химической степени использования газового потока в зоне умеренных температур.

Таблица 3.24 – Параметры дутья и колошникового газа в исследуемые периоды

Наименование показателей	Периоды									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
	Коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам $p_{пг/д}$									
	0,34	0,03	0,04	0,24	0,0	0,15	0,0	0,13	0,24	0,0
Доменная печь	10		4			10				
Расход:										
дутья, м ³ /мин	3682	3763	2823	2840	2820	3664	3673	3626	3627	3675
ПГ, тыс. м ³ /ч	21,8	21,8	15,5	16,0	16,0	22,0	22,4	20,95	21,4	21,5
Давление горячего дутья, кПа	278	274	257	258	258	275	274	273	272	274
Температура дутья, °С	1123	1124	1189	1180	1185	1126	1122	1117	1125	1125
Содержание кислорода, %	27,5	27,1	26,9	27,6	26,9	27,7	27,7	27,9	27,8	27,9
Отношение расхода природного к дутью, %:										
среднее	8,16	8,44	5,5	5,7	5,6	8,39	8,71	8,68	8,50	8,42
максимальное	9,23	8,99	6,4	7,0	5,9	9,54	8,84	9,92	9,13	8,94
минимальное	6,91	7,96	5,1	4,6	5,3	4,58	8,56	7,94	7,73	7,50
Интервал от среднего,										
максимальный	1,07	0,55	0,9	1,2	0,3	1,15	0,13	1,24	0,77	0,92
минимальный	1,24	0,48	0,5	1,2	0,3	3,81	0,15	0,75	0,63	0,52
Коэффициент окружной неравномерности распределения периферийных температур p_t	0,55	0,52	0,69	0,70	0,63	0,91	0,90	0,98	0,96	0,94
Градиент температур по периферии, °С	270	217	240	247	202	423	337	446	422	403
Температура в газоотводах, °С	153	144	135	150	127	159	150	158	158	162
Давление колошникового газа, кПа	129	130	138	138	139	130	130	129	129	130

Таблица 3.25 – Показатели тепловой работы печи по периодам

Наименование показателей	Периоды									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
	Коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам $p_{\text{пг/д}}$									
	0,34	0,03	0,04	0,24	0,0	0,15	0,0	0,13	0,24	0,0
Соотношение теплоёмкостей потоков шихты и газа: в нижней части печи (с $t > 850$ °С)	1,885	1,856	1,861	1,907	1,867	1,886	1,854	1,903	1,850	1,885
в верхней части печи (с $t < 850$ °С)	0,858	0,871	0,886	0,865	0,894	0,851	0,847	0,852	0,849	0,845
Суммарный расход тепла на проведение всех процессов в определяющей зоне, мДж/т чугуна	1899	1994	2222	2021	2190	1907	1872	1758	1838	1774
Потери тепла в определяющей зоне, %	31,7	26,3	23,6	30,1	24,5	29,5	32,5	40,2	32,1	36,4

В результате организация перераспределения природного газа по фурмам обеспечила снижение удельного расхода кокса с 418,7 до 417,4 кг/т чугуна. Уменьшение коэффициента неравномерности соотношений расходов природного газа и дутья по фурмам с 0,41 до 0,12 на доменной печи № 2 ПАО «ММК», работающей с верхней определяющей зоной по силовому взаимодействию потоков шихты и газа, при сохранении расхода природного газа на уровне 13,4 м³/ч сопровождалось повышением степени использования водорода на 3,4% отн., снижением окружной неравномерности распределения

газа на периферии p_t с 0,34 до 0,28 и, как следствие, уменьшением удельного расхода кокса на 1,5 кг/т чугуна.

Увеличение расхода природного газа с 15,5 до 16,0 м³/ч в периоде IV по сравнению с периодом III в условиях повышенной газодинамической напряженности в нижней части доменной печи № 4 ПАО «ММК» сопровождалось ростом коэффициента сопротивления шихты движению газа в нижней части печи, самопроизвольным перераспределением дутья по фурмам. В результате $p_{пг/д}$ увеличился с 0,04 до 0,24. Интервалы между максимальной и средней, а также средней и минимальной величинами соотношения расходов газа и дутья повысились соответственно с 0,5 и 0,9 до 1,2 (рисунок 3.1, В₁-В₂). Это отрицательно сказалось на распределении газов по окружности печи. Коэффициент окружной неравномерности распределения периферийных температур увеличился с 0,69 до 0,70. Градиент температур по периферии вырос с 240 до 247 °С. Степень использования водорода уменьшилась с 37,9 до 37,3%. Неэффективное использование природного газа привело к перерасходу кокса. Удельная его величина выросла с 449,4 до 449,6 кг/т чугуна.

Таблица 3.26 – Показатели интенсивности и сопротивления шихты

Наименование показателей	Периоды									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
	Коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам $p_{пг/д}$									
	0,34	0,03	0,04	0,24	0,0	0,15	0,0	0,13	0,24	0,0
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:										
– на колошнике	0,26	0,31	0,42	0,38	0,60	0,35	0,28	0,08	0,06	0,07
– в горне	10,0	9,3	11,8	11,8	11,7	10,88	10,87	10,3	10,3	10,2
Динамический напор газа на колошнике, Н/м ²	2,7	2,7	1,55	2,6	2,3	1,95	2,14	2,2	2,2	2,3

Для эффективного использования природного газа в количестве 16 тыс. м³/ч в периоде V по сравнению с периодом IV уменьшили колебания соотношений расходов природного газа и дутья по фурмам с учетом температуры периферийных газов. В результате интервалы между максимальной и средней, а также средней и минимальной величинами соотношений расхода газа и дутья уменьшились с 1,2 до 0,3 (рисунок 3.1, В₃). Причем отклонение соблюдали таким образом, чтобы расход природного газа был выше в местах с пониженной температурой периферийных газов и наоборот (таблица 3.28). На южной стороне печи температура периферийных газов была несколько выше, поэтому в эту область давали больше природного газа. В результате добились уменьшения коэффициента неравномерности распределения соотношений расходов природного газа к дутью с 0,24 до 0,0.

Таблица 3.27 – Показатели хода восстановления Fe из FeO

Наименование показателей	Периоды									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
	Коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам $r_{\text{пг/д}}$									
	0,34	0,03	0,04	0,24	0,0	0,15	0,0	0,13	0,24	0,0
Степень восстановления Fe из FeO различными восстановителями, %: углеродом монооксидом углерода водородом	23,2	27,4	34,6	33,6	32,9	24,0	22,0	18,0	21,9	19,5
	53,2	48,1	43,0	44,4	43,4	52,2	49,4	56,2	51,8	55,0
	23,7	24,5	22,4	22,0	23,7	23,8	28,6	25,8	26,3	25,5
Степень использования газа-восстановителя, %: CO H ₂	44,9	44,8	46,1	46,3	46,5	44,2	43,9	43,7	45,1	44,7
	42,3	43,9	37,9	37,3	39,8	43,7	50,1	45,7	47,2	46,4
Соотношение степеней использования H ₂ и CO	0,94	0,98	0,82	0,81	0,86	0,99	1,14	1,05	1,05	1,04

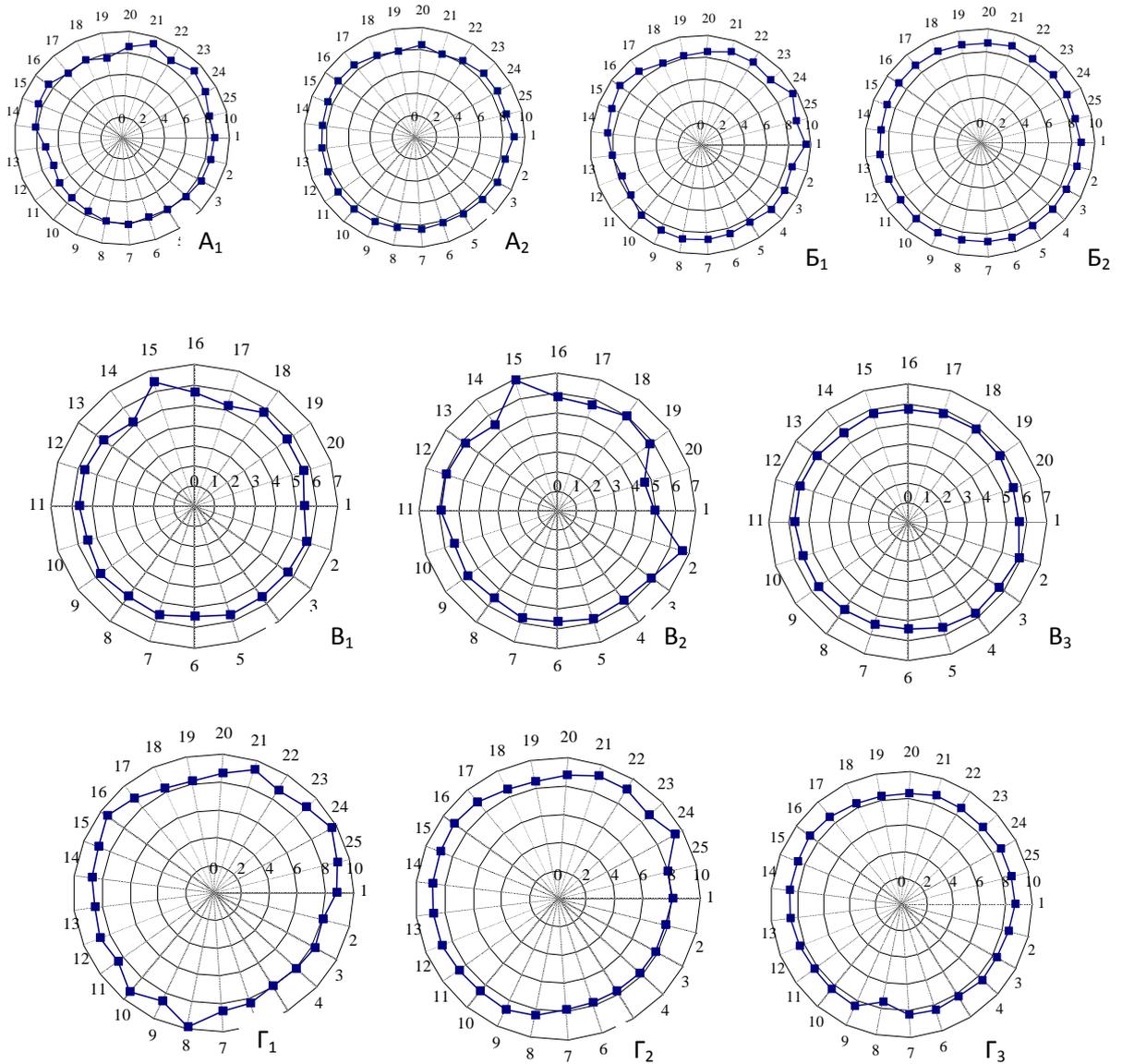


Рисунок 3.1 – Распределение отношений расходов природного газа и дутья по фурмам доменных печей № 10 и 4 в периодах I (A₁), II (A₂), VI (B₁), VII (B₂), III (B₁), IV (B₂), V (B₃), VIII (Г₁), IX (Г₂), X (Г₃)

Стабилизация соотношения расходов газа и дутья по фурмам с учетом температуры периферийных газов в периоде V по сравнению с периодом IV сопровождалась снижением газодинамической напряженности в нижней части печи, на что указывает уменьшение коэффициента сопротивления шихты в этой зоне на 0,85%. Уменьшение взаимного сопротивления шихты и газа, смещение процессов восстановления и теплообмена в зону умеренных температур сопровождалось эффективным использованием природного газа. Степень восстановления Fe из FeO водородом увеличилось на 1,7% абс. при росте степени

использования H_2 на 2,5% абс. В результате управляющим воздействием на расход газа по фурмам обеспечили уменьшение удельного расхода кокса с 449,4 до 447,4 кг/т чугуна в периоде V по сравнению с периодом IV.

На доменной печи № 10 ПАО «ММК» обеспечили одновременное увеличение расхода природного газа от 22,0 м³/ч в базовом периоде (период VI) до 22,4 м³/ч в опытном (VII) и перераспределение его по фурмам таким образом, чтобы интервалы между максимальной и средней, а также средней и минимальной величинами соотношения расходов природного газа и дутья уменьшились соответственно с 1,15 и 3,81 до 0,13 и 0,15. При этом коэффициент неравномерности распределения соотношений расходов природного газа и дутья по фурмам уменьшился с 0,15 до 0,0. Так же как и в предыдущих периодах, наблюдали уменьшение окружной неравномерности распределения периферийных температур, улучшение использования химической энергии газового потока и, как следствие, снижение удельного расхода кокса, исходя из коэффициента замены его газом, равным 0,86 кг/м³.

На доменной печи № 10 в периоде IX компенсировали отрицательное действие дополнительного расхода природного газа на отдельные стороны доменного процесса путем повышения равномерности соотношения расходов природного газа и дутья по фурмам в отдельных секторах горна печи, ввиду сильного различия в градиенте температур в периоде VIII по периферии в шахте, равном 446 °С, и, как следствие, высокой величины коэффициента окружной неравномерности распределения периферийных температур, равной 0,98. В среднем в верхней части печи по окружности можно выделить две зоны, отличающиеся температурным режимом. Первая находилась над фурмами № 1-7, 25 (рисунок 3.2). Оставшаяся часть печи по окружности составляла вторую зону. Средняя температура газа на периферии, замеряемая термопарами № 1, 2, составляла 743°С (см. таблицу 3.30). Температура периферийного газа под газоотводами была равной 229°С. Температуры, замеряемые аналогичными термопарами, в зоне над фурмами № 8-24 составляли соответственно 449 и 145°С.

Таблица 3.28 – Усредненная температура периферийных газов на доменной печи № 4 в периоде III по сторонам света

Наименование показателей	Расположение воздушных фурм и периферийных термопар по сторонам света	
	юг	север
Усредненная температура периферийных газов, °С	318	202
Усредненное отношение расходов газа и дутья по фурмам	5,56	5,62

Таблица 3.29 – Техничко-экономические показатели работы печи

Наименование показателей	Периоды									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
	Коэффициент неравномерности распределения отношений расходов природного газа и дутья по фурмам, $R_{пг/д}$									
	0,34	0,03	0,04	0,24	0,0	0,15	0,0	0,13	0,24	0,0
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный к условиям базового периода	418,7 -	418,5 417,4	449,4 -	452,2 449,6	447,9 447,4	413,3 -	414,5 411,5	431,4 -	414,4 426,3	419,0 428,0
Производительность, т/сут: по фактическому количеству загруженных подач приведенная к условиям базового периода	5075 -	5154 5144	3640 -	3725 3695	3641 3659	5010 -	5001 5053	4710 -	4919 4783	4960 4904
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1639	1620	1634	1648	1621	1715	1713	1709	1692	1702
Содержание Fe в шихте, %	56,6	56,5	57,5	56,9	57,2	57,0	57,0	56,8	57,4	57,1

Таблица 3.30 – Температура газа на периферии в периоды VIII на доменной печи № 10

Наименование показателей	Периоды		
	VIII	IX	X
	Расход природного газа, тыс. м ³ /ч		
	20,95	21,40	21,50
Температура газа на периферии, °С:			
на термopаx № 1, 2	743	666	621
то же № 3-6	449	386	383
Δ между № 1, 2 и 3-6	294	280	238
Температура газа на периферии под газопроводами, °С:			
на термopаx № 1-3, 8	229	205	207
то же № 4-7	145	142	151
Δ между № 1-3, 8 и 4-7	84	63	56

Визуальным наблюдением за фурменными очагами установили, что фурмы № 1-7, 25 работали «темно», что свидетельствует об избыточном количестве природного газа, подаваемого на них. В области, где располагаются фурмы № 8-24, за исключением фурм № 9, 15, 17, 21, 23, 24, в очагах горения наблюдали яркое свечение, что свидетельствует о резерве по дополнительному расходу газа на них. В оставшихся фурмах из визуального наблюдения следовало, что отношение расходов природного газа и дутья было приемлемым. Очаги горения работали «ярко». Фурмы «не зарастали».

В связи с этим в периоде IX при увеличении расхода природного газа от 20,95 до 21,40 тыс. м³/ч отношение расходов газа и дутья на фурмах № 1-7, 25 уменьшили в среднем с 8,38 до 7,83, на оставшихся фурмах снизили в среднем с 8,90 до 8,81 (таблица 3.31). Таким образом, разность соотношений между двумя зонами увеличилась с 0,52 до 0,98 (рисунок 3.1, Г₁, Г₂). Достигали это путем уменьшения расхода природного газа на фурмы № 1-7, 25 суммарно на 194 м³/ч и увеличением на оставшихся фурмах суммарно на 738 м³/ч, в том числе 318 м³/ч на фурму № 8, которая ближе всех находится к месту подвода горячего дутья к кольцевому воздухопроводу. Коэффициенты неравномерности соотношений расходов газа и дутья по фурмам для каждой из зон составляли 0, при этом средняя величина по всем фурмам была равной 0,24.

Таблица 3.31 – Параметры дутья в периоды VIII-X

Наименование показателей	Периоды		
	VIII	IX	X
Расход природного газа в среднем на одну фурму, м ³ /ч: на фурмах № 1-7, 25	707	683	760
	№ 8-24	727	770
Отношение расхода природного к дутью: на фурмах № 1-7, 25	8,38	7,83	8,41
	№ 8-24	8,90	8,81

Изменение расхода природного газа на фурмы доменной печи № 10 при общем увеличении расхода газа на 450 м³/ч в периоде IX по сравнению с периодом VIII сопровождалось повышением степени использования водорода от 45,7 до 47,2 % и СО от 43,7 до 45,1%. Коэффициент окружной неравномерности распределения периферийных температур уменьшился с 0,98 до 0,96. Градиент температур по периферии под газоотводами снизился от 121 до 104 °С, на периферии в шахте с 446 до 422 °С. Повышение степени использования тепловой и химической энергии газового потока обеспечило снижение удельного расхода кокса, приведенного к условиям базового периода на 5,1 кг/т чугуна (таблица 3.29).

После работы печи в периоде IX длительностью 7 сут в периоде X повысили равномерность отношения расходов дутья и природного газа по всем фурмам (рисунок 3.1, Г₃). Обеспечили это увеличением расхода природного газа на фурмы № 1-7, 25 суммарно на 618 м³/ч. На фурме № 8 снизили расход газа на 196 м³/ч при незначительном изменении его расхода на оставшиеся фурмы (см. таблицу 3.31). В результате степень использования водорода и СО снизились соответственно на 0,8 и 0,37% абс. при повышении удельного расхода кокса на 1,7 кг/т чугуна. Ухудшение показателей работы печи связано с преждевременным выравниванием расходов природного газа и дутья по фурмам. Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности изменения соотношения расходов природного газа и дутья по фурмам в отдельных секторах горна печи, в условиях сильного различия процессов, протекающих по ее окружности.

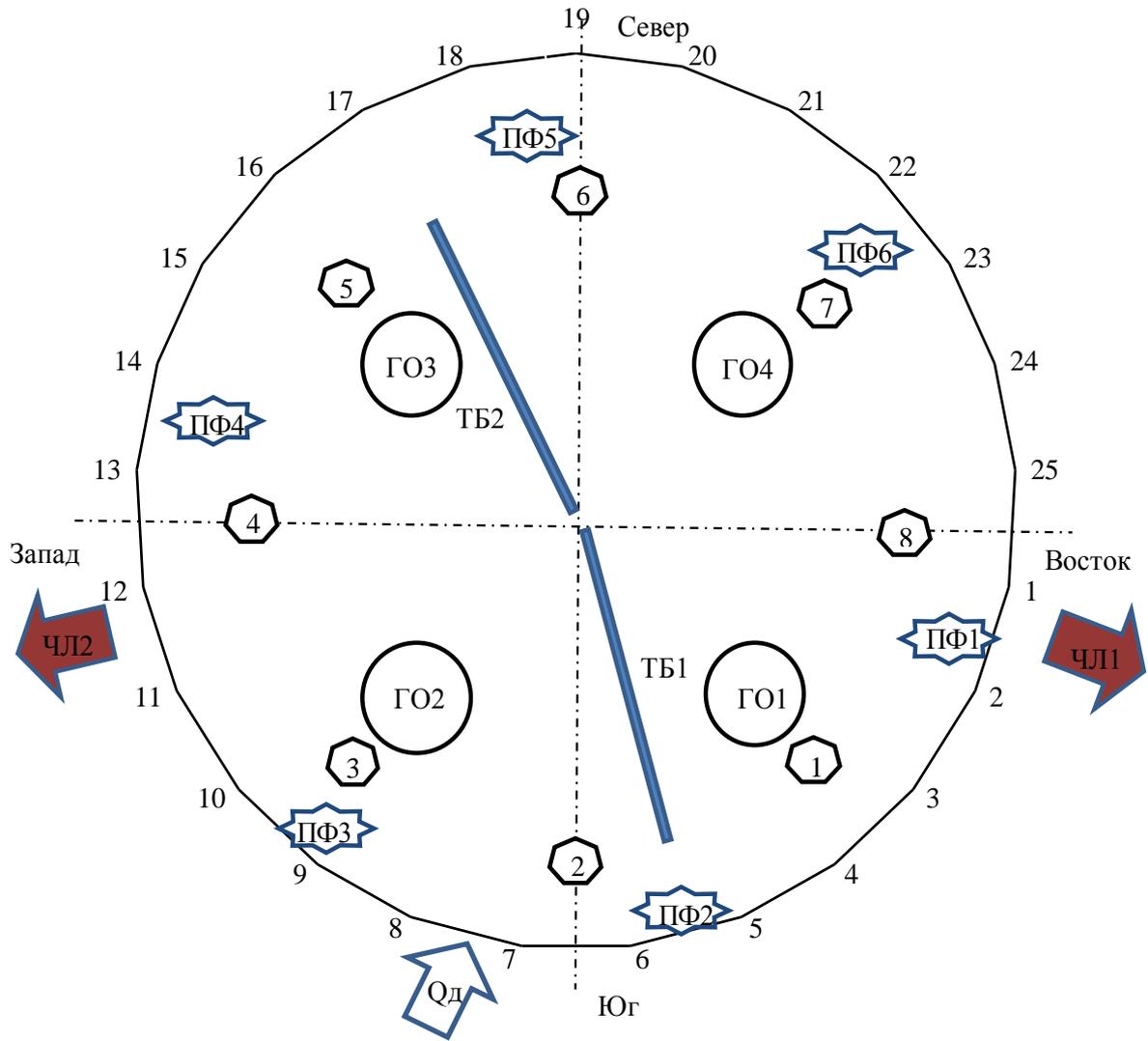


Рисунок 3.2 – Схема расположения фурм и термопар по окружности доменной печи № 10: 1 – фурма № 1;

ТБ1 – балка замера температуры и газа по радиусу;

① – термопара № 1 периферийного газа под газоотводом;

☆1 – термопара № 1 периферийного газа;

→ ЧЛ1 – ось чугунной летки № 1;

→ Q_д – подвод дутья;

○ ГО1 – газоотвод № 1.

Таким образом, при работе печи с ярко выраженными температурными зонами по окружности в верхней ее части эффективнее было перераспределять природный газ по фурмам таким образом, чтобы обеспечить максимально возможную разность отношений расходов газа и дутья между двумя зонами. При этом в секторе с повышенными температурами расход газа необходимо было уменьшать и, наоборот, в область с пониженными температурами – увеличивать.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОЧНОСТИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ И ИХ ДЕЙСТВИЕ НА ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

4.1 Совместный нагрев агломерата и окатышей с коксом в лабораторных условиях

Провели исследования по изучению горячей прочности окатышей ССГПО после их совместного нагрева с коксом и агломератом ПАО «ММК». В процессе экспериментов навеску испытуемых окатышей и агломерата с долей их соответственно 0,35 и 0,75 в смеси с коксом при объемной доле ЖРС в интервале от 0,05 до 1 загружали в стакан из нержавеющей стали объемом 120 см³ и помещали в печь, предварительно нагретую до 500 и 600⁰С. Терморегулятором поддерживали заданную температуру в течение всего времени испытания. По истечении 60 мин выдержки навеску извлекали из печи, выделяли фракцию более 5 мм и отделяли материалы друг от друга.

Прочность железорудных материалов оценивали по сопротивлению их ударным и истирающим нагрузкам, которым подвергается испытываемая проба во вращающейся в вертикальной плоскости со скоростью 27 об/мин в течение 8 мин стальной гладкостенной трубе длиной 1000 мм и диаметром в свету 78,5 мм.

Показателями служили сопротивление удару (ГП₊₅) и истиранию (ГП_{0,5}). С целью их определения пробы после извлечения из печи последовательно рассеивали на решетке с ячейками диаметром 5 мм и сите с ячейками 0,5×0,5 мм, добиваясь полного отсева подрешетного продукта, т.е. класса 0-5 мм и фракции 0-0,5 мм, обращая особое внимание на полный отсев фракции 0-0,5 мм как трудно отсеваемой. Процентное содержание в испытанной пробе окатышей классов +5 и 0-0,5 мм характеризовали соответственно сопротивлением удару и истиранию.

Расчетное уравнение для определения этих характеристик:

$$[\text{ГП}_{+5}, \text{ГП}_{0,5}] = \frac{[M_{+5}, M_{-0,5}]}{M_{\text{П}}} \cdot 100, \% \quad (4.1)$$

где M_{+5} , $M_{-0,5}$ – соответственно масса в испытанной пробе железорудного сырья классов +5 и 0-0,5 мм, г;

$M_{\text{П}}$ – общая масса испытанной пробы, полученной как сумма железорудного сырья классов +5; 0,5-5 и 0-0,5 мм, г.

Повышение объемной доли кокса в смеси железорудного сырья и кокса уменьшало сопротивление окатышей и агломерата ударным нагрузкам (показатель ГП_{+5}) в соответствии с рисунком 4.1. При этом истираемость железорудных материалов (показатель ГП_{+5}) увеличивалась.

Нагрев смеси железорудного сырья и кокса до температуры 500°C при объемной доли ЖРС 0,05 обеспечивал выход фракции +5 мм у агломерата и окатышей соответственно, равный 99,8 и 80,4%. Повышение объемной доли ЖРС до с 0,05 до 1 сопровождалось увеличением выхода класса +5 мм на 5,0 и 8,52% абс. соответственно у окатышей и агломерата. Нагрев агломерата и окатышей в смеси с коксом до температуры 600°C обеспечивал уменьшение выхода фракции +5 мм у агломерата на 3,7% отн. при сохранении таковой у окатышей (рисунок 4.2).

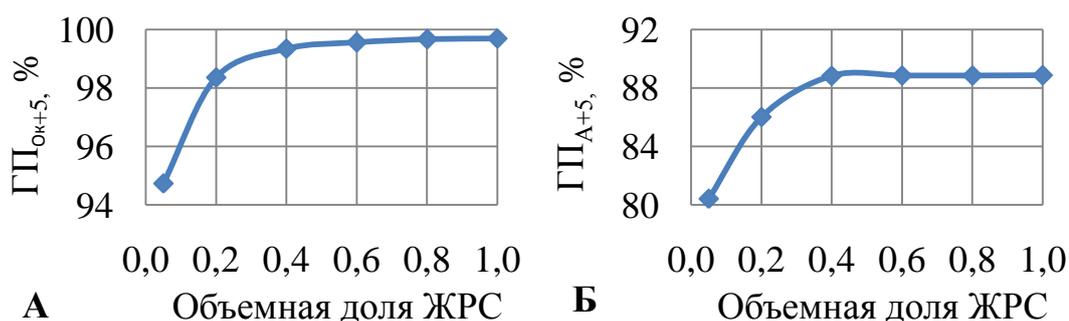


Рисунок 4.1 – Зависимость сопротивления годных окатышей (А) и агломерата (Б) удару от объемной доли железорудного сырья при температуре нагрева 500°C

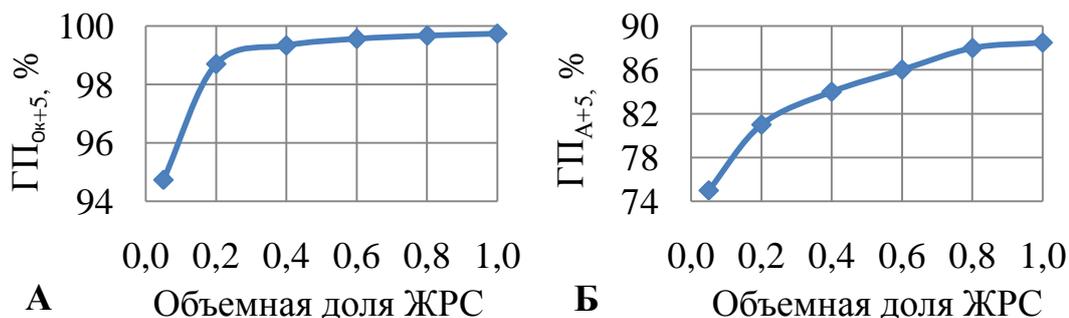


Рисунок 4.2 – Зависимость сопротивления годных окатышей (А) и агломерата (Б) удару от объемной доли железорудного сырья при температуре нагрева 600 °С

Таким образом, из анализа результатов следует, что разрушение железорудных материалов по радиусу доменной печи от воздействия температуры и газа восстановителя различно. В зоне рудного гребня в условиях пониженного количества газа-восстановителя и более низкой температуры разупрочнение железорудных материалов происходит медленнее, чем в периферийной зоне печи или промежуточной между зонами рудного гребня и центром. В связи с этим на доменных печах, оснащенных БЗУ лоткового типа, при работе на многокомпонентной шихте необходимо учитывать величину горячей прочности железорудных материалов при распределении их по радиусу колошника.

4.2 Прочность по LTD_{+6,3}

В условиях ПАО «ММК» используется многокомпонентная шихта, состоящая из агломерата и окатышей различных производителей. В том числе окатыши ССГПО, Михаловского, Лебединского, Костомукшского и Качканарского ГОКов. Железорудное сырье различных поставщиков имеет существенное отличие по горячей прочности (LTD_{+6,3}), определенной по ISO 13930:2007 на установке фирмы ЛЕКО, представленной на рисунке 4.3:

Вид железорудного сырья	Горячая прочность LTD (+6,3), %
Михайловские	95
Качканарские	85
Лебединские	80

Костомукшские	75
ССГПО	70
Агломерат ММК	54



Рисунок 4.3 – Шкаф управления и горизонтальная печь для определения горячей прочности железорудных материалов по ISO 13930:2007

Наибольшей прочностью обладают окатыши Михайловского ГОК. Наименее прочными среди окатышей являются окатыши ССГПО. В связи с этим целесообразно в зону рудного гребня преимущественно загружать окатыши ССГПО и Костомукшского ГОК. Окатыши Лебединского и Михайловского ГОКов необходимо располагать в периферийной части колошника и в зоне между рудным гребнем и центром, где развиваются наиболее высокие температуры и повышенное количество газа-восстановителя. Окатыши Качканарского ГОК в виду величины их горячей прочности и повышенного содержания TiO_2 необходимо размещать в пристеночной зоне печи для максимального контакта их с футеровкой горна. Горячая прочность агломерата уступает прочности окатышей любого из производителей. В связи с этим отдаление большей их части от периферии в сторону зоны рудного гребня будет сопровождаться уменьшением разупрочнения агломерата в верхней части печи.

4.4 Показатели работы доменных печей ПАО «ММК»

4.1 Влияние горячей прочности агломерата и окатышей на показатели хода процессов

На доменных печах № 2, 4, 6, 9 и 10 исследовали влияние повышения горячей прочности железорудных материалов на технико-экономические показатели их работы. Проанализировали изменение горячей прочности в 19 парных периодах длительностью по месяцу как отдельно для окатышей и агломерата, так и при совместном действии их горячей прочности на показатели работы печей. Причем исследовали изменение прочности окатышей как за счет уменьшения или увеличения ее величины в окатышах одного производителя, так и за счет уменьшения доли менее прочных окатышей при увеличении содержания в шихте более прочных. Все периоды для агломерата, окатышей и совместного их влияния усреднили в два периода для каждой группы (таблицы 4.1-4.2).

Повышение горячей прочности окатышей одного производителя сопровождалось уменьшением прочностных характеристик их в холодном состоянии. В условиях повышения горячей прочности железорудных материалов путем уменьшения доли окатышей одного вида на другой сопровождалось повышением их прочности в холодном состоянии.

В периоде IV по сравнению с периодом III повышение горячей прочности ЖРС по LTD (+6,3) с 55,7 до 57,3% сопровождалось снижением сопротивления окатышей сжатию с 221 до 209 кг/окатыш и прочности на удар с 82,2 до 81,2%, при увеличении фракции -0,5 мм с 4,6 до 4,8% (см. таблицу 4.1).

Увеличение горячей прочности окатышей с 60,5 до 62,4% за счет уменьшения доли окатышей ССГПО с 0,64 до 0,18% от расхода окатышей и повышения доли окатышей Михаловского, Лебединского и Костомукшского ГОКов соответственно с 0,30 до 0,59%, с 0,01 до 0,13 % и с 0,04 до 0,11 % обеспечивало рост сопротивления окатышей сжатию с 238 до 245 кг/окатыш и повышение прочности на удар с 84,5 до 90%. Однако увеличение доли

окатышей Михайловского ГОК в периоде IV по сравнению с периодом III сопровождалось уменьшением эквивалентной по поверхности крупности окатышей с 12,1 до 11,7 мм, что в среднем сопровождалось снижением крупности ЖРС с 10,7 до 10,6 мм.

Таблица 4.1 – Крупность и прочность железорудного сырья

Наименование показателей	Средневзвешенная горячая прочность LTD (+6,3) ЖРС, %							
	61,9	64,5	55,7	57,3	60,5	62,4	58,2	62,4
Материал, обеспечивающий повышение горячей прочности	Агломерат		Окатыши		Окатыши (замена вида окатышей)		Совместное влияние агломерата и окатышей	
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Горячая прочность LTD (+6,3), %: агломерата, окатышей	52,0 81,8	56,0 79,0	52,7 65,3	52,7 71,1	54,1 74,1	54,4 77,4	50,2 71,7	54,4 74,8
Сопротивление окатышей сжатию, кг/окатыш	223	241	221	209	238	245	231	260
Прочность на удар (+5 мм), %:								
окатышей	88,3	88,0	92,7	88,0	84,5	90,0	88,0	89,5
агломерата	82,9	84,2	78,4	79,2	80,9	81,8	80,9	81,5
ЖРС	84,7	85,6	82,2	81,2	82,1	84,7	83,6	84,3
Сопротивление истиранию (-0,5 мм), %:								
окатышей:	5,5	5,4	7,1	9,0	6,4	5,0	5,6	5,2
агломерата	3,8	3,5	3,8	3,6	3,8	3,6	4,5	4,3
ЖРС	4,4	4,2	4,6	4,8	4,6	4,1	4,9	4,6
Эквивалентная по поверхности крупность, мм:								
окатышей	12,2	11,9	12,2	12,2	12,1	11,7	12,2	12,1
агломерата	10,3	10,3	10,2	10,1	10,0	10,0	10,1	10,1
ЖРС	10,9	10,9	10,7	10,6	10,7	10,6	10,9	10,8

Повышение горячей прочности железорудных материалов приводит к снижению интенсивности их разрушения в верхней части шахты доменной печи. Это улучшает газодинамику процесса, что положительно сказывается на интенсивности по дутью и железорудному сырью, а также повышению химической и тепловой энергии газового потока. В исследуемых периодах увеличение горячей прочности ЖРС на 2,9% сопровождалось снижением

коэффициента сопротивления шихты движению газового потока на 5,8% (таблица 4.2) за исключением периода, где наряду с повышением горячей прочности окатышей наблюдали уменьшение холодной прочности по различным показателям. Снижение газодинамической напряженности в верхней части печи обеспечивало повышение выхода фурменного газа на 21 м³/мин на 1% уменьшения горячей прочности ЖРС по LTD(+6,3). В том числе рост расхода природного газа в среднем составил 137 м³/ч при повышении степени использования водорода на 0,33% отн. Наиболее высокую величину повышения расхода газа, равную 140 м³/ч, наблюдали в условиях роста горячей прочности агломерата, наименьшую – при увеличении прочности окатышей. Это является результатом более высокой величины горячей прочности у окатышей по сравнению с агломератом при более низкой доле первых в составе шихты – 30-40%. Одновременное повышение сопротивления железорудных материалов разупрочнению их при нагреве сопровождалось работой печи с наиболее высоким увеличением расхода природного газа, равным 174 м³/ч на 1% уменьшения горячей прочности ЖРС по LTD(+6,3).

В результате в исследуемые периоды работы доменных печей № 2, 4, 6, 9 и 10 ПАО «ММК» увеличение горячей прочности железорудного сырья на 1% в интервале от 55,7 до 64,5% сопровождалось уменьшением удельного расхода кокса на 1,23 кг/т чугуна.

Повышение горячей прочности железорудных материалов отрицательно действовало на футеровку шахты печи. Рост горячей прочности по LTD на 1% на доменных печах № 2, 4, 6, 9 и 10 ПАО «ММК» сопровождался повышением средней температуры шахты печи на 1,2⁰С.

Анализом двух парных периодов работы доменной печи № 10 ПАО «ММК» оценили влияние горячей прочности окатышей на показатели хода процессов. Изменение горячей прочности в исследуемых периодах обеспечивали уменьшением доли более прочных окатышей Михайловского ГОК на менее прочные окатыши ССГПО в периоде VI-I по сравнению с периодом V-I и увеличением более прочных окатышей Михайловского ГОК при уменьшении

Таблица 4.3 – Показатели качества шихтовых материалов, используемых на печи № 10

Наименование показателей	Средневзвешенная горячая прочность LTD(+6,3) окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Номер периода	V-I	VI-I	V-II	VI-II
Содержание окатышей от железорудной части шихты, %	37	36	29	31
Горячая прочность по LTD(+6.3), %: агломерата ЖРС	53,1	54,6	54,2	54,5
	59,8	57,8	62,0	64,1
Прочность на сжатие окатышей, кг/окатыш	204	243	265	277
Прочность на удар (+5 мм), %: агломерата окатышей ЖРС	82,6	81,9	81,6	82,8
	91,9	88,2	89,5	90,3
	86,0	84,2	83,9	85,1
Содержание (%) по классам крупности окатышей, мм: +15	17,3	20,2	16,9	6,4
	10-15	74,1	71,5	75,3
	5-10	5,8	5,6	4,8
	0-5	2,8	2,7	3,0
Содержание (%) по классам крупности агломерата, мм: +25	27,7	27,7	28,2	27,8
	10-25	36,9	37,2	35,1
	5-10	26,6	26,3	28,2
	0-5	8,9	8,7	8,6
Содержание золы в коксе, %	12,81	12,72	12,90	12,94
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10	9,3	9,4	8,9	8,78
	M25	86,6	86,1	85,5
Горячая прочность кокса по CSR, %	48,8	48,8	51,1	49,3
Реакционная способность по CRI, %	32,8	32,8	31,7	32,6
Эквивалентная по поверхности крупность, мм: агломерата	9,9	10,0	9,9	9,9
	окатышей	11,6	11,7	11,5
	ЖРС	10,5	10,6	10,5

При уменьшении горячей прочности окатышей в периоде VI-I по сравнению с периодом V-I с 71,7 до 66,5% произошли следующие основные изменения по ходу процессов: увеличился коэффициент сопротивления шихты в верхней части печи на 12,7% (см. таблицу 4.4); уменьшился выход колошникового газа на 4,2 % (см. таблицу 4.5); снизилась интенсивность по сырью от 4030 до 4001 кг/(м³·сут). Рост выхода фурменного газа от 1545 до 1571 м³/т чугуна, кинетической энергии газозооной смеси в фурмах от 155 до 157 кДж (см. таблицу 4.6), скорости газа в нижней части заплечиков от 2,26

до 2,29 м/с, а динамического напора газа от 1,12 до 1,14 Н/м², были приемлемыми для ровного схода шихты.

Таблица 4.4 – Показатели газодинамического режима печи № 10 по периодам

Наименование показателей	Горячая прочность LTD (+6,3)окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Номер периода	V-I	VI-I	V-II	VI-II
Степень уравнивания шихты подъёмной силой газового потока, %	41,7	41,7	43,9	43,1
Скорость газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, м/с:				
на колошнике	1,43	1,45	1,58	1,50
в распаре	1,48	1,50	1,55	1,54
в горне	2,26	2,29	2,36	2,32
Динамический напор газа на пустое сечение печи в рабочих условиях по температуре и давлению, Н/м ² :				
на колошнике	1,95	2,00	2,28	2,13
в распаре	0,83	0,85	0,93	0,90
в горне	1,12	1,14	1,23	1,17
Коэффициент сопротивления шихты движению газа:				
на колошнике	0,14	0,16	0,16	0,17
в распаре	16,85	16,34	15,59	15,5
в горне	5,5	5,5	5,4	5,1

Менее интенсивное разрушение окатышей при нагреве в восстановительной атмосфере в периоде VI-II компенсировало понижение эквивалентной по поверхности крупности железорудной части шихты на 2,9%, которое являлось результатом повышения доли Михайловских окатышей и понижения доли окатышей ССГПО. Такое изменение состава привело к сокращению содержания фракции +15 мм в окатышах от 16,9 до 6,4% абс. и росту содержания класса 0-5 мм в них от 3,0 до 3,6 мм. При этом воздействие крупности материала на траекторию его движения с лотка повысило загруженность периферии, на что указывает снижение разности средних величин температур газа на периферии и в газоотводах от 174 до 131С⁰ (см. таблицу 4.9). Увеличение коэффициента сопротивления шихты в верхней части печи от этого составило 5,6% отн. (см. таблицу 4.4).

Таблица 4.5 – Показатели интенсивности доменной печи № 10 по периодам

Наименование показателей	Горячая прочность LTD (+6,3)окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Номер периода	V-I	VI-I	V-II	VI-II
Производство чугуна и шлака на 1 м ³ объёма печи, т/сут	3,409	3,388	3,549	3,553
Интенсивность по топливу (сухому коксу, коксовой фракции + природному газу), кг/(м ³ ·сут)	1251	1261	1320	1303
Интенсивность по суммарному углероду т/(м ³ сут)	0,93	0,95	1,0	0,99
Интенсивность по сырью, кг/(м ³ ·сут)	4030	4001	4197	4192
Интенсивность хода по дутью, м ³ /(м ³ мин)	1,83	1,85	1,88	1,89
Интенсивность по газу, м ³ /(м ³ ·мин):				
колошниковому	2,848	2,863	2,990	2,927
фурменному	2,609	2,622	2,729	2,649
в распаре	2,691	2,707	2,823	2,752
в шахте	2,768	2,783	2,903	2,834
Интенсивность накопления продуктов плавки в горне, м ³ ·мин	1,201	1,201	1,248	1,256
Степень заполнения продуктами плавки межкусковых пустот кокса, %	84,28	83,04	81,51	83,37
Интенсивность орошения кокса продуктами плавки, т/т	3,132	3,068	3,035	3,088
Выход колошникового газа, м ³ /мин	5758	5519	5843	5773

Увеличение газодинамической напряженности в верхней части печи в периоде VI-I по сравнению с периодом V-I, вследствие ухудшения горячей прочности окатышей, обусловило появление каналов в слое шихты, кратковременных подстоев её и продувов, что сопровождалось уменьшением химической степени использования водорода и монооксида углерода соответственно на 7,0 и 0,23 % отн. (см. таблицу 4.4). Из-за неровного схода шихты уменьшили расход природного газа на 800 м³/час в опытном периоде по сравнению с базовым. Изменения в структуре слоя шихты и окатышей сильнее отразились на восстановлении водородом, что проявилось в снижении соотношения степеней использования H₂ и CO от 0,89 до 0,83. Степень восстановления Fe из FeO водородом в периоде VI-I по сравнению с периодом

V-I снизилась от 21,0 до 19,4 % при увеличении степени восстановления твердым углеродом от 26,4 до 27,8 %.

Таблица 4.6 – Показатели горения топлива в доменной печи № 10
по периодам

Наименование показателей	Горячая прочность LTD (+6,3) окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Выход фурменного газа, м ³ /т чугуна	1545	1571	1550	1510
Состав фурменного газа, %: CO	37,8	37,9	38,0	37,5
H ₂	13,4	13,0	11,9	12,3
N ₂	48,8	49,1	50,1	50,2
Теоретическая температура горения, °С	2121	2125	2161	2141
Масса газозвушной смеси на одну фурму, кг/с	0,355	0,357	0,376	0,364
Скорость газозвушной смеси в фурмах, м/с:				
в нормальных условиях	205	206	218	212
в рабочих условиях	299	299	312	309
Кинетическая энергия газозвушной смеси, кДж	155	157	179	171
Протяженность рыхлой части фурменного очага, мм	1079	1084	1110	1094

Повышение горячей прочности окатышей от 80,5 до 84,0 % в периоде VI-II по сравнению с периодом V-II создало возможность для роста потребления природного газа от 17,9 до 18,3 м³/ч. Улучшилась ровность схода шихты за счёт исключения каналов в слое, кратковременных подстоев её и продувов. Это увеличило степень использования водорода и монооксида углерода соответственно на 6,2 и 1,9 % отн. Рост горячей прочности окатышей по LTD (+6,3) означал их изменение, приводящее к смещению процессов восстановления железа из оксидов в область повышенных температур, где полнее используется водород по сравнению с монооксидом углерода. По этой причине соотношение степеней использования H₂ и CO выросло от 0,75 до 0,79. Повышение расхода природного газа обеспечивало рост степени восстановления Fe из FeO водородом от 15,4 до 16,6% (см. таблицу 4.8).

Изменение структуры шихты и окатышей при технологических параметрах первой пары периодов и при реализации преимуществ окатышей с повышенной горячей прочностью во второй, включало показатели тепловой работы печи, которые представлены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Основные показатели тепловой работы печи № 10 по периодам

Наименование показателей	Средневзвешенная горячая прочность LTD(+6,3) окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Соотношение теплоёмкостей потоков шихты и газа: в нижней части печи (с температурами более 850 ⁰ С) в верхней части печи (с температурами менее 850 ⁰ С)	1,957	1,959	2,025	1,994
Суммарный расход тепла на проведение всех процессов в определяющей по его потреблению зоне, мДж/т чугуна	2872	2945	2960	2833
Потери тепла в определяющей зоне, %	31,9	32,3	33,2	26,2

Таблица 4.8 – Показатели хода восстановления в доменной печи № 10 по периодам

Наименование показателей	Средневзвешенная горячая прочность LTD(+6,3) окатышей, %			
	71,7	66,5	80,5	84,0
Номер периода	V-I	VI-I	V-II	VI-II
Степень восстановления Fe из FeO различными восстановителями, %:				
углеродом	26,4	27,8	28,7	31,5
монооксидом углерода	52,6	52,8	55,9	51,9
водородом	21,0	19,4	15,4	16,6
Степень использования газа-восстановителя, %:				
CO	43,8	43,7	42,2	43,0
H ₂	38,8	36,1	31,8	33,9
Соотношение степеней использования H ₂ и CO	0,89	0,83	0,75	0,79

Уменьшение горячей прочности окатышей в периоде VI-I по сравнению с периодом V-I сопровождалось некоторым повышением интенсивности теплообмена по рассматриваемым зонам. На это указывает увеличение

4.2 Разработка рациональных режимов загрузки в зависимости от горячей прочности железорудных материалов

В виду различия горячей прочности между железорудными компонентами шихты и сильным влиянием ее величины на показатели работы доменной печи целесообразно разработать рациональные режимы загрузки агломерата и окатышей, по видам имеющих различные величины горячей прочности.

Согласно лабораторным испытаниям наибольшее разупрочнение железорудных материалов наблюдали в условиях повышенного количества кокса, откуда следует, что железорудные материалы, имеющие наиболее низкую горячую прочность, целесообразно размещать в зоне рудного гребня.

В связи с этим провели исследования на доменных печах № 2 и 4 ПАО «ММК» по изменению режима загрузки агломерата и окатышей в колошниковое пространство печи. На доменной печи № 2 увеличивали количество агломерата, поступающего в зону рудного гребня, путем повышения их доли на 15% во втором и третьем рудных скипах, содержащее которых поступало со станций углового положения лотка № 6-8 матрицы загрузки (таблица 4.10), уменьшая в рудном скипе, раскручиваемом в периферийной части печи. Изменение доли производили постепенно. В первом опытным периоде на 10%. Во втором дополнительно на 5%. В периоде III увеличили долю агломерата во втором и третьем скипах, содержащее которых поступало в колошниковое пространство, соответствующее от $2/3$ до $3/4$ радиуса колошника, со станций углового положения лотка № 6-8 матрицы загрузки до 70% (таблица 4.11). При этом на такую же величину понижали долю агломерата в первом рудном скипе, содержащее которого поступало в периферийную часть колошника. Общая доля окатышей от расхода железорудной части шихты не изменялась и составляла 40% в периодах I-III.

Таблица 4.10 – Матрицы загрузки доменных печей № 2 и 4 в исследуемые периоды (К – кокс, Р – железорудная часть шихты)

Номер и вид материала для ДП 2		Количество оборотов лотка по станциям 1-11 и порциям материалов К, Р на доменных печах																		Номер и вид материала для ДП 4						
		2									4															
		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1	11	10	9	8	7	6	5			4	3	2	1	
1	К				1	1	1									1	1	1					1	К		
2	К				1	1	1									1	1		1					2	К	
3	К							1	1		1			1	1	1									3	Р
4	Р			2	1											1	1	1							4	Р
5	Р				1	1	1									1	1	1							5	К
6	Р				1	1	1										1	2							6	К
7	К			1	1	1														2	1				7	К
8	К					2			1			1	1	1											8	Р
9	К						2	1						1	1		1								9	Р
10	Р			1	2										1	1		1							10	К
11	Р					1	1	1									1	1	1						11	К
12	Р					1	1	1						1	1	1									12	Р
13	К			1	1	1	1									1	1	1							13	Р
14	К				1	1	1																		
15	К							1	1	1							1	1	1						26	Р
16	Р			2	1																					
17	Р					1	1	1																		
18	Р					2	1																			

На доменной печи № 4 ПАО «ММК» исследовали два периода. В первом доля агломерата, поступающего в зону рудного гребня, составляла 65% от содержимого скипа (таблица 4.12). Во втором периоде долю агломерата, уменьшили с 65 до 54%, соответственно, увеличив на 11% количество поступающего агломерата в периферийную часть печи.

Результаты работы печи в исследуемые периоды приведена в таблицах 4.13 – 4.15. Увеличение доли окатышей вместо агломерата, поступающих в периферийную часть печи, обладающих более высокой горячей прочностью и большим фракционным составом, обеспечивало более высокую газопроницаемость этой зоны. В результате увеличилось количество газа, проходящего через нее, на что указывает рост разности между температурами периферийного и колошниковога газов. В периодах II и III разность между

температурами ($T_{\text{пер}}-T_{\text{кол}}$) составляла соответственно 264 и 297⁰С против 244⁰С в периоде I (см. таблицу 4.13).

Таблица 4.11 – Содержимое рудных скипов доменной печи № 2 в исследуемые периоды

Масса компонентов шихты, поступающей на станции углового положения лотка матрицы загрузки, кг	Доля агломерата в рудных скипах, содержимое которых поступало в пространство, соответствующее 2/3-3/4 радиуса колошника от его центра, %		
	45	60	70
№ 9-8 (1-й рудный скип):			
– агломерат	9750	9000	7500
– окатыши Костомушские	4125	1500	-
– окатыши Михайловские	1125	4500	7500
– кварцит	100	100	100
№ 8-5 (2-й рудный скип):			
– агломерат	8250	9000	9750
– окатыши Костомукшские	1625	1500	2250
– окатыши Михайловские	5125	4500	3000
– коксовая фракция	200	200	200
№ 8-5 (3-й рудный скип):			
– агломерат	8250	9000	9750
– окатыши Костомукшские	1625	1500	2250
– окатыши Михайловские	5125	4500	3000
– коксовая фракция	200	200	200

Таблица 4.12 – Содержимое рудных скипов доменной печи № 4 в исследуемые периоды

Масса компонентов шихты, поступающей на станции углового положения лотка матрицы загрузки, кг	Доля агломерата в рудных скипах, содержимое которых поступало в пространство, соответствующее 2/3-3/4 радиуса колошника от его центра, %	
	65	54
№ 11-8 (1-й рудный скип):		
агломерат	10200	10500
окатыши	6300	6000
коксвая фракция	200	200
кварцит	200	200
№ 8-5 (2-й рудный скип):		
агломерат	10200	8900
окатыши	6300	7600
коксвая фракция	200	200
кварцит	200	200

Таблица 4.13 – Параметры колошниковога газа доменных печей № 2 и 4

Наименование показателей	Доля агломерата в рудных скипах, содержащее которых поступало в пространство, соответствующее 2/3-3/4 радиуса колошника от его центра, %				
	45	60	70	65	54
Режим загрузки добавочных материалов в скип	вперемешку				
Доменная печь	2			4	
Длительность периода, сут	7	7	8	14	14
Состав колошниковога газа, %:					
CO ₂	18,6	18,6	19,3	20,1	19,7
CO	24,9	24,6	24,7	25,5	25,4
H ₂	8,7	8,7	8,6	9,0	9,0
Степень использования, % CO	42,8	43,4	43,9	44,1	43,6
H ₂	39,7	39,9	42,2	37,3	35,7
Температура газа, °С:					
в газоотводах	113	119	123	208	189
на периферии под газоотводами	99	99	102	188	169
на периферии в шахте	358	383	420	358	361
Градиент температуры газа, °С:					
в газоотводах	13,8	16,3	18,8	105	90
на периферии под газоотводами	33,4	36,1	41,8	84	94
на периферии в шахте	238	405	472	354	355
Давление колошниковога газа, кПа	142,0	142,0	141,9	137,7	139,6
Уровень засыпи фактический, м	1,6	1,5	1,5	1,6	1,6
Температура газа по радиусу					
на периферии $T_{пер}$	112	116	123	291	277
в рудном гребне $T_{гр}$	93	95	98	205	192
в центре печи $T_{ц}$	466	491	489	289	346
$T_{пер} - T_{кол}$	244	264	297	150	172

Рациональное радиальное распределение материалов различной прочности при температуре 600⁰С снизило газодинамическую напряженность в верхней части печи. Коэффициент сопротивления шихты снизился в периодах II и III по сравнению с периодом I соответственно на 6,5 и 12,1% (см. таблицу 4.14). Это позволило увеличить интенсивность хода по дутью в периодах II и III по сравнению с периодом I соответственно на 4,4 и 4,8% (см. таблицу 4.14). Расход дутья в опытных периодах увеличился по сравнению с базовым соответственно на 143 и 149 м³/мин при сохранении расхода природного газа

(см. таблицу 4.15). Уменьшили уровень засыпи в опытных периодах по сравнению с базовым с 1,6 до 1,5 м.

Таблица 4.14 – Основные технологические показатели работы доменных печей № 2 и 4

Наименование показателей	Доля агломерата в рудных скипах, содержащее которых поступало в пространство, соответствующее 2/3-3/4 радиуса колошника от его центра, %				
	45	60	70	65	54
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный	469,8 -	465,6 468,4	458,3 465,2	500,1 -	520,0 528,4
Производительность, т/сут: по фактическому количеству загруженных подач приведенная	3633 -	3592 3635	3627 3641	3413 -	3298 3269
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1670	1672	1669	1671	1666
Доля окатышей от ЖРС, %	40	40	40	38	41
Интенсивность хода: по дутью, м ³ /м ³ мин, по суммарному углероду, т/м ³ ·сут	2,28 1,03	2,38 1,02	2,39 1,01	1,93 1,04	1,93 1,05
Рудная нагрузка, т/т	3,55	3,59	3,64	3,3	3,2
Содержание Fe в шихте, %	58,14	58,07	58,19	58,1	58,3
Вынос пыли и шлам ВФУ, кг/т чугуна	7,6	7,4	7,3	23,8	19,6
Температура холодильников шахты, °С	47,1	47,0	47,5	36,9	35,8
Коэффициент сопротивления шихты движению газов: на колошнике в горне	1,99 10,26	1,72 9,19	1,54 9,26	3,82 13,06	3,91 13,16

Эффективная организация доменного процесса путем использования рационального режима загрузки окатышей и агломерата сопровождалось повышением химической степени использования газового потока. Степень использования монооксида углерода и водорода повысилась соответственно на 1,1 и 2,5 % абс. в периоде III по сравнению с периодом I. Это сопровождалось снижением удельного расхода кокса как фактической величины с 469,8 до 458,3

кг/т чугуна, так и приведенной к условиям базового периода с 469,8 до 465,2 кг/т чугуна (см. таблицу 4.14).

Таблица 4.15 – Параметры дутья на доменных печах № 2 и 4

Наименование показателей	Доля агломерата в рудных скипах, содержащее которых поступало в пространство, соответствующее 2/3-3/4 радиуса колошника от его центра, %				
	45	60	70	65	54
Расход: дутья, м ³ /мин	3121	3264	3270	2642	2644
дутья, м ³ /т чугуна	1237	1308	1299	1115	1155
природного газа м ³ /т чугуна	112,2	112,2	111,2	105,0	109,0
тыс. м ³ /ч	17,0	16,8	16,8	14,9	15,0
Давление горячего дутья, кПа	261,0	258,4	260,1	255	256
Температура дутья, °С	1134	1134	1133	1174	1171
Расход водяного пара, г/м ³	4,58	4,52	6,31	3,4	1,4
Содержание кислорода, %	27,2	26,7	27,0	28,6	28,0

На доменной печи № 4 ПАО «ММК» в условиях уменьшения доли агломерата, поступающего в зону рудного гребня, и увеличения его количества на периферии сопровождалось ухудшением ее работы. Разупрочнение агломерата в верхней зоне печи затрудняло проход газа через слой шихты. В условиях сохранения интенсивности по дутью это привело к повышению коэффициента сопротивления шихты движению газового потока в верхней части печи на 2,4% отн. (см. таблицу 4.15). Следствием нерационального распределения материалов по радиусу печи являлось менее эффективное использование химической энергии газового потока в опытном периоде V по сравнению с базовым IV. Степень использования СО уменьшилась с 44,1 до 43,6 %, водорода снизилась с 37,3 до 35,7% (см. таблицу 4.13), что привело к перерасходу кокса в опытном периоде.

Размещение повышенной доли агломерата в зоне рудного гребня за счет уменьшения его доли на периферии приводит к увеличению содержания окатышей в пристеночной зоне печи, что отрицательно сказывается на стойкости футеровки. В исследуемых периодах на доменной печи № 2 температура холодильников шахты в опытных периодах увеличилась с 47,1 до

47,5 °С за 14 сут. Понижение доли окатышей на периферии доменной печи № 4 сопровождалось уменьшением температуры холодильников шахты с 36,9 до 35,8°С (см. таблицу 4.30).

Длительная работа печи с режимом загрузки, предполагающим поступление повышенной доли окатышей в пристеночную зону, может приводить к преждевременному истиранию футеровки и прогару холодильников шахты. Поэтому такой режим целесообразно использовать периодически для удаления лишнего гарнисажа на стенках печи. Затем в случае, если в составе шихты используются окатыши различных производителей, в зону рудного гребня необходимо загружать менее прочные окатыши при загрузке более прочных окатышей в периферийную часть колошника. При этом долю агломерата по отношению к окатышам по радиусу печи оставлять на одинаковом уровне. В этом случае отклонение от среднего соотношения их расходов, которое ведет к нарушению заданных параметров продуктов плавки, в частности к отклонению основности шлака, образующегося в локальной зоне, от заданной оптимальной величины для доменной плавки в целом будет минимальным. Загрузка в доменную печь № 6 ПАО «ММК» окатышей ССГПО в зону рудного гребня, соответствующей пониженным температурам и повышенным рудным нагрузкам, при размещении окатышей Михаловского ГОК снижает потери железа с выносимой из доменной печи пылью и шламом на 1 кг/т чугуна, поскольку такое расположение низкопрочных окатышей, во-первых, снижает разрушение их у поверхности слоя шихты в печи, во-вторых, переносит место разрушения в область шахты с большим сечением по сравнению с колошником.

5 РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ НА ОСНОВЕ ВЫЯВЛЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ШЛАКОВОГО РЕЖИМА

5.1 Увеличение содержания MgO в шлаке

5.1.1 Ввод в состав шихты доменной печи № 8 сырой руды «Бапы»

На доменной печи № 8 ПАО «ММК» исследовали влияние увеличения содержания MgO в шлаке от 7,7 до 14,5% на ход доменной плавки, свойства шлака и технико-экономические показатели работы печи. Повышали содержание MgO в шлаке путем введения руды «Бапы» в состав шихты доменной печи. Результаты приведены в табл. 5.1-5.6. В периоде I содержание MgO в шлаке составляло 7,7% при основности по CaO/SiO_2 1,0 (табл. 5.1). Введением руды «Бапы» в количестве 157 кг/т чугуна периоде II увеличили содержание MgO в шлаке до 12,7% при понижении основности до 0,91 ед. путем увеличения доли окатышей от 31 до 46%. В периоде III увеличением расхода руды «Бапы» до 216 кг/т чугуна содержание MgO в шлаке довели до 14,5% при уменьшении отношения CaO/SiO_2 до 0,82 путем повышения доли окатышей до 47%. В периоде IV содержание MgO в агломерате увеличили от 2 до 2,4% путем увеличения расхода руды «Бапы» в агломерационной шихте. Загрузка в доменную печь такого агломерата совместно с рудой «Бапы» в количестве 111 кг/т чугуна позволило обеспечить содержание MgO в шлаке 12,4%. Основность при этом повысили до 0,92 ед. уменьшением доли окатышей от 47 до 35% и увеличением кварцита от 3,8 до 18,8 кг/т чугуна. В периоде V вывели из состава доменной шихты руды «Бапы» оставив ее в агломерационной шихте, обеспечивающей содержание MgO в агломерате на уровне 2,36%.

Таблица 5.1 – Результаты химического анализа продуктов плавки в исследуемые периоды

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %				
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Длительность периода, сутки	7	4	3	7	7
Номер периода	I	II	III	IV	V
Содержание в шлаке, %: MgO	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Al ₂ O ₃	9,80	10,96	11,33	10,36	10,17
CaO	39,35	34,44	31,20	35,38	37,01
SiO ₂	39,52	37,90	37,98	38,61	39,13
TiO ₂	0,69	0,92	1,07	0,91	0,81
FeO	0,26	0,24	0,41	0,23	0,24
MnO	0,35	0,38	0,45	0,37	0,73
S	0,688	0,676	0,632	0,663	0,650
CaO/SiO ₂	1,00	0,91	0,82	0,92	0,95
(CaO+MgO)/SiO ₂	1,19	1,24	1,20	1,24	1,20
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	4,03	3,46	3,35	3,73	3,85
Содержание в чугуне, %: Si	0,79	0,80	0,75	0,65	0,73
Mn	0,37	0,31	0,25	0,32	0,75
S	0,018	0,026	0,042	0,023	0,020
Ti	0,053	0,071	0,057	0,053	0,056
P	0,060	0,087	0,085	0,087	0,071
Cr	0,036	0,053	0,043	0,056	0,054
C	4,62	4,61	4,48	4,59	4,70
V	0,070	0,106	0,099	0,101	0,091
Коэффициент распределения серы	37,3	26,0	15,1	28,8	33,2
Температура чугуна, °С	1383	1381	1361	1365	1395

В результате в периоде V содержание MgO в шлаке составило 10,0%. Этот период использовали в качестве базового, поскольку в периоде I печь не вышла на рабочую мощность после ремонта. Для улучшения показателей работы печи в составе шихты в периоде V использовали марганцевую руду в количестве 44,3 кг/т чугуна, обеспечившей содержание MnO в шлаке 0,73%.

В исследуемых периодах производили отбор шлака. Определяли текучесть шлака по наклонной поверхности, температуру перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное и его вязкость.

Таблица 5.2 – Параметры колошниковога газа

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %					
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98	
Состав колошниковога газа, %:	CO ₂	18,4	17,4	18,9	19,4	19,7
	CO	26,1	25,1	24,2	23,8	23,8
	H ₂	9,3	9,1	9,3	9,4	9,3
Степень использования, %:	CO	41,4	40,9	43,9	45,0	45,3
	H ₂	40,6	41,8	40,7	45,0	42,1
Температура газа, °С:	в газоотводах	168	170	179	168	157
	на периферии в шахте	571	551	549	516	510
Градиент температуры газа, °С:	в газоотводах	23	31	36	18	15
	на периферии в шахте	236	261	308	265	282
Давление колошниковога газа, кПа	135	142	132	141	140	

Увеличение содержания MgO в шлаке от 7,7 до 12,7 % при понижении основности от 1,0 до 0,91 в периоде II по сравнению с периодом I сопровождалось снижением вязкости шлака в соответствии с рисунком 5.1. При температуре 1400 °С вязкость шлака уменьшилась с 6,2 до 1,6 Па·с.

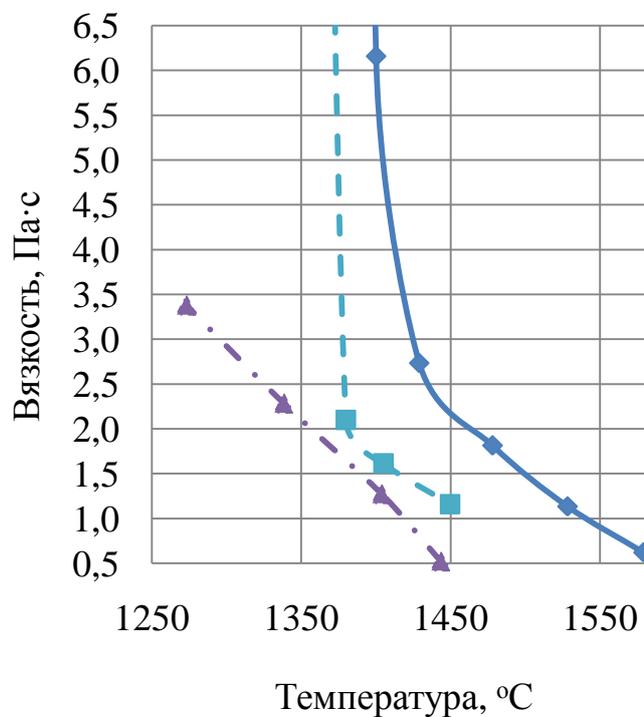


Рисунок 5.1 – Вязкость шлаков доменной печи № 8 в периоды I (—◆—), II и IV (---■---), V (---▲---)

Таблица 5.3 – Основные технологические показатели работы доменной печи

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %				
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна:					
фактический	451,9	433,4	434,6	428,1	436,5
приведенный к условиям периода V	463,5	460,3	465,5	445,5	-
Удельный расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, кг/т чугуна	459,4	448,6	449,9	430,5	436,5
Производительность, т/сутки:					
по фактическому количеству загруженных подач	3290	3290	3274	3513	3479
приведенная к условиям периода V		3164	2916	3464	-
Расход, кг/т чугуна:					
сырьевых материалов	1713	1700	1684	1695	1700
руды «Бапы»	-	157	216	111	-
кварцит	2,9	8,5	3,8	18,8	12,8
марганцевая руда	13,6	-	-	-	44,3
Доля окатышей от ЖРС, %	31	46	47	35	37
Рудная нагрузка, т/т	3,499	3,634	3,607	3,638	3,593
Содержание Fe в шихте, %	57,36	58,60	59,10	58,14	57,61
Выход шлака, кг /т чугуна	359,7	333,7	315,1	340,7	351,8

Снижение основности шлака по CaO/SiO_2 в периоде II по сравнению с периодом I сопровождалось увеличением содержания серы в чугуне от 0,018 до 0,026%, количества шлака, остающегося в горне печи, от 9,8 до 14,0 тонн. При этом газодинамика в нижней части печи не нарушилась, на что указывает снижение коэффициента сопротивления шихты в горне печи на 10,8%. Одной из причин, возможно, являлось улучшение прочностных характеристик кокса. Горячая прочность повысилась от 48,2 до 49,4%. Не изменилась температура перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное и в периодах I и II составляла 1270 °С. В результате фактическая производительность осталась на прежнем уровне, равном 3290 т/сутки.

Таблица 5.4 – Параметры дутья

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке				
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Расход: дутья, м ³ /мин	2596	2720	2807	2823	2797
природного газа тыс. м ³ /час	15,1	15,8	14,6	17,4	15,8
Выход фурменного газа, м ³ /мин	3518	3668	3741	3790	3784
Степень, открытия малого снорта, %	11,9	5,7	15,2	11,4	14,4
Давление горячего дутья, кПа	264	265	256	274	275
Температура дутья, °С	1150	1145	1135	1145	1146
Расход водяного пара, г/м ³	4,9	4,3	1,9	2,7	6,1
Содержание кислорода, %	28,9	28,5	28,2	28,1	28,3

Таблица 5.5 – Показатели качества шихтовых материалов

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %				
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	8,4	8,4	8,6	8,2	8,0
Содержание золы в коксе	12,65	12,54	12,70	12,89	12,67
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10	8,09	7,98	8,01	8,27	8,32
M25	87,65	87,89	87,74	87,32	86,96
Горячая прочность кокса по CSR	48,2	49,4	49,2	47,4	47,2
Реакционная способность (CRI)	33,7	33,1	33,2	34,0	34,3

В периоде III увеличение содержания MgO в шлаке от 12,7 до 14,5% при понижении основности по CaO/SiO₂ от 0,91 до 0,82 сопровождалось увеличением содержания серы с 0,026 до 0,042%, что является неприемлемым для условий ПАО «ММК». Увеличилась температура перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное от 1270 до 1288 °С. Повысилась вязкость шлака, рассчитанная по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине с 0,42 до 0,7 Па·с. Однонаправленное увеличение вязкости показал расчет ее по различным моделям: Кондратьева-Урбана, Riboud, Iida и полимерной модели. Усредненная величина вязкости повысилась с 0,56 до 0,67

Па·с в периоде III по сравнению с периодом II, рассчитанная для температур при выпуске жидких продуктов плавки. При этом фактическая температура чугуна в периоде III снизилась по сравнению с периодом II с 1381 до 1361 °С. Повышение физического нагрева сопровождалось бы существенным улучшением вязкости шлака, на что указывает ее изменение при температуре 1400 °С (табл. 5.6). Увеличилось количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска с 14,0 до 20,6 тонн, что свидетельствует об ухудшении фильтрующей способности коксовой насадки в горне печи. В условиях роста выхода фурменного газа с 3668 до 3741 м³/мин за счет увеличения расхода дутья от 2720 до 2807 м³/мин, это отрицательно сказывалось на газодинамике доменной печи. На это указывает повышение коэффициента сопротивления шихты в нижней и верхней частях печи соответственно на 10,1 и 12,0% (табл. 5.6), в условиях увеличения степени открытия малого снорта с 5,7 до 15,2%. Повышение напряженности взаимного сопротивления потоков шихты и газа сопровождалось ростом степени использования СО от 40,9 до 43,9%. Для снижения газодинамической напряженности уменьшили расход природного газа от 15,8 до 14,6 м³/час, что сопровождалось уменьшением степени использования водорода от 41,8 до 40,7%. В результате расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, увеличился от 448,6 до 449,9 кг/т чугуна при понижении производительности печи от 3290 до 3274 т/сутки.

Уменьшение содержания MgO от 14,5 до 12,4% при повышении основности по CaO/SiO₂ от 0,82 до 0,92 в периоде IV по сравнению с периодом III обеспечило наиболее высокие технико-экономические показатели работы печи, что являлось следствием рациональной организации шлакового режима.

Расчетная вязкость шлака снизилась от 0,7 до 0,28 Па·с, температура перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное снизилась от 1288 до 1274 °С. Уменьшилась вязкость шлака, рассчитываемая различными способами. Улучшение физических свойств шлака сопровождалось уменьшением его количества, остающегося в горне печи после выпуска с 20,6 до 11,3 тонн. При этом по вязкости шлака оставались резервы, на что указывает

изменение вязкости шлака в различных периодах в условиях нагрева до температуры 1400 °С. Рациональный химический состав шлака позволил увеличить расход дутья 2807 до 2823 м³/мин при снижении коэффициента сопротивления шихты движению газового потока на колошнике и в горне соответственно на 7,5 и 5,0%, несмотря на снижение холодной и горячей прочности кокса. Это сопровождалось ростом степени использования СО от 43,9 до 45%. Благоприятные условия по газодинамике позволили увеличить расход природного газа с 14,6 до 17,4 м³/час и эффективно его использовать в доменной печи, на что указывает рост степени использования водорода от 40,7 до 45,0%. В результате удельный расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, снизился от 449,9 до 430,5 кг/т чугуна, при повышении производительности печи с 3274 до 3513 т/сутки. Содержание серы в чугуне составляло 0,023%, что является приемлемым для условий ПАО «ММК».

В периоде V по сравнению с периодом IV понижение содержания MgO в шлаке с 12,4 до 10,0% в условиях роста основности с 0,92 до 0,95 сопровождалось повышением температуры перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное с 1264 до 1279 °С. Увеличилось количество шлака остающегося в горне после выпуска жидких продуктов плавки с 11,3 до 22,5 тонн, несмотря на уменьшение вязкости шлака, рассчитанной различными способами. Поскольку ни одна из моделей расчета вязкости шлака не учитывает состояние коксовой насадки в горне печи, то можно сделать вывод, что одной из причин роста объема невыпущенного шлака является низкое качество кокса, которое сопровождалось увеличением коксовой мелочи, выбрасываемой из печи на выпуске. Это сопровождалось повышением газодинамической напряженности в нижней части печи. Коэффициент сопротивления шихты движению газового потока в горне печи увеличился на 2,1% в периоде V по сравнению с периодом IV. Это сопровождалось снижением расхода дутья с 2823 до 2797 м³/мин и понижением расхода природного газа с 17,4 до 15,8 тыс. м³/час. В результате в периоде V по

сравнению с периодом IV расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, увеличился с 430,5 до 436,5 кг/т чугуна при снижении производительности печи с 3513 до 3479 т/сутки.

Таблица 5.6 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %				
	7,68	12,71	14,52	12,41	9,98
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:					
на колошнике	0,34	0,36	0,40	0,37	0,36
в горне	8,89	7,93	8,73	8,29	8,46
общий	5,91	5,35	5,92	5,57	5,65
Текучесть шлака, см	27,0	24,7	24,4	-	-
Температура чугуна, °С	1383	1381	1361	1365	1395
Коксовая мелочь на выпуске (от 0 до 1)	0,26	0,0	0,12	0,12	0,27
Среднеквадр. откл. ковшей шлака между летками 1 и 2	0,21	0,31	0,08	0,63	0,42
Количество шлака, остающегося в горне, тонны	9,8	14,0	20,6	11,3	22,5
Показатель растворимости углерода в чугуне	185	197	226	188	198
Время от начала выпуска до появления шлака, мин	4,8	4,5	8,8	4,4	3,1
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,20	0,42	0,70	0,28	0,29
Расчетная усредненная вязкость шлака по моделям (Кондратьева-Урбана, Riboud Iida и полимерной модели), Па·с:					
- при температуре на выпуске	0,65	0,56	0,67	0,61	0,55
- при температуре 1400 °С	0,58	0,49	0,52	0,48	0,53
Температура перехода шлака из кристаллического состояния в жидкофазное, °С	1270	1270	1288	1264	1279
Вязкость шлака, Па·с, при температуре:					
1400	6,2	1,6	-	1,6	1,27
1440	2,3	1,2	-	1,2	0,54

Изменение температуры перехода из кристаллического состояния в жидкофазное шлаков доменной печи № 8 и содержание серы в чугуна от содержания MgO в шлаке и отношения MgO/(CaO/SiO₂) представлено на рис. 5.2 и 5.3.

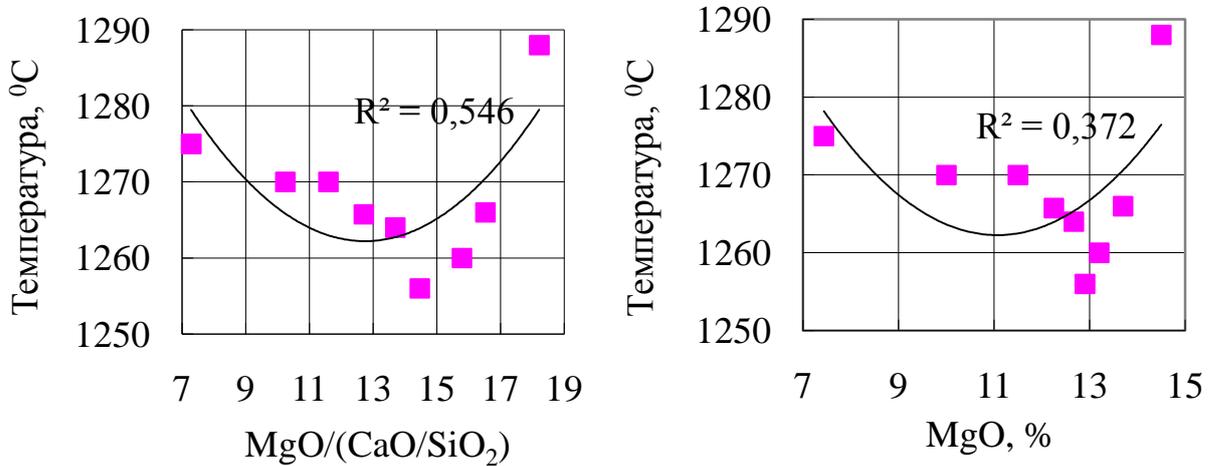


Рисунок 5.2 – Изменение температуры перехода из кристаллического состояния в жидкофазное шлаков доменной печи № 8

Наиболее низкую температуру перехода из кристаллического состояния в жидкофазное шлаков доменной печи № 8 наблюдали при отношении MgO к основности (CaO/SiO₂) не более 15%. Это соответствует содержанию MgO в шлаке – 13% при основности шлака по CaO/SiO₂ - 0,9. Содержание серы в чугуна не превышало 0,030%.

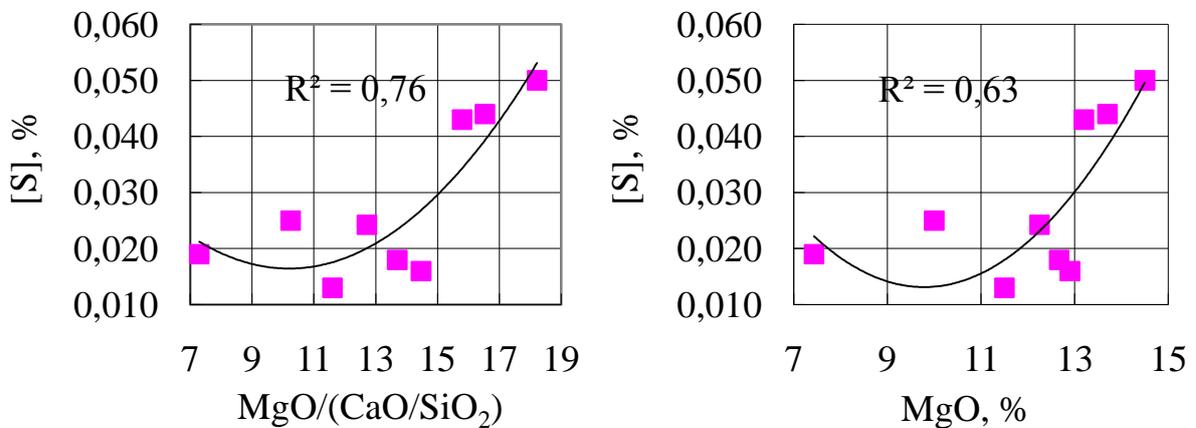


Рисунок 5.3 – Изменение содержания серы в чугуна доменной печи № 8

5.1.2 Использование в составе шихты доменных печей «ММК» агломерата с повышенным содержанием MgO

На доменных печах № 1, 4, 6, 7 и 9 исследовали влияние повышения содержания MgO в шлаке с 8,5 до 9,5% за счет повышения содержания MgO в агломерате с 2,05 до 2,35% путем введения в сосав агломерационной шихты руды «Бапы». Результаты приведены в табл. 5.7-5.12 и приложениях 1-5.

Таблица 5.7 – Показатели качества шихтовых материалов

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	8,29	7,93	8,16	7,85	8,16	7,86
Содержание золы в коксе	12,71	12,91	12,71	12,90	12,72	12,86
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10	8,68	8,78	8,68	8,79	8,16	8,33
	M25	87,32	87,06	87,32	87,07	87,50
Горячая прочность кокса по CSR	45,21	44,81	45,21	44,82	48,67	47,84
Реакционная способность (CRI)	35,28	35,48	35,28	35,48	33,50	33,93

Использование агломерата с увеличенным содержанием MgO сопровождалось уменьшением содержания в нем фракции 0-5мм на 3,9% отн. (табл. 5.7), что положительно влияло на газодинамику верха печи, повышением содержания железа в шихте при сохранении доли окатышей (табл. 5.8).

На доменных печах, оснащенных БЗУ лоткового типа содержание MgO по периодам изменялось в соответствии с табл. 5.9. На печах оборудованных конусным загрузочным устройством изменение содержания MgO приведено в приложении 1.

Увеличение содержания MgO в шлаке сопровождали снижением основности шлака по CaO/SiO₂. На доменной печи № 4 уменьшение основности

составило 0,04 от 1,0 до 0,96 при увеличении содержания MgO с 8,47 до 9,53%. На доменных печах № 6 и 9 уменьшение основности составило соответственно 0,01 и 0,02 при повышении содержания MgO на 1,0 и 0,63 % абс. Уменьшение основности по CaO/SiO_2 при сохранении отношения $(\text{CaO}+\text{MgO})/\text{SiO}_2$ на уровне 1,20-1,22 сопровождалось уменьшением коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком в среднем для трех печей на 4,6 (табл. 5.9). Однако, содержание серы в чугуне в опытных плавках не превышало 0,015-0,017%, что является нормой для условий ПАО «ММК». В целом, изменение состава шлака положительно влияло на его вязкость, что сопровождалось уменьшением количества шлака, остающегося в горне печи в среднем для трех печей на 3,7 тонны (табл. 5.10).

Таблица 5.8 – Основные технологические показатели работы доменной печи

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический	436,1	433,2	459,4	451,2	413,9	414,4
приведенный к условиям базового периода	436,1	429,0	459,4	445,1	413,9	414,6
Удельный расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, кг/т чугуна	444,6	441,0	466,0	459,1	416,3	417,7
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач	3760	3698	3654	3544	5213	5203
приведенная к условиям базового периода	3760	3726	3654	3601	5213	5215
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов	1703	1696	1713	1711	1695	1692
кварцит	3,9	6,3	2,0	5,5	3,8	3,9
руда Марганцевая	-	-	24,4	24,9	-	-
Доля окатышей от ЖРС, %	29	29	28	28	29	29
Рудная нагрузка, т/т	3,65	3,65	3,47	3,53	3,86	3,80
Содержание Fe в шихте, %	57,37	57,57	56,94	57,07	57,40	57,53

Таблица 5.9 – Результаты химического анализа продуктов плавки в исследуемые периоды

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Длительность периода, сутки	6	6	6	6	6	6
Содержание в шлаке, %: MgO	8,47	9,48	8,36	9,30	8,89	9,56
Al ₂ O ₃	9,32	9,59	9,28	9,54	9,18	9,35
CaO	39,67	38,07	39,23	38,26	39,33	38,39
SiO ₂	39,58	39,57	39,69	39,19	39,66	39,47
TiO ₂	0,66	0,74	0,67	0,68	0,68	0,72
FeO	0,24	0,23	0,23	0,23	0,22	0,21
MnO	0,21	0,26	0,40	0,42	0,22	0,25
S	0,658	0,644	0,664	0,668	0,650	0,639
CaO/SiO ₂	1,00	0,96	0,99	0,98	0,99	0,97
(CaO+MgO)/SiO ₂	1,22	1,20	1,20	1,21	1,22	1,21
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	4,25	4,12	4,28	4,11	4,32	4,22
Содержание в чугуне, %: Si	0,79	0,75	0,83	0,94	0,71	0,67
Mn	0,21	0,24	0,55	0,56	0,22	0,25
S	0,014	0,017	0,014	0,015	0,014	0,015
Ti	0,057	0,055	0,057	0,066	0,053	0,052
P	0,064	0,064	0,064	0,070	0,062	0,063
Cr	0,034	0,041	0,035	0,041	0,035	0,043
C	4,724	4,727	4,683	4,697	4,705	4,727
V	0,068	0,073	0,068	0,071	0,069	0,073
Температура чугуна, °С	1387	1364	нет св.	нет св.	1408	1421
Коэффициент распределения серы	47,0	38,3	46,5	45,5	45,9	41,7

Улучшение физико-химических свойств шлака сопровождалось снижением удельного расхода кокса согласно табл. 5.8 и приложению 2.

В целом использование в доменном цехе агломерата (доменные печи № 1,4,6,7,9), обеспечивающем повышение содержания MgO в шлаке с 8,5 до 9,6% сопровождалось снижением удельного расхода кокса приведенного к условиям базовых периодов на 7,2 кг/т чугуна при сохранении производительности печей.

Таблица 5.10 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:						
на колошнике	0,38	0,33	0,20	0,24	1,23	1,31
в горне	12,42	11,83	15,52	16,31	15,42	15,73
общий	8,29	7,82	10,05	10,65	11,55	11,85
Среднеквадр, откл, ковшей шлака между летками 1 и 2	1,39	1,15	0,97	1,10	0,87	1,00
Количество шлака, остающегося в горне, тонны	26,2	21,2	20,2	17,4	28,5	25,1
Расчетная усредненная вязкость шлака по моделям (Кондратьева-Урбана, Riboud Iida и полимерной модели), Па·с:						
- при температуре на выпуске	0,58	0,59	-	-	0,50	0,46
- при температуре 1400 °С	0,53	0,55	0,55	0,53	0,53	0,52
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,44	0,64	0,50	0,62	0,52	0,61

Таблица 5.11 – Параметры колошниковога газа

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Состав колошниковога газа, %:						
CO ₂	19,93	19,77	18,56	18,23	20,21	19,71
CO	22,66	22,60	24,66	24,59	22,03	22,37
H ₂	8,70	8,86	8,83	9,01	8,33	8,76
Степень использования, % CO	46,81	46,69	42,96	42,61	47,89	46,89
H ₂	40,1	39,7	41,1	41,3	46,5	42,9
Температура газа, °С:						
в газоотводах	141	144	155	158	137	134
на периферии в шахте	265	290	267	302	351	383
Градиент температуры газа, °С:						
в газоотводах	17	21	20	17	60	59
на периферии в шахте	245	232	155	181	224	117
Давление колошниковога газа, кПа	138	139	133	132	140	142

Таблица 5.12 – Параметры дутья

Наименование показателей	Доменная печь					
	4		6		9	
	Содержание MgO в шлаке, %					
	8,47	9,53	8,36	9,36	8,89	9,52
Номер периода	I	II	III	IV	V	VI
Расход: дутья, м ³ /мин	2847	2903	2780	2712	3948	3931
природного газа, тыс, м ³ /час	16,6	16,3	16,9	16,9	24,8	24,3
Выход фурменного газа, м ³ /мин	3756	3840	3758	3678	5230	5220
Степень, открытия малого снорта, %	13,5	15,0	18,4	30,9	3,5	4,2
Давление горячего дутья, кПа	261	259	273	274	285	288
Температура дутья, °С	1159	1158	1123	1122	1104	1104
Расход водяного пара, г/м ³	1,2	2,6	4,8	4,6	0,4	1,4
Содержание кислорода, %	26,7	26,6	28,3	28,7	27,1	27,1

5.1.3 Применение в составе шихты доменной печи № 8 ПАО «ММК» конвертерного шлака

На доменной печи № 8 ПАО «ММК» повышали содержание MgO в шлаке заменой окатышей Михайловского ГОК на окатыши ССГПО при одновременном повышении их доли по отношению к железорудной части шихты и введением в ее состав конвертерного шлака. Результаты приведены в табл. 5.13-5.17.

Таблица 5.13 – Показатели качества шихтовых материалов

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %		
	8,52	9,50	10,12
Номер периода	I	II	III
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате	10,8	10,5	10,7
Содержание золы в коксе	12,90	12,90	12,72
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10 M25	8,37 88,25	8,43 87,90	8,56 87,88
Горячая прочность кокса по CSR	40,46	38,31	37,22
Реакционная способность (CRI)	37,78	38,54	38,74

В периоде I содержание MgO составляло 8,5% при основности по CaO/SiO₂, равной 0,98. В периоде II его содержание увеличили с 8,5 до 9,5% за счет замены окатышей Михаловского ГОК на окатыши ССПО при одновременном увеличении их доли с 33 до 37% по отношению к железорудной части шихты (табл. 5.14). Основность понизили с 0,98 до 0,97 (табл. 5.15). В периоде III содержание окатышей довели до 42% при одновременном вовлечении в состав шихты конвертерного шлака в количестве 39,6 кг/т чугуна. Это позволило увеличить содержание MgO с 9,5 до 10,1% при сохранении отношения CaO/SiO₂ на уровне 0,97.

Таблица 5.14 – Основные технологические показатели работы доменной печи

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %		
	8,52	9,50	10,12
Номер периода	I	II	III
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный к условиям базового периода	432,7	424,9	420,4
	432,7	424,3	424,1
Удельный расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, кг/т чугуна	452,6	445,3	440,8
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач приведенная к условиям базового периода	2959	3039	3036
	2959	3029	2994
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов в том числе: шлак конвертерный марганцевая руда королек кварцит	1704	1685	1669
	-	-	33,9
	35,2	35,1	-
	35,4	47,2	60,1
	0,96	9,36	18,3
Доля окатышей от ЖРС, %	32,6	36,7	42,4
Рудная нагрузка, т/т	3,733	3,776	3,708
Содержание Fe в шихте, %	56,99	57,62	58,17
Выход шлака, кг/т чугуна	388	367	367

Изменение доли окатышей позволило сократить удельный выход шлака с 388 до 367 кг/т чугуна в периоде II по сравнению с периодом I и сохранить его на уровне 367 кг/т чугуна в периоде III (табл. 5.14).

Замена окатышей одного вида на другой в периоде II по сравнению с периодом I сопровождалась увеличением содержания Al_2O_3 в шлаке с 9,5 до 11,5%, что отрицательно сказывалось на расчетной вязкости шлака (табл. 5.16).

Таблица 5.15 – Результаты химического анализа продуктов плавки в исследуемые периоды

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %		
	8,52	9,50	10,12
Номер периода	I	II	III
Содержание в шлаке, %: MgO	8,52	9,50	10,12
Al ₂ O ₃	9,53	11,55	11,36
CaO	38,71	36,62	36,71
SiO ₂	39,59	37,94	37,86
TiO ₂	0,69	0,95	0,97
FeO	0,26	0,30	0,28
MnO	0,60	0,70	0,49
S	0,68	0,67	0,68
CaO/SiO ₂	0,98	0,97	0,97
(CaO+MgO)/SiO ₂	1,19	1,22	1,24
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	4,16	3,29	3,33
Содержание в чугуне, %: Si	0,69	0,70	0,74
Mn	0,57	0,76	0,40
S	0,019	0,020	0,019
Ti	0,041	0,062	0,068
P	0,060	0,063	0,070
Cr	0,056	0,055	0,067
C	4,75	4,70	4,69
V	0,07	0,11	0,12
Температура чугуна, °С	1359	1357	1366
Коэффициент распределения серы	36,0	34,0	36,1

Вязкость шлака увеличилась с 0,55 до 0,57 Па·с. Однако, отношение Al_2O_3/MgO повышалось незначительно с 1,1 до 1,2, что не превышало величину, равную 1,3, и, следовательно, являлось приемлемым, поскольку на практике согласно работе [] такие величины отношения Al_2O_3/MgO не

ухудшают свойства шлака в температурном интервале текучести. При этом согласно рис. 1.30 снижение отношения $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$ с 4,2 в периоде I до 3,3 в периоде II при одновременном увеличении содержания MgO в шлаке с 8,5 до 9,5% уменьшало температуру хорошей текучести шлака. В условиях постоянства температуры чугуна на выпуске это положительно действовало на подвижность шлака, что видно из показателя вязкости, рассчитанного по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, который уменьшился с 0,47 в периоде I до 0,44 Па·с. в периоде II (табл. 5.16).

Таблица 5.16 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %		
	8,52	9,50	10,12
Номер периода	I	II	III
Коэффициент сопротивления шихты движению газов: на колошнике в горне общий	0,74	0,75	0,83
	12,97	13,92	13,29
	9,16	9,84	9,57
Среднеквадратическое отклонение ковшей шлака между летками 1 и 2	1,0	1,1	1,2
Количество шлака, остающегося в горне, тонны	11,8	16,6	15,9
Расчетная усредненная вязкость шлака по моделям (Кондратьева-Урбана, Riboud Iida и полимерной модели), Па·с: - при температуре на выпуске - при температуре 1400 °С	0,55	0,57	0,54
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,47	0,44	0,44

Повышение содержания MgO в периоде III по сравнению с периодом II с 9,5 до 10,1% при сохранении содержания Al_2O_3 сопровождалось улучшением

расчетной величины температуры хорошей текучести, расчетной вязкости шлака.

В опытных периодах по сравнению с базовым увеличилось количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска, что является результатом ухудшения качества кокса по содержанию в нем золы и показателя горячей прочности.

В целом, увеличение содержания MgO в шлаке за счет замены окатышей Михайловского ГОК на окатыши ССГПО и увеличения их доли при вовлечении в состав шихты конвертерного шлака сопровождалось улучшением технико-экономических показателей плавки в соответствии с техническим заданием – повышение производительности на 10 т/сутки и снижение удельного расхода кокса на 0,05 кг/т чугуна.

Таблица 5.17 – Параметры колошниковога газа

Наименование показателей	Содержание MgO в шлаке, %			
	8,52	9,50	10,12	
Номер периода	I	II	III	
Состав колошниковога газа, %:	CO ₂	17,9	18,1	17,8
	CO	23,7	24,6	24,8
	H ₂	10,0	9,9	10,0
Степень использования, %	CO	43,1	42,4	41,8
	H ₂	47,3	44,8	43,9
Температура газа, °C:	в газоотводах	234	255	248
	на периферии в шахте	424	469	446
Градиент температуры газа, °C:	в газоотводах	46	58	40
	на периферии в шахте	297	340	349
Давление колошниковога газа, кПа	143	143	143	

5.2 Действие повышения содержания MnO в шлаке на показатели плавки

Добавление MnO в шлак доменной печи увеличивает границы растворимости Al₂O₃ и снижает температуру ликвидуса и вязкость [].

Согласно рис. 5.4 повышение содержание MnO от 0 до 2% особенно эффективно снижает вязкость первичного шлака, образывающегося при температурах 1300 °С.

Увеличение MnO в конечных шлаках интенсивнее снижает его вязкость при содержании MgO в шлаке 8% и основности по CaO/SiO₂ 0,7 ед (рис. 5.5-5.6). При увеличении содержания MnO от 0 до 1% вязкость шлака снижается от 0,51 до 0,48 Па·с согласно рис. 1.32, в то время как аналогичное увеличение оксида марганца в шлаке при MgO 14 % и оновности 0,7 ед. сопровождается снижением вязкости шлака от 0,26 до 0,25 Па·с [,].

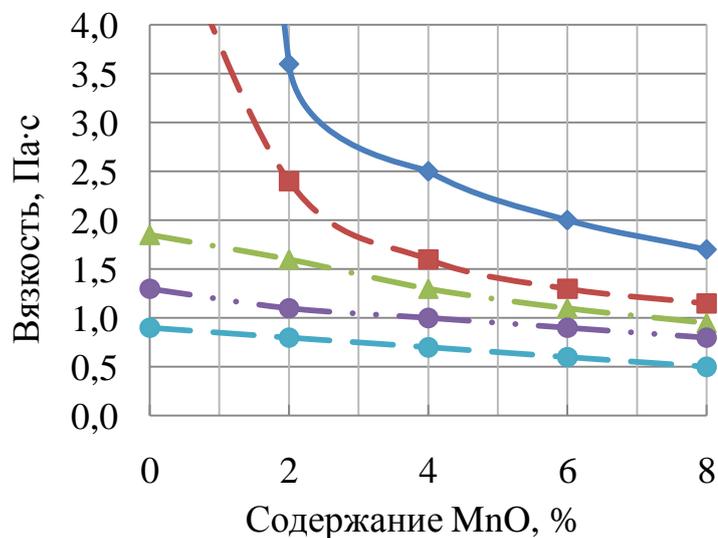


Рисунок 5.4 – Изменение вязкости полусинтетических шлаков от содержания MnO при температуре 1250 (—◆—), 1300 (—■—), 1350 (—▲—), 1400 (—●—), 1500 °C (—●—)

Промышленными экспериментами [] установлено, что коэффициент распределения Mn между чугуном и шлаком зависит от основности шлака. При этом в условиях равновесия металл-шлак при температуре 1450 °С большая часть добавленного MnO восстанавливается до Mn за счет насыщенного углеродом жидкого чугуна [].

На доменной печи № 10 ПАО «ММК» исследовали влияние использования марганцевой руды в составе шихты на показатели ее работы. В периоде I наблюдали низкую дренажную способность коксовой насадки. После выпуска в

горне оставалось 23,2 т шлака (табл. 5.18). Расчетная вязкость шлака составляла 0,54 Па·с.

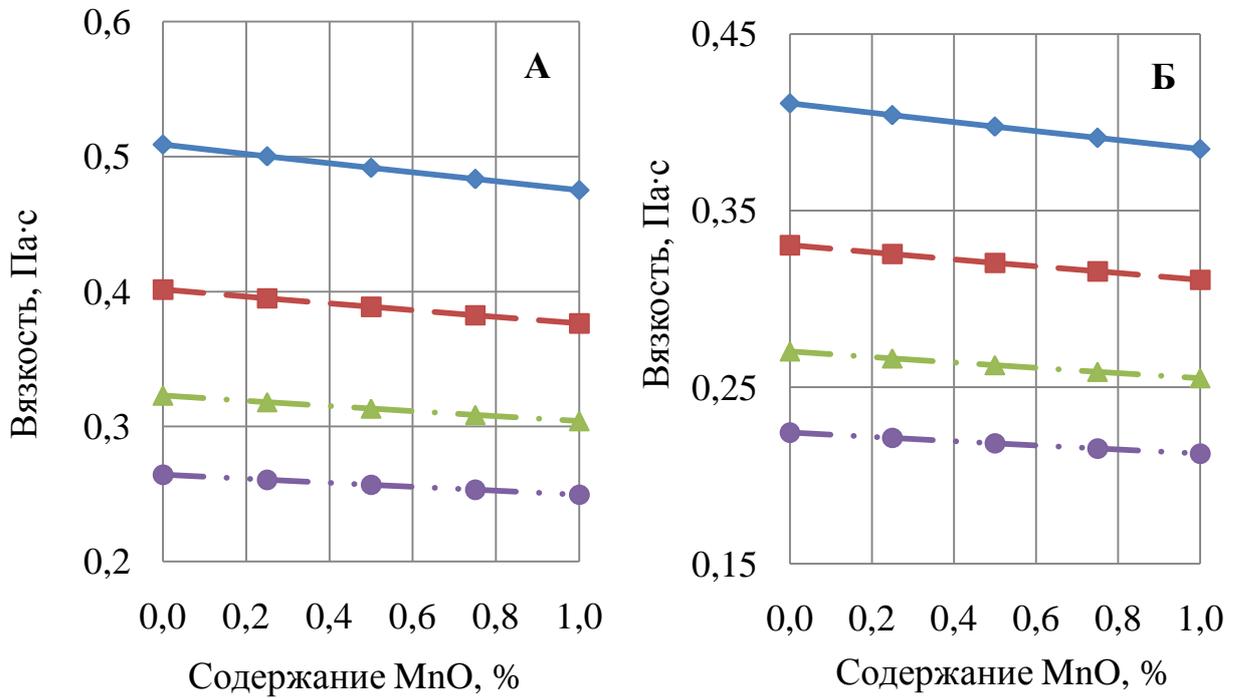


Рисунок 5.5 – Изменение вязкости синтетических шлаков от содержания MnO при температуре 1500 °С, основности по $\text{CaO/SiO}_2=0,7$ (А), 0,8 ед. (Б), содержании MgO 8 (—◆—), 10 (—■—), 12 (—▲—), 14% (—●—)

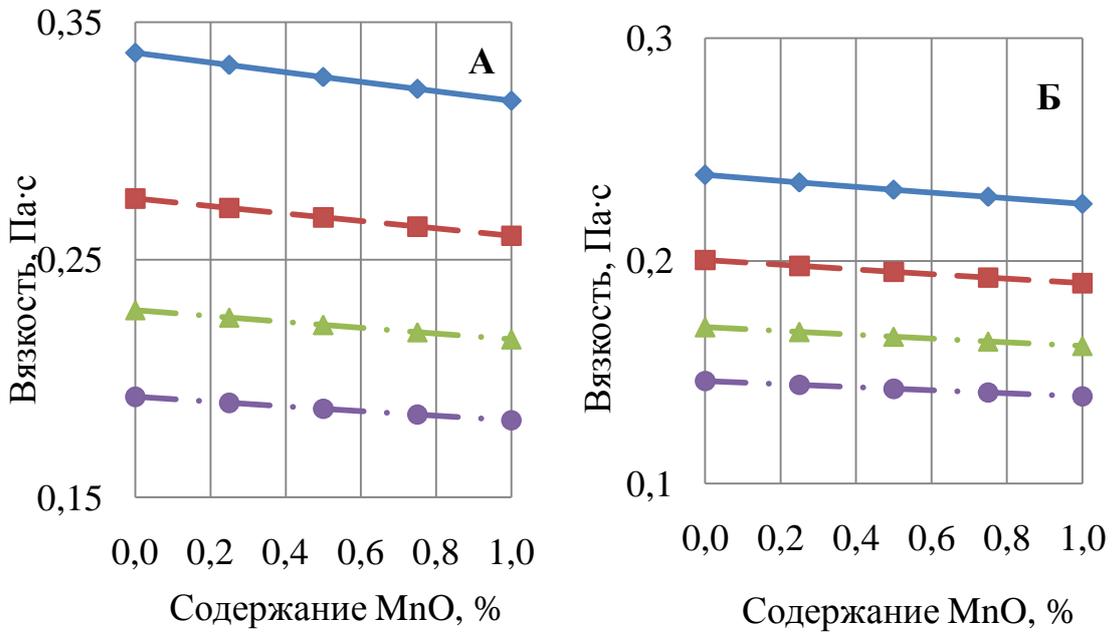


Рисунок 5.6 – Изменение вязкости синтетических шлаков от содержания MnO при температуре 1500 °С, основности по $\text{CaO/SiO}_2=0,9$ (А), 1,1 ед. (Б), содержании MgO 8 (—◆—), 10 (—■—), 12 (—▲—), 14% (—●—)

Для улучшения условий фильтрации жидких продуктов плавки через слой коксовой насадки в периоде II использовали марганцевую руду в количестве 650 кг/подачу. Содержание марганца в чугуна и его оксида в шлаке увеличилось в соответствии с табл. 5.19.

Таблица 5.18 – Показатели дренажной способности горна доменной печи № 10

Наименование показателей	Содержание MnO в шлаке, %	
	0,31	0,53
Период	I	II
Длительность периода, сутки	7	10
Расчетная вязкость шлака, Па·с	0,56	0,47
Количество остающегося в печи шлака, т	23,2	14,3

Таблица 5.19 – Химический состав чугуна и шлака

Наименование показателей	Содержание MnO в шлаке, %	
	0,31	0,53
Содержание в чугуна, %:		
Si	0,76	0,73
Mn	0,28	0,50
S	0,025	0,026
C	4,63	4,64
Содержание в шлаке, %:		
SiO ₂	37,57	37,64
Al ₂ O ₃	12,05	12,29
CaO	37,36	36,84
MnO	0,31	0,53
MgO	8,61	8,72
S	0,82	0,79
FeO	0,24	0,25

Таблица 5.20 – Параметры дутья в исследуемые периоды

Наименование показателей	Содержание MnO в шлаке, %	
	0,31	0,53
Расход: дутья, м ³ /мин	3416	3372
ПГ, тыс. м ³ /час	13,4	13,8
Давление горячего дутья, кПа	249	250
Температура дутья, °С	1082	1086
Расход водяного пара, г/м ³	2,65	2,92
Содержание кислорода, %	25,9	26,9

Таблица 5.21 – Основные технологические показатели работы доменных печей

Наименование показателей	Содержание MnO в шлаке, %	
	0,31	0,53
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный	469,1 -	471,7 464,1
Расход коксовой фракции, кг/т чугуна	13,3	8,1
Расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, кг/т чугуна	480,4	478,6
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач приведенная	4029 -	4064 4004
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов марганцевой руды	1700 -	1707 32,2
Рудная нагрузка, т/т	3,474	3,469
Содержание Fe в шихте, %	57,57	57,17

Таблица 5.22 – Параметры колошниковога газа

Наименование показателей	Содержание MnO в шлаке	
	0,31	0,53
Состав колошниковога газа, %:		
CO ₂	18,2	18,3
CO	25,7	26,2
H ₂	7,4	7,4
Степень использования, %:		
CO	41,5	41,1
H ₂	32,9	32,8
Температура в газоотводах, °C	190	186
Давление колошниковога газа, кПа	133	133
Градиент температур по периферии	278	266
Уровень засыпи фактический, м	1,1	1,2

Использование промывочного материала сопровождалось улучшением дренажной способности горна печи, на что указывает уменьшение количества остающегося в печи шлака с 23,2 тонны шлака в периоде I до 14,3 тонны в периоде II. Вязкость шлака в периоде II снизилась с 0,54 до 0,48 Па·с.

Улучшение фильтрующей способности коксовой насадки в периоде II по сравнению с периодом I сопровождалось улучшением показателей работы печи (табл. 5.20-2.22). Производительность печи увеличилась с 4029 до 4064 т/сутки при понижении удельного расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции с 480 до 478,6 кг/т чугуна.

5.3 Разработка и реализация технологии загрузки материалов, обладающих промывочными свойствами, в зону горна печи с наихудшей дренажной способностью

Удельный расход кокса и производительность доменной печи в значительной степени определяются дренажной способностью коксовой насадки в горне. Вид мероприятий, используемых для улучшения условий фильтрации жидких продуктов плавки через слой кокса, зависит от причины снижения проницаемости коксовой насадки. Причин, затрудняющих процесс дренажа жидких продуктов плавки через слой кокса в горне печи, несколько. Использование в составе шихты повышенного расхода коксового орешка или коксовой фракции, загрузка в доменную печь кокса низкого качества, высокоосновного агломерата. Например, для условий ПАО «ММК» удельный расход кокса мелких классов составляет 10-20 кг/т чугуна, на других предприятиях РФ достигает 30 кг/т чугуна. Горячая прочность кокса по CSR, загружаемого в доменные печи ПАО «ММК», в последние годы находится на уровне ниже 40%, основность агломерата по CaO/SiO_2 составляет на уровне 1,7-1,8.

Длительное использование такого сырья в составе шихты доменных печей приводит к скоплению тонкодисперсной неплавящейся спели, мелочи кокса и тугоплавких высокоосновных минералов. Постепенное накопление их в горне печи означает загромождение его компонентами, не являющимися чугуном и шлаком. В результате загромождение горна печи приводит к существенному снижению ее производительности (более 500 т/сут), по

сравнению с нормальной ее работой, и к повышению удельного расхода кокса (более 15 кг/т чугуна).

В связи с этим необходимо предупреждать загромождение горна неплавкими массами путем оперативного устранения причины ухудшения дренажной способности горна. Для этого целесообразно использовать в составе шихты промывочные материалы. Это усложняет управление распределением в колошниковом пространстве печи. Особенно это проявляется на доменных печах, оснащенных компактным БЗУ лоткового типа. Неравномерное их распределение будет сопровождаться различием химического состава жидких продуктов плавки и чугуна по окружности горна печи. Нерациональное распределение по радиусу колошника не обеспечит поступление промывочного материала в локальную зону с наихудшей дренажной способностью горна печи. В результате использование промывочных материалов не обеспечивает оптимальной работы печи по производительности и удельному расходу кокса.

Разработали и внедрили в ПАО «ММК» рациональную технологию загрузки промывочных материалов, обеспечивающих локальную очистку горна от спели, мелочи кокса и тугоплавких минералов.

Для этого на доменных печах № 2 и 6 ПАО «ММК» исследованием 37 смежных пар периодов длительностью по 7-9 сут оценили изменение фильтрующей способности коксовой насадки в горне и показатели их работы при различных режимах загрузки промывочных материалов в локальные зоны горизонтального сечения колошника. Загрузку марганцевой, комплексной кремниземо-марганцевистой руд, конвертерного шлака осуществляли на периферию, в зону рудного гребня, к осевой зоне, в промежуточные зоны колошника и равномерно по радиусу.

Смена режимов загрузки промывочных материалов осуществляли в условиях изменения показателей качества кокса в горячем состоянии. В исследуемых периодах величина горячей прочности по CSR изменялась в интервале 30,0-44,8 % при варьировании реакционной способности кокса по CRI 41,9-34,7%.

На доменной печи № 6 исследовали 25 периодов, отличающиеся вариантами загрузки марганцевой руды в колошниковое пространство печи:

- без использования марганцевой руды и загрузкой ее в зону рудного гребня;

- без использования марганцевой руды и загрузкой ее к центру печи;

- загрузка марганцевой руды в среду агломерата и зону рудного гребня;

- перемещение марганцевой руды из зоны рудного гребня к периферии;

- перемещение марганцевой руды из периферийной части печи в зону рудного гребня;

- перемещение марганцевой руды из центральной части печи в зону рудного гребня;

- загрузка марганцевой руды к периферии и прекращением промывочного периода;

- загрузка марганцевой руды в зону рудного гребня и прекращение промывочного периода.

Загрузку марганцевой руды на периферию осуществляли со станций углового положения лотка матрицы загрузки № 10-8. В зону рудного гребня промывочный материал выгружали в смеси с железорудным сырьем со станций № 7-5 и отдельным скипом со станций № 6-7. В центральную часть печи марганцевую руду выгружали отдельным скипом со станций углового положения лотка № 5-4. Физическим моделированием оценили распределение марганцевой руды по станциям углового положения лотка в исследуемые периоды. Результаты представлены в таблице 5.23.

Результаты исследований на доменной печи № 6 в усредненных периодах представлены в таблицах 5.24-5.29. Растворимость углерода в чугуна оценили по отношению количества фактического углерода в жидком чугуна к его количеству в насыщенном жидком чугуна:

$$P_{[C]} = \frac{C_{\text{нас}}}{C_{\text{факт}}}, \quad (5.1)$$

где $C_{\text{факт}}$ – количество фактического углерода в жидком чугуна;

$C_{\text{нас}}$ – количество углерода в насыщенном жидком чугуна.

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

Индекс DMI оценили по следующей зависимости []:

$$\text{DMI} = \frac{C_{\text{нас}} - C_{\text{факт}}}{2,57 \cdot 10^{-3}} + T - 1430 + 190 \cdot \left(1,23 - \left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)\right), \quad (5.2)$$

где $C_{\text{нас}}$ – количество углерода в насыщенном жидком чугуна;

$C_{\text{факт}}$ – количество фактического углерода в жидком чугуна;

T – температура чугуна, °C;

CaO/SiO₂ – основность шлака.

Таблица 5.23– Распределение марганцевой руды по станциям углового положения лотка в исследуемые периоды

Выгрузка марганцевой руды в локальные зоны горизонтального сечения колошника	Доля марганцевой руды (%) поступающей со станции углового положения лотка							
	11	10	9	8	7	6	5	4
В зону рудного гребня					22	47	31	
В зону рудного гребня (отдельным скипом)					50	50		
К периферии		22	47	31				
В среду агломерата		11	24	16	7	19	18	5
К центру печи							50	50

Остальные показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи – количество шлака, остающегося в горне после выпуска, расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине оценили в соответствии с формулами (3.7)-(3.15).

По результатам исследований установили целесообразность использования локального режима загрузки промывочных материалов в колошниковое пространство печей. В опытных плавках локальная загрузка

марганцевой руды в зону рудного гребня доменной печи № 6 по сравнению с равномерным ее распределением по радиусу в слое агломерата в количестве 34,9-39,7 кг/т чугуна (сравнение периодов I и II, таблицы 5.24-5.27) сопровождалась снижением вязкости шлака от 0,50 до 0,47 Па·с, уменьшением количества шлака, остающегося в горне печи после выпуска от 23,4 до 19,5 т, снижением растворимости углерода в чугуне от 94,8 до 93,4%. Производительность печи повысилась от 3323 до 3353 т/сут.

Загрузка марганцевой руды к осевой зоне доменной печи № 6 со станций углового положения лотка БЗУ № 5-4 в количестве 40,6 кг/т чугуна при снижении горячей прочности кокса от 35,4 до 33,2% в периоде IV по сравнению с периодом III сопровождалась улучшением дренажной способности коксовой насадки. Уменьшилась растворимость углерода в чугуне от 95,5 до 95,2%. Снизилось среднеквадратическое отклонение количества шлака, выпускаемого из леток, от 1,28 до 1,08 ковшей. Компенсирование отрицательного влияния ухудшения горячей прочности кокса локальной загрузкой марганцевой руды к центру печи позволило повысить производительность печи от 3227 до 3338 т/сут.

Загрузка марганцевой руды в зону рудного гребня в периоде VI со станций углового положения лотка БЗУ №№ 7-5 в количестве 28,3 кг/т чугуна при снижении горячей прочности кокса от 38,3 до 37,4 % в периоде IV по сравнению с периодом V сопровождалась улучшением дренажной способности коксовой насадки. Уменьшилось количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска от 19,1 до 17,6 т. Снизилась вязкость шлака от 0,57 до 0,51 Па·с. В результате производительность печи увеличилась от 3450 до 3470 т/сут.

В условиях увеличения горячей прочности кокса от 39,1 до 41,3% в периоде VIII по сравнению с периодом VII перемещение марганцевой руды в количестве 36,5 кг/т чугуна из зоны рудного гребня к периферии доменной печи № 6 сопровождалось ухудшением дренажной способности коксовой насадки по ряду основных показателей для определяющей зоны. Увеличилась вязкость шлака от 0,51 до 0,58 Па·с, количество шлака, остающегося в горне

печи после выпуска от 16,6 до 21,3 т. В результате уменьшилась производительность печи от 3481 до 3439 т/сут.

Таблица 5.24 – Основные технологические показатели работы доменной печи № 6 ПАО «ММК» в периоды I-VI

Наименование показателей	Номер периода					
	I	II	III	IV	V	VI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	10-4	7-5	-	5-4	-	7-5
Количество суток	6	6	5	7	7	8
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный	419,0 -	419,6 411,7	425,6 -	436,5 424,7	427,8 -	432,9 425,7
Производительность, т/сут: по фактическому количеству загруженных подач приведенная	3323 -	3499 3353	3227 -	3407 3338	3450 -	3498 3470
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов в том числе марганцевой руды	1709 39,7	1707 34,9	1684 -	1725 40,6	1688 -	1704 28,3
Доля окатышей от ЖРС, %	31,5	33,4	31,2	31,9	32,5	32,4
Содержание Fe в шихте, %	56,8	56,9	57,7	56,3	57,5	57,0
Рудная нагрузка, т/т	3,85	3,84	3,799	3,861	4,019	3,933
Содержание O ₂ в дутье, %	25,6	26,7	26,1	28,2	27,3	27,7
Расход, м ³ /т чугуна: дутья природного газа	1226 141,2	1139 133,0	1277 146,2	1199 140,1	1198 142,4	1173 137,5
Горячая прочность кокса по CSR, %	39,0	36,2	35,4	33,2	38,3	34,4
Реакционная способность по CRI, %	39,6	39,1	39,6	40,2	40,6	40,6
Выход шлака, кг/т чугуна	358	359	354	355	351	365
Интенсивность хода по дутью, м ³ /м ³ минуту по суммарному углероду, т/м ³ сутки	2,065 1,063	2,020 1,090	2,089 1,049	2,071 1,136	2,090 1,051	2,080 1,080
Содержание в чугуне, %: Si	0,79	0,71	0,77	0,73	0,71	0,72
Mn	0,58	0,54	0,25	0,58	0,22	0,47
S	0,017	0,017	0,013	0,018	0,019	0,018
C	4,61	4,56	4,66	4,64	4,65	4,63
Содержание в шлаке, %: SiO ₂	39,99	39,95	39,76	39,83	39,03	38,90
Al ₂ O ₃	9,57	9,32	10,00	9,88	10,13	10,46
CaO	39,12	39,27	39,24	39,20	39,42	38,88
MgO	8,12	8,16	7,88	7,30	7,52	7,67
S	0,68	0,66	0,66	0,68	0,69	0,71

Таблица 5.25 – Основные технологические показатели работы доменной печи

№ 6 ПАО «ММК» в периоды VII-XIV

Наименование показателей	Номер периода							
	VII	VIII	IX	X	XI	XII	XIII	XIV
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-5	10-8	10-8	7-5	7-5	10-8	5-4	7-6
Количество суток	8	7	8	6	5	5	7	7
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный	426,0 -	433, 2 432, 9	431, 2 -	438,3 429,3	443,7 -	438,4 436,4	436,5 -	437,4 442,3
Производительность, т/сут: по фактическому количеству загруженных подач приведенная	3481 -	3497 3439	3349 -	3374 3401	3351 -	3356 3391	3407 -	3398 3400
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов в том числе марганцевой руды	1681 21,4	1677 23,2	1687 31,8	1690 27,0	1704 34,8	1701 34,6	1725 40,6	1723 36,9
Доля окатышей от ЖРС, %	34,5	36,5	33,9	33,8	31,2	29,5	31,9	31,9
Содержание Fe в шихте, %	57,8	57,9	57,5	57,5	57,0	57,1	56,3	56,3
Рудная нагрузка, т/т	3,947	3,88 4	3,91 3	3,868	3,840	3,881	3,951	3,940
Содержание O ₂ в дутье, %	28,3	28,3	27,2	27,3	26,9	27,0	28,2	27,6
Расход, м ³ /т чугуна: дутья природного газа	1167 144,2	1161 140, 3	1226 142, 9	1217 142,3	1241 136,9	1238 138,5	1199 140,1	1203 137,5
Горячая прочность кокса по CSR, % Реакционная способность по CRI, %	39,1 39,6	41,3 38,9	40,8 38,3	40,4 39,2	36,3 39,3	33,4 40,4	33,2 40,2	30,0 41,7
Выход шлака, кг/т чугуна	342	340	341	344	359	353	355	370
Интенсивность хода по дутью, м ³ /м ³ минуту по суммарному углероду, т/м ³ сут	2,058 1,112	2,06 0 1,13 3	1,74 6 1,09 2	2,075 1,109	2,104 1,031	1,598 1,019	2,071 1,136	2,072 1,134
Содержание в чугуне, %: Si Mn S C	0,71 0,40 0,020 4,62	0,65 0,42 0,02 2 4,59	0,70 0,51 0,02 0 4,63	0,71 0,48 0,019 4,66	0,73 0,51 0,020 4,65	0,74 0,55 0,018 4,64	0,73 0,58 0,018 4,64	0,71 0,56 0,016 4,66
Содержание в шлаке, %: SiO ₂ Al ₂ O ₃ CaO MgO S	38,17 11,23 37,89 7,82 0,71	38,1 4 11,3 5 37,6 7 7,77	38,6 2 10,9 9 37,5 7 8,05	38,64 10,79 38,03 8,08 0,68	39,42 10,28 38,23 8,04 0,68	38,90 10,33 38,30 8,08 0,67	39,83 9,88 39,20 7,30 0,68	39,41 9,84 39,69 7,33 0,68

		0,70	0,67					
--	--	------	------	--	--	--	--	--

Таблица 5.26 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи № 6 в периоды I-VI

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

Таблица 5.27 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи № 6 в периоды VII-XIV

Наименование показателей	Номер периода							
	VII	VIII	IX	X	XI	XII	XIII	XIV
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	0,54	0,53
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, т	16,6	21,3	21,0	17,8	18,2	21,8	19,8	17,0
Растворимость углерода в чугуне, %	94,6	93,8	94,7	95,4	95,2	95,1	95,2	95,6
Индекс DMI	202	215	201	188	191	195	189	184
Градиент температур охлаждающей воды холодильников горна, °С	1,11	1,08	1,11	1,09	1,09	1,09	1,05	1,09
Среднеквадратическое отклонение ковшей шлака между летками 1 и 2	1,26	0,94	1,75	1,04	0,96	1,32	1,08	1,06

При горячей прочности кокса на уровне 40,4-40,8 % перемещение марганцевой руды в периоде X по сравнению с периодом IX из периферии доменной печи № 6 в зону рудного гребня в количестве 33,8 кг/т чугуна сопровождалось улучшением дренажной способности кокса в определяющей зоне – с повышенной рудной нагрузкой. Уменьшились расчетная вязкость шлака от 0,60 до 0,57 Па·с и его количество, остающегося в горне печи после выпуска жидких продуктов плавки, от 21,0 до 17,8 т. Рациональное использование преимуществ локальной загрузки марганцевой руды в зону рудного гребня позволило увеличить производительность печи от 3349 до 3401 т/сут.

В условиях уменьшения горячей прочности кокса от 36,3 до 33,4 % в периоде XII по сравнению с периодом XI перемещение марганцевой руды в количестве 30,3 кг/т чугуна из зоны рудного гребня к периферии доменной печи № 6 сопровождалось улучшением дренажа продуктов плавки в горне печи. Индекс DMI увеличился от 191 до 195, растворимость углерода в чугуне уменьшилась от 85,2 до 95,1 %. Улучшение условий дренажа обеспечило повышение производительности от 3351 до 3391 т/сут.

При снижении горячей прочности кокса от 33,2 до 30,0% в период XIV по сравнению с периодом XIII перемещение марганцевой руды в количестве 37-41 кг/т чугуна из осевой зоны печи № 6 в зону рудного гребня приводило к ухудшению дренажной способности коксовой насадки в центральной части печи и улучшению в зоне рудного гребня. Растворимость углерода в чугуне увеличилась от 95,2 до 95,6%, при уменьшении индекса DMI от 189 до 184 и сохранении производительности печи. При этом расчетная вязкость шлака и количество шлака, остающегося в горне печи после выпуска уменьшились соответственно с 0,54 до 0,53 Па·с и 19,8 до 17,0 т. В результате наблюдали увеличение удельного расхода кокса с 436,5 до 442,3 кг/т чугуна при сохранении производительности печи на 3410 т/сут.

На доменной печи № 2 исследовали 12 периодов, отличающихся вариантами загрузки конвертерного шлака в колошниковое пространство печи. Его загружали в зону рудного гребня; в промежуточную зону между периферией и рудным гребнем; к периферии; к осевой зоне печи; в среду агломерата.

В результате исследовали изменение показателей работы печи в смежных периодах по вариантам:

- загрузка конвертерного шлака в среду агломерата и к периферии;
- загрузка конвертерного шлака к периферии и промежуточную зону между рудным гребнем и периферией;
- загрузка конвертерного шлака к периферии и к центру печи;
- загрузка конвертерного шлака к периферии с последующим увеличением его расхода;
- загрузка конвертерного шлака в промежуточную зону между рудным гребнем и центром с последующим увеличением его расхода;
- загрузка конвертерного шлака в промежуточную зону между рудным гребнем и периферией с последующим увеличением его расхода.

Загрузку конвертерного шлака в различные зоны колошника по радиусу печи обеспечивали заданным расположением их в скипе и, соответственно, в бункере бесконусного загрузочного устройства лоткового типа, в зависимости от станций углового положения лотка, с которых производилась выгрузка их в печь. В исследуемые периоды таковыми являлись станции № 10-4; 10-7; 10-9; 8-7; 8-4. Результаты исследований на доменной печи № 2 в усредненных периодах представлены в таблицах 5.28-5.31.

Перемещение конвертерного шлака в количестве 47,7 кг/т чугуна с периферии (период IXX) в промежуточную зону между периферией и зоной рудного гребня при горячей прочности кокса 43,8% (период XX) улучшало дренажную способность коксовой насадки. Уменьшилась вязкость шлака от 0,50 до 0,31 Па·с при сохранении производительности печи. Обратное перемещение

конвертерного шлака на периферию при понижении его расхода от 47,7 до 38,1 кг/т чугуна в периоде XXII по сравнению с периодом XXI сопровождалось ухудшением дренажной способности коксовой насадки. Увеличилась вязкость шлака от 0,37 до 0,54 Па·с, его количество, остающееся после выпуска жидких продуктов плавки от 11,3 до 12,3 т, растворимость углерода в чугуне от 95,1 до 96,0% при уменьшении индекса DMI от 190 до 174. В результате производительность печи уменьшилась от 3267 до 3171 т/сут.

Наряду с качеством кокса рациональное размещение конвертерного шлака в колошниковом пространстве доменной печи № 2 существенно зависело от состояния футеровки. Наличие настыва в нижней части шахты лимитировало интенсификацию процесса производства чугуна. Перемещение конвертерного шлака к периферии из различных зон – промежуточная между периферией и рудным гребнем, рудный гребень, центр и равномерное распределение его по радиусу печи (сравнение периодов XV-XXII) позволяло увеличить интенсивность по фурменному газу в среднем на 47 м³/мин преимущественно за счет повышения расхода дутья.

В опытных плавках перемещение конвертерного шлака из периферии в зону, соответствующую рудному гребню и центральной части печи (сравнение периодов XXIII-XXIV), привело к снижению производительности от 3069 до 3017 т/сут. Перемещение конвертерного шлака обратно к периферии в периоде XXVI по сравнению с периодом XXV позволило увеличить производительность печи от 3064 до 3174 т/сут.

Таким образом, рациональный режим загрузки промывочных материалов зависел от горячей прочности кокса по CSR. Загружать промывочные материалы к осевой зоне целесообразно при работе на коксе с горячей прочностью по CSR менее 35 %. При величине горячей прочности кокса более 40% предпочтительно промывочные материалы (кремнеземо-марганцовистую руду, конвертерный шлак) загружать в зону рудного гребня.

Таблица 5.28 – Основные технологические показатели работы
доменной печи № 2 ПАО «ММК» в периоды IXX-XXIV

Наименование показателей	Номер периода					
	XV	XVI	XVII	XVIII	IXX	XX
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	4-10	9-10	9-10	7-10	9-10	7-8
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна:						
фактический	419,2	419,9	416,3	417,1	419,2	400,2
приведенный	-	411,5	424,7	417,3	415,2	414,4
к периоду №		к п. IXX	к п. XX	к п. XXI	к п. XXII	к п. XXIII
Производительность, т/сут:						
по фактическому количеству загруженных подач	3108	3122	3262	3246	3301	3309
приведенная	-	3145	3218	3252	3298	3235
к периоду №		к п. IXX	к п. XX	к п. XXI	к п. XXII	к п. XXIII
Расход, кг/т чугуна:						
сырьевых материалов	1675	1668	1671	1673	1674	1685
в том числе кварцита	12,2	43,9	12,5	18,3	13,1	17,1
конвертерного шлака	40,7	41,5	55,5	58,7	48,1	47,7
Доля окатышей от ЖРС, %	47,2	47,3	51,6	54,6	52,6	54,5
Содержание Fe в шихте, %	57,96	58,20	58,10	58,03	57,97	57,64
Рудная нагрузка, т/т	3,699	3,694	3,986	3,967	3,964	4,165
Содержание O ₂ в дутье, %	25,82	26,17	26,2 4	26,28	26,62	27,96
Расход, м ³ /т чугуна: дутья	1400	1494	1404	1411	1396	1333
природного газа	134,5	129,6	136, 8	137,7	135,6	160,9
Горячая прочность кокса по CSR, %	42,4	42,8	44,8	43,3	43,6	43,8
Реакционная способность по CRI, %	35,8	35,2	34,9	37,2	34,9	36,4
Интенсивность хода:						
по дутью, м ³ /м ³ минуту	2,206	2,225	2,322	2,322	2,337	2,235
по суммарному углероду, т/м ³ сутки	0,796	0,801	0,832	0,833	0,847	0,811
Содержание в чугуне, %:						
Si	0,67	0,75	0,70	0,76	0,76	0,83
Mn	0,31	0,31	0,32	0,34	0,30	0,27
S	0,019	0,017	0,018	0,017	0,019	0,020
C	4,67	4,73	4,72	4,75	4,77	4,62
Содержание в шлаке, %:						
SiO ₂	37,1	36,7	36,7	36,9	36,9	37,4
Al ₂ O ₃	12,4	12,5	12,8	12,3	12,7	12,3
CaO	35,9	35,9	35,4	36,1	35,8	36,2
MgO	10,0	10,1	10,6	10,2	10,0	9,44
S	0,60	0,61	0,61	0,63	0,65	0,67

Таблица 5.29 – Основные технологические показатели работы
доменной печи № 2 ПАО «ММК» в периоды XXV-XXX

Наименование показателей	Номер периода					
	XXI	XXII	XXII I	XXIV	XXV	XXVI
Станции углового положения лотка матрицы, с которых загружали конвертерный шлак	7-8	9-10	9-10	4-8	4-8	9-10
Удельный расход кокса сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический приведенный к периоду №	414,6 409,4 к п. XXIV	425,5 422,8 к п. XXV	440,7 434,8 к п. XXVI	434,4 430,0 к п. XXVII	432,6 429,6 к п. XXVIII	432,3 430,7 к п. XXX
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач приведенная к периоду №	3267 3219 к п. XXIV	3107 3171 к п. XXV	3069 3113 к п. XXVI	3017 3017 к п. XXVII	3064 3102 к п. XXVIII	3188 3174 к п. XXX
Расход, кг/т чугуна: сырьевых материалов в том числе кварцита конвертерного шлака	1680 14,6 38,1	1682 7,9 51,6	1682 7,9 35,8	1685 8,7 30,3	1674 6,1 41,3	1666 5,5 60,6
Доля окатышей от ЖРС, %	56,6	46,8	50,2	50,3	52,7	56,1
Содержание Fe в шихте, %	57,81	57,68	57,74	57,64	58,00	58,28
Рудная нагрузка, т/т	4,019	3,933	3,799	3,861	3,85	3,84
Содержание O ₂ в дутье, %	28,49	27,27	26,59	26,98	26,62	27,96
Расход, м ³ /т чугуна: дутья природного газа	1355 153,8	1428 139,2	1458 130,1	1439 131,4	1417 127,2	1392 132,2
Горячая прочность кокса по CSR, %	43,8	41,8	43,9	43,2	42,2	42,0
Реакционная способность по CRI, %	34,7	35,3	37,8	38,5	35,5	41,9
Интенсивность хода: по дутью, м ³ /м ³ ·мин по суммарному углероду, т/м ³ ·сут	2,245 0,831	2,252 0,811	2,269 0,824	2,201 0,799	2,200 0,814	2,249 0,847
Содержание в чугуне, %: Si Mn S C	0,73 0,26 0,021 4,63	0,70 0,31 0,021 4,68	0,75 0,29 0,021 4,69	0,83 0,28 0,020 4,65	0,73 0,28 0,022 4,68	0,79 0,32 0,022 4,63
Содержание в шлаке, %: SiO ₂ Al ₂ O ₃ CaO MgO S	36,7 12,5 36,5 9,4 0,74	37,2 12,5 36,4 9,2 0,65	37,2 12,4 37,1 8,9 0,69	37,0 12,5 36,5 8,9 0,69	36,9 12,5 36,6 9,0 0,71	36,1 13,4 35,3 9,7 0,69

Таблица 5.30 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи № 2 в периоды IXX-XXIV

Наименование показателей	Номер периода					
	XV	XVI	XVII	XVIII	IXX	XX
Количество суток	8	7	7	7	7	6
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,61	0,50	0,60	0,46	0,50	0,31
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, т	17,4	14,7	7,1	10,6	9,9	12,1
Растворимость углерода в чугуне, %	97,0	96,0	96,8	97,6	95,2	95,9
Индекс DMI	182	154	164	149	190	178
Градиент температур охлаждающей воды холодильников горна, °С	1,86	1,77	1,74	2,06	1,79	2,0

Таблица 5.31 – Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи № 2 в периоды XXV-XXX

Наименование показателей	Номер периода					
	XV	XVI	XVII	XVIII	IXX	XX
Количество суток	7	7	7	8	5	5
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,37	0,54	0,63	0,58	0,48	0,66
Количество шлака, остающегося в горне после выпуска, т	11,3	12,3	10,2	10,9	9,1	10,9
Растворимость углерода в чугуне, %	95,1	96,0	96,5	96,7	96,0	95,7
Индекс DMI	190	174	162	175	168	180
Градиент температур охлаждающей воды холодильников горна, °С	2,14	2,06	1,91	2,16	1,65	1,95

Загрузка материалов к осевой зоне печей в количестве 30-40 кг/т чугуна обеспечивало очистку её от спели и мелочи кокса, что улучшало условия дренажа жидких продуктов плавки в горн. Загрузка промывочных материалов в зону рудного гребня в количестве 20-45 кг/т чугуна освобождало ее от высокоосновных тугоплавких составляющих ($2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$), что улучшало условия для движения продуктов плавки, поступавших в горн, к выпускным леткам.

5.4 Определение рационального уровня выхода шлака в зависимости от различных условий

5.4.1 Состав шлака

Исследовали шлаки различного химического состава в интервалах варьирования содержания компонентов в нем:

Компоненты шлака	Интервал варьирования, %
MgO	6,9-10,2
CaO	35,3-41,6
SiO ₂	36,0-40,8
MnO	0,13-0,82
FeO	0,14-0,61
Al ₂ O ₃	8,5-13,4

При решении этой задачи состав шлака характеризовали комплексными показателями и содержанием отдельных компонентов. В качестве комплексных показателей, зависящих от состава шлака, использовали:

- основность;
- вязкость;
- температуру плавления;
- содержание FeO в шлаке, сформировавшемся в печи к распару.
- серопоглотительную способность.

5.4.1.1 Основность шлака

Действие основности проявляется, во первых, через другие выше перечисленные показатели шлака, во вторых, через прочностные свойства подготовленного железорудного сырья. Из них для ПАО «ММК» в современных и перспективных условиях наибольшее значение имеет агломерат. Поэтому по результатам лабораторных исследований изучили действие основности агломерата при различном выходе из него шлака на производительность агломерационной установки и физико-механические свойства этого вида железорудного материала. Физико-механические свойства характеризовали прочностью на удар, истираемостью, содержанием мелочи 0 – 5 мм. Полученные результаты представлены на рис. 5.7 – 5.10.

Исследования были проведены на лабораторной чаше рудоиспытательной станции (РИС) ПАО «ММК». Чаша диаметром 430 мм оборудована эксгаустером со следующими характеристиками:

скорость вращения ротора, об/мин.....	2900
разряжение на всасе, кПа.....	16
производительность, м ³ /мин.....	100

В качестве исходного был принят средний состав агломерационной шихты ММК. На основе этой шихты рассчитан состав её для получения агломерата, имеющего различный выход шлака в пределах 420 – 285 кг/т чугуна при основности по CaO/SiO₂ в интервале 1,2 – 1,5. Произведено спекание шихты рассчитанного состава с содержанием возврата 25 % во всех опытах. Высота слоя шихты во всех спеканиях составила 260 мм.

Выход шлака уменьшали путём увеличения соотношения между расходами в агломерационную шихту концентрата Соколовско-Сарбайского горно-промышленного объединения (ССГПО) и агломерационной руды Михайловского горно-обогатительного комбината (Мих. ГОК). Соответственно для увеличения выхода шлака сокращали долю концентрата ССГПО.

Основность шихты регулировали изменением расхода известняка Агаповского месторождения. Расход коксовой мелочи (коксика) устанавливали путём расчёта изменения количества тепла на разложение карбонатов кальция и магния. Влажность агломерационной шихты подбирали с учётом доли тонкоизмельчённых концентратов в аглошихте. С увеличением доли тонкоизмельчённых концентратов пропорционально увеличивали влажность шихты, которая для различных видов шихты находилась в пределах 7,7 – 8,2%.

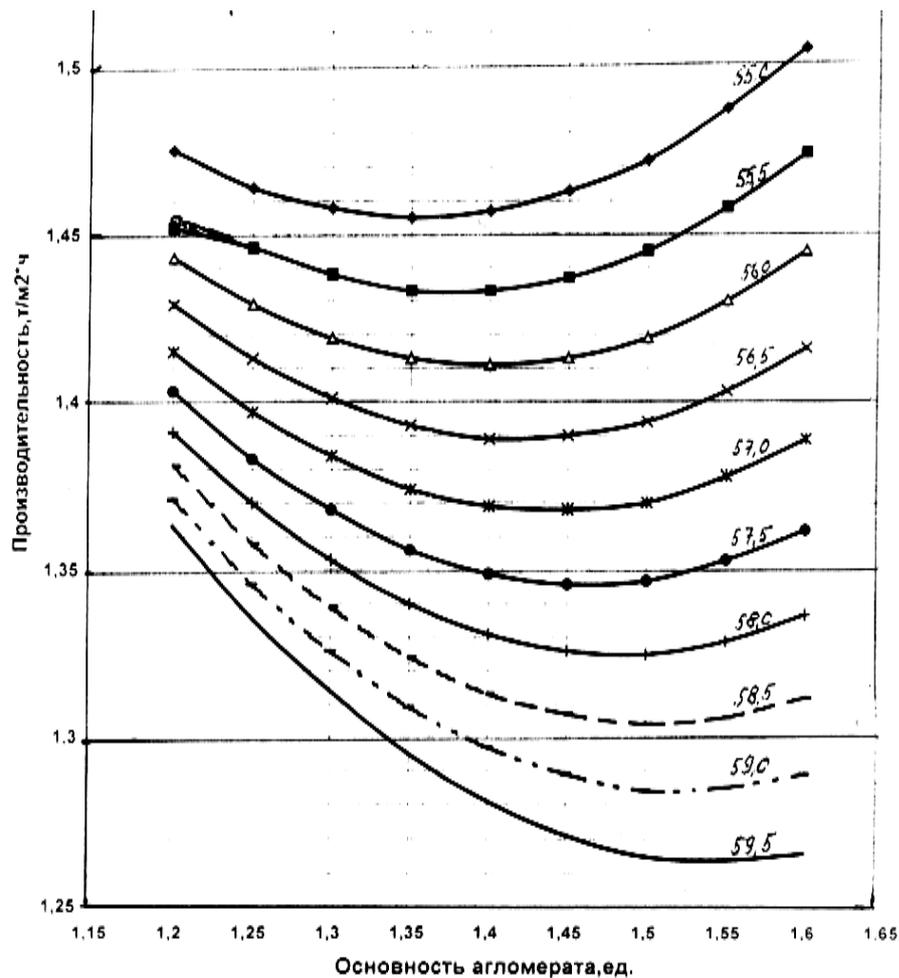


Рисунок 5.7 – Зависимость производительности агломерационной установки от основности агломерата при различном выходе шлака в доменной печи от использования такого агломерата: выход шлака по цифрам у кривых составляет: 59,5 – 285 кг/т чугуна; 59,0 – 300 кг/т чугуна; 58,5 – 315 кг/т чугуна; 58,0 – 330 кг/т чугуна; 57,5 – 345 кг/т чугуна; 57,0 – 360 кг/т чугуна; 56,5 – 375 кг/т чугуна; 56,0 – 390 кг/т чугуна; 55,5 – 405 кг/т чугуна; 55,0 – 420 кг/т чугуна

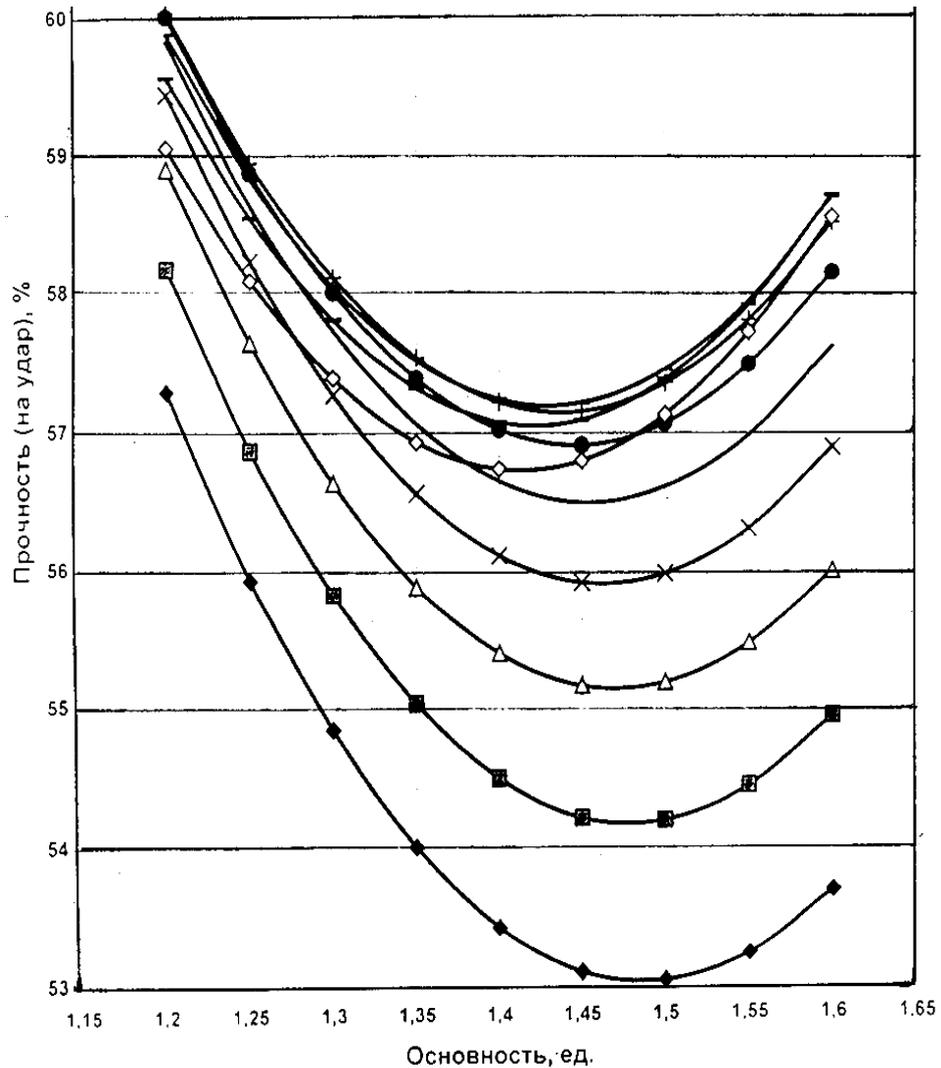


Рисунок 5.8 – Зависимость прочности агломерата по ГОСТ 15037-77 от его основности при различном выходе шлака (обозначения по рис. 5.7)

Полученный массив данных лабораторных спеканий обработан методом математической статистики многофакторного анализа. Получены уравнения вида:

$$Y = A + B \cdot X_1 + C \cdot X_2 + D \cdot X_1 \cdot X_2 + E \cdot X_1^2 + F \cdot X_2^2.$$

Решение полученных уравнений второго порядка в интервале по выходу шлака 285 – 420 кг/т чугуна, а по основности 1,2 – 1,6 позволило получить необходимые зависимости.

Согласно рис. 5.7 уменьшение выхода шлака из агломерата увеличением в шихте доли тонкоизмельчённых концентратов ведёт к снижению удельной производительности. Снижение получается более существенным при большей

основности: уменьшение выхода шлака на 10 кг/т чугуна из агломерата основностью 1,6 сопровождается сокращением производства в среднем на 1,2 %, а основностью 1,2 – на 0,56 %.

В зависимости производительности от основности имеется минимум. Точка экстремума изменяется в сторону большей основности по мере уменьшения выхода шлака.

Выходу шлака 420 кг/т чугуна соответствует минимальная производительность при основности 1,35, а выходу шлака 285 кг/т чугуна – 1,55. Повышение основности до точки экстремума ведёт к снижению производства агломерата, а после точки экстремума – к его росту.

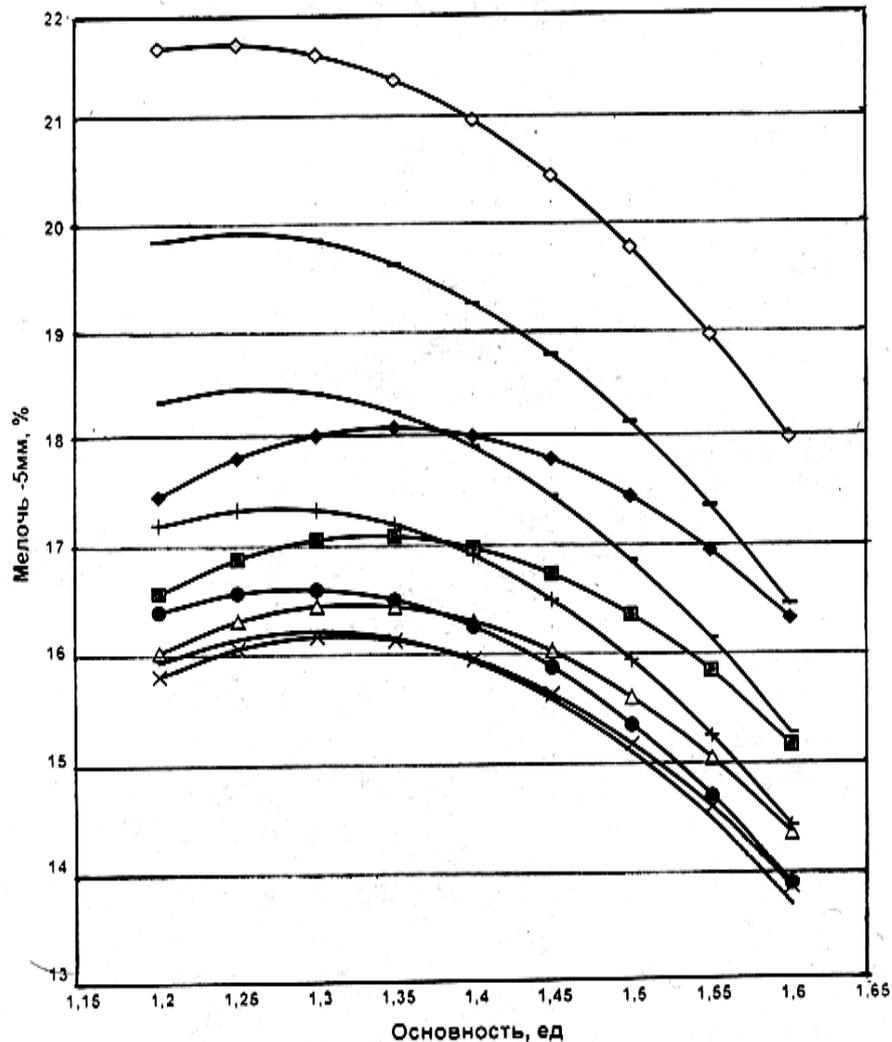


Рисунок 5.9 – Зависимость содержания мелочи класса 0 – 5 мм в агломерате от его основности при различном выходе шлака (обозначения по рис. 5.7)

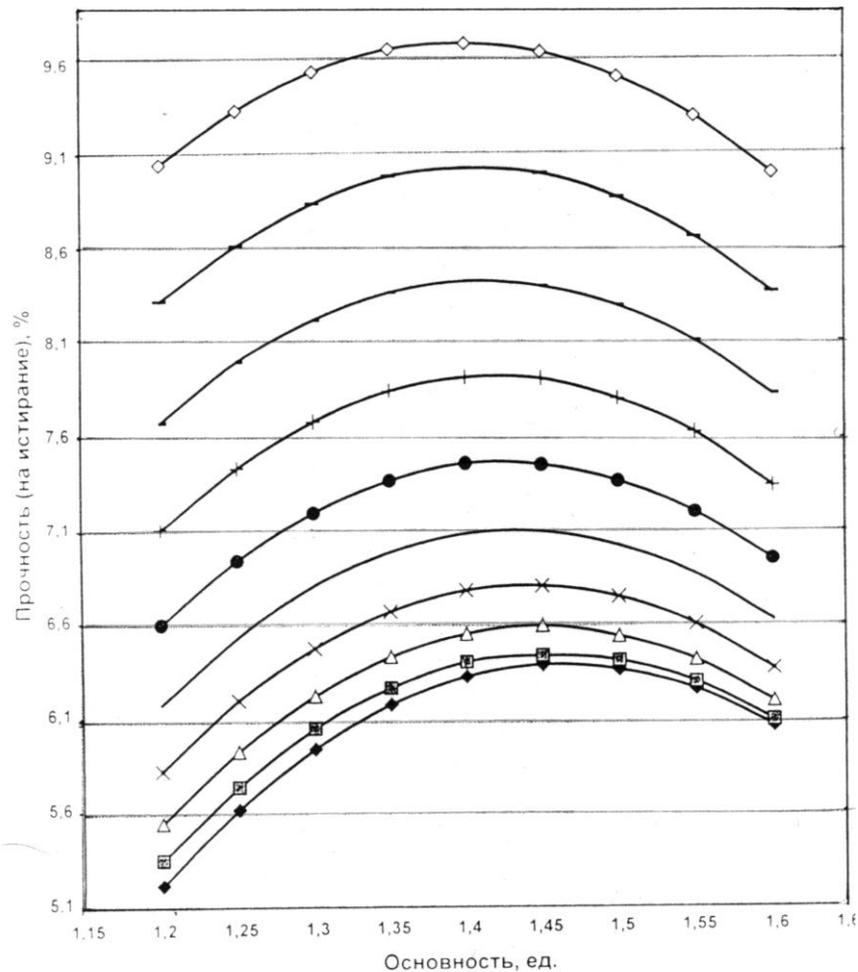


Рисунок 5.10 – Зависимость истираемости агломерата от его основности при различном выходе шлака (обозначения по рис. 5.7)

Снижение выхода шлака усиливает действие основности на производительность агломерационной установки. Соответственно при повышенном выходе шлака изменение основности агломерата меньше отражается на его количестве в единицу времени. Наибольшей производительности в рассмотренных интервалах соответствуют: выход шлака 420 кг/т чугуна, основность агломерата 1,6.

Прочность агломерата на удар по ГОСТ 15037-77 (выход класса +5 мм после испытания в барабане) в пределах уменьшения выхода шлака от 420 до 330 кг/т чугуна возрастает (рис. 5.8), а в дальнейшем, по мере сокращения выхода шлака до 285 кг/т чугуна, снижается. Наименьшей прочностью обладает агломерат, при использовании которого выход шлака составляет 420 кг/т

чугуна. В зависимости прочности от основности имеется минимум, приходящийся на значения её в пределах 1,4 – 1,5. Расположение минимума относительно мало зависит от выхода шлака. Снижение прочности от увеличения основности сильнее проявляется при повышенном выходе шлака: при выходе шлака 420 кг/т чугуна оно составляет 2,8 % отн. на 0,1 ед. роста основности, а при 285 кг/т чугуна – 1,9 %. Для достижения максимальной прочности при основности 1,6 необходимо производить агломерат, соответствующий выходу шлака 310 – 330 кг/т чугуна. Агломерат, соответствующий выходу шлака 285 кг/т чугуна, имеет на 0,3 % отн. меньшую прочность.

Содержание мелочи класса 0 – 5 мм в агломерате представлено на рис. 5.9. Зависимости имеют экстремальный характер, как по выходу шлака, так и по основности агломерата: уменьшение выхода шлака проходит через минимум содержания мелочи, увеличение основности – через максимум.

Действие выхода шлака следующее: содержание мелочи получается минимальным при выходе 360 – 375 кг/т чугуна, а наиболее высоким – при выходе его 285 кг/т чугуна. Действие основности: максимальному содержанию мелочи соответствует основность в пределах 1,25 – 1,4; экстремум смещается в область меньших значений по мере уменьшения выхода шлака.

При выходе шлака 285 – 315 кг/т чугуна целесообразно производить агломерат основностью, превышающей 1,25, а при выходе шлака 405 – 420 кг/т чугуна, – отличающийся от 1,4.

Переход от агломерата, дающего шлака 300 кг/т чугуна, на агломерат, дающий 285 кг/т чугуна, ведёт к росту содержания мелочи примерно на 1,5 % абс.

Истираемость агломерата по ГОСТ 15137-77 (выход класса – 0,5 мм после испытания в барабане) представлена на рис. 5.10. Истираемость последовательно увеличивается с уменьшением выхода шлака: она минимальна при выходе шлака 420 кг/т чугуна и максимальна при выходе 285 кг/т чугуна.

На 10 кг/т чугуна уменьшения выхода шлака в пределах 285 – 315 кг при основности агломерата 1,39 приходится около 5 % отн. роста истираемости.

Во влиянии основности наблюдается экстремум. Выходу шлака 285 – 315 кг/т чугуна соответствует наибольшая истираемость агломерата основностью 1,4. Уменьшение или увеличение основности на 0,05 снижает истираемость вначале на 0,5 % отн., затем действие усиливается до 3 % отн.

Таким образом, уменьшение выхода шлака в доменной печи путём замены в агломерационной шихте руды Михайловского ГОКа на концентрат ССГПО ведёт к повышению прочности на удар до выхода шлака 315 – 330 кг/т чугуна (табл. 5.32). При этом выход класса 0 – 5 мм и истираемость возрастают, а производительность агломерационной установки снижается.

Таблица 5.32 – Прочность агломерата на удар при основности 1,6 в зависимости от удельного выхода шлака

Выход шлака, кг/т чугуна	Прочность агломерата на удар при основности 1,6
420	53,8
405	55,0
390	56,0
375	56,9
360	57,7
345	58,1
330	58,5
315	58,7
300	58,0
285	57,6

Непосредственно в доменной печи основность влияет на рациональный уровень выхода шлака, через ряд факторов, основными из которых являются:

- количество поступающей пустой породы, переходящей в шлак;
- скорость восстановления железа из оксидов, определяющая степень восстановления к распару;
- вязкость шлака;
- температура плавления шлака;

- серопоглолительная способность шлака.

В современных условиях ПАО «ММК» повышение основности агломерата на 0,1 ед. с соответствующим этому повышением основности шлака означает дополнительное поступление в доменную печь компонентов, переходящих в шлак, в количестве около 7 кг/т чугуна.

По результатам лабораторных исследований восстановление агломерата и окатышей ускоряется с уменьшением выхода шлака в большей степени при пониженной основности. Скорость восстановления железа из оксидов (R_{Fe}) после удаления 40 % кислорода при основностях 0,37 и 1,51 в зависимости от выхода шлака составила:

выход шлака, кг/т чугуна	390	390	175	175
основность	0,37	1,51	0,37	1,51
R_{Fe} , %/мин	0,54	1,75	1,42	2,0

После удаления 60 % кислорода показатели были следующими:

выход шлака, кг/т чугуна	390	390	175	175
основность	0,37	1,51	0,37	1,51
R_{Fe} , %/мин	0,38	1,50	1,14	1,62

Скорость восстановления неофлюсованных материалов существенно ниже, чем офлюсованных, но с уменьшением выхода шлака различие уменьшается.

Использование в шихте печей ММК неофлюсованных окатышей и агломерата повышенной основности означает, что по рассматриваемому признаку в современных условиях для улучшения движения материалов и газов в нижней части шахты, распаре и заплечиках целесообразно производить агломерат, дающий пониженное количество шлака.

5.4.1.2 Физико-химические свойства шлака

Для исследуемых составов шлаков рассчитали вязкость, температуру плавления и серопоглолительную способность.

Вязкость ($J_{ш}$) совместно с выходом шлака в единицу времени ($Ш_{вр}$) характеризует силу ($F_{ш}$), которая необходима для его движения:

$$F_{ш} = J_{ш} \cdot Ш_{вр}.$$

При этом вязкость отражает силу внутреннего трения в шлаковом расплаве.

Работа на шлаках, имеющих более высокую вязкость по сравнению с базовым уровнем (2015 г по п.5 технического задания), делает целесообразным уменьшение выхода его на 7 кг/т чугуна на каждые 0,01 Па·с.

Снижение вязкости на каждые 0,01 Па·с создаёт возможность улучшения работы печи за счёт стабилизации теплового состояния печи увеличением выхода шлака на 7 кг/т чугуна.

Как видно, вязкость шлака существенно влияет на рациональный уровень его выхода. Кроме действия на рациональный выход шлака, вязкость имеет и самостоятельное значение (при постоянном выходе шлака) – целесообразна минимизация вязкости. Поэтому выявили характеристики состава шлака, обеспечивающие минимальную вязкость.

Выявили характеристики состава шлака, обеспечивающие минимальную вязкость и наилучшие показатели работы печи. Для этого изучили 5 периодов, в среднем по 160 суток, отличающихся вязкостью шлака: $\leq 0,55$; 0,55-0,57; 0,57-0,59; 0,59-0,60; 0,60-0,70 Па·с (табл. 5.33).

Таблица 5.33 – Физико-химические свойства шлака

Наименование показателей	Вязкость шлака, Па·с в интервале				
	$\leq 0,55$	$>0,55 \leq 0,57$	$>0,57 \leq 0,59$	$>0,59 \leq 0,60$	$>0,60 \leq 0,70$
Средняя вязкость шлака, Па·с	0,53	0,56	0,58	0,60	0,61
Отношение компонентов в шлаке:					
Al ₂ O ₃ /MgO	1,17	1,32	1,36	1,43	1,45
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	3,96	3,61	3,42	3,27	3,33
CaO/SiO ₂	1,00	1,01	1,00	1,00	0,99
Температура, °С					
начала плавления	1182	1178	1175	1173	1172
конца плавления	1412	1419	1419	1422	1423
Температурный интервал плавления	230	241	244	250	251
Коэффициент распределения серы	43,7	42,8	42,0	41,0	39,3

При вязкости шлака не превышающей 0,55 Па·с наблюдается слабая зависимость между удельным выходом шлака и технико-экономическими показателями работы печи, что свидетельствует о том, что процесс дренажа продуктов плавки через слой кокса в горне печи не является определяющим при жидкоподвижном шлаке. Такую вязкость обеспечивали шлаки в среднем с отношением Al_2O_3/MgO – 1,17, SiO_2/Al_2O_3 – 3,96, основностью по CaO/SiO_2 , равной 1,0. В частности, вязкостью 0,50 Па·с обладали шлаки с содержанием MgO 10,1% и основностью по CaO/SiO_2 , равной 0,97. Температурный интервал плавления железорудных материалов, обеспечивающих жидкотекучие шлаки, вязкостью менее 0,55 Па·с имел минимальное значение, равное 230 °С. Шлаки обладали хорошей серопоглотительной способностью. Коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком составлял 43,7. Повышение Al_2O_3/MgO с 1,17 до 1,37 при понижении кремниевого модуля с 3,96 до 3,43 сопровождалось увеличением интервала плавления железорудных материалов с 230 до 245 °С и увеличением вязкости шлака с 0,53 до 0,58 Па·с, что усиливало роль удельного выхода шлака на технико-экономические показатели работы печи. Увеличение зоны плавления по высоте печи при повышении внутреннего трения в шлаковом расплаве наряду с увеличением удельного выхода шлака с 346 до 357 кг/т чугуна приводило к росту удельного расхода кокса на 0,2% при сохранении производительности печи по отношению к базовому периоду. Работу печи на шлаках вязкостью более 0,60 Па·с обеспечивало сырье с интервалом плавления 251 °С. При этом состав шлака, имел повышенное отношение Al_2O_3/MgO , равное 1,45 и пониженное – SiO_2/Al_2O_3 , равное 3,33. Излишне растянутая зона плавления и образование тугоплавких шлаков сопровождалось увеличением удельного расхода кокса на 1,1% по отношению к базовому периоду.

Положительное влияние от уменьшения удельного выхода шлака на технико-экономические показатели работы печи при вязкости шлака 0,55-0,70 Па·с можно описать следующими уравнениями (рис. 5.11):

$$K_{\text{уд}} = -0,001ВШ^2 + 1,19ВШ + 159, R^2 = 0,43;$$

$$П = 0,036ВШ^2 - 29,22ВШ + 9463, R^2 = 0,56.$$

Увеличение вязкости шлака с 0,53 до 0,61 Па·с сопровождалось снижением коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком с 43,7 до 39,3.

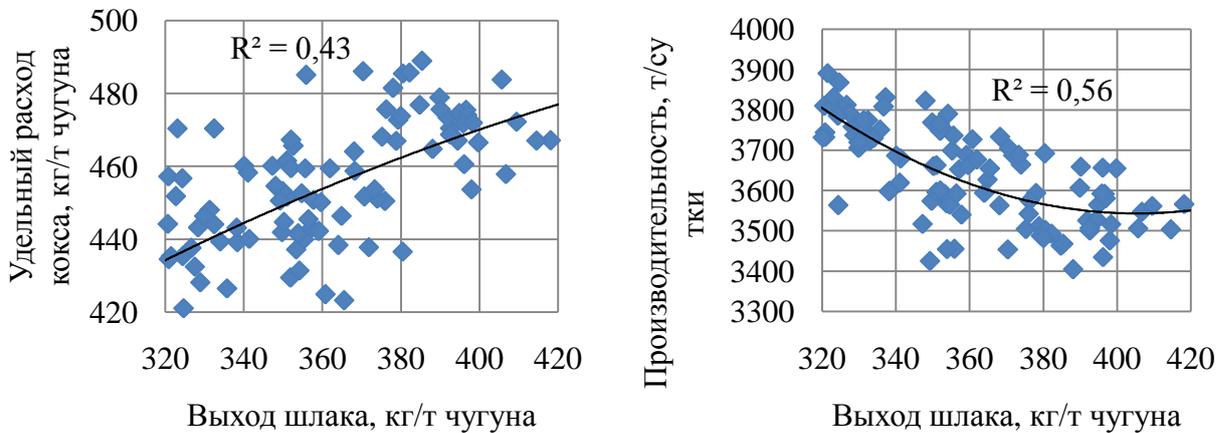


Рисунок 5.11 – Зависимость удельного расхода кокса и производительности печи от удельного выхода шлака при его вязкости в интервале 0,55-0,70 Па·с.

5.4.2 Интенсивность работы доменных печей

Действие интенсивности на рациональный уровень выхода шлака изучали путём проведения лабораторных исследований восстановления железорудного сырья и рассмотрением фактических результатов работы доменных печей с оценкой количества продуктов плавки на единицу площади горна и по отношению к количеству кокса.

Расчётами на основе лабораторных экспериментов получили, что использование сырья, снижающего выход шлака, смещает процессы восстановления к низу печи. На это указывает уменьшение степени восстановления железорудных материалов к зоне первичного шлакообразования с 80 до 70% при уменьшении удельного выхода шлака с 270 до 140 кг/т чугуна, что является результатом превышения текущей степени использования газа от равновесной его величины. Увеличение интенсивности по количеству газов-восстановителей действует в обратном направлении. В

условиях постоянного удельного выхода шлака, равного 390 и 170 кг/т чугуна, общая скорость восстановления увеличивалась соответственно с 0,93 и 1,15 до 2,5 и 2,8 %О/мин при повышении расхода газа восстановителя с 0,85 до 4,0 м³/сек·т Fe. Таким образом, одновременное воздействие на оба эти параметры позволяет улучшать работу доменной печи.

На доменной печи № 6 исследовали влияние удельного выхода шлака на технико-экономические показатели при изменении интенсивности по углероду в интервале 956-1102 кг/(м³·сутки) Для анализа сформировали 6 периодов по 150 суток.

В среднем уменьшение выхода шлака на 4,74 кг/т чугуна в интервале 377-340 кг/т чугуна на каждые 15 кг/(м³·сутки) увеличения интенсивности по углероду сопровождалось ростом удельной производительности печи на 0,02 т/(м³·сутки) при уменьшении удельного расхода кокса на 1,8 кг/т чугуна (табл. 5.34., рис. 5.12, 5.13). Работа печи при увеличении интенсивности по углероду с 1077 до 1102 т/(м³·сутки) в условиях сохранения удельного выхода шлака на уровне 339-340 кг/т чугуна сопровождалось увеличением удельного расхода кокса с 444,5 до 449,3 кг/т чугуна (табл. 5.34).

Таблица 5.34 –Технико-экономические показатели работы доменной печи № 6
ПАО «ММК» при различной интенсивности по углероду

Показатели	Интенсивность по углероду, т/(м ³ ·сутки)					
	956	998	1027	1054	1077	1102
Удельный выход шлака, кг/т чугуна	377	372	363	350	339	340
Производительность печи, т/сут	3519	3582	3610	3684	3736	3756
Удельный расход кокса, кг/т чугуна	459,0	458,0	456,2	450,0	444,5	449,3
Коэффициент сопротивления шихты в нижней части печи	9,18	8,80	8,74	8,60	8,48	8,09
Выход фурменного газа, м ³ / (м ³ ·мин)	3624	3742	3805	3847	3901	3990
Интенсивность по кислороду м ³ /мин	708	739	761	781	799	825



Рисунок 5.12 – Зависимость интенсивности по углероду от удельного выхода шлака

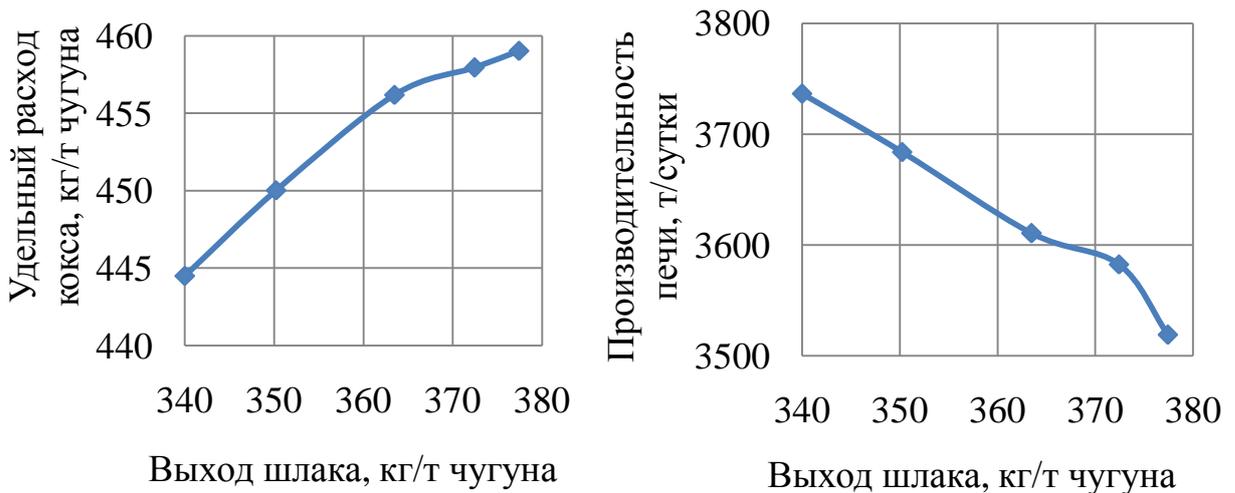


Рисунок 5.13 – Зависимость удельного расхода кокса и производительности печи от удельного выхода шлака

5.4.3 Равномерность состава железорудного сырья и кокса

Действие равномерности на рациональный уровень выхода шлака выявили по фактическим результатам доменной плавки сравнением периодов длительностью 200-300 суток. Равномерность состава кокса оценивали по отклонению содержания в нем золы от среднего на 0,25%, серы – на 0,05% и

его влажности – на 1%. Физико-механические свойства кокса представили показателями M25, M10 и CSR с интервалом варьирования от среднего 1; 0,3 и 1% соответственно. Равномерность состава железорудного сырья оценили по отклонениям от заданной величины основности и содержания железа на 0,05 ед. и 0,5% соответственно.

При укладке по содержанию золы в пределы от 80 до 100% уменьшение выхода шлака положительно действовало на технико-экономические показатели плавки согласно рис. 5.14. С уменьшением величины укладки возрастал рациональный уровень удельного выхода шлака. При ровности по золе в интервале 60-80% увеличение удельного выхода шлака с 325 до 355 кг/т чугуна сопровождалось сокращением расхода кокса на 7,8 кг/т чугуна и ростом коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком на 3,4% абс. при понижении производительности печи на 1,2% (табл. 5.35). Аналогичное влияние оказывало уменьшение укладки по содержанию серы в коксе в среднем со 100 до 88%, снижение укладки по горячей прочности с 71 до 31% и холодной прочности по M25 с 95 до 84% (табл. 5.36).

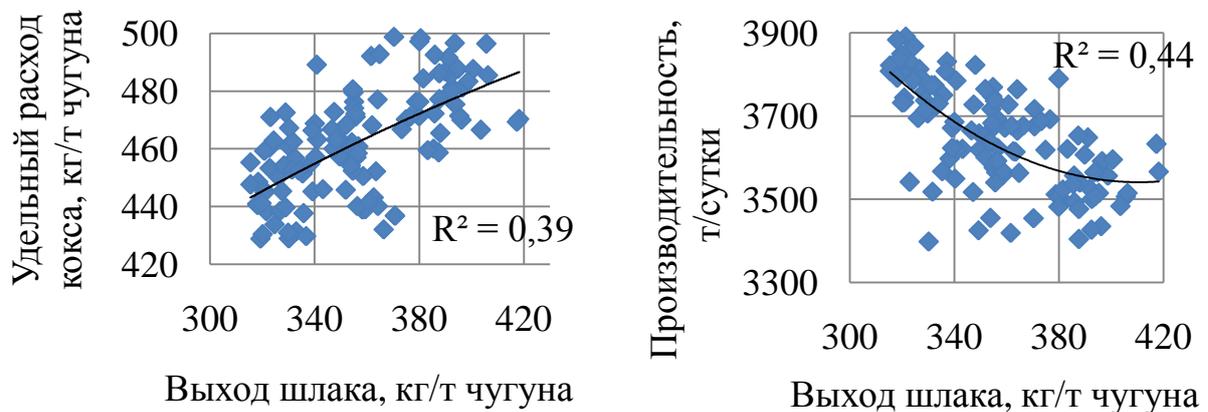


Рисунок 5.14 – Зависимость удельного расхода кокса (А) и производительности печи (Б) от удельного выхода шлака при укладке по содержанию золы коксе в пределах от 80 до 100%

Снижение укладки по основности железорудного сырья с 95 до 90% сопровождалось увеличением удельного расхода кокса с 442,8 до 444,8 кг/т

чугуна (табл. 5.37). Уменьшение укладки по железу с 97 до 88% сопровождалось увеличением удельного расхода кокса с 441,6 до 446,3 кг/т чугуна (табл. 5.38). Такое уменьшение укладки действует в направлении увеличения рационального уровня удельного выхода шлака до 350-360 кг/т.

Таблица 5.35 – Изменение технико-экономических показателей работы печи при различной укладке по содержанию золы в коксе

Показатели	Укладка по содержанию золы в коксе, %			
	100-80		80-60	
	325	355	325	355
Изменение удельного расхода кокса, кг/т чугуна производительности, т/сут	база	+14,0 -124	база	-7,8 -44

Таблица 5.36 – Рациональная величина удельного выхода кокса при различных физико-химических и физико-механических характеристиках кокса

Укладка по некоторым характеристикам кокса, %	Рациональная величина удельного выхода шлака, кг/т чугуна	
	325	355
Горячей прочностью интервал средняя величина	80-60 71	60-40 31
Содержанию серы интервал средняя величина	100 100	100-82 88
Холодная прочность (M25) интервал средняя величина	100-90 95	90-67 84

Таблица 5.37 – Удельный расход кокса в зависимости от укладки железорудного сырья по основности

Показатели	Укладка по основности ЖРС, %	
	95	90
Интервал укладки по основности, %	100-94	94-55
Удельный расход кокса, кг/т чугуна	444,2	444,8
Удельный выход шлака, кг/т чугуна	342	338

Таблица 5.38 – Удельный расход кокса в зависимости от укладки железорудного сырья по железу

Показатели	Укладка по железу в ЖРС	
	96	91
Интервал укладки по железу в агломерате, %	100-95	95-92
Удельный расход кокса, кг/т чугуна	441,6	446,3
Удельный выход шлака, кг/т чугуна	338	333

5.4.4 Удельный приход серы

Действие прихода серы на рациональный уровень выхода шлака изучили расчётами по формулам Куликова И.С. (3.1) и сравнением периодов работы доменных печей длительностью по 112 суток.

$$[S]=S_{\text{пр}}/1+\text{Ш}\cdot L_s \quad (5.3)$$

где $S_{\text{пр}}$ – приход серы, кг/т чугуна

Ш – выход шлака, кг/т чугуна

L_s – коэффициент распределения серы

Средняя величина удельного прихода серы по периодам составляла 2,62; 2,73; 2,83; 2,87; 2,94; 3,03 и 3,16 кг/т чугуна. По расчётам рациональный уровень выхода шлака при приходе серы 2,62 кг/т чугуна для обеспечения

содержания её в чугунае 0,020% составляет 312 кг/т чугуна. Для дальнейшего улучшения качества чугуна, при сохранении коэффициента распределения серы между продуктами плавки, необходимо на 20-25 кг/т чугуна повышать удельный выход шлака на каждые 0,001% снижения содержания серы согласно табл. 5.39. Фактический технологический режим работы доменных печей ММК при удельном выходе шлака 300-350 кг/т чугуна обеспечивает коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком в интервале 39-42, а содержание серы в чугунае 0,017-0,018%.

Таблица 5.39 – Рациональный уровень выхода шлака для обеспечения требуемого качества чугуна по сере, при удельном приходе серы 2,62 кг/т чугуна

Содержание серы в чугунае, %	Рациональный уровень выхода шлака, кг/т чугуна
0,020	312
0,019	329
0,018	346
0,017	366
0,016	390
0,015	415
Δ 0,001	Δ 17-25

6 РЕЗУЛЬТАТЫ СПЕКАНИЯ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ АГЛОМЕРАТА С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ MgO и FeO

6.1 Повышение содержания железа в шихте

Повышение содержания железа в железорудном сырье является одним из направлений совершенствования металлургического производства. Увеличение содержания железа вызывает разносторонние изменения агломерационного и доменного процессов. Поэтому получение положительного результата от него не является очевидным. Это обуславливает необходимость дополнительного изучения влияния богатства сырья на ход процесса агломерации. В связи с этим провели серию опытов по спеканию агломерата.

Изучили влияние содержания железа, углерода в шихте и ее влажности на выход годного агломерата. В исследовании применили трехфакторный план эксперимента Бокса – Бенкина, при варьировании на трех уровнях.

Для математического описания выходного параметра от указанных факторов выбрано уравнение:

$$Y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + b_{23}x_2x_3 + b_{11}x_1^2 + b_{22}x_2^2 + b_{33}x_3^2 + b_4x_1x_2^2 + b_5x_2x_1^2 + b_6x_3x_1^2 \quad (6.1)$$

где x_1, x_2, x_3 – факторы, влияния которых на параметр исследуются;

b – коэффициенты уравнения регрессии.

В процессе эксперимента спекали шихту, включающую 70 % смеси концентратов ДОФ-5 ОАО «ММК» и ССГПО и 30 % аглоруды сосновского рудника. Массовая доля химических элементов аглоруды и концентратов представлена в таблице 6.1. Различное содержание железа получали варьированием доли концентратов ДОФ-5 ММК и ССГПО. Полученную аглошихту спекали на лабораторной установке ФГБОУ МГТУ им. Г.И.Носова. Спек агломерата дробили в щековой дробилке с выходной

щелью 18 мм. Выход годного характеризовали отношением фракции +5 мм к общему количеству агломерата.

Таблица 6.1 – Химический состав компонентов агломерационной шихты

Компонент	Массовая доля элемента, %							
	Fe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	P	S	TiO ₂
Сосновская аглоруда	51,7	24,8	12,8	3,36	6,6	0,026	3,36	0,2
Концентрат ОАО «ММК»	60,6	27,7	7,05	1,99	2,95	0,015	0,63	0,5
Концентрат ССГПО	65,3	28,7	4,2	1,5	1,0	0,010	0,42	0,3

Обработкой экспериментальных данных определили коэффициенты уравнения (6.2), значимость которых оценили по критерию Стьюдента.

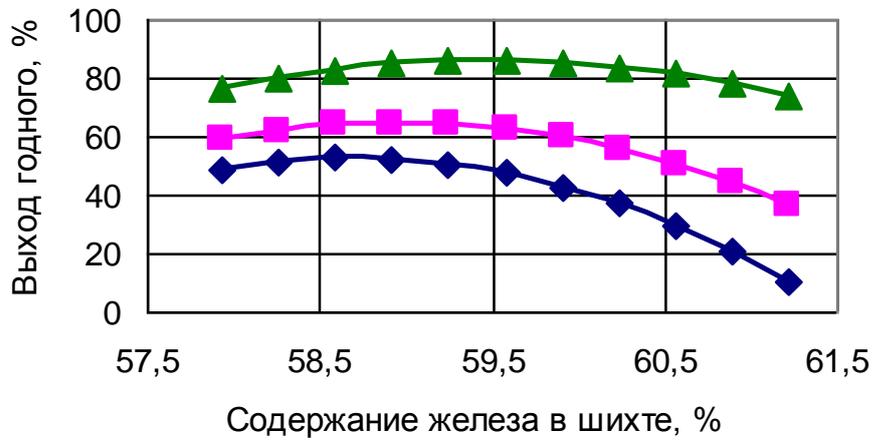
$$Y = 72,4 - 5,65Fe + 11,75C + 6,76W + 8,94FeC - 7,56CW + 5,56FeW - 6,33Fe^2 + 4,46C^2 - 3,21W^2 + 0,91FeC^2 + 3,37CFe^2 + 8,21WFe^2 \quad (6.2)$$

где Fe, C, W – содержание соответственно железа, углерода и влаги в шихте, %.

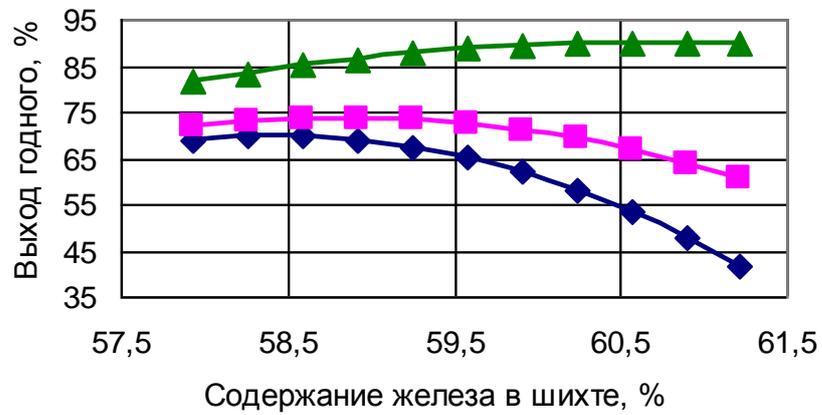
В полученном уравнении все факторы представлены в кодированной форме и изменяются от -1 до 1. Зависимости выхода годного агломерата от исследованных факторов приведены на рисунках 6.1 – 6.3. Наиболее высокий выход годного, равный 99,2 %, обеспечивался спеканием шихты, содержащей 61,22 % железа, 11 % влаги, 9 % углерода. Она включала 30% аглоруды, и 70 % концентрата ССГПО.

Согласно рис. 6.1a увеличение выхода годного при влажности шихты, равной 7 %, обеспечивалось повышением содержания железа в ней от 57,9 до 59,6 %. Дальнейший рост содержания железа за счет повышения доли в шихте соколовско-сарбайского концентрата и понижения магнитогорского сопровождался снижением величины показателя выхода годного. В условиях спекания шихты, содержащей 9 и 11 % влаги, 9 % углерода, с повышением

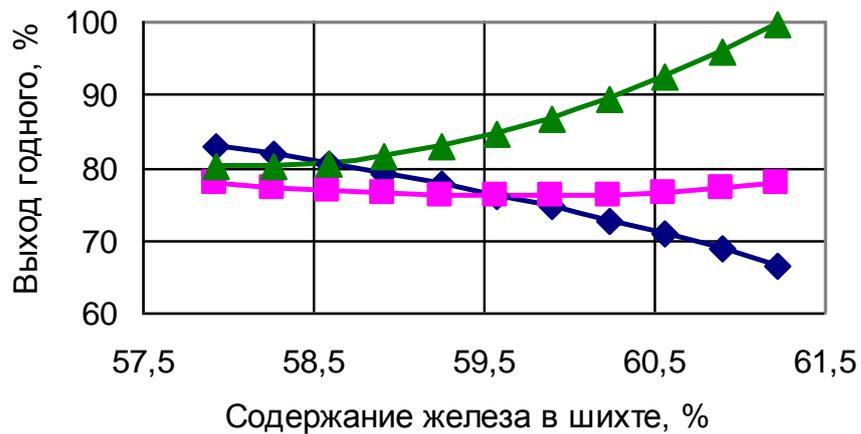
содержания железа выхода годного агломерата вновь увеличивался (рис. 6.1. б, в).



а



б



в

Рисунок 6.1 – Зависимость влияния содержания железа на выход годного агломерата, при различной влажности: а-7%, б-9%, в-11% и при разном содержании углерода: 5% (—◆—), 7% (—■—), 9% (—▲—)

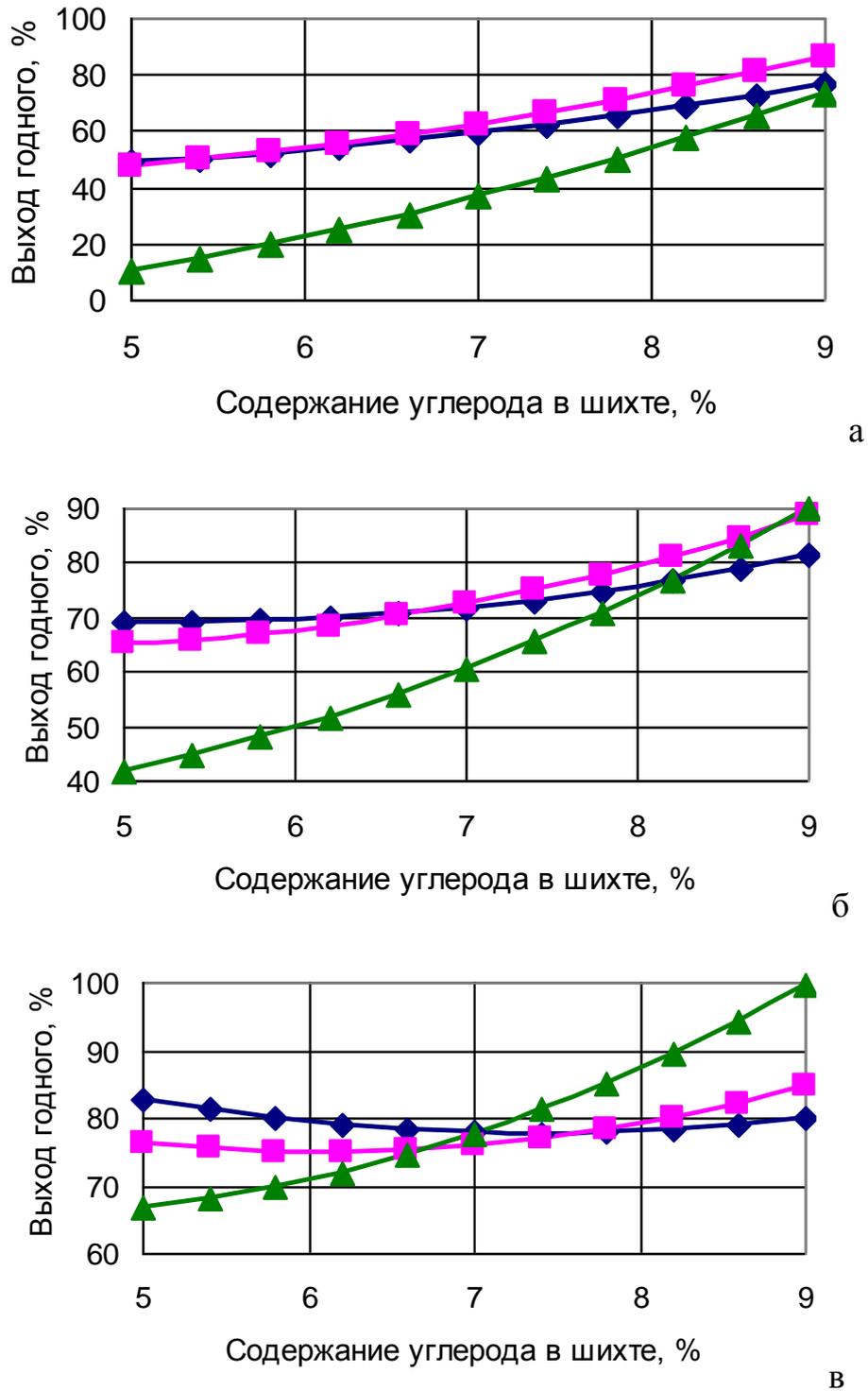
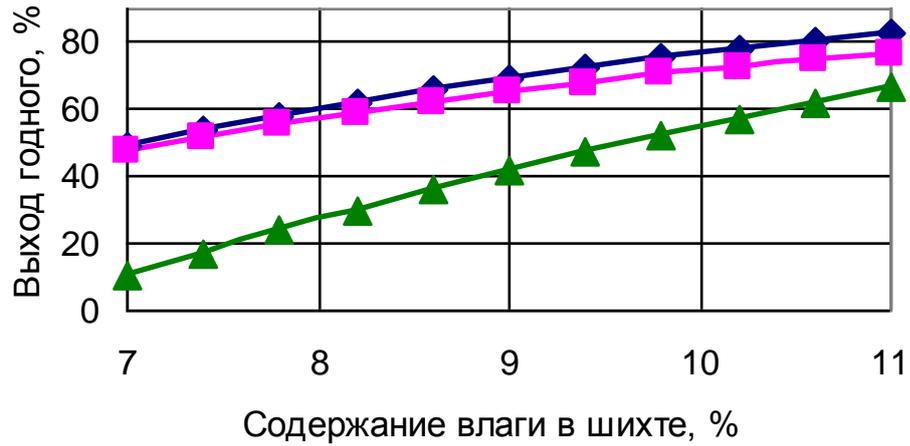
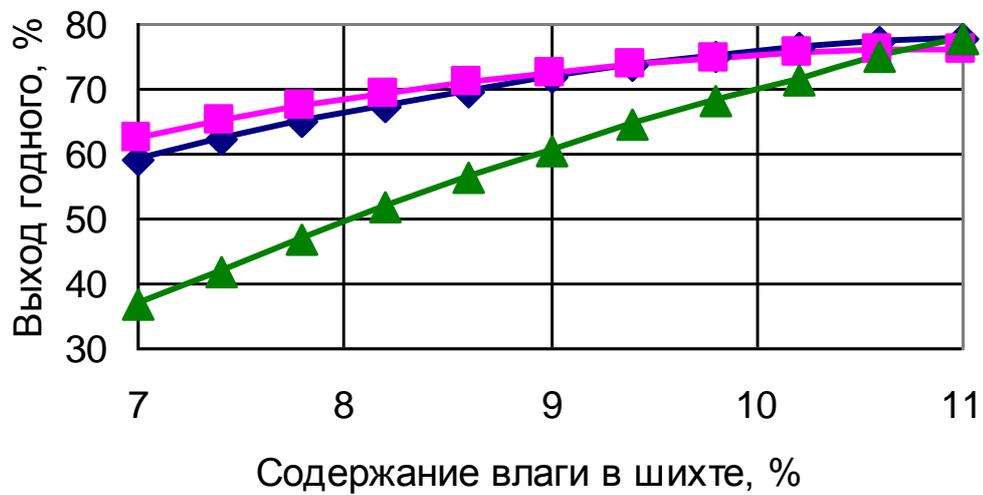


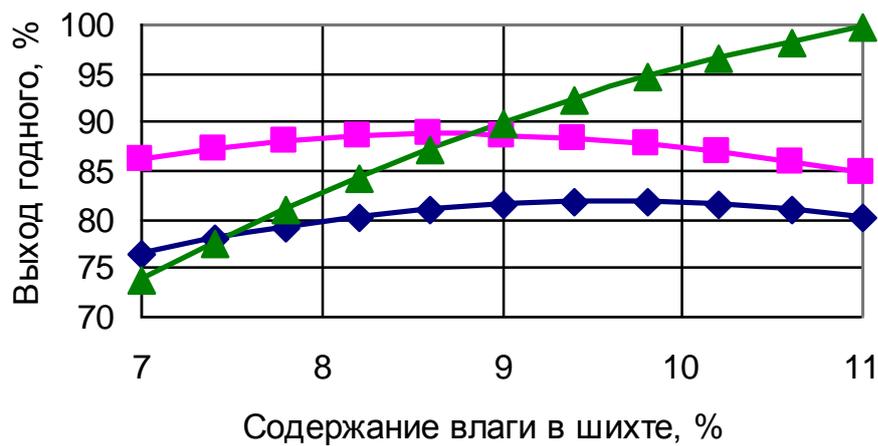
Рисунок 6.2 – Зависимость влияния содержания углерода на выход годного агломерата, при различной влажности: а-7%, б-9%, в-11% и при разном содержании железа: 57,9% (—◆—), 59,8% (—■—), 61,2% (—▲—)



а)



б)



в)

Рисунок 6.3 – Зависимость влияния содержания влаги на выход годного агломерата, при различном содержании углерода: а-5%, б-7%, в-9% и при разном содержании железа: 57,9% (—◆—), 59,8% (—■—), 61,2% (—▲—)

Действие других факторов, обеспечивших увеличение выхода годного агломерата, оказалось следующим:

– повышение содержания углерода в шихте при ее влажности 7 и 9 % (рис. 6.2 а, б);

– спекание шихты, содержащей 5 и 7 % углерода при повышении влажности шихты, (рис. 6.3 а, б);

– спекание шихт с содержанием углерода 9 %, железа 57,9 и 59,8 % при увеличении влажности с 7 до 8,7 и 9,2 % соответственно (рис. 6.3 в).

6.2 Результаты агломерации железорудного концентрата магниального и концентрата обожженного сидерита

На лабораторной установке ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» изучили показатели агломерации модельной шихты, включающей 30 % аглоруды Стойленского ГОК, 70 % смеси концентратов ДОФ – 5 ПАО «ММК» и ССГПО в соотношении 1 : 1 и ЖКМ МГТУ, который вводился в количестве 5 и 10 % от железосодержащей части шихты при соответствующем уменьшении доли концентратов ДОФ – 5 и ССГПО.

Сравнили качество агломерата и показатели агломерации модельной шихты, включающей в качестве магниальных добавок ЖКМ МГТУ и Бакальский концентрат. За основу взяли существующее содержание Бакальского концентрата в агломерационной шихте ПАО «ММК», равное 3,76% от железосодержащей части шихты. При сохранении содержания оксида магния на уровне 1,38% в агломерате вместо Бакальского концентрата в состав аглошихты вводили концентрат ЖКМ МГТУ с долей 5,44 %. Оба концентрата вводили взамен части аглоруды.

Высота слоя спекаемого материала во всех опытах составляла 240 мм. Доля возврата составляла 25% от массы железорудной части шихты. В процессе проведения экспериментов были выявлены оптимальные содержания влаги и углерода в шихте до ввода ЖКМ и по мере увеличения его доли в

шихте. Также были выявлены оптимальные величины этих параметров при использовании в составе шихты Бакальского концентрата. Выходными параметрами являлись:

- скорость спекания, мм/мин;
- выход годного агломерата (+5 мм от аглоспека), %;
- производительность агломерационной установки по окончании спекания, т/(м²·час);
- усадка спекаемого слоя, %;
- сопротивление годного агломерата удару (+5 мм), %;
- разрушение годного агломерата (0,5 – 5 мм), %;
- истирание годного агломерата (–0,5 мм), %;
- показатели после нагрева в восстановительной среде при температуре 500⁰С (горячая прочность): сопротивление годного агломерата удару, разрушение годного агломерата, истирание годного агломерата.

Химический состав основных компонентов шихты, используемых при агломерации, приведен в табл. 6.2, гранулометрический состав концентратов и кусковых компонентов аглошихты – в табл. 6.3 и 6.4 соответственно.

Показатели спекания и качества полученного агломерата для первой серии экспериментов представлены в табл. 6.5. Согласно приведенным в таблице данным, зависимость скорости спекания от содержания ЖКМ в аглошихте носит экстремальный характер. Максимум приходится на 5 % содержания ЖКМ, при которых скорость спекания достигала 22,5 мм/мин.

С увеличением содержания ЖКМ в шихте с 0 до 10 % выход годного агломерата линейно возрастал с 90,9% до 95,5% (табл. 6.6). Ввод в шихту концентрата нового вида способствовал монотонному увеличению удельной производительности агломерационной установки с 1,23 т/(м²·ч) (без ЖКМ) до 1,52 т/(м²·ч) (10% ЖКМ) и уменьшению усадки спекаемого слоя с 18% (без ЖКМ) до 12,4% (10% ЖКМ).

Таблица 6.2 – Химический состав основных компонентов агломерационной шихты

Компонент	Содержание, %									
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S	TiO ₂	ппп	
Аглоруда стойленского ГОК	55,1	6,62	2,36	1,10	0,38	0,098	0,3	0,15		
Концентрат ДОФ-5 ПАО «ММК»	61,2	6,65	2,18	2,89	0,97	0,015	0,78	0,78		
Концентрат ССГПО	65,5	4,24	1,56	0,92	0,98	0,012	0,22	0,3		
Железорудный концентрат магниальный (ЖКМ) МГТУ	56,96	3,08	0,87	2,58	7,46	0,004	0,05	0,10		
Концентрат обожженного сидерита (КОС) БРУ	48,4	5,95	1,92	2,15	10,8	0,02	0,12	< 0,1		
Аглоруда месторождения «Бапы»	54,7	9,01	1,37	0,81	9,15	0,114	0,003		3,3	
Доломит	-	6,9	0,72	33,5	18,9	-	-	-	44,0	
Известняк	-	1,04	0,28	50,9	3,33	-	-	-	44,7	
Коксовая мелочь	С, %		87			Зола, %		14,7		
Зола коксовой мелочи	12	48,5		2,6						

Таблица 6.3 – Гранулометрический состав используемых железорудных концентратов

Концентрат	Содержание фракции, %				
	+100 мкм	71-100 мкм	63-71 мкм	50-63 мкм	-50 мкм
ССГПО	2,6	3,0	2,9	7,6	83,9
ДОФ-5	44,9	12,6	2,4	5,6	34,5
ЖКМ	18,0	5,2	1,0	1,4	74,4

С ростом содержания ЖКМ в шихте от 0 до 10 % сопротивление годного агломерата удару в холодном состоянии увеличивалось с 71,2 до 75 %, а при в горячем состоянии - уменьшалось с 76,8 до 71,8 % (табл. 6.6). Это свидетельствует о том, что при нагревании агломерат становится хрупким. Охрупчивание агломерата означает, что для доменных печей с нижней определяющей зоной необходимо сопровождать введение такого компонента в

шихту использованием мероприятий, улучшающих газодинамические условия нижней части печи, в частности, обеспечивать создание благоприятных условий для увеличения расхода природного газа при обычной эквивалентной замене им части кокса.

Таблица 6.4 - Гранулометрический состав кусковых компонентов аглошихты

Материал	Содержание фракции, %					
	0-2 мм	2-3 мм	3-5 мм	5-8 мм	8-10 мм	+10 мм
Аглоруда Стойленского ГОК	90		10		-	-
Бакальский концентрат (БРУ)	47,0	3,3	14,0	19,0	11,9	4,8
Известняк	80	20	-	-	-	-
Коксик	87	13	-	-	-	-
Возврат	52		48	-	-	-

С увеличением доли ЖКМ в шихте в пределах, рассмотренных в данном исследовании, истираемость годного агломерата изменяется в благоприятном направлении – уменьшается при испытании «холодной» прочности с 5,5 до 4,4 %, «горячей» прочности - с 1,6 до 1,3 %.

Показатели спекания и качества полученных агломератов, спекаемых из модельных шихт, включающих ЖКМ МГТУ и Бакальский концентрат, представлены в табл. 6.7. Из приведенных данных видно, что эквивалентная с точки зрения содержания оксида магния в агломерате замена Бакальского концентрата БРУ (3,76%) на ЖКМ (5,44%) приводит к падению скорости спекания с 25 до 22,5 мм/мин, производительности агломерационной установки – с 1,89 до 1,79 т/(м²·час) при увеличении выхода годного агломерата по классу +5 мм с 94,7 до 96,3% и улучшении прочностных показателей: росте сопротивления годного агломерата удару с 78,3 до 80,2% и снижении разрушения годного агломерата с 18,6% до 15,8%. Показатель истирания по классу -0,5 мм, однако, возрос с 3,1 до 3,8%.

Таблица 6.6 – Показатели спекания и качества агломерата

Наименование показателей	Содержание ЖКМ в железорудной части шихты, %		
	0	5	10
Выход годного (по классу +5мм), %	90,9	92,9	95,5
Удельная производительность (по классу + 5 мм), т/(м ² ·час)	1,23	1,42	1,52
Показатели холодной прочности, %:			
- сопротивление годного агломерата удару (+5мм)	71,2	72,4	75
- разрушение годного агломерата (0,5-5мм)	23,4	23,1	20,6
- истирание годного агломерата (0-0,5мм)	5,5	4,5	4,4
Показатели горячей прочности, %:			
- сопротивление годного агломерата удару (+5мм)	76,8	72,4	71,8
- разрушение годного агломерата (0,5-5мм)	21,7	26,1	26,9
- истирание годного агломерата (0-0,5мм)	1,6	1,5	1,3
Химический состав агломерата, %: Fe	57,1	57,0	56,9
SiO ₂	5,92	5,85	5,77
Al ₂ O ₃	1,65	1,62	1,59
CaO	9,48	9,36	9,24
MgO	1,11	1,34	1,57
P	0,027	0,027	0,027
S	0,054	0,051	0,048
TiO ₂	0,73	0,72	0,7
Основность агломерата	1,6	1,6	1,6
Скорость спекания, мм/мин	21,5	22,5	21,6
Газопроницаемость сырой шихты по потерям напора газа, кПа	4,294	4,186	3,265
Газопроницаемость спекаемого слоя в момент зажигания по потерям напора газа, кПа	6,529	6,108	5,265
То же, в момент окончания спекания, кПа	3,725	4,186	4,118
То же, в момент окончания опыта, кПа	1,549	1,569	1,451
Максимальная температура в вакуум-камере, °С	694	733	713
Продолжительность спекания, мин	10,8	10	10,3
Продолжительность опыта, мин	21	21,8	21,2
Продолжительность охлаждения аглоспека, мин	10,3	11,8	10,9
Скорость охлаждения аглоспека (снижения температуры газового потока в вакуум-камере от максимальной до 150 °С), град/мин	67,7	62,3	65,7
Усадка спекаемого слоя, %	18	13,8	12,4

Таблица 6.7 – Показатели спекания и качества агломерата

Наименование показателей	Содержание магнезиального материала (вместо аглоруды), %	
	КОС БРУ 3,76	ЖКМ 5,44
Основность агломерата	1,6	1,6
Выход годного (по классу +5мм), %	94,7	96,3
Удельная производительность (по классу + 5 мм), т/(м ² ·час)	1,89	1,79
Показатели холодной прочности, %:		
- сопротивление годного агломерата удару (+5мм)	78,3	80,2
- разрушение годного агломерата (0,5-5мм)	18,6	15,8
- истирание годного агломерата (0-0,5мм)	3,1	3,8
Химический состав агломерата, %: Fe	57,0	57,4
SiO ₂	5,91	5,80
Al ₂ O ₃	1,64	1,60
CaO	9,46	9,28
MgO	1,38	1,38
P	0,025	0,024
S	0,053	0,052
TiO ₂	0,73	0,73
Скорость спекания, мм/мин	25,0	22,5
Газопроницаемость сырой шихты по потерям напора газа, кПа	1,863	2,255
Газопроницаемость спекаемого слоя в момент зажигания по потерям напора газа, кПа	4,216	4,118
То же, в момент окончания спекания, кПа	5,588	3,333
То же, в момент окончания опыта, кПа	1,863	1,471
Максимальная температура в вакуум-камере, °С	660	550
Продолжительность спекания, мин	9	10
Продолжительность опыта, мин	22	24,5
Продолжительность охлаждения аглоспека, мин	13	14,5
Скорость охлаждения аглоспека (снижения температуры газового потока в вакуум-камере от максимальной до 150 °С), град/мин	50,8	37,9
Усадка спекаемого слоя, %	15,1	15,1

В результате можно сделать вывод, что эквивалентная замена КОС БРУ на ЖКМ в составе аглошихты, составленной из основных компонентов шихты

аглофабрик ПАО «ММК», не приводит к существенному ухудшению показателей спекания, а по ряду показателей, таких как выход годного агломерата, сопротивление удару и разрушению, опытный агломерат даже превосходит объект сравнения. Таким образом, вовлечение бакальских сидеритов в металлургический передел может быть увеличено на $(5,44/3,76 - 1) * 100\% = 44,5\%$ (отн.).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Достигнуто энергоресурсосбережение путём снижения удельного расхода кокса на производство металла, повышения производительности доменных печей, улучшения качества чугуна, уменьшения износа футеровки и увеличения межремонтного периода работы агрегатов.

Физическим моделированием установлены закономерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи для различных условий загрузки, описанные математическими зависимостями. Наиболее высокие величины показателя равномерности поступления компонентов шихты из бункера на колошник – 0,74-0,77 обеспечивали размещением в бункере БЗУ окатышей между слоями агломерата, сформированными в количестве 25 и 75% от его расхода, располагающимися соответственно под и над окатышами; расположением коксового орешка, промывочных материалов в середине массы железорудного сырья.

2. Создана методика определения и использования относительной неравномерности распределения материалов и газов по окружности печи на основе χ^2 -статистики, используя квантили χ_k^2 - статистики для вычисления $p = p(\chi_k^2)$. Методика тестирована на доменных печах № 2, 4, 6 и 9 ПАО «ММК». Понижению коэффициента окружной неравномерности распределения температур на 10% соответствовало увеличение производительности доменных печей на 0,22% и понижение удельного расхода кокса на 0,41%.

3. Рациональное размещение железорудных и добавочных материалов в бункере БЗУ, стабилизация соотношений расходов природного газа и дутья по фурмам на доменных печах ПАО «ММК» позволили увеличить коэффициент замены кокса орешком с 0,68 до 0,91 кг/кг. Дополнительно снизили расход кокса, создав условия для увеличения потребления природного газа на 500 м³/ч. Повышением степени использования СО на 2,8% отн. и Н₂ на 1,0% отн.. сократили удельный расход кокса на 3,9 кг/т чугуна.

4. Разработана технология загрузки шихтовых материалов в зависимости от их горячей прочности. Железорудные материалы, обладающие пониженной горячей прочностью целесообразно загружать в зону рудного гребня, то есть на расстояние $2/3 - 3/4$ радиуса колошника, соответствующей пониженным температурам и повышенным рудным нагрузкам.

На доменных печах № 2, 4 ПАО «ММК», работающих с верхней лимитирующей по газодинамике зоной, увеличение доли материала, обладающего меньшей горячей прочностью вместо компонента шихты с большей прочностью при температуре 600°C в зоне рудного гребня с 45 до 70% уменьшило коэффициент сопротивления шихты на 12,1%, за счет снижения разрушения железорудного материала у поверхности слоя шихты в печи, и переноса места разрушения в область шахты с большим сечением по сравнению с колошником.

Повышение газопроницаемости шихты позволило увеличить интенсивность хода по дутью на 4,8% без ухудшения работы печи по газодинамике, уменьшить уровень засыпи с 1,6 до 1,5 м. Эффективная организация доменного процесса путем использования рационального режима загрузки окатышей и агломерата сопровождалось повышением степени использования CO и H_2 соответственно на 1,1 и 2,5 % абс., что позволило уменьшить удельный расход кокса на 3,7 кг/т чугуна.

5. Установлено влияние повышения горячей прочности железорудных материалов на газодинамику верха печи и технико-экономические показатели плавки. В исследуемых периодах увеличение горячей прочности железорудных материалов по LTD(+6,3) на 2,9% сопровождалось снижением коэффициента сопротивления шихты движению газового потока на 5,8%. Это создавало условия для снижения удельного расхода кокса повышением расхода природного газа. На каждый 1% увеличения горячей прочности железорудных материалов обеспечивали рост расхода природного газа в среднем на $137 \text{ м}^3/\text{ч}$ без осложнения газодинамического режима работы печи при понижении удельного расхода кокса на 1,23 кг/т чугуна. Основные изменения хода

процессов заключались в повышении степени использования водорода на 1,66 % отн., степени восстановления Fe из FeO водородом на 1,91 % отн., соотношения степеней использования H_2 и CO на 1,46 % отн., соотношения теплоёмкостей потоков шихты и газа в нижней части печи на 0,23% при уменьшение в верхней ее части с температурами менее $850^{\circ}C$ на 0,39%. Снижение суммарного расхода тепла на проведение всех процессов в определяющей его зоне составило 0,85%.

6. Разработаны и обоснованы рациональные параметры технологии доменной плавки для условий ПАО «ММК» на основе выявления рационального шлакового режима применительно к существующей и перспективной сырьевой базе.

Состав шлака следующий, %: MgO – 9,5-12; Al_2O_3 – 10-12; CaO – 37,0-38,5; SiO_2 – 38,0-39,5; TiO_2 – допустимо в среднем 1,2, при варьировании не более 1,4, за исключением специальных режимов; FeO – 0,20-0,25; MnO – 0,25-0,3 (периодическое повышение до 1% для промывки коксовой насадки в горне); основность: $CaO/SiO_2 = 0,97-1,03$; $(CaO+MgO)/SiO_2 = 1,20-1,22$; кремниевый модуль $SiO_2/Al_2O_3 = 3,3 - 4,0$.

Величина удельного выхода шлака составляет 320-330 кг/т чугуна. Рост интенсивности плавки и вязкости шлака, использование сырья разной основности снижают рациональный выход шлака, а ухудшение качества шихтовых материалов по стабильности свойств во времени его увеличивает. При укладке от 80 до 100% содержания золы в коксе в пределы $\pm 0,25\%$ от средней величины уменьшение выхода шлака положительно действовало на технико-экономические показатели плавки. С уменьшением величины укладки возрастал рациональный выход шлака. При ровности по золе в интервале 60-80% увеличение удельного выхода шлака с 325 до 355 кг/т чугуна сопровождалось сокращением расхода кокса на 7,8 кг/т чугуна и ростом коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком на 3,4% абс. при понижении производительности печи на 1,2%. Аналогичное влияние оказывали: уменьшение укладки по содержанию серы в коксе в среднем со 100 до 88%, снижение укладки по горячей прочности с 71 до 31% и холодной прочности по

M25 с 95 до 84%. Проявлялось существенное влияние на рациональный выход шлака укладки в заданные пределы основности агломерата и содержания в нём железа.

Способом локальной корректировки шлакового режима является загрузка промывочных материалов (марганцевая и (или) кремниземо-марганцовистая руды, конвертерный шлак) к осевой зоне при поступлении кокса с горячей прочностью по CSR менее 35 %, загрузка промывочных материалов в зону рудного гребня при величине CSR более 40%; равномерное распределение промывочных материалов по сечению и окружности при CSR в интервале 35 – 40 %.

7. По результатам спекания агломерационной шихты, включающей 30 % сосновской аглоруды, 70 % смеси магнитогорского и соколовско-сарбайского концентратов, наиболее высокий выход годного, равный 99,2 %, обеспечивался при содержании в ней 61,22 % железа, 11 % влаги, 9 % углерода.

Использование в составе агломерационной шихты железорудного концентрата магнизального нового вида с повышенным содержанием MgO в количестве 10 % обеспечивало рост сопротивления годного агломерата удару (+5мм) в холодном состоянии на 3,85 % абс., выхода его с 90,9% до 95,5%, удельной производительности агломерационной установки с 1,23 т/(м²·ч) до 1,52 т/(м²·ч).

Список используемой литературы

1. Банных, О.А. О роли стали в 21-м веке // *Электromеталлургия*. – 2005. – № 5. – С. 6-13.
2. Исследование структуры и механических свойств высокопрочных конструкционных сталей / О.А. Банных, А.М. Сорокин, И.О. Банных, Е.И. Лукин // *Электromеталлургия*. – 2018. – № 2. – С. 2-7.
3. Григорович, К.В. XIV Международный конгресс сталеплавателей и производителей металла «Сталь в ногу со временем» / К.В. Григорович, А.Е. Сёмин // *Тяжелое машиностроение*. – 2017. – № 1-2. – С. 2-5.
4. Григорович, К.В. Настоящее и будущее технологий производства сталей XXI века / К.В. Григорович // *Сборник тезисов докладов V Международной конференции-школы по химической технологии XX Менделеевского съезда по общей и прикладной химии*. – 2016. – С. 45-47.
5. Состояние и перспективы производства ферросплавов в РФ / Л.И. Леонтьев, Л.А. Смирнов, В.И. Жучков, А.В. Жданов, В.Я. Дашевский, С.А. Гурова // *Металлург*. – 2015. – № 11. – С. 11-15.
6. Леонтьев, Л.И. О проблемах импортозамещения в горно-металлургическом комплексе // *Труды научно-практической конференции с международным участием и элементами школ молодых ученых «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР»*. – 2015. – С. 16-25.
7. Юсфин, Ю.С. Металлургия железа / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.
8. Некоторые теоретические аспекты технологии совместного вдувания природного газа и пылеугольного топлива / Л.А. Смирнов, Б.С. Тлеугабулов, С.А. Загайнов, К.Б. Пыхтеева, В.В. Филиппов, В.А. Михалев, К.В. Миронов // *Черная металлургия*. – 2016. – № 5 (1397). – С. 19-23.
9. Металлургия чугуна / Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин и др. – М.: Академия, 2004. – 774 с.

10. Андронов, В.Н. Современная доменная плавка / В.Н. Андронов – СПб.: Изд-во СПбГТУ, 2001. – 100 с.
11. Андронов, В.Н. Минимально возможный расход кокса и влияние на него различных факторов доменной плавки / В.Н. Андронов – СПб.: Изд-во СПбГТУ, 2001. – 142 с.
12. Юсфин, Ю.С. Определение минимально возможного расхода кокса на доменную плавку / Ю.С. Юсфин, П.И. Черноусов, А.Я. Травянов // *Металлург.* – 1998. – №4. – С. 22-25.
13. Тарасов, В.П. Теория и технология доменной плавки / В.П. Тарасов П.В. Тарасов. – М.: Интермет Инжиниринг, 2007. – 384 с.
14. Перспектива использования природного и техногенного железорудного сырья в Российской Федерации / Т.И. Юшина, И.М. Петров, Г.И. Авдеев, И.О. Крылов, В.С. Валавин, С.Г. Пак, В.Н. Дунаева // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* – 2015. – № 2. – С. 416.
15. Инновационное решение проблем утилизации железосодержащих отходов металлургического производства / В.А. Роменец, С.А. Макеев, Ю.В. Похвиснев, В.С. Валавин, А.А. Федорова, А.И. Гиммельфарб, М.Я. Левин, В.И. Галкин // *Экономика в промышленности.* – 2011. – № 3. – С. 32-38.
16. Травянов, А.Я. Исследование возможностей ресурсосбережения при производстве чугуна на базе определения предельных показателей процессов производства: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Москва, 1999. – 27 с.
17. Применение инновационной технологии РОМЕЛТ для переработки железосодержащих отходов горно-металлургических предприятий / В.А. Роменец, В.С. Валавин, Ю.В. Похвиснев, С.А. Макеев, А.И. Гиммельфарб // *Металлург.* – 2010. – № 5. – С. 34-37.
18. Подгородецкий, Г.С. Современные направления развития и повышения энергоэкологической эффективности черной металлургии / Г.С. Подгородецкий, Л.А. Шульц // *Экология и промышленность России.* – 2016. – Т. 20. – № 4. – С. 46-52.

19. Никифоров, Г.В. Энергосбережение и управление энергосбережением в металлургическом производстве / В.К. Олейников, Б.И. Заславец. – М.: Энергоатомиздат, 2003. – 480 с.

20. Смирнов, Л.А. Уральскому институту металлов – 85 лет / Л.А. Смирнов, А.Ю. Ерцев // Сталь. – 2015. – № 11. – С. 2-5.

21. Качество управления и управление качеством на производстве. Ориентиры, проблемы, решения / Ю.С. Карабасов, А.И. Кочетов, Ю.А. Крупин, В.Б. Чупров // Сборник научных трудов II международной научно-практической конференции «Современная металлургия нового тысячелетия». – 2016. – С. 12-17.

22. Третьяк, А.А. Доменное производство России в 2011-2016 годы. Металлургия чугуна – вызовы XXI века: труды VIII международного конгресса доменщиков. М.: ООО «Типография КЕМ», 2016. – С. 121-34.

23. Курунов, И.Ф. Состояние и тенденции развития металлургии железа в свете вызовов XXI века. Металлургия чугуна – вызовы XXI века: труды VIII международного конгресса доменщиков. – М.: ООО «Типография КЕМ», 2016. – С. 121-34.

24. Тарасов, В.П. Загрузочные устройства шахтных печей. – М.: Металлургия, 1974. – 312 с.

25. Большаков, В.И. Об оценке распределителей шихты доменной печи / В.И. Большаков, С.Т. Плискановский // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – № 3. – С. 12-14.

26. Крячко, Г.Ю. К вопросу об оценке работы распределителей шихты для доменной печи / Г.Ю. Крячко, С.Ю. Андриенко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – № 1. – С.8-11.

27. Большаков, В.И. Исследование особенностей распределения шихтовых материалов в доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылеув, Т.П. Порубова // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 6. – С. 7-10.

28. Большаков, В.И. Особенности применения различных загрузочных устройств на современных доменных печах / В.И. Большаков, И.Г. Товаровский,

Ф.М. Шутылев // Черная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация». – 2007. – № 9. – С. 24-32.

29. Распределение материалов по радиусу колошника и развитие процессов тепломассообмена и фазовых превращений в объеме доменной печи / В.И. Большаков, И.Г. Товаровский, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев // Черная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация». – 2008. – № 3. – С. 22-34.

30. Большаков, В.И. Оценка эффективности применения загрузочных устройств на доменных печах / В.И. Большаков, И.Г. Товаровский, Ф.М. Шутылев // Сталь. – 2005. – № 7. – С.17-20.

31. Хейнерт, Г. Бесконусный засыпной аппарат для большой доменной печи / Г. Хейнерт, К.-Х. Петерс, Г. Риниклофф // Черные металлы. – 1973. – № 12. – С. 3-10.

32. Изава, Т. Современная эксплуатация и долговечность доменной печи в Японии / Т. Изава // Пер. Черметинформация. – 1984. – № 15269. – С. 10, I. Transaction ISIJ. – 1984. – V.24. – P. 425-434.

33. Суворов, М.Н. Оборудование и технологии компании Paul Wurth – путь к снижению себестоимости чугуна // Металлург. – 2009. – № 8. – С. 27-31.

34. Эволюция загрузочных устройств доменных печей / В.А. Шатлов, Ю.В. Серов, В.М. Федченко, Е.И. Ясаков // Сталь. – 1993. – № 8. – С. 5-11.

35. Большаков, В.И. Опыт создания конструкции и эксплуатации бесконусных загрузочных устройств // Сталь. – 1997. – № 6. – С. 13-18.

36. Технологические аспекты работы доменных печей с БЗУ “PAUL WURTH” / Р.С. Тахаутдинов, С.Н. Ушаков, В.И. Сединкин, А.Л. Мавров, А.В. Чевычелов, А.В. Павлов // Сталь. – 2008. – № 11. – С. 15-17.

37. Козин, Ю.А. О технологических резервах бесконусных загрузочных устройств доменных печей / Ю.А. Козин, Лазуткин С.Е. // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 9. – С. 6-9.

38. Промышленная эксплуатация лоткового загрузочного устройства доменной печи / А.В. Рыбцов, В.П. Лозовой, С.В. Поляничко, Е.И. Четыркин // Сталь. – 1992. – № 5. – С. 13-18.

39. Большаков, В.И. Об оценке эффективности применения бесконусных загрузочных устройств доменных печей / В.И. Большаков // *Металлург.* – 2010. – № 3. – С. 42-45.
40. Большаков, В.И. Теория и практика загрузки доменных печей / В.И. Большаков. – М.: *Металлургия*, 1990. – 256 с.
41. Большаков, В.И. Совершенствование способов загрузки доменных печей в СССР и за рубежом / В.И. Большаков, В.Л. Покрышкин, Ф.М. Шутылев // *Обзорная информация. Ин-т Черметинформация. Подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу и производство чугуна.* – Вып. 2. – М., 1983. – 32 с.
42. Большаков, В.И. Доменное производство “Криворожстали” / В.И. Большаков. – Днепропетровск: ИЧМ “Криворожсталь”, 2004. – 376 с.
43. Большаков, В.И. Обеспечение эффективной работы доменных печей, оснащенных бесконусными загрузочными устройствами / В.И. Большаков // *Доменное производство. Труды международного конгресса доменщиков.* – 2010. – С. 148-153.
44. Друкентанер, Г. Система оптимизации работы доменной печи «VAIRON» – экспертная система / Г. Друкентанер, Б. Шюрц, М. Шалер // *Черные металлы.* – 2000. – №6. – С. 64-72.
45. Большаков, В.И. Направления исследований и научных разработок института черной металлургии НАН Украины / В.И. Большаков // *Металлург.* – 2011. – № 1. – С. 11-13.
46. Большаков, В.И. Освоение доменных печей, оснащенных при реконструкции бесконусными загрузочными устройствами / В.И. Большаков, В.Л. Покрышкин // *Сталь.* – 1989. – № 11. – С. 8-13.
47. Опыт исследования системы загрузки современной доменной печи / В.И. Большаков, Н.Г. Иванча, В.Н. Логинов и др. // *Сталь.* – 1996. – № 10. – С. 2-5.
48. Вайсберг, Л.А. Совершенствование систем шихтоподготовки в доменном производстве / Л.А. Вайсберг, А.Н. Коровников, Г.С. Подгородецкий // *Черные металлы.* – 2017. – № 8. – С. 24-27.

49. Освоение технологии доменной плавки на печи, оборудованной бесконусным загрузочным устройством с лотковым распределителем шихты / А.А. Бачинин, А.Г. Попов, В.С. Поляничко, В.П. Лозовой, Е.И. Четыркин // Сталь. – 1993. – № 3. – С. 14-21.

50. Покрышкин, В.Л. Эффективность работы доменных печей различного полезного объема, оснащенных бесконусным загрузочным устройством / В.Л. Покрышкин, Ю.В. Рак // Сталь. – 1992. – № 7. – С. 8-15.

51. Покрышкин, В.Л. Оценка эффективности использования технологических возможностей БЗУ по данным тепловых и материальных балансов / В.Л. Покрышкин, Ю.В. Рак, Н.Е. Ходотова // Сталь. – 1989. – № 4. – С. 10-14.

52. Курунов, И.Ф. К вопросу об эффективности применения на доменных печах различных загрузочных устройств / И.Ф. Курунов // Metallurg. – 2009. – № 11. – С. 34-41.

53. Выбор типа бесконусного загрузочного устройства для доменных печей / В.Г. Дружков, А.В. Иванов, И.Е. Прохоров, Н.А. Майстренко, А.С. Харченко // Черные металлы. – 2013. – № 11. – С. 9-13.

54. Тарасов, П.В. К вопросу эффективности работы доменных печей, оборудованных конусными и бесконусными загрузочными устройствами / П.В. Тарасов, Л.В. Быков // Черная металлургия. – 2007. – № 3. – С. 11-15.

55. Тарасов, В.П. Газодинамические параметры и показатели работы доменных печей при загрузке шихты типовым конусным и бесконусным загрузочным устройством / В.П. Тарасов, П.В. Тарасов, Л.В. Быков // Сталь. – 2005. – № 1. – С. 6-10.

56. Тарасов, П.В. Распределение материалов и газов по окружности доменной печи / В.П. Тарасов // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2007. – № 5. – С. 17-22.

57. Работа доменных печей ПО МК АЗОВ-СТАЛЬ с равномерным окружным распределением шихты и газов / Р.С. Сидорчук, А.Н. Батищев,

Э.О. Цкитишвили, В.П. Тарасов, Р.В. Ковальчик, С.В. Кривенко, Д.И. Гаврилоглу // *Металлургия*. – 2013. – №9. – С. 38-41.

58. Бардин, И.П. Доменное производство: справочник. Том 2 / И.П. Бардин. – М.: Metallurgizdat, 1963. – 650 с.

59. Павлов, М.А. *Металлургия чугуна. Часть II.* / М.А. Павлов. – М.: Гос. науч.-техн. изд-во лит. по черн. и цв. металлургии, 1945. – 492 с.

60. Готлиб, А.Д. Доменный процесс / А.Д. Готлиб. – М.: *Металлургия*, 1966. – 504 с.

61. Рамм, А.Н. Современный доменный процесс / А.Н. Рамм. – М.: *Металлургия*, 1980. – 303 с.

62. Жеребин, Б.Н. Практика ведения доменной печи / Б.Н. Жеребин. – М.: *Металлургия*, 1980. – 248 с.

63. Тарасов, П.В. Распределение материалов и газов по окружности доменной печи / П.В. Тарасов // *Черная металлургия*. – 2007. – №5. – С. 17-22.

64. Huatao, Zhao. Uneven distribution of burden materials at blast furnace top with parallel bunkers / Zhao Huatao, Zhu Minghua, Du Ping // *ISIJ International* 2012. – Vol. 52. – № 12. – P. 2177-2185.

65. Nakano, Kaoru. Advanced Supporting System for Burden Distribution Control at Blast Furnace Top. / Kaoru Nakano, Kohei Sunahara, Takanobu Inada. // *ISIJ International*. – 2010. – Vol. 50. № 7. – P. 994-999.

66. Teng, Zhao-jie. Mathematical model of burden distribution for the bell-less top of a blast furnace / Zhao-jie Teng, Shu-sen Cheng, Peng-yu Du, Xi-bin Guo // *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*. – 2013. – Vol. 20. – Issue 7. – P. 620-626.

67. Харченко, А.С. Закономерности поступления компонентов шихты по крупности из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи в зависимости от условий загрузки / А.С. Харченко. // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. – 2018. – Т.16. – №3. – С. 46-56.

68. Анализ особенностей формирования порций и истечения материалов из бункера БЗУ при загрузке шихты / К.Б., Пыхтеева, С.А. Загайнов,

Б.С. Глеугабулов, В.В. Филиппов, Д.Л. Журавлев, Ф.П. Николаев // Сталь. – 2008. – № 6. – С. 14-19.

69. Влияние расхода конвертерного шлака на показатели работы доменных печей / А.А. Полинов, А.В. Павлов, Г.Н. Логачёв, О.П. Онорин, Н.А. Спиринов // Metallurg. – 2017. – № 4. – С. 41-47.

70. Работа доменных печей ОАО «ММК» с высокой долей окатышей в шихте. Часть 1 / А.В. Павлов, О.П. Онорин, Н.А. Спиринов, А.А. Полинов // Metallurg. – 2016. – № 6. – С. 36-42.

71. К вопросу о качестве железорудных материалов / Н.М. Можаренко, Н.А. Гладков, А.С. Нестеров и др. // Сталь. – 1997. – № 8. – С. 3-5.

72. Mousa, E. Reduction of Pellets-Nut Coke Mixture under Simulating Blast Furnace Conditions / E. Mousa, D. Senk, A. Babich // Steel Research International. – 2010. – Vol. 81. – Issue 9. – P. 706-715.

73. Mousa, E. Einfluss von Brechkoks auf das Reduktionsverhalten von Eisenerzsinter / E. Mousa, D. Senk, A. Babich // Tagungsband zum 24. Aachener Stahlkolloquium Metallurgie, «Rohstoffe-Werkstoffe-Gesellschaft», 17-18.09.2009, Aachen. – Aachen: Mainz, 2009. – P. 67-77.

74. Watakabe, S. Development of high ratio coke mixed charging technique to the blast furnace / S. Watakabe, K. Takeda, H. Nishimura, S. Goto, N. Nishimura, T. Uchida, M. Kiguchi // ISIJ International. – 2006. – Issue 4. – P. 513–522.

75. Особенности распределения материалов в доменной печи объемом 5000 м³ с бесконусным загрузочным устройством / В.Л. Покрышкин, В.И. Большаков, И.Т. Хомич и др. // Сталь. – 1982. – №11. – С. 13-16.

76. Исследование работы доменной печи с усовершенствованной винтовой загрузкой шихтовых материалов / А.П. Фоменко, Н.В. Крутас, А.В. Казьмин и др. // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 1. – С. 10-12.

77. Освоение оборудования систем загрузки доменных печей с бесконусным загрузочным устройством / В.И. Большаков, А.Ю. Зарембо, Н.Г. Иванча, Ф.М. Шутылев // Сталь. – 1997. – № 1. – С. 4-9.

78. Исследование распределения шихты и газового потока доменной печи большого объема при использовании БЗУ / В.И. Большаков, С.Т. Шулико, В.В. Канаев, Ф.М. Шутылев, В.В. Логинов // *Металлург.* – 1997. – №12. – С. 16-17.

79. Определение рациональной длины распределительного лотка загрузочного устройства доменной печи объемом 5500 м³ / В.И. Большаков, А.К. Икконен, В.И. Нетронин, А.Ю. Зарембо // *Сталь.* – 1995. – №5. – С. 25-28.

80. Большаков, В.И. О влиянии расположения лотка БЗУ в колошниковом пространстве на показатели работы доменной печи / В.И. Большаков // *Металлургическая и горнорудная промышленность.* – 2010. – №6. – С. 83-84.

81. Большаков, В.И. Траектории движения шихты в колошниковом пространстве современной доменной печи / В.И. Большаков, А.Ю. Зарембо // *Черная металлургия.* – 1985. – Вып. 20 (1000). – С. 35-37.

82. Тарасов, В.П. Поле скоростей в слое шихты на колошнике при загрузке доменной печи / В.П. Тарасов, В.П. Грызун // *Сталь.* – 1996. – №5. – С. 3-5.

83. Сibaгатуллин, С.К. Качество шихтовых материалов доменной плавки, включающих титаномагнетиты и сидериты: учеб. пособие / С.К. Сibaгатуллин, А.С. Харченко. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та. им. Г.И. Носова, 2012. – 150 с.

84. Освоение режимов загрузки доменной печи, оборудованных БЗУ, в условиях нестабильного качества шихтовых материалов / В.И. Большаков, Ю.С. Семенов, Е.И. Шумельчик и др. // *Сб. трудов VI Международного конгресса по аглококсодоменному производству.* – 20-24 мая. – 2013. – С. 60-71.

85. Истечение материалов из шихтового бункера лоткового загрузочного устройства доменной печи по видам крупности / С.К. Сibaгатуллин, А.С. Харченко, С.И. Гаврюшкин, и др. // *Теория и технология металлургического производства.* – 2009. – №9. – С. 21-25.

86. Семенов, Ю.С. Выбор рациональных режимов загрузки доменной печи, оборудованной БЗУ, для условий работы с малой массой подачи и с

нестабильным качеством шихтовых материалов / Ю.С. Семенов // Черная металлургия. – 2013. – № 12. – С. 14-19.

87. Методика определения рациональных параметров формирования железорудных смешанных порций при загрузке шихтовых материалов в доменную печь / В.И. Большаков, Н.Г. Иванча, И.Г. Муравьева, В. И. Вишняков // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2013. – №5. – С. 83-88.

88. Управление распределением гранулометрического состава порций шихты на доменном конвейере / В.И. Большаков, Н.Г. Иванча, В.А. Улахович, В.Г. Банцаревич // Сталь. – 1989. – № 5. – С. 13-16.

89. Предпусковые исследования загрузки и распределения шихты в доменной печи большого объема / В.И. Большаков, Ю.А. Богачев, В.И. Вишняков и др. // Черная металлургия. – 2008. – № 6. – С. 14-19.

90. Бочка, В.В. Исследование некоторых особенностей истечения материалов из бункера БЗУ / В.В. Бочка, Н.Ш. Гринштейн, В.В. Тарановский // Сталь. – 1994. – № 7. – С. 11-14.

91. Бачинин, А.А. Исследование процесса загрузки и выгрузки шихтовых бункеров бесконусных загрузочных устройств доменных печей / А.А. Бачинин, А.Л. Брусов // Сталь. – 1989. – № 7. – С. 10-12.

92. Сибатуллин, С.К. Влияние последовательности загрузки компонентов шихты в бункер БЗУ на равномерность их поступления в колошниковое пространство доменной печи / С.К. Сибатуллин, Е.О. Теплых, А.С. Харченко // Теория и технология металлургического производства. – 2011. – № 11. – С. 12-16.

93. Сибатуллин, С.К. Формирование слоя шихты в колошниковом пространстве печи: учеб. пособие / С.К. Сибатуллин. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та. им. Г.И. Носова, 2014. – 188 с.

94. Сегрегация частиц шихты в колошниковом пространстве доменной печи, оборудованной бесконусным загрузочным устройством / Е.М. Танчик, З.А. Родионенко, М.Н. Горбачев, Г.И. Семенова // Черная металлургия: бюллетень ин-та «Черметинформация». – 1990. – № 8. – С. 52-53.

95. Тарасов, В.П. Сегрегация материалов по радиусу колошника доменной печи / В.П. Тарасов, В.П. Грызун // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1990. – № 5. – С. 20-22.

96. Исследование кластерной структуры шихтовых материалов доменной плавки на основе измерения их электрического сопротивления / В.А. Доброскок, Д.С. Кокорин, Р.А. Михин, Ю.С. Юсфин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 3. – С. 3-5.

97. Большаков, В.И. Научное обоснование стратегии управления распределением шихты при использовании БЗУ / В.И. Большаков // Сталь. – 2002. – №4. – С. 37-42.

98. Заблоцкий, П.А. Методика численной оптимизации параметров загрузки доменной печи с применением трёхфакторной математической модели / П.А. Заблоцкий, В.А. Петренко, В.Н. Ковшов // Металлург. – 2017. – №3. – С. 15-18.

99. Кац, М.Д. Математическое моделирование и оптимизация технологического режима доменной плавки по информации, фиксируемой в режиме нормальной эксплуатации / М.Д. Кац, А.М. Давиденко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – №3. – С. 15-20.

100. Оптимизация загрузки многокомпонентной шихты с использованием БЗУ / С.А. Загайнов, С.В. Филатов, В.В. Филиппов, Б.С. Глеугабрулов, К.Б. Пыхтеева // Доменное производство 21 век: Труды международного конгресса доменщиков. – Москва. – 12-16 апреля. – 2010. – С. 103-105.

101. Грачев, Ю.М. Новый подход к решению задачи повышения эффективности доменной плавки одновременно по удельному расходу кокса и производительности / Ю.М. Грачев, М.Д. Кац, А.М. Давиденко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №5. – С. 142-145.

102. Большаков, В.И. Прогнозирование теплового состояния горна доменной печи / В. И. Большаков, И. Г. Муравьева, Ю. С. Семенов // Сталь. – 2009. – №5. – С. 7-9.

103. Управление газораспределением в доменной печи, оборудованной бесконусным загрузочным устройством. / В.И. Большаков, Н.А. Рослик, Ф.М. Шутылев, С.Т. Шулико, В.Н. Логинов // Сталь. – 1995. – №7. – С. 15-19.

104. Пат. 2022025 РФ, кл. С21В 7/20. Способ загрузки доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Рослик, Ф.М. Шутылев, А.К. Икконен и др.; опубл. 30.10.1994.

105. Пат. 2015169 РФ, кл. С21В 7/20. Способ управления окружным распределением шихтовых материалов на колошнике доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Рослик, А.Ю. Зарембо; опубл. 30.06.1994.

106. Большаков, В.И. Рациональный режим работы вращающегося распределителя шихты бесконусного загрузочного устройства / В.И. Большаков, Ф.М. Шутылев // Сталь. – 1988. – № 3. – С. 17-20.

107. Большаков, В.И. Технология загрузка доменных печей, оснащенных бесконусными загрузочными устройствами / В.И. Большаков // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 1998. – №3. – С.6-12.

108. Воронцов, В.В. К вопросу о распределении шихтовых материалов по окружности колошника доменной печи / В.В. Воронцов, А.Т. Степанов // Вестник Череповецкого государственного университета. – 2010. – № 1. – С. 129-133.

109. Компенсация конструктивных особенностей БЗУ на окружное распределение шихты в печи / В.И. Большаков, И.Е. Варивода, Ф.М. Шутылев, Н.А. Рослик // Сталь. – 1997. – № 6. – С. 25-28.

110. Контроль радиального газораспределения в оборудованных БЗУ доменных печах ММК с помощью многоточечных термозондов / В.М. Паршаков, Р.С. Тахаутдинов, Ю.А. Бодяев, М.Ф. Гибадуллин, Л.С. Канин // Сталь. – 2009. – №10. – С. 16-19.

111. Тарасов, В.П. Определение газовых потоков потерь их напора по радиусу доменной печи / В.П. Тарасов, П.В. Тарасов // Известия вузов. Черная металлургия. – 2006. – №1. – С. 10-18.

112. Оптимизация состава и режима загрузки шихтовых материалов с целью повышения эффективности доменной плавки / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев, Д.Н. Тогобицкая // Сталь. – 2001. – №4. – С. 6-10.

113. Анализ распределения шихтовых материалов на доменных печах, оснащенных БЗУ / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Т.П. Порубова, Ф.М. Шутылев // Metallurgical and Iron and Steel Industry. – 2007. – №1. – С. 5-8.

114. Совершенствование распределения шихты доменной печи №6 ОАО НЛМК / В.И. Большаков, А.Н. Арзамасцев, В.В. Лебедь, А.А. Жеребецкий // Сталь. – 2013 – №1. – С. 2-5.

115. Тарасов, В.П. Определение рациональных размеров центральной высокопроницаемой зоны шихты на основе анализа работы доменной печи №3 комбината «Запорожсталь» / В.П. Тарасов // Сталь. – 1992. – №5. – С. 18-21.

116. Логинов, В.И. О размере центральной «отдушины» столба шихтовых материалов в доменной печи / В.И. Логинов, К.А. Мусиенко, А.Д. Гончаров // Сталь. – 1989. – №12. – С. 13-17.

117. Большаков, В.И. Оптимизация программ загрузки доменной печи лотковым распределителем / В.И. Большаков, В.Л. Покрышкин, Ф.М. Шутылев // Сталь. – 1985. – № 9. – С. 16-20.

118. Эффективность распределения окатышей в шихте доменных печей / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев, Ю.А. Богачев // Metallurgical and Iron and Steel Industry. – 2002. – №6. – С. 11-15.

119. Большаков, В.И. Совершенствование распределения окатышей по сечению доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев // Metallurgical and Iron and Steel Industry. – 2003. – №1. – С. 12-15.

120. Гуденау, Г.В. Влияние пластичной зоны на распределение газового потока в доменной печи / Г.В. Гуденау, К. Крайбих, Ё. Номия // Черные металлы. – 1979. – №22. – С. 7-13.

121. Роцин, В.Е. Физическая интерпретация теории восстановления окисления металлов / В.Е. Роцин, А.В. Роцин // Вестник Южно-Уральского

государственного университета. Серия: Metallургия. – 2016. – Т. 16. № 4. – С. 29-39.

122. Рошин, В.Е. Физика процессов окисления и восстановления металлов в твердой фазе / В.Е. Рошин, А.В. Рошин // Металлы. – 2015. – № 3. – С. 19-25.

123. Влияние интенсивности доменной плавки на расход топлива и кинетику химических реакций восстановительного процесса / Г.В. Коршиков, В.Н. Титов, В.Г. Михайлов и др. // Сталь. – 2016. – № 2. – С. 9-15.

124. Влияние химических процессов на термодинамические параметры газового потока в доменной печи / Г.В. Коршиков, В.Н. Титов, В.Г. Михайлов и др. // Сталь. – 2016. – № 6. – С. 2-9.

125. Любан, А.П. Исследование доменного процесса / А.П. Любан. – М.: Metallургиздат, 1948. – 200 с.

126. Совершенствование распределения рудных нагрузок на основе комплексного анализа процессов в объеме доменной печи / И.Г. Товаровский, В.И. Большаков, Д.Н. Тогобицкая, А.Ф. Хамхотыко // Черная металлургия. – 2008. – №7. – С. 10-15.

127. Товаровский, И.Г. Выбор рациональных параметров распределения шихты на колошнике экспериментально-аналитическим методом / И.Г. Товаровский, В. И. Большаков, Ф.М. Шутылев // Черные металлы. – 2007. – С. 13-19.

128. Товаровский, И.Г. Прогнозная оценка влияния распределения шихтовых материалов по радиусу колошника на процессы и показатели доменной плавки / И.Г. Товаровский // Metallург. – 2014. – №8. – С. 46-52.

129. Товаровский, И.Г. Методика численного анализа процессов доменной плавки в радиальных кольцевых сечениях по высоте печи / И.Г. Товаровский, В.И. Большаков // Черные металлы. – 2006. – № 3. – С. 23-29.

130. Влияние режима загрузки доменной печи на условия теплообмена и восстановления / А.Л. Берин, А.П. Пухов, М.А. Цейтлин, И.Ш. Туктамышев // Сталь. – 1993. – №5. – С. 12-17.

131. Распределение шихты и газов доменной печи и степень использования природного газа в процессе плавки. / Б.Ф. Мардер, Л.Н. Швец, Г.А. Воловик, Ю.И. Триполец, П.Г. Калашнюк // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1998. – №1. – С. 11-15.

132. Тарасов, В.П. Определение газовых потоков потерь их напора по радиусу доменной печи / В.П. Тарасов, П.В. Тарасов // *Известия вузов. Черная металлургия*. – 2006. – №1. – С. 10-18.

133. Товаровский, И.Г. Аналитическое исследование влияние распределения рудных нагрузок на показатели плавки / И.Г. Товаровский, В.И. Большаков // *Сталь*. – 2006. – №10. – С. 7-12.

134. Дмитриев, А.Н. Математическое моделирование доменного процесса / А.Н. Дмитриев. – Екатеринбург: УРО РАН, 2011. – 162 с.

135. Ченцов А.В., Балансовая логико-статистическая модель доменного производства / А.В. Ченцов, Ю.А. Чесноков, С.В. Шаврин. – Екатеринбург.: УРО РАН, 2003. – 176 с.

136. Китаев, Б.И. Теплообмен в доменной печи / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Б.Л. Лазарев. – М.: Металлургия, 1966. – 355 с.

137. Теплотехника доменного производства / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Е.Л. Суханов и др. – М.: Металлургия, 1978. – 248 с.

138. Дмитриев, А.Н. Двумерная математическая модель доменного процесса / А.Н. Дмитриев, С.В. Шаврин // *Сталь*. – 1996. – №12. – С. 7-13.

139. Большаков, В.И. Модель радиального распределения шихтовых материалов на колошнике доменной печи, оборудованной БЗУ / В.И. Большаков, Ю.С. Семенов, В.В. Лебедь // *Сб. науч. тр. ИЧМ «Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии»*. – 2010. – Вып. 23. – С.52-61.

140. Совершенствование режимов загрузки и дутья на доменных печах ПАО МК «АЗОВсталь» / Д.А. Тонких, С.А. Кариков, А.К. Тараканов и др. // *Металлург*. – 2013. – № 9. – С. 42-48.

141. Модельная система выбора и корректировки программ загрузки доменной печи, оборудованной БЗУ / Ю.С. Семенов, Т.В. Шумельчик, Т.В. Вишняков и др. // *Металлург.* – 2012. – № 9. – С. 36-40.

142. Разработка технологии распределения шихты для доменной печи «Е» на заводе Гамильтон фирмы «United States Steel» в Канаде / Yongfu Zhao, Jerry C. Caro, Steven J. McKnight и др. // *Новости черной металлургии за рубежом.* – 2012. – № 2. – С. 22-28.

143. Современные технологии загрузки доменных печей / Й. Бухвальдер, В.А. Доброскок, Э. Лонарди, Р. Гоффин, Г. Тиллен, С. Кёлер // *Черные металлы.* – 2008. – № 9. – С. 21.-25.

144. Ковшов, В.Н. Теоретическое определение степени использования газового потока с помощью математических моделей распределения шихты и газа по радиусу колошника доменной печи / В.Н. Ковшов, П.А. Заблоцкий, Д.П. Карауш // *Теория и практика металлургии.* – 2013. – №3-4. – С. 3-6.

145. Исследование распределения шихты при бесконусной загрузке доменной печи Hyundai steel / Oh Han-Sang, W.S., Choi, H. J. Yoon, S. S. Yoon // *METEC Trade fair and 2 European Steel Technology and Application Days Conference.* – 2015. – P. 6.

146. Сувовров, М.Н. Современное оборудование доменной печи для работы с высокой производительностью при длительной компании / М.Н. Сувовров // *Металлургия чугуна – вызовы XXI века: труды VIII международного конгресса доменщиков.* – М.: ООО «Типография КЕМ», 2016. – С. 59-67.

147. Товаровский, И.Г. Анализ критериев оценки распределения шихтовых материалов и газов по радиусу доменной печи // *Черная металлургия.* – 2012. – №12. – С. 33-38.

148. Критерий режима загрузки доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев, С.Т. Шулико // *Металлургическая и горнорудная промышленность.* – 2001. – №6. – С. 5-8.

149. Исследование теоретических основ распределения шихтовых материалов в доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, С.Т. Шулико, Ф.М. Шутылев // Сталь. – 2002. – №12. – С. 5-10.

150. Большаков, В.И. Развитие подходов к совершенствованию режимов загрузки доменных печей шихтовыми материалами / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев // Труды V-го Международного конгресса доменщиков. Днепропетровск-Кривой Рог. 7-12 июня 1999 г. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 236-238.

151. Большаков, В.И. Влияние параметров загрузки и качества железорудных материалов на степень использования газов в доменной печи / В.И. Большаков, Н.А. Гладков, Ф.М. Шутылев // Metallurgical and Iron and Steel Industry. – 2001.- №1.-С.10-14.

152. Влияние смешивания рудного сырья с коксом на газодинамические условия и технико-экономические показатели доменной плавки / В.И. Логинов, А.Л. Берин, С.М. Соломатин и др. // Сталь. – 1977. – № 5. – С. 391-394.

153. Работа доменной печи при совместной загрузке железорудных материалов и кокса в скип / В.И. Логинов, К.А. Мусиенко, Д.В. Воронков и др. // Сталь. – 1987. – № 12. – С. 7-12.

154. Большаков, В.И. Применение БЗУ и совершенствование системы автоматизированного управления загрузкой доменных печей // Сталь. – 1994. – № 5. – С. 16-20.

155. Шепетовский, Э.А. Освоение технологии плавки при загрузке лотковым распределителем части железорудных материалов в смеси с коксом // Э.А. Шепетовский, А.М. Гавриков, Ю.В. Савастьянов // Сталь. – 1989. – № 11. – С. 13-17.

156. Смоляк, В.А. Выплавка ферромарганца в доменной печи с применением кокса мелкой фракции / В.А. Смоляк, Ю.Ф. Яшин, Б.Ф. Щербицкий // Metallurgical and Iron and Steel Industry. – 1971. – № 3. – С. 8-10.

157. Технология и эффективность использования кокса мелких фракций в доменной плавке / А.Н. Рыженьков, В.Е. Попов, А.Н. Ковалев, С.Л. Ярошевский,

Н.С. Хлапонин, А.В. Кузин // Труды международной научно-технической конференции, посвященной 70-летию КГГМК «Криворожсталь» «Теория и практика производства чугуна». – Кривой Рог: КГГМК «Криворожсталь», 2004. – С. 374-378.

158. Использование в доменных печах мелкокускового кокса / М. Танка, К. Мията, Р. Коно и др. // Новости черной металлургии за рубежом. – 1996. – № 3. – С. 40-41.

159. Качество коксового орешка в современных условиях его производства / И.В. Фешкова, А.Д. Рябиченко, В.С. Швед, В.И. Алешин, В.А. Венс, И.М. Кашлев // Кокс и химия. – 1998. – № 9. – С.26-30.

160. Близников, В.С. Доменное производство Японии в новом столетии, исследования и технические разработки / В.С. Близников // Новости черной металлургии за рубежом. – 2007. – № 4. – С. 22-31.

161. О возможности использования мелкого кокса в современной доменной технологии / И.И. Коробов, И.И. Котов, С.И. Пинчук и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1969. – № 5. – С. 40-43.

162. Промышленный опыт и эффективность использования коксового орешка в смеси с железорудной шихтой / С.Л. Ярошевский, А.М. Кузнецов, В.П. Падалка и др. // Металл и литье Украины. – 2005. – № 6. – С. 3–6.

163. Шепетовский, Э.А. Рациональная организация структуры столба шихты / Э.А. Шепетовский // Труды третьего международного конгресса по агло-коксо-доменному производствам «Проблемы доменного производства в современных экономических условиях работы горно-металлургического и топливно-энергетического комплексов». – Украина, Ялта. – 2010. – С. 227-235.

164. Николаев, К.А. Пути снижения расхода кокса на Алчевском металлургическом комбинате / К.А. Николаев // Черная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация». – 1993. – № 4. – С. 25-27.

165. Производство и использование коксового орешка в доменной плавке / С.Л. Ярошевский, Н.С. Хлапонин, А.М. Кузнецов, А.В. Кузин. – Донецк: УНИТЕХ, 2006. – 68 с.

166. Подготовка кокса к доменной плавке на современном этапе развития доменного производства в Украине. / А.В Кузин, С.Л. Ярошевский А.М. Кузнецов и др. // Сб. науч. тр. «Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии». Вып. 16. – Днепропетровск: ИЧМ им. З.И. Некрасова НАН Украины, 2008. – С. 196-204.

167. Эффективность использования кокса фракции мене 40 мм в доменной плавке / С.Л. Ярошевский, В.А. Ноздрачев, А.П. Чеботарев и др. // Металлург. – 2000. – № 12. – С. 32-35.

168. Производство первичного металла в странах Западной Европы / А.И. Бабич, В.В. Кочура, А. Формсо, Л. Гарсия // Металл и литье Украины. – 1997. – № 5. – С. 41-44.

169. Применение коксового орешка в доменной печи [Stosowanie koksu orzecha II w wielkim piecu] // Niesler Marian 5 Miedzynarodowa sesja naukowa “Nowe technologie i inzynierii materialowej”, Czestochowa: Wyd. Wydz. inz, process, mater. i fizstos Politechn. Czestochow. 2004. С. 14-17.

170. Патент 2042714 РФ. Способ загрузки в доменную печь твердой топливной добавки / В.А. Доброскок, И.Ф. Курунов, Ю.В. Липухин и др., 1993.

171. Разработка режима загрузки и опыт применения мелкофракционного кокса в мощной доменной печи / В.А. Доброскок, Ю.В. Липухин, И.Ф. Курунов, В.Н. Логинов // Сталь. – 1998. – № 8. – С. 7-13.

172. Влияние мелких фракций кокса на показатели доменной плавки / В.А. Долинский. Л.Д. Никитин, В.П. Горбачев, П.В. Портнов, К.И. Доминин // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: сб. науч. тр. Вып. № 23. – М.: Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – С. 33-38.

173. Работа доменных печей с использованием кокса мелких фракций / Л.Д. Никитин, М.Ф. Марьясов, В.П. Горбачев, С.Ф. Бугаев, Ю.М. Денисов // Металлург. – 1999. – № 1. – С. 38–39.

174. Использование коксовой мелочи в доменных печах ОАО «ММК» / С.Н. Пишнограев, А.В. Чевычелов, В.А. Гостенин, Н.С. Штафиенко, В.П. Гридасов // Сталь. – 2009. – №10. – С.6-9.

175. А.с. 1708856А1 СССР. Способ снижения удельного расхода кокса / Н.Т. Данаев, А.Г. Захаров, Г.М. Никитин, 1989.

176. Пат. 2092564 РФ. Способ загрузки доменной печи / АОО «Северсталь», Московский государственный институт стали и сплавов (технологический университет); 1997.

177. Пат. 2157411 РФ. Способ выплавки предельного чугуна в доменной печи / Э.Д. Бабаев, В.П. Хайдуков, А.А. Надежин и др.; 2000.

178. Пат. 2187558 РФ. Способ ведения доменной плавки / АОО «Северсталь»; 2002.

179. Пат. 2228362 РФ. Способ доменной плавки / Б.М. Раковский, Б.С. Романова; 2004.

180. Пат. 2207381 РФ. Способ выплавки чугуна в доменной печи / В.С. Лисин, В.Н. Скороходов, А.Н. Скороходов и др.; 2003.

181. Пат. 2308490 РФ. Способ ведения доменной плавки / В.Н. Логинов, М.Ю. Суханов, Л.Е. Васильев; 2007.

182. Опыты по применению кокса различной крупности в доменных печах / В. Айзентух, К. Энгель, В. Крафт и др. // Черные металлы. – 1979. – № 2. – С. 25-30.

183. Тайхерт, Э. Влияние различной крупности кокса на режим работы доменной печи с горном 7,8 м / Э. Тайхерт, В.Н. Гупта // Черные Металлы. – 1976. – № 14. – С. 19-23.

184. Оценка влияния на доменную плавку кокса фракции менее 40 мм / Н.П. Сысоев, С.К. Сибатуллин, В.К. Кропотов, В.В. Вейнский, В.Л. Терентьев, В.П. Ташлинцев // Труды V международного конгресса доменщиков. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 216–218.

185. Пат. 2167202 РФ. Способ ведения доменной плавки / ОАО «Новолипецкий металлургический комбинат»; 2001.

186. Ярошевский, С.Л. Эффективность применения коксового орешка в доменной плавке / С.Л. Ярошевский, В.А. Ноздрачев, А.М. Кузнецов // *Металл и литье Украины*. – 2000. – № 5. – С. 9–13.

187. Горин, Д.В. Исследование процесса получения и эффективность применения коксового орешка в доменной плавке / Д.В. Горин, А.В. Храпко, А.В. Кузин // *Металлургические процессы и оборудование*. – 2011. – № 3. – С. 10-16.

188. Эффективность технологии доменной плавки при использовании в шихте коксового орешка / С.Л. Ярошевский, А.М. Кузнецов, В.П. Падалка, В.С. Хлапонин, А.В. Кузин // *Сталь*. – 2006. – № 3. – С. 2-6.

189. Шепетовский, Э.А. Рациональное формирование столба шихты в доменной печи / Э.А. Шепетовский // *Сталь*. – 2003. – № 5. – С. 11-15.

190. Кузин, А.В. Коксовый орешек – компенсирующее мероприятие для улучшения газопроницаемости «сухой» зоны доменной печи / А.В. Кузин // *Наука Праці. Донецького національного університету*. – 2007. – № 9. – С. 31-41.

191. Кузин, А.В. Аналитическое исследование влияния кокса мелких фракций на газопроницаемость «сухой» зоны доменной печи / А.В. Кузин, С.Л. Ярошевский, Н.С. Хлапонин // *Труды международной научно-технической конференции, посвященной 70-летию КГГМК «Криворожсталь» «Теория и практика производства чугуна»*. – Кривой Рог: КГГМК «Криворожсталь», 2004. – С. 369-374.

192. Кузин, А.В. Анализ влияния введения коксового орешка в железорудную часть шихты на зону когезии / А.В. Кузин // *Черная металлургия: бюллетень ин-та «Черметинформация»*. – 2009. – № 12. – С. 31-34.

193. Кузин, А.В. Поведение железорудных материалов в зоне когезии при загрузке их в смеси с коксовым орешком / А.В. Кузин // *Металлургические процессы и оборудование*. – 2010. – № 3. – С. 4-7.

194. Моуса, Э. Восстановление агломерата и окатышей в смеси с коксовым орешком // Э. Моуса, А. Бабич, Д. Сенк // *Черная металлургия: бюллетень ин-та «Черметинформация»*. – 2010. – № 10. – С. 34- 44

195. Фиалков, Б.С. Управление истечением сыпучих материалов / Б.С. Фиалков, В.Т. Плицин, В.Е. Максимов. Алма-Ата: Наука КазССР, 1981. – 148 с.
196. Лукьянов, П.И. Аппараты с движущимся зернистым слоем / П.И. Лукьянов– М.: Машиностроение, 1974. – 184 с.
197. Каталымов, А.В. Дозирование сыпучих и вязких материалов / А.В. Каталымов, В.А. Любартович. – Л.: Химия, 1990. – 240 с.
198. Кирия, Р.В. Описание процесса истечения сыпучего груза из бункера с помощью структурно-механических моделей / Р.В. Кирия // Системные технологии. – 2009. – № 3. – С. 3-19.
199. Большаков, В.И. Особенности истечения шихтовых материалов из бункера бесконусного загрузочного устройства / В.И. Большаков, А.Ю. Зарембо // Metallurgia и коксохимия. – Киев: Техника, 1985. – Вып. 88. – С. 31-34.
200. Большаков, В.И. Методика расчета параметров схода шихты с распределительного лотка / В.И. Большаков, А.Ю. Зарембо, А.С. Сало // Вопросы производства чугуна в доменных печах. МЧМ СССР (И.Ч.М.). – М.: Metallurgia, 1984. – С. 60-64.
201. Прошунин, Ю.Е. О математической модели истечения сыпучего материала из аппарата / Ю.Е. Прошунин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1995. – № 8. – С. 10-16.
202. Клоцман, Е.Я., Исследование связи процессов истечения шихтовых материалов из весовых бункеров шихтоподачи и бункеров бесконусного загрузочного устройства / Е.Я. Клоцман, В.Ф. Солодко, Г.С. Зозуля // Черная металлургия: бюл. ин-та «Черметинформация». – 1989. – № 1. – С. 52-53.
203. Кенеман, Ф.Е. О свободном истечении сыпучих тел / Ф.Е. Кенеман // Изв. АН СССР, ОТН. Механика и машиностроение. – 1960. – № 2. – С. 70-77.
204. Лебедев, В.А. Исследование закономерностей движения сыпучих материалов в бункерах / В.А. Лебедев, П.Г. Русаков. – Киев, 1983. – Деп. В УкрНИИТИ 28.12.1983, №1435 УК-Д83. – 12 с.
205. Малахов, Г.М. Теория и практика выпуска обрушенной руды / Г.М. Малахов, В.Р. Безух, П.Д. Петренко. – М.: Недра, 1968. – 311 с.

206. Лебедев, В.А. Закономерности движения сыпучих материалов в бункерах / В.А. Лебедев, П.Г. Русаков, С.Н. Петрушов // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1993. – № 3. – С. 20-24.

207. Прокофьев, И.П. Давление сыпучих тел и расчет подпорных стенок / И.П. Прокофьев. – М.: Госстройиздат, 1940. – 110 с.

208. Зенков, Р.Л. Механика насыпных грузов / Р.Л. Зенков. – М.: Машгиз, 1964. – 251 с.

209. Бункерные устройства / Р.Л. Зенков и др. – М.: Машиностроение, 1977. – 221 с.

210. Емкости для сыпучих грузов в транспортно-грузовых системах: учебное пособие / И.В. Горюшинский, И.И. Кононов, В.В. Денисов, Е.В. Горюшинская, Н.В. Петрушкин. – Самара: СамГапс, 2003. – 232 с.

211. Стефанович, М.А. Анализ хода доменного процесса / М.А. Стефанович. – Свердловск: Металлургиздат, 1960. – 284 с.

212. Малахов, Г.М. Выпуск руды из обрушенных блоков / Г.М. Малахов. – М.: Металлургиздат, 1952. – 286 с.

213. Квапил, Р. Движение сыпучих материалов в бункерах / Р. Квапил. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 79 с.

214. Коротич, В.И. Теоретические основы технологий окускования металлургического сырья / В.И. Коротич, Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун // Агломерация: учебное пособие. – 2-е изд., испр. и доп. — Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2009. — 417 с.

215. Элементы теории сыпучей среды в приложении к загрузке материалов доменную печь / Е.Г. Донсков, В.П. Лялюк, В.И. Ильченко, Е.Е. Донсков, О.Н. Мирошниченко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – № 5. – С. 60-63.

216. Лялюк, В.П. О равномерности распределения параметров доменной плавки по окружности доменной печи / В.П. Лялюк, И.Г. Товаровский, Д.А. Кассим // Сталь. – 2018. – №3. – С. 8-13.

217. Быков, Л.В. Апробирование алгоритма автоматического управления окружным распределением газового потока в производственных условиях

доменной плавки / Л.В. Быков // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2000. – № 3. – С. 6-9.

218. Влияние распределения дутья по фурмам на газовый поток в доменной печи / К.М. Бугаев, В.М. Антонов, Г.В. Варшавский и др. // *Сталь*. – 1987. – №2. – С. 17–22.

219. Дружков, В.Г. Методы определения расхода горячего дутья на отдельно взятую фурму в горне доменной печи / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. – 2015. – №2. – С. 21-27.

220. Экспериментальное исследование распределения дутья по фурменным приборам доменной печи перед задувкой / Ф.Р. Шкляр, Н.М. Бабушкин, В.Н. Тимофеев и др. // *Теплотехника доменного и агломерационного производства: тр. ВНИИМТ*. – М.: *Металлургия*, 1966. – №4. – С. 313-325.

221. Федоренко, Г.И. Исследование влияния диаметра кольцевого воздухопровода на неравномерность распределения дутья по фурмам доменной печи / Г.И. Федоренко, В.Н. Гоцуленко, А. И. Куприн // *Известия вузов. Черная металлургия*. – 1990. – №4. – С. 7-10.

222. Бугаев, К.М. Распределение газов в доменных печах / К.М. Бугаев. – М.: *Металлургия*, 1974. – 176 с.

223. Распределение дутья по окружности в доменной печи объемом 5000 м³ / В.И. Большаков, С.Г. Шулико, В.В. Лебедь, Ю.С. Семенов и др. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2005. – №2. – С. 10-16.

224. Дружков, В.Г. Оценка эффективности применения различных способов подвода горячего дутья в кольцевой воздухопровод доменной печи / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов // *Теория и технология металлургического производства*. – 2016. – №1. – С. 13-17.

225. Дружков, В.Г. Совершенствование узла подвода горячего дутья в кольцевой воздухопровод доменной печи / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов // *Металлург*. – 2016. – №12. – С. 39-42.

226. Дружков, В.Г. Причины неравномерного распределения дутья по фурмам доменных печей и необходимость оснащения их САРД нового поколения / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов // Теория и технология металлургического производства. – 2014. – № 1. – С. 21-23.

227. Результаты оценки равномерности распределения дутья по фурмам доменных печей / М.Ю. Ширшов, В.Г. Дружков, А.В. Павлов, И.Е. Прохоров // Теория и технология металлургического производства. – 2014. – № 2. – С. 27-30.

228. Дружков, В.Г. Совершенствование систем автоматического распределения дутья по фурмам доменных печей / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов // Сталь. – 2015. – №1. – С. 9-12.

229. Пути улучшения распределения дутья в доменной печи / В.И. Большаков, В.И. Логинов, Ф.М. Шутылев и др. // Сталь. – 2006. – №5. – С. 11-14.

230. Дружков, В.Г. Устройство для ввода горячего дутья в доменную печь: Патент на полезную модель №158168 РФ / В.Г. Дружков, М.Ю. Ширшов; опубл. 20.12.2015 в БИ и ПМ № 35

231. Андронов, В.Н. Оценка эффективности распределения дутья и природного газа по фурмам / В.Н. Андронов, Ю.А. Белов // Сталь. – 2002. – №9. – С. 15-17.

232. Исследование влияния распределения газового потока на ровность схода материалов по окружности доменной печи / В.С. Листопадов, К.А. Дмитриенко, А.А. Параносенков, Н.М. Загоровская // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №6. – С. 11-15.

233. Автоматическая коррекция параметров комбинированного дутья / Ю.Н. Овчинников, Н.А. Спирин, В.В. Мадисон и др. // Металлург. – 1981. – № 6. – С. 15-16.

234. Андронов, В.Н. / Оптимизация параметров комбинированного дутья / В.Н. Андронов // Сталь. – 1978. – № 7. – С. 587-592.

235. Андронов, В.Н. К вопросу об интенсивности доменной плавки / В.Н. Андронов // Форсирование доменной плавки. – М.: Металлургиздат, 1963. – 140-152 с.

236. Васюра, Г.Г. Методика расчета расхода газа по кольцевым сечениям доменной печи / Г.Г. Васюра // Черная металлургия. – 2004. – № 1. – С. 8-12.

237. Управление процессами в фурменной и противоточной зонах доменной печи регулированием расхода топливных добавок / С.М. Тлеугабулов, Б.С. Тлеугабулов, Г.М. Койшина, Д.Х. Алтыбаева, Е.Б. Тажиев // Сталь. – 2015. – № 8. – С. 16-20.

238. Кудинов, Д.З. Неравномерность газового потока и температурное поле в доменной печи / Д.З. Кудинов, Н.А. Субботина, В.С. Шаврин // Черная металлургия. – 1999. – № 7. – С. 74.

239. Улучшение хода доменной печи выравниванием распределения водорода по сечению шахты / Н.С. Антипов, А.П. Калинин, А.А. Гришкова, Т.М. Новикова и др. // Сталь. – № 9. – 1985. – С. 11-15.

240. Четыркин Е.И. Работа доменных печей со стабилизацией расхода природного газа / Е.И. Четыркин, Л.Д. Шаркевич // Сталь. – № 7. – 1993. – С. 7-9.

241. Особенности работы распределителей шихты различных типов на печах большого объема / Е.Г. Донсков, Г.П. Костенко, Г.И. Орел и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 1. – С. 11-14.

242. Сторожик, Д.А. Изготовление и эксплуатация загрузочных устройств доменных печей / Д.А. Сторожик, В.М. Гребенюк, М.А. Тылкин. – М.: Металлургия, 1973. – 319 с.

243. Оценка окружного распределения шихты на доменной печи с лотковым БЗУ / В.В. Большаков, Н.А. Рослик, Ф.М. Шутылев А.П. Котов // Сталь. – 1993. – № 2. – С. 11 – 14.

244. Макаров, Ю.И. Аппараты для смешения сыпучих материалов: монография / Ю.И. Макаров. – М.: Машиностроение, 1973. – 216 с.

245. Влияние расположения добавок в слое агломерата в бункере компактного БЗУ на равномерность поступления шихтовых материалов в колошниковое пространство печи / А.С. Харченко, С.К. Сibaгатуллин, Е.О. Теплых и др. // Теория и практика тепловых процессов в металлургии: сб. докл.

Международной научно-практической конференции. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УрФУ имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», 2012. – С. 150-154.

246. Зависимость коэффициента равномерности выхода шихтовых материалов в колошниковое пространство от последовательности их расположения в бункере БЗУ / А.С. Харченко, С.К. Сибагатуллин, Е.О. Теплых, и др. // Современная металлургия начала нового тысячелетия: сб. докл. 9-й научно-практической конференции. – Липецк: ФГБОУ ВПО «ЛГТУ», 2012. – С. 39-44.

247. Влияние последовательности расположения агломерата по крупности в бункере БЗУ на однородность его поступления в колошниковое пространство печи / С.К. Сибагатуллин, Е.О. Теплых, А.С. Харченко и др. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: сб. докл. 70-й межрегион. научно-технической конференции. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2012. – Т.1. – С. 125-127.

248. Большаков, В.И. Совершенствование управления окружным распределением шихты на доменной печи, оснащенной БЗУ / В.И. Большаков, В.В. Лебедь, А.А. Жеребецкий // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: сб. научн. тр. – Днепропетровск: ИЧМ НАН Украины, 2010. – Вып. 22. – С. 18-26.

249. Критерии и способы оценки качества смешивания сыпучих материалов / В.В. Воронин, К.А. Адигамов, С.С. Петренко, Р.А. Сизякин // Инженерный вестник дона. – 2012. – Т. 23. – № 4-2 (23). – С. 36.

250. Seber, G.A. Multivariate Observations, Wiley, New York, – 1984. – 686 p.

251. Spath, H. Cluster Dissection and Analysis: Theory, FORTRAN Programs, Examples, translated by J. Goldschmidt, Halsted Press, New York, – 1985.

252. Gorban, A.N. Principal Graphs and Manifolds, Ch. 2 in: Handbook of Research on Machine Learning Applications and Trends: Algorithms, Methods, and Techniques / A.N. Gorban, A.Y. Zinovyev, S.O. Emilio et al. // IGI Global, Hershey, PA, USA, 2009, pp. 28-59.

253. А.с. № 1651172 RU. Способ определения равномерности распределения легирующих элементов в сплавах / С.В. Твердохлебова, И.М. Спиридонова; заявл. 23.05.1989; опубл. 23.05.1991, Бюл. № 19.

254. Байбуз, А.Г. Система диагностики нагрева и распределения газа на колошнике доменной печи / А.Г. Байбуз, Г.В. Матвеев, Н.Н. Изюмский // Сталь. – 2001. – № 8. – С.56-58.

255. Оценка изменения профиля засыпи шихты в доменной печи радиолокационным уровнемером / В.И. Большаков, С.Т. Шулико, И.Г. Муравьева и др. // Metallurgical and Mining Industry. – 2004. – № 2. – С.117-121.

256. Стефанович, М.А. Закономерности движения шихты и газа в доменной печи / М.А. Стефанович, С.К. Сибатуллин, Д.Н. Гушин. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. – 161 с.

257. Спиринов, Н.А. Методы планирования и обработки результатов эксперимента / Н.А. Спиринов, В.В. Лавров. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2004. – 257 с.

258. Большев, Л.Н. Таблицы математической статистики / Л.Н. Большев, Н.В. Смирнов. – М.: Наука, 1983. – 416 с.

259. Netter J, Wasserman W, Kutz M. Applied linear regression models. Homewood, IL: Irwin, 1989.

260. Математика: энциклопедия / под. ред. Ю.В. Прохорова. – М.: Большая Российская энциклопедия, 2003. – 845 с.

261. Девятченко, Л.Д. Таблицы сопряженности. Введение в анализ соответствий / Л.Д. Девятченко. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2008. – 127 с.

262. Кендалл, М. Статистические выводы и связи / М. Кендалл, А. Стьюарт. – М.: Наука, 1976. – 736 с.

263. Математическая энциклопедия / гл. ред. И.М. Виноградов. Т. 5. Слу-Я. – М.: Советская энциклопедия. – 1248 стб.

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

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

266. В.П. Горбачев, Л.Д. Никитин, М.Ф. Марьясов, Ю.М. Денисов, С.Ф. Бугаев, А.В. Пальщиков. Патент Россия. С 21 В 5/02 (2000.01), 99114744/02. Способ доменной плавки на магнезиально-глиноземистых шлаках. 2000.

267. С. Chun-lin, Z. Ling, W. Steven и др. / Моделирование влияния MnO на характеристики шлака, а так же распределение Mn, Si и S в доменной печи // Chin. Soc. Metals. 2009. С. 1120-1124.

268. Атлас шлаков. Перевод с немецкого Жмойдина Г.И. / Под ред. И.С. Куликова. М.: Metallurgia, 1985. – 208 с.

269. Вопросы утилизации рафинировочных шлаков сталеплавильного производства: монография / О.Ю. Шешуков, М.А. Михенков, И.В. Некрасов, и др. Нижний Тагил : НТИ (филиал УрФУ, 2017. 208с.)

270. И. Вельов, Б.Й. Дракалийски / Распределение марганца между чугуном и шлаком при различной доле кремиковского концентрата в рудной шихте // Metallurgia. 1977. № 8. С. 10-13.

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

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Показатели качества шихтовых материалов

Наименование показателей	Доменная печь, %			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Содержание фракции 0-5 мм в агломерате, %	10,72	10,32	10,74	10,33
Содержание золы в коксе	12,54	12,71	12,72	12,87
Холодная прочность кокса по показателям, %: M10 M25	7,87	7,89	8,16	8,36
	89,81	89,80	87,5	87,20
Горячая прочность кокса по CSR, %	49,4	49,4	48,7	47,9
Реакционная способность (CRI), %	32,6	32,6	33,5	33,9

Основные технологические показатели работы доменной печи

Наименование показателей	Доменная печь, %			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический	408,4	410,3	421,3	403,3
приведенный к условиям базового периода	408,4	413,5	421,3	400,9
Удельный расход кокса, включая эквивалентное количество коксовой фракции, кг/т чугуна	414,4	417,3	433,8	415,6
Производительность, т/сутки: по фактическому количеству загруженных подач	3776	3863	2889	2912
приведенная к условиям базового периода	3776	3828	2889	2922
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1690	1681	1683	1678
Доля окатышей от ЖРС, %	28,6	30,6	30,7	31,7
Рудная нагрузка, т/т	4,158	4,121	3,712	3,870
Содержание Fe в шихте, %	57,47	57,77	57,69	57,87

Результаты химического анализа продуктов плавки в исследуемые периоды

Наименование показателей	Доменная печь, %			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Содержание в шлаке, %: MgO	8,31	9,63	8,67	9,90
Al ₂ O ₃	9,15	9,34	9,24	9,38
CaO	39,10	38,36	39,33	38,36
SiO ₂	40,27	39,36	39,92	39,50
TiO ₂	0,69	0,73	0,67	0,68
FeO	0,25	0,24	0,20	0,19
MnO	0,24	0,28	0,24	0,28
S	0,68	0,67	0,71	0,71
CaO/SiO ₂	0,97	0,97	0,99	0,97
(CaO+MgO)/SiO ₂	1,18	1,22	1,20	1,22
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	4,40	4,21	4,32	4,21
Содержание в чугуна, %: Si	0,75	0,72	0,89	0,85
Mn	0,20	0,27	0,25	0,34
S	0,020	0,018	0,016	0,014
Ti	0,049	0,052	0,059	0,061
P	0,061	0,064	0,071	0,075
Cr	0,036	0,049	0,045	0,063
C	4,69	4,64	4,64	4,70
V	0,069	0,073	0,071	0,077
Температура чугуна, °С	1461	1459	1446	1443
Коэффициент распределения серы	34,7	37,3	44,2	49,5

Показатели дренажной способности коксовой насадки в горне печи

Наименование показателей	Доменная печь, %			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Коэффициент сопротивления шихты движению газов:				
на колошнике	1,33	1,23	1,38	1,30
в горне	9,85	9,55	11,94	12,55
общий	8,24	7,89	10,10	10,36
Среднеквадр, откл, ковшей шлака между летками 1 и 2	0,83	0,96	0,82	0,98
Количество шлака, остающегося в горне, т	5,9	11,5	12,5	12,7
Расчетная усредненная вязкость шлака по моделям (Кондратьева-Урбана, Riboud Iida и полимерной модели), Па·с:				
- при температуре на выпуске	0,38	0,35	0,40	0,39
- при температуре 1400 °С	0,58	0,52	0,54	0,51
Расчетная вязкость шлака по степени приближения фактического коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком к равновесной величине, Па·с	0,62	0,64	0,63	0,56

Параметры колошникового газа

Наименование показателей	Доменная печь, %			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Состав колошникового газа, %:				
CO ₂	20,0	20,0	19,3	19,2
CO	22,2	22,8	22,7	22,7
H ₂	8,6	9,0	9,0	9,4
Степень использования, % CO	47,4	46,8	45,8	45,7
H ₂	42,9	42,2	50,1	50,5
Температура газа, °С:				
в газоотводах	265	276	264	257
на периферии в шахте	435	452	424	421
Градиент температуры газа, °С:				
в газоотводах	43	66	8	7
на периферии в шахте	31	162	203	184
Давление колошникового газа, кПа	133	133	138	139

Таблица 2

Параметры дутья

Наименование показателей	Доменная печь			
	1		7	
	Содержание MgO в шлаке, %			
	8,31	9,63	8,67	9,90
Номер периода	I	II	III	IV
Расход:				
дутья, м ³ /мин	2784	2871	2889	2912
природного газа, тыс, м ³ /час	15,4	16,0	16,3	16,4
Выход фурменного газа, м ³ /мин	3688	3816	3402	3380
Степень, открытия малого снорта, %	-	-	23	23
Давление горячего дутья, кПа	254	255	260	261
Температура дутья, °С	1214	1219	1010	1010
Расход водяного пара, г/м ³	3,7	3,6	4,1	5,5
Содержание кислорода, %	26,5	26,9	27,4	27,6