

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

КАФЕДРА ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ И РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ
ПРОМЫШЛЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

На правах рукописи

ТЕРЕХОВА Анастасия Юрьевна

ИССЛЕДОВАНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И
РАБОТЫ ПЕЧЕЙ С БАРБОТАЖНЫМ СЛОЕМ ДЛЯ ЖИДКОФАЗНОГО
ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

Специальность:

2.6.2 – Metallургия черных, цветных и редких металлов

Диссертация

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель –
д.ф.–м.н, профессор Петелин А.Л.

Научный консультант –
д.т.н., профессор Сборщиков Г.С.

Москва – 2022

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1 Обзор существующих разработок технологических процессов внедоменного получения первичного металла. Постановка задачи исследования	12
1.1 Описание перспективных схем внедоменного получения первичного металла	12
1.2 Постановка задачи исследования	32
2 Исследование работы агрегата жидкофазного восстановления железа	34
2.1 Предварительные замечания	34
2.2 Анализ процессов, протекающих в рабочем пространстве печи	34
2.2.1 Исходные данные	34
2.2.2 Физико–химический анализ технологического процесса в ванне печи	38
2.2.3 Физико–химический анализ процесса дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве печи	48
2.3 Теплофизический анализ работы печи	58
2.3.1 Исходные данные	58
2.3.2 Тепловая работа барботажного слоя	63
2.3.3 Теплофизический анализ процессов, протекающих в надслоевом пространстве	67
2.3.4 Теплотехнический анализ процесса утилизации теплоты отходящих газов	81
2.4 Обсуждение результатов исследования	83
3 Принципиальная схема процесса и печи жидкофазного восстановления	86
3.1 Исходные данные	86

3.2 Описание новых вспомогательных систем установки жидкофазного восстановления железа	87
3.3 Приближенный расчет расхода топлива	88
3.4 Тепловой баланс модернизированной печи	90
3.5 Конструктивный расчет габаритных размеров основных элементов печи	93
3.5.1 Исходные данные	93
3.5.2 Расчет конструктивных параметров рабочего пространства печи	94
3.5.3 Анализ полученных результатов	97
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	99
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ	103
ПРИЛОЖЕНИЕ А	110
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	112
ПРИЛОЖЕНИЕ В	114
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	122
ПРИЛОЖЕНИЕ Д	124
ПРИЛОЖЕНИЕ Е	126

ВВЕДЕНИЕ

В России и во всем мире практически исчерпаны запасы железных руд с высоким содержанием железа. Повсеместно в производство вовлекаются все более бедные руды, содержание в которых сопутствующих ценных компонентов таково, что эти руды переходят в категорию комплексных и для их переработки необходимо разрабатывать технологические процессы комплексного извлечения полезных компонентов. В сложившейся ситуации все большее внимание привлекают техногенные отходы металлургии, энергетики, стройиндустрии, а также коммунальные отходы, содержание железа в которых существенно выше, чем в исходной руде. Наряду с сокращением запасов железной руды исчерпаны также запасы коксующихся углей, используемых для производства кокса. Кокс является незаменимым компонентом доменной плавки, представляющей основную часть современной трехступенчатой схемы получения стали: «подготовка сырья и топлива – производство чугуна – производство стали».

В доменной печи, в принципе, можно получить кондиционный чугун из сырья с любым содержанием железа, однако это сырье должно представлять собой крупнокусковой материал. Кокс в доменном процессе выполняет три функции. Он является источником теплоты и восстановителя (твердого и газообразного), а также поризатором столба шихты, находящейся внутри доменной печи. Если первые две функции кокса можно заменить другим углеводородным топливом, то поризатора, равноценного коксу, пока не найдено. Эти особенности доменного процесса обуславливают наличие первой стадии в действующей схеме производства стали, заключающей в себе агломерацию или окомкование сырья, и коксохимическое производство. Дефицит коксующихся углей и обилие вредных выбросов в коксохимическом и агломерационном производствах, не считая высоких

капитальных затрат на их строительство, являются мощным стимулом для поиска способов получения первичного металла, отличных от доменного.

Кроме того, с теплофизической точки зрения, доменная печь несмотря на то, что к настоящему моменту она в своем классе технологических аппаратов доведена до идеального состояния, морально устарела. Под этим подразумевается следующее.

Любой технологический аппарат в процессе его эксплуатации совершенствуется. Конечная задача этих усовершенствований – повышение агрегатной мощности аппарата при выпуске продукта необходимого качества и допустимого уровня затрат. В принципе это повышение может быть достигнуто за счет:

1. Совершенствования процессов тепломассообмена в рабочем пространстве агрегата;
2. Увеличения срока межремонтных кампаний;
3. Увеличения геометрических размеров рабочего пространства агрегата.

Очевидно, наиболее эффективным является первый способ повышения производительности агрегата. Он требует минимальных вложений и дает, как правило, максимальную отдачу на вложение средств. Наименее эффективным и наиболее затратным является последний способ, требующий увеличения капитальных затрат при сооружении аппарата, усложняющий его управление и обслуживание и т.д. К настоящему моменту доменный процесс и доменная печь в своем совершенствовании достигли такого уровня, когда дальнейшее повышение агрегатной мощности возможно только третьим способом.

С этой точки зрения доменный процесс и печь морально устарели.

Одним из альтернативных процессов получения чугуна является, процесс жидкофазного восстановления железа, основанный на использовании печи с барботажным слоем. С точки зрения теплофизики

созданный для его реализации плавильный агрегат обладает большими потенциальными возможностями для высокотемпературной переработки различного сырья. С этой точки зрения он может рассматриваться как универсальный плавильный агрегат.

Фундаментальный вклад в разработку и внедрение в производство печей с барботажным слоем внесла группа ученых МИСиС, возглавлявшаяся А.В. Ванюковым и В.П. Быстровым [1]. Созданная ими печь ПЖВ для окислительной плавки концентрата цветных металлов, получившая официальное название «печь Ванюкова», внедрена в промышленное производство на ряде заводов России и не имеет себе равных в мире по основным показателям плавки.

Не менее значимым вкладом явилась разработка другой группой ученых МИСиС под руководством В.А. Роменца модификации печи Ванюкова для восстановительной плавки сырья и отходов производства черной и цветной металлургии. Печь и процесс получили название «Ромелт» [2].

В указанных монографиях обобщены исследования, посвященные в основном вопросам физхимии и технологии плавильных процессов, протекающих в печах с барботажным слоем при окислительной и восстановительной плавках, и изложенные в трех докторских и десяти кандидатских диссертациях. В настоящее время изучением технологических проблем процесса Ромелт занимаются научные коллективы, возглавляемые В.С. Валавиным и А.Б. Усачевым. Вопросами теплофизики и конструкции печей с барботажным слоем занималась группа под руководством Г.С. Сборщикова.

В процессе опытно-промышленных испытаний печи жидкофазного восстановления железа на НЛМЗ был получен первичный металл необходимого качества, однако, удельные расходы угля и кислорода на тонну первичного металла, а также потери теплоты с газами и в системе

принудительного охлаждения печи по мнению ряда аналитиков оказались чрезмерными. В настоящем исследовании выявлены основные факторы, влияющие на величину указанных показателей, и разработаны рекомендации, позволяющие частично или полностью нейтрализовать это влияние.

Задачи работы сформулированы следующим образом:

1. Выполнить физико–химический анализ процесса плавки исходного сырья в печи жидкофазного восстановления с целью определения оптимальной температуры ванны и концентрации кислорода в дутье на нижних фурмах и в зоне дожигания.
2. Выполнить теплофизический анализ тепловой работы печи с целью определения возможности сократить потери теплоты в печи.
3. Разработать рекомендации по усовершенствованию процесса и печи жидкофазного восстановления.

Научная новизна исследования:

1. Установлено, что в печах жидкофазного восстановления железа типа Ромелт основной причиной, обуславливающей высокие удельные энергозатраты и ограниченную удельную производительность, является выбранная схема обогрева ванны расплава, предусматривающая частичное сжигание топлива в расплаве и дожигание продуктов неполного горения в надслоевом пространстве. С одной стороны, она обуславливает необходимость подачи технического кислорода в надслоевое пространство для поддержания в нем сверхвысокой температуры, определяющей количество теплоты, передаваемой из зоны дожигания в ванну расплава, а с другой - подачу технического кислорода в барботажный слой для интенсификации погружного горения топлива в нем. Передача теплоты из надслоевого пространства на поверхность барботажного слоя создает неравномерное температурное поле в нем. Для исключения указанных недостатков предлагается исключить существующую схему обогрева ванны и вынести процесс сжигания топлива за пределы рабочего пространства печи, а

продувку ванны осуществлять высокотемпературными продуктами сгорания. Это позволит исключить применение в процессе плавки технического кислорода.

2. Установлено неполное использование объема барботажного слоя в процессе плавки. Только половина его объема активно участвует в процессах тепломассообмена. Причиной этого является особенность пневматического перемешивания ванны. Для улучшения качества перемешивания ванны необходимо перейти к струйному режиму ее продувки.

3. Установлено, что в печах жидкофазного восстановления с погружным горением топлива и дожиганием продуктов неполного сгорания в надслоевом пространстве типа Ромелт уменьшение удельного расхода технического кислорода возможно только за счет сокращения степени дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве. Величина такого сокращения при этом определяется количеством теплоты, которое можно передать с дутьем через нижние фурмы в расплав за счет предварительного подогрева дутья.

Теоретическая значимость:

1. Выявлены и исследованы фундаментальные причины, обуславливающие высокую энергозатратность и ограниченную удельную производительность процесса жидкофазного восстановления в изучаемой печи.

2. Показана принципиальная возможность без ущерба для технологического процесса исключить применение технического кислорода в рабочем пространстве печи и понизить сверхвысокие температуры в ее надслоевом пространстве.

3. Разработаны модель теплообмена между барботажным слоем и надслоевым пространством печи.

Практическая значимость:

1. Для базового образца

1.1 Разработаны рекомендации, позволяющие сократить удельный расход технического кислорода на тонну произведенного чугуна на 11%, а удельные потери теплоты на 13%.

1.2 Предложена альтернативная схема использования физической и химической теплоты отходящих из печи газов. Реализация указанной схемы позволит вернуть в ванну печи до 77% теплоты этих газов.

2. Для агрегатов, создаваемых вновь

2.1 Предложено исключить сжигание топлива в расплаве и дожигание отходящих газов в надсоевом пространстве печи. Это позволит не понижая производительности печи исключить применение технического кислорода в плавке и снизить температуру в ее надсоевом пространстве до уровня температуры ванны, что резко снизит тепловые нагрузки на верхнее строение печи и сократит потери теплоты с отходящими газами и в системе принудительного охлаждения печи, а также уменьшить степень химического недожога.

2.2 Рекомендовано изменить режим продувки печи, перейдя с переходного режима на струйный, что позволит вдвое увеличить поверхность теплообмена в ванне и интенсивность ее перемешивания.

2.3 Рекомендовано сжигать топливо в топках, установленных на печи вместо фурм. Это позволит осуществлять управляемый процесс сжигания топлива любого качества и состава с получением продуктов сгорания необходимого химического состава и с заданной температурой.

2.4 Рекомендовано использовать продукты сгорания для реализации струйного режима продувки. С этой целью снабдить топки соплами с калиброванными выходными отверстиями.

2.5 Рекомендовано использовать ограждения верхнего строения печи в качестве воздухоподогревателя. С этой целью применить стальные ошпированные кессоны с огнеупорной набивкой.

2.6 Предложена принципиальная схема организации процесса жидкофазного восстановления железа с модифицированными печью с барботажным слоем и системой утилизации теплоты отходящих газов.

3. Разработаны рекомендации для проектирования агрегата с барботажным слоем с выносными камерами сгорания для переработки железорудного материала для ООО “МетПромСтрой”, ООО «НОРД Инжиниринг»

Методология и методы научного исследования
Методология – цифровое комплексное исследование
Методы научного исследования

1. Анализ литературы и выбор базового образца для исследования процесса внедоменного получения первичного железа
2. Деление базового образца на объекты исследования и формулирование для каждого из них условий однозначности
3. Цифровое исследование работы каждого объекта в плане решения задач, поставленных в данной работе
4. Анализ результатов цифровых экспериментов с выявлением факторов, препятствующих достижению поставленных целей. Разработка рекомендаций по их нейтрализации.

Положения, выносимые на защиту:

1. Рекомендации по изменениям в технологическом режиме и конструкции печи жидкофазного восстановления.
2. Математическое описание процесса теплообмена в зоне дожигания действующей печи.
3. Новая технологическая схема процесса жидкофазного восстановления и аппарат для ее реализации.

Степень достоверности: Достоверность полученных результатов обеспечивается использованием фундаментальных законов природы при построении математических моделей, большим числом итераций, реализуемых при получении каждого результата численного эксперимента, а также хорошим согласованием этих результатов с данными по эксплуатации базового образца.

Материалы диссертации доложены и обсуждены на следующих конференциях:

1. Улучшение показателей работы печи с барботажным слоем за счет оптимизации конструкции и гидродинамического режима / Терехова А.Ю., Володин А.М., Валавин В.С. 18-я всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и специалистов "Энергетики и металлургии настоящему и будущему России", 23–25 мая 2017 г., Магнитогорск.

2. Процессы внедоменного производства чугуна. Состояние вопроса / Терехова А. Ю. Сборник материалов IX Международной научно-практической конференции "Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология", 12–14 декабря 2018 г., Москва, МИСиС

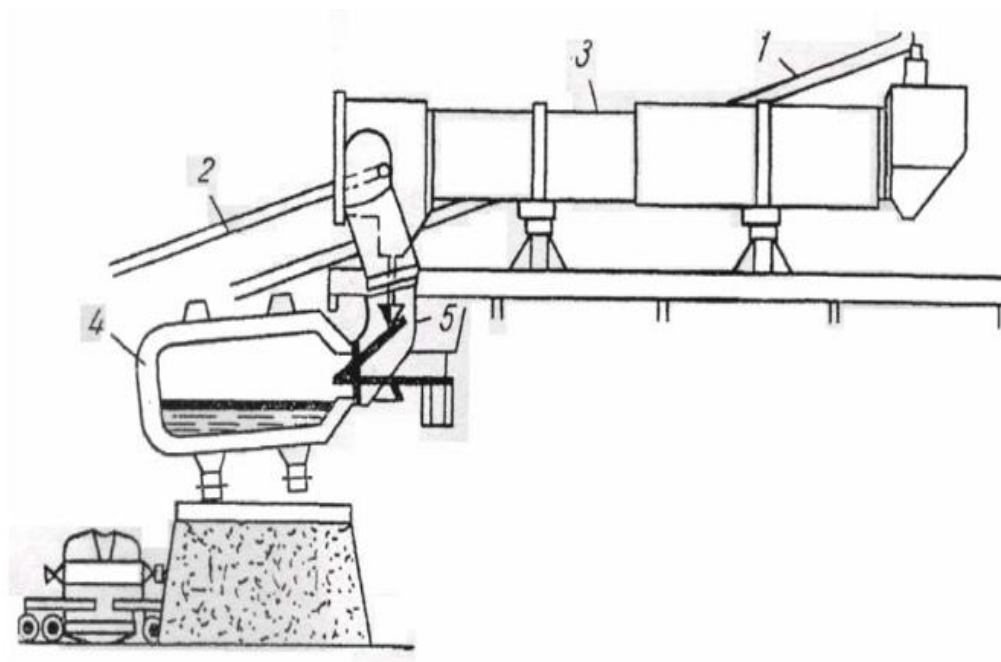
3. Разработка оптимальной конструкции и гидродинамического режима для печей с барботажным слоем / Терехова А. Ю. VII международный инновационно-промышленный форум «Технологический прорыв. Пространственное развитие России» 28 ноября 2018 г., г. Москва

4. Разработка оптимальной конструкции и гидродинамического режима для печей с барботажным слоем / Терехова А. Ю. XVI международный конгресс сталеплавыльщиков, и производителей металла ISCON – 2021 г. Екатеринбург, 24–27 мая 2021 г.

1 Обзор существующих разработок технологических процессов внедоменного получения первичного металла. Постановка задачи исследования

1.1 Описание перспективных схем внедоменного получения первичного металла

Процесс Dored (рисунок 1) выплавки чугуна из железной руды во вращающейся печи жидкофазного восстановления железа, разработанный шведским физиком Stora Copperberg в 1960 г. [3–7].



1 – конвейер для подачи руды, 2 – конвейер для подачи коксика и извести, 3 – трубчатая печь, 4 – вращающийся конвертер, 5 – подвижная горловина, циклон для грубой очистки отходящих газов, электрофильтр либо скруббер, дымосос и дымовая труба

Рисунок 1 – Схема процесса Dored

Ранее подготовленное мелкодисперсное железосодержащее сырье при помощи конвейера подается в трубчатую печь, дальше происходит сушка и подогревается до 700 °С отходящими из конвертера газами. После этого железосодержащий материал, коксик и известь через подвижную горловину подаются во вращающийся конвертер. Из подвижной горловины шихтовый материал попадает на поверхность слоя шлака. Шихтовые материалы замешиваются в слой шлака за счет вращающегося конвертера и кипения ванны. Восстановленное железо в виде капель опускаются через слой шлака, науглероживаются и образуют слой чугуна. В полости конвертера, получившийся в итоге газификации оксид углерода дожигается кислородом, который поступает через фурму. Степень дожигания 0,8 – 0,92. На входе в трубчатую печь дымовые газы дожигаются подсасываемым воздухом [5].

Данная технология была испытана в лабораторных условиях.

Процесс Corex (англ. Coal—Reduction—Experience) разработан фирмой Voest—Alpine Industrienan—lagenbau (Австрия) в 1987 году. Первая промышленная установка производительностью 300 тысяч тонн чугуна в год запущена в ЮАР в 1988 году [8–11].

Corex – это единственный процесс внедоменного получения первичного металла, который массово внедренный в промышленность. В современном мире работают установи в Южной Африке, Индии, Южной Корее и две в Китае (введены в эксплуатацию в 2010 г.).

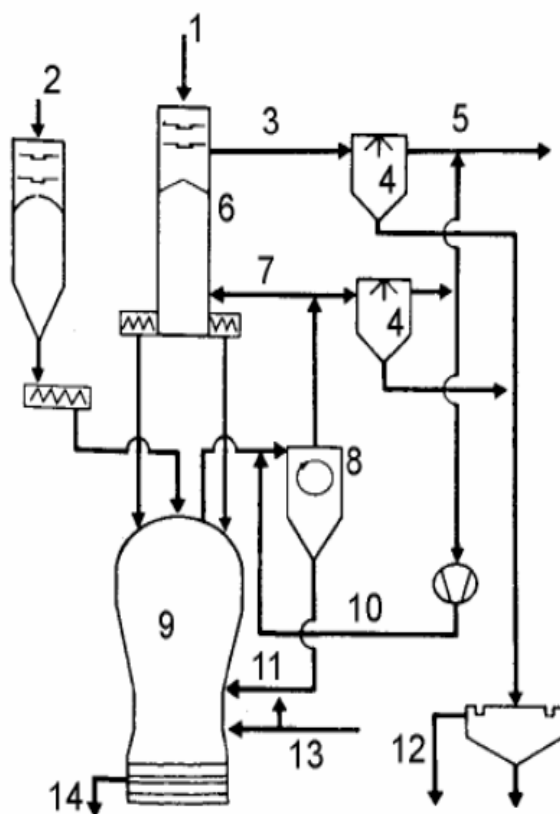
Процесс Corex (рисунок 2) является двухстадийным процессом, включающий в себя кобинированный агрегат, состоящий из шахтного восстановительного реактора и плавильной печи–газификатора. В процессе Corex железосодержащий материал частично восстанавливаются газом, который поступает из плавильной печи–газификатора, в шахтный реактор [8].

Двухстадийный процесс Corex работает следующим образом: окискованный железосодержащий материал поступает в восстановительную

печь, также в нее поступает восстановительный газ с высокой температуры и происходит восстановление до губчатого железа (степень металлизации 95 – 96 %). Далее губчатое железо шнековым транспортером поступает в верхнюю часть плавильной печи, где происходит окончательное восстановление железа, его науглероживание, расплавление и нагрев расплава до температуры выпуска. Выпуск чугуна и шлака происходит периодически через специальные летки в нижней части агрегата [9].

Газ газифицирует уголь, появляется восстановительный газ с температурой 1000–1300 °С, давление до 5 бар. Топливо (уголь) поступает сверху из загрузочной камеры при помощи шнека. Выходящие из печи газы охлаждаются и поступают в циклон грубой очистки горячего газа. Пыль из которого поступает обратно в печь. Особая кислородная горелка дожигает углерод пыли до СО, расплавляет золу и др.

Развитием процесса Corex является разработанный совместными усилиями исследовательского центра фирмы POSCO (RIST) и фирмы VAI процесс FINEX [7,12], в котором используется мелкое (крупность до 8 мм) железорудное сырье.



- 1 – кусковая руда, окатыши, агломерат, добавки; 2 – уголь;
 3 – колошниковый газ; 4 – скруббер; 5 – газ для использования на стороне;
 6 – восстановительная шахта; 7 – восстановительный газ; 8 – циклон горячего газа; 9 – плавильно–газификационная камера; 10 – охлаждающий газ;
 11 – пыль; 12 – пруд–отстойник; 13 – кислород; 14 – жидкий чугун и шлак.

Рисунок 2 – Схема процесса Согех

Процесс FINEX включает трехстадийное подготовительное восстановление руды в реакторах с кипящим слоем и последующее получение чугуна из частично металлизированного сырья в печи–газификаторе (рисунок 3).

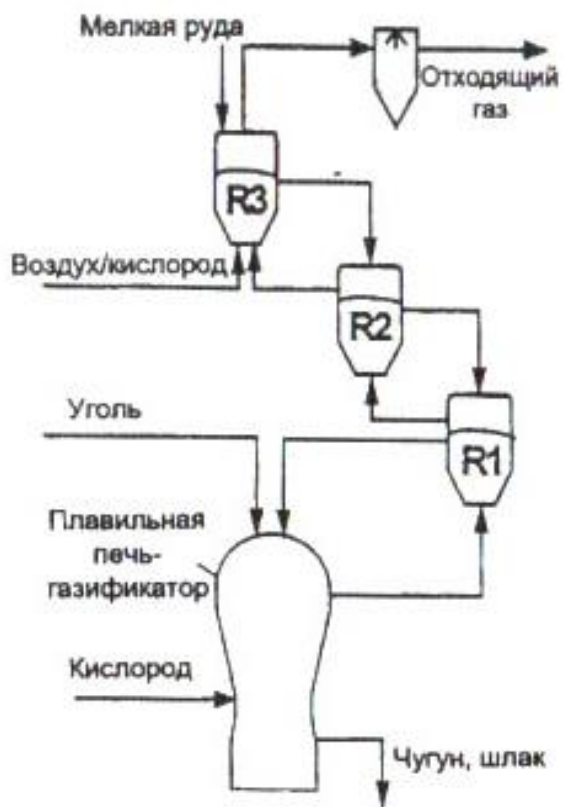
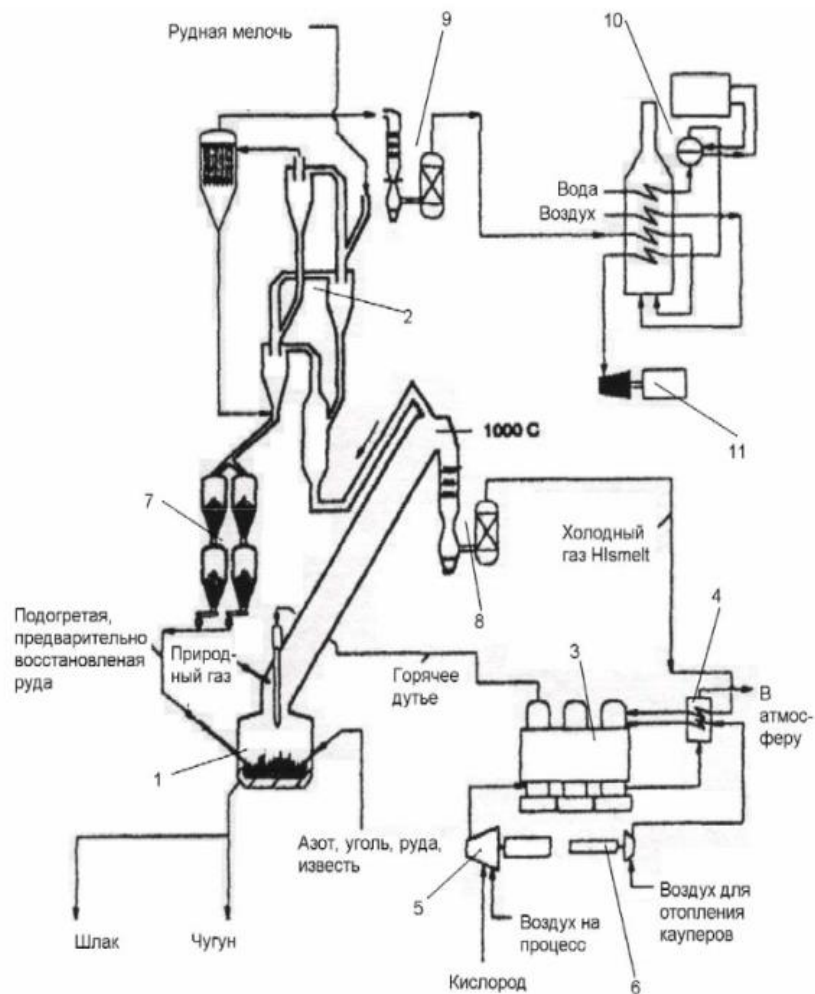


Рисунок 3 – Схема процесса Finex

Процесс HIs melt (рисунок 4) изобретен компанией HIs melt [13–14]. Предварительно подготовленная рудная мелочь из шихтовых бункеров поступает в установку, где происходит заблаговременный нагрев (до 700 °С) и восстановление. Далее частично подогретый и восстановленный материал вместе с известью, углем и азотом подается в инжекционную систему. Через инжекционные фурмы в потоке азота шихта совместно с подогретым дутьем (обогащенным кислородом до 30 %) до 1200 °С вдувается в печь HIs melt.



1 – печь HIsmelt; 2 – установка для предварительного подогрева и восстановления рудной мелочи; 3 – кауперы; 4 – рекуператор для подогрева воздуха и газа, идущих на отопление кауперов; 5 – турбовоздуходувка для дутья процесса; 6 – турбовоздуходувка для воздуха, идущего на отопление кауперов; 7 – установка для инъекции шихты процесса; 8 – мокрая газоочистка для газа HIsmelt, идущего на отопление кауперов; 9 – мокрая газоочистка для отработанного газа HIsmelt; 10 – котел; 11 – паровая турбина с генератором.

Рисунок 4 – Схема промышленной установки HIsmelt

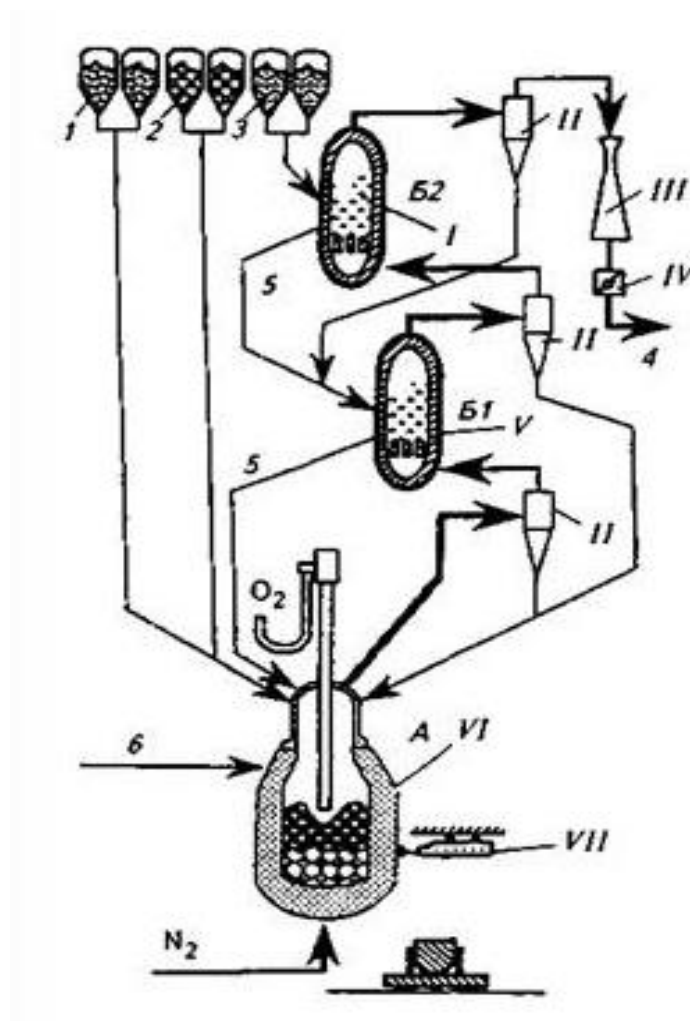
Многостадийный процесс Technored [15,16] разрабатывается в Бразилии совместными предприятиями, объединяющими литейную и

горнорудную фирмы. В этом процессе используется подготовленная руда: брикеты, окатыши и агломераты на холодной связке, приготовленные со специальным вяжущим веществом. Вместе с ними применяют угольную мелочь и флюсы. Процесс испытан на опытной установке с производительностью 2 т/ч.

Процесс DIOS (Direct Iron One Smelting) был разработан совместными усилиями Японской Федерации чугуна и стали и Центра использования угля при поддержке Министерства внешней торговли и промышленности [17]. Предварительные исследования (1988–1991 гг.) вели на 100–тонном опытном реакторе жидкофазного восстановления, переделанном из 170–тонного конвертера, на заводе фирмы Nippon Steel Corp. в г. Sakai. В основе процесса DIOS для предварительного восстановления железорудной мелочи используют кипящий слой [18].

Технологический способ процесса DIOS, функционирующего в три стадии, показана на рисунке 5. Первая ступень – предварительный нагрев смеси мелкодисперсной руды и пыли в реакторе псевдоожиженного слоя, куда поступает очищенный в циклоне газ из аппарата предварительного восстановления. Горячее сырье из подогревателя попадает в агрегат предварительного восстановления в псевдоожиженном слое. В этом аппарате твердофазное восстановление выполняется очищенным в циклоне газом, который поступает сюда из агрегата жидкофазного восстановления железа.

Третья стадия - подготовленное железосодержащее сырье поступает в реактор жидкофазного восстановления конвертерного типа. Самотеком крупная руда загружается в агрегат, а мелкая вдувается в реактор окончательного восстановления железа вместе с потоком азота. Уголь и флюс поступают сверху в шлаковую ванну.



I – агрегат подогрева (Б2); II – циклон; III – скруббер с трубами Вентури; IV – регулятор давления; V, VI – агрегаты предварительного (Б1) и жидкофазного (А) восстановления соответственно; VII – машина для вскрытия и забивки летки; 1 – уголь; 2 – флюс; 3 – железная руда; 4 –отходящий газ; 5 – крупнозернистая руда; 6 – уголь для газового реформинга

Рисунок 5 – Технологическая схема полупромышленной установки с DIOS–процессом

Процесс CCF (Cyclon Converter Furnace) разрабатывается с начала 1990 – годов крупной голландской фирмой Corns (бывшая Hoogovens) и некоторыми другими научными и коммерческими организациями [19–20].

В процессе CCF мелкую холодную железосодержащую руду, металлургическую пыль и осушенные шламы вместе с кислородом вдувают в циклон, располагающийся над реактором жидкофазного восстановления (рисунок 6). Кислород поступает в ванну через погружную вертикальную фурму. Уголь в агрегат подается сверху. Степень дожига печных газов составляет 25 %. Получаемый восстановительный газ при помощи дополнительных горелок дожигается кислородом и поступает в циклон. В процессе CCF для лучшего подвода тепла предусмотрена донная продувка азотом [19].

В данном процессе отходящие из печи газы обладают достаточно высокой температурой, следовательно далее их можно использовать для выработки электроэнергии.

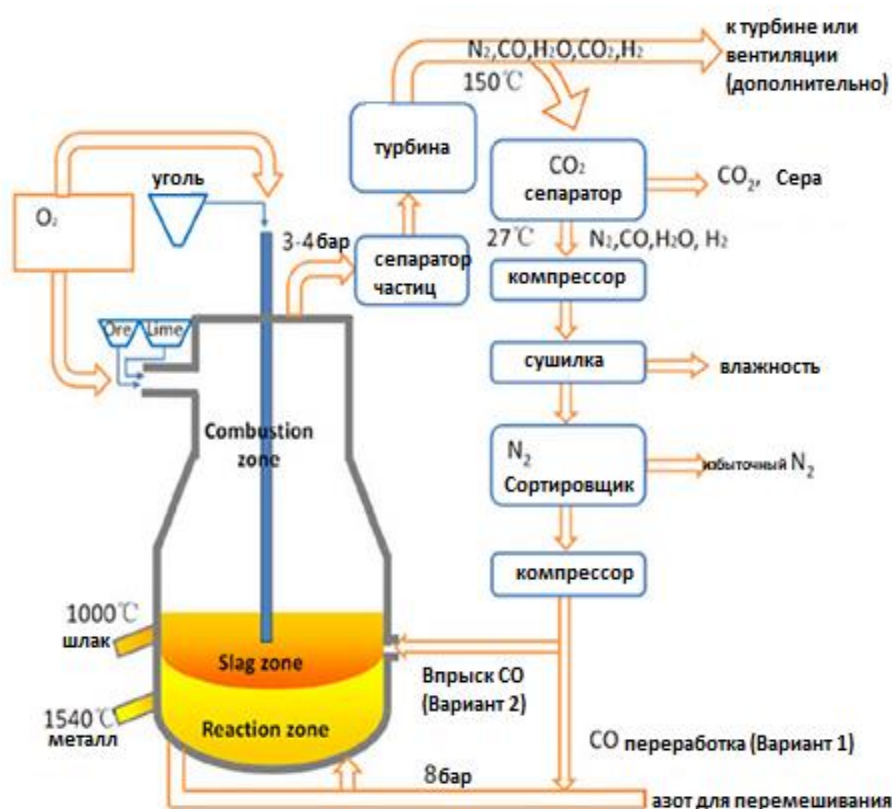


Рисунок 6 – Схема процесса CCF

Проект AISI–DOE был совместным научно–исследовательским проектом прямого восстановления с получением чугуна рядом американских университетов и американский и канадских компаний в секторе производства стали [21–22]. Цель проекта AISI–DOE являлась в производстве стали из предварительно восстановленной железосодержащей руды и угля в вертикальном плавильном агрегате подового типа. Разработка подового плавильного агрегата стала самой важной частью проекта.

Принцип работы процесса AusIron: из шихтовых бункеров железосодержащее сырье, уголь и известь конвейером подаются в загрузочные отверстия печи (рисунок 7). Шихта, попадающая сверху в шлаковую ванну, замешивается в расплав, где происходят процессы плавления. Железо получается, когда железосодержащее сырье взаимодействует с углеродом угля. Капли науглероженного железа становятся крупными и опускаются на дно печи [23–24].

Через нижний ряд сопел погруженных фурм подается холодное дутье, обогащенное кислородом, и газовый уголь (молотый уголь, который вдувают в слой шлака через водоохлаждаемую фурму), который сгорает полностью в шлаковой ванне. Для дожигания монооксида углерода, через верхний ряд сопел погружных фурм, подается холодное обогащенное на 95–100%, кислородсодержащее дутье.

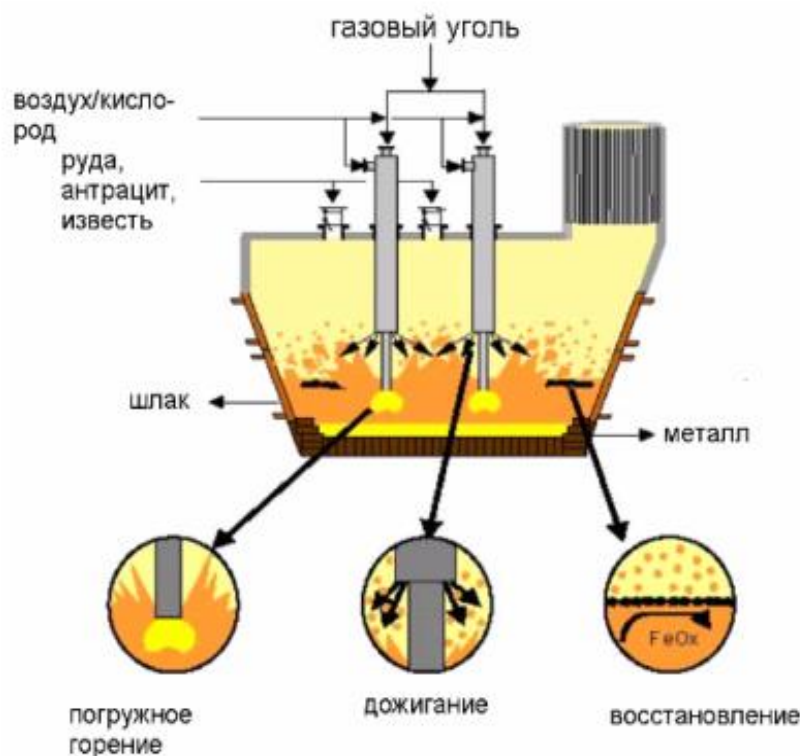


Рисунок 7 – Схема печи AusIron

Технология I-Meltor [25] разработана компанией Paul Wurth для переработки металлургических отходов. В настоящее время работает три агрегата. В процессе присутствует специальная электродуговая печь с графитовыми электродами. Принцип процесса заключается в подаче сырья с восстановителем порциями и плавления в электродуговом агрегате.

Процесс PLASMAMELT

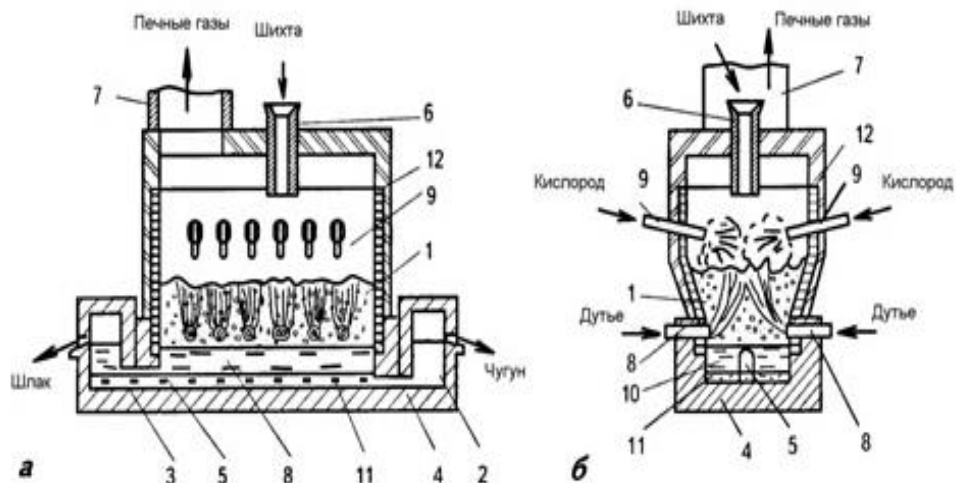
В процессах восстановительной плавки на основе плазмы реакции имеют место в полностью заполненной коксом шахтной печи с погружными фурмами, которые располагаются симметрично вокруг нижней части печи. Плазменные генераторы и оборудование для вдувания оксидов металлов, шлакообразующих материалов и восстановителями присоединены к фурмам. Внутри столба кокса перед каждой фурмой образуется полость в которой происходит восстановление и плавление шихты. Через определенное время образующиеся шлак и металл выпускаются из шахтной печи. В случае

плавления железной руды можно использовать отходящие газы из агрегата, которые состоят из монооксида углерода и водорода, для предварительного восстановления руды [26].

Процесс жидкофазного восстановления Ромелт начал разрабатываться в 1978 году (рисунок 8) [2]. Это непрерывный одностадийный способ получения чугуна из различного железосодержащего сырья и отходов с применением недефицитных и дешевых марок некоксующихся углей.

Железосодержащие материалы, уголь и флюс из бункеров с помощью весовых дозаторов подаются на конвейер. Жесткие требования к гранулометрическому составу шихтовых материалов отсутствуют. Загрузка в печь производится через отверстия в своде. Перед загрузкой не требуется предварительно смешивать шихтовые материалы. В ванну расплавленного шлака через боковые фурмы, находящиеся под слоем шлака, вдувается дутье с содержанием кислорода 40–60 % [2, 27–28].

Железосодержащие материалы, попадая в слой барбатируемого шлака с углем, плавятся и восстанавливаются. В шлаковой ванне расходы теплоты на плавление и восстановление шихтовых материалов превышают теплоту, полученную от горения углерода до СО на нижних фурмах. Отчего в надслоевом пространстве печи имеются вторые фурмы для дожигания выделяющихся из ванны СО, Н₂ и летучих угля кислородом. Передача теплоты из зоны дожигания осуществляется за счет возвращаемого в слой уноса крупных капель.



а – продольный разрез; б – поперечный разрез

1 – барботируемый слой шлака; 2 – металлический сифон; 3 – лаковый сифон (отстойник); 4 – горн с подиной; 5 – переток; 6 – загрузочная воронка; 7 – дымоотводящий патрубок; 8 – фурмы нижнего ряда (барботажные); 9 – фурмы верхнего ряда (для дожигания); 10 – слой спокойного шлака; 11 – слой металла; 12 – водоохлаждаемые кессоны

Рисунок 8 – Схема плавильного агрегата процесса Ромелт

Уходящие из печи при температуре в пределах 1700 °С газы через водоохлаждаемый патрубок поступают в котел–утилизатор.

В таблице 1 представлены сравнительные характеристики процессов, рассмотренных выше.

Таблица 1 – Характеристики жидкофазных процессов

Процесс	Год	Страна	Стадии	Использование кислорода		Механизм теплообмена			Топливо	Шихта
				дожигание	В слое	шихта	дутье	другое		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Dored	1960	Швеция	1	кислород	в слое	нет	нет	нет	коксик	мелкое железосодержащее сырье
Corex	1987	Австрия, Германия	2	кислород	в слое	нет	подогрев дутья	предварительно е восстановление руды	некоксуемый уголь, кокс	кусовая руда (агломераты, окатыши)
Finex	2003	Австрия, Корея	3	используется газ из	в слое	нет	нет	предварительно	восстановитель	мелкое железору

				реакторов				е восстано вление руды	ный газ из кислоро дного конверт ера	дное сырье
Hismelt	1984	Австралия	1	добавляе тся природны й газ для дальнейше го использова ния	донная продувк а азотом с шихтой, В слое (кислор од обогаще нный до 30%)	подогрев	подогрев дутья	нет	пылевид ный уголь	пылевидн ая руда
Dios	1988	Япония	3	кислород	донная	подогрев	нет	предвар	угольна	пылевидн

					продувка азотом			ительно е восстано вление руды	я мелочь/з ернисты й уголь	ая руда
CCF	1990	США	2	кислород	верхняя продувка	подогрев	нет	нет	угольная мелочь	пылевидная руда
AusIron	1996	Австралия	1	обогащенный кислород 70%	в слой (холодное кислородо содержащее дутье, газовый уголь)	нет	нет	газовый уголь	вдуваемый сверху мелкий уголь, подсушенный кусковой уголь	обогащенная руда
Romelt	1978	Россия	1	кислород	в слое	нет	нет	нет	уголь	железосо

					кислоро д (40/60)					держашее сырье
--	--	--	--	--	----------------------	--	--	--	--	-------------------

Из представленных выше материалов видно, что вновь разрабатываемые технологии получения первичного металла направлены на то, чтобы в той или иной степени исключить первую стадию в современной трехстадийной схеме производства стали. Ю.С. Юсфин разбил все анализируемые разработки в зависимости от методов достижения конечной цели на две группы [29].

1. Процессы “восстановление–плавление”, в которых твердофазное восстановление, протекающее в низкотемпературной зоне шахты доменной печи, и плавление и разделение металлической и шлаковой фаз, протекающие в высокотемпературной зоне, реализуются в различных технологических аппаратах.
2. Процессы “плавление–восстановление”, в которых все технологические процессы получения первичного металла протекают в ванне расплава одного технологического аппарата.

Наиболее продвинутым вариантом процесса “восстановление–плавление”, является процесс Корекс. Обожженные окисленные окатыши либо кусковое сырье размером 6–20 мм вместе с известняком или доломитом загружаются в первую установку – шахтную печь с высотой 19 м и внутренним диаметром 5 м. Внизу агрегата через фурмы поступает газ–восстановитель с температурой 820 °С из второго плавильного агрегата. Время присутствия шихты в шахтной печи 7–9 ч, конечная степень металлизации 93 %.

Металлизированные окатыши загружаются во второй плавильный аппарат, где в потоке кислорода при температуре около 2500 °С сгорает твердое топливо и создаются чугун и шлак. Температура получившихся продуктов плавки больше 1500 °С.

Общий расход угля на тонну чугуна составляет 1035 кг/т_{чуг.} Расход кислорода на процесс 600–700 м³/т_{чуг.} Процесс может осуществляться только при наличии аглофабрики.

Наличие в технологической схеме шахтной печи не позволяет использовать все возможности плавильной печи с барботажным слоем. Крайне затруднено, если вообще возможно управление процессом плавки (регулирование состава чугуна, температуры ванны, производительности агрегата и т.д.).

Из доступных сведений не ясно каким образом используется температура продуктов сгорания угля. Она понижается при переходе из плавильной печи в шахтную от 2500 °С до 820 °С. В целом процесс Корекс позволяет решить только одну проблему доменного производства – отказаться от использования кокса при получении первичного металла.

В настоящей работе предметом исследования является процесс жидкофазного восстановления и печь для его реализации, относящиеся к группе “плавление–восстановление”. Процесс прошел полномасштабные промышленные испытания на Новолипецком металлургическом комбинате. В нем из современной трехступенчатой схемы производства первичного металла полностью исключается первая стадия: обогащение и окускование железорудного сырья и обогащение углей и их коксование. Кроме того, этот процесс исключительно прост в своем конструктивном оформлении и применим к любому железосодержащему сырью.

Принципиальной спецификой процессов с барботажным слоем являются возможность организовывать предельные значения объемной тепловой нагрузки и интенсивности конвективного теплообмена в реакционной зоне. Большую производительность по перерабатываемому сырью определяет большая межфазная поверхность. Интенсивное перемешивание ванны газами вместе с высокой температурой основывают условия для растворения тугоплавких составляющих флюсов. С одной стороны, это приводит к формированию бедных шлаков, а с другой – к сокращению удельного расхода флюсов и выхода шлака.

Боковая продувка ванны шлакового расплава создает хорошую возможность для использования механической энергии струи газов, часть этой энергии идет на пневматическое перемешивание расплава. В нижней части агрегата (подфурменной зоне) образуются две зоны, в которых происходит разделение шлаковой и металлической фаз. Схема расположения фурм на боковых стенках агрегата позволяет реализовать два режима выпуска продуктов плавки: периодический и непрерывный.

Процессы в барботажном слое определяют особенности конструкции печей, в которых они протекают. Высокие объемные тепловые нагрузки наряду с высокой производительностью создают условия для уменьшения рабочего объема печи, делают ее малоинерционной, и легкоуправляемой, что создает предпосылки для ее полной автоматизации и использования в автоматических поточных линиях [28].

Основное условие для конструкции плавильных печей с барботажным слоем это потребность замены футеровки из огнеупорных материалов рабочего пространства аппарата водоохлаждаемыми металлическими кессонами. Подобная замена предоставляет абсолютную герметичность и долговременную надежную работу аппарата без капитального ремонта ограждений.

Несомненным достоинством процесса жидкофазного восстановления является его универсальность по отношению к качеству и видам железосодержащего сырья. Это было продемонстрировано в процессе испытаний печи на НЛМК [2]. Подобные печи применяются в качестве плавильных агрегатов и в других отраслях техники [30–32].

Вместе с тем, по опубликованным оценкам рассматриваемый процесс характеризуется весьма высокими значениями удельных затрат на тонну производимого чугуна.

По оценке Ю.С. Юсфина общий расход угля на тонну чугуна не должен быть меньше 1,1 т при расходе кислорода на те же цели 1000–

$1200 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$. При этом, в зону дожигания CO и H_2 (в надслоевое пространство) необходимо подавать 100 % технического кислорода, а на нижний ряд фурм (в барботажный слой) – 30–40 %. Это существенно больше чем расходуется в доменной печи. Высокие расходы топлива по мнению автора складываются из следующих обстоятельств:

- а) Физическая теплота отходящих из печи газов в связи с их высокой температурой очень велика;
- б) Химический потенциал отходящих из печи газов очень велик;
- в) Тепловые потери печи существенно выше, чем в доменной печи;
- г) Высокое содержание пустой породы в необогащенной руде обуславливает высокий расход теплоты на формирование шлака и переработку флюсов.

1.2 Постановка задачи исследования

С точки зрения теплофизики металлургических процессов процесс и печь жидкофазного восстановления железа в барботажном слое безусловно перспективны. В настоящее время процесс и агрегат находятся в начальной стадии промышленного внедрения. Очевидно, что пока не удалось выявить и реализовать все потенциальные возможности как самого процесса так и печи.

Обсуждая представленные выше замечания, приходим к выводу о том, что Для поиска возможности сокращения расхода кислорода необходимо выполнить физико–химический и теплофизический анализ процесса жидкофазного восстановления, а пути сокращения расхода топлива возможно определить исследуя тепловую работу печи.

Исходя из этого была сформулирована задача исследования. Она звучит следующим образом:

С целью понижения энергозатрат в процессе жидкофазного восстановления железа разработать рекомендации по сокращению удельных затрат кислорода и топлива на производство первичного металла.

Для этого:

1. Выполнить физико–химический анализ процесса плавки исходного сырья с целью определения оптимальной температуры ванны и концентрации кислорода в ней и в зоне дожигания.
2. Выполнить теплофизический анализ тепловой работы печи с целью определения возможности сократить потери теплоты в печи.
3. Разработать рекомендации по усовершенствованию процесса и печи жидкофазного восстановления железа.

2. Исследование работы агрегата жидкофазного восстановления железа

2.1 Предварительные замечания

В работе используется метод численных исследований. В качестве базовой принято описание конкретной плавки в печи Ромелт, представленное в монографии [2]. Показатели этой плавки, а также данные о составах компонентов плавки, ее материальный и тепловой балансы являются базовыми в данной работе.

2.2 Анализ процессов, протекающих в рабочем пространстве печи

2.2.1 Исходные данные

Рассматривается плавка смеси шламов доменного и конвертерного производств, содержащей 51,3 % железа, с получением 35 т/ч чугуна. Расход кислородно–воздушной смеси на нижние фурмы со степенью обогащения дутья 60 % – 15000 нм³/ч. Расход технического кислорода на нижние фурмы 5850 м³/ч, удельный расход технического кислорода в ванну равен 167,14 м³/т_{чуг}. Расход технического кислорода в зоне дожигания 21 003 м³/ч, удельный расход технического кислорода в этой зоне 600 м³/т_{чуг}. Технический состав угля, % по массе, при влажности 8% приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Технический состав угля, % (по массе)

Компонент	%
1	2
C _{фикс}	74,84
Зола	10,75
Сера	0,43
Летучие	13,98
В том числе	
C	3,66
H	4,30
O	3,96
N	2,04

Состав шихтовых материалов при влажности 10 % представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Состав шихтовых материалов, % (по массе)

Компонент	Железосодержащее сырье, влажность 10%	Зола угля	Известь
1	2	3	4
Fe _{общ}	51,30	—	—
FeO	17,00	—	—
Fe ₂ O ₃	54,40	1,00	1,11
SiO ₂	6,70	54,00	2,04
Al ₂ O ₃	1,20	27,00	0,08
CaO	7,90	3,80	94,59
MgO	1,30	1,00	2,02

MnO	0,44	—	—
Na ₂ O	0,28	0,80	—
K ₂ O	0,37	2,00	—
TiO ₂	0,03	0,70	—
NiO	0,01	—	—
ZnO	0,62	—	—
PbO	0,11	—	—
Cu ₂ O	0,03	—	—
S	0,30	—	0,01
P ₂ O ₅	0,11	0,70	—
C	9,20	—	—

В таблице 4 представлен материальный баланс плавки.

Таблица 4 – Материальный баланс плавки (кг/ч)

Приход		Расход	
Уголь	25577	Чугун	35000
Железосодержащий материал	74945	Шлак	14808
Известь	489	Газ	97812
Кислород	40659	Пыль	3225
Воздух	9620	Примеси в газах	443

В процессе плавки получен чугун, % (по массе): 4,49C; 0,01Mn; 0,01Si; 0,015Ni; 0,05Cu; 0,05S; 0,034P. Состав отходов в виде шлаков и пылей представлен в таблице 5.

Таблица 5 – Составы шлака и пыли, % (по массе)

Компонент	Шлак	Пыль на выходе из печи	Пыль после котла утилизатора
1	2	3	4
Fe _{общ}	—	32,36	33,17
FeO	3,00	—	—
SiO ₂	38,57	5,48	5,62
Al ₂ O ₃	9,78	1,39	1,42
CaO	38,57	5,48	5,61
MgO	5,97	0,85	0,87
MnO	1,91	0,28	0,28
Na ₂ O	0,69	1,57	3,42
K ₂ O	0,98	2,26	4,91
TiO ₂	0,25	0,04	0,04
NiO	—	0,01	0,01
ZnO	—	12,97	13,29
PbO	—	2,30	2,36
Cu ₂ O	—	0,02	0,02
S	0,04	0,09	6,23
P ₂ O ₅	0,24	0,09	0,66
C	—	22,15	9,08

Состав и параметры отходящих из печи газов представлены в таблице 6.

Таблица 6 – Состав уходящих газов, % (по объему) и их параметры при нормальных условиях

CO ₂	H ₂	CO	N ₂	H ₂ O	Плотность, кг/м ³	Объемный расход, нм ³ /ч	Массовый расход, кг/ч
40,21	2,99	8,89	18,81	29,9	1,37	71396	9784,2

2.2.2 Физико–химический анализ технологического процесса в ванне печи

Физико-химическое исследование выполнено путем термодинамического анализа процессов, протекающих в ванне.

Суть анализа заключалась в поиске минимальной концентрации кислорода в дутье и температуры барботажного слоя при которых в базовом варианте плавки имело бы место максимальное извлечение железа в чугун. Впервые зональный метод расчета был предложен в работе [33], где отдельно считались балансы ванный и зоны дожигания.

Ванна расплава разбита на следующие зоны:

Зону барботажа, в которую поступают шихтовые материалы, уголь и дутье и в которой происходят основные окислительно–восстановительные процессы, ведущие к образованию металла. В этой зоне принят режим идеального смешения;

Зону спокойного расплава, расположенную непосредственно под барботажной зоной и содержащую поступающие сюда оксидные соединения всех металлов шихты, которые не восстановились в барботажной зоне. В эту зону не попадает газ, содержащий кислород. В этой зоне принят режим идеального вытеснения

Зону металла, расположенную ниже зоны спокойного расплава, в которой накапливается восстановленное железо, проникая сюда сквозь зону

спокойного расплава. Образование этой зоны отдельно от зоны спокойного расплава связано с ^ибольшей, чем у расплава плотностью металла и с отсутствием их взаимной растворимости.

В расчете приняты следующие допущения:

- суммарное количество каждого элемента, содержащегося в веществах, поступающих в плавку, на единицу массы получаемого чугуна и переходящее в продукты плавки, не меняется;
- вещества – исходные и продукты плавки, получаемые в результате расчетов – однородно распределены в анализируемых областях;
- скорости химических процессов и процессов переноса вещества и энергии в зонах анализа не являются лимитирующими звеньями процессов установления равновесных составов.

Барботажная зона рассматривается как проточный реактор. Используется метод классической термодинамики, который назван методом последовательных равновесий. Этот метод предполагает введение мгновенного равновесия во всей реакционной системе в последовательном ряду дискретных моментов времени. Считается, что газовые продукты (газы CO и CO_2) и восстановленный металл покидают реакционное пространство. Вследствие этого каждый шаг процесса вновь начинается со стартового состояния реакционной зоны, когда продуктов реакции еще нет, они еще не образовались. Такой способ расчета позволяет пошагово моделировать непрерывные потоки компонентов, которые проходят через систему, в результате чего систему можно считать открытой и неравновесной. Схема процессов представлена на рисунке 9.

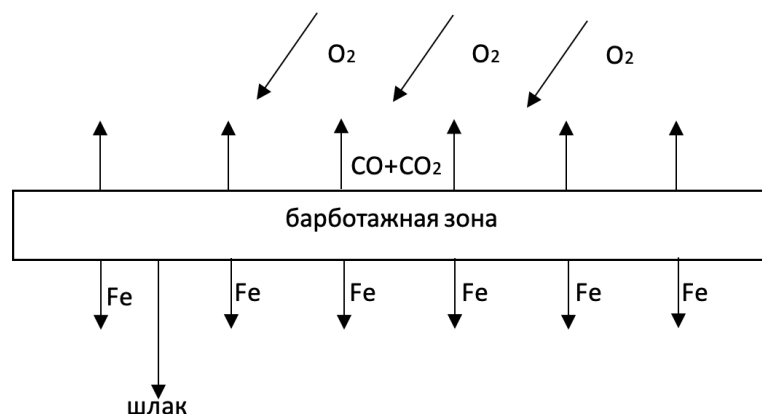


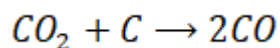
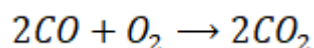
Рисунок 9 – Физико-химическая схема процессов в барботажной зоне

Кислород подается сверху. На внешней поверхности барботажного слоя:

$$\text{C} + \text{O}_2 \xrightarrow{\text{CO}} \text{C} + \text{O}_2 \xrightarrow{\text{CO}_2}$$

Кислород проникает в верхний слой барботажного слоя, затем вследствие массопереноса, конвекции, перемешивания происходит растворение кислорода в слое.

Внутри барботажного слоя протекают следующие процессы:



Газовые продукты этих реакций: CO+CO₂ – выходят в зону дожигания печи, где происходит их дожигание

$$2\text{CO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{CO}_2$$

Восстановление железа происходит при контакте твердого угля и оксидов железа – это контактное восстановление в локальных областях, где на короткое время формируются восстановительные условия. Капли жидкого железа с растворенным Fe₃C – чугуна, который не смачивают поверхность

угля, скатывается с неё; под действием силы тяжести капли металла мигрируют вниз в зону спокойного шлака; далее жидкий чугун в виде капель просачиваются через шлак в область металла.

Таким образом реакционная зона дает следующие результаты:

1. Идет непрерывное пошаговое восстановление железа, так как продукты восстановления непрерывно уходят из реакционной зоны (барботажного слоя), реакция все время сдвигается вправо, устанавливается текущее равновесие пока не исчерпается оксид железа

2. Происходит выделение тепла и нагрев реакционной зоны вследствие параллельного окисления угля и СО. Продукты дожигания свободно выходят из пространства печи.

В соответствии с методом последовательных равновесий при физико-химическом анализе барботажного слоя и подфурменной зоны приняты следующие основные допущения:

1. В обеих зонах рассматривается режим термодинамического равновесия.

2. Зона барботажного слоя работает в режиме аппарата идеального смешения.

3. Подфурменная зона работает в режиме аппарата идеального вытеснения.

Температурная область, в которой рассматривались происходящие процессы, захватывала интервал от 1300 до 1450 °С.

Концентрация кислорода в дутье, подаваемом через нижние фурмы, изменялась от 13 % до 40 %. Эксперимент показал, что дальнейшее расширение интервала концентрации кислорода не имеет смысла.

Исследование производилось с использованием программы ИВТАНТЕРМО.

В данной работе на компьютерном термодинамическом комплексе ИВТАНТЕРМО выполнено моделирование состава сложной

металлургической системы, т.е. расчет равновесий в многофазной и многокомпонентной системе. Алгоритм расчета основан на минимизации энергии Гиббса системы в соответствии с рассмотренным алгоритмом.

Методы равновесной термодинамики благоприятно употребляются для исследования процессов, связанных с химическими превращениями. Поэтому на практике большое значение имеет компьютерный расчет равновесных составов многокомпонентных гетерогенных систем. Преимущественной составной частью любого программного комплекса, является база данных о термодинамических свойствах отдельных веществ. В Термоцентре РАН много лет проводилось исследование данных о термодинамических и термохимических свойствах каждого веществ.

По сведениям Термоцентра РАН, ключевой особенностью применяемой в предоставленном исследовании системы ИВТАНТЕРМО, отличающей ее от иных похожих банков данных, считается то, что накапливаемые в системе термодинамические данные не заимствуются из всевозможных источников, а рассчитываются по неизменным, отобранным в итоге критичного анализа и обработки всех изначальных данных, имеющихся в литературе.

В реальное время банк данных ИВТАНТЕРМО - это автоматическая система, охватывающая больше 3000 веществ в которых представлены классы неорганических и органических соединений буквально всех элементов Периодической системы Д.И. Менделеева. Для каждого из всех представленных веществ в конденсированной и газовой фазах есть рекомендации основных термодинамических данных при температурах вплоть до 20000 К. Все численные данные с оценкой погрешности взаимно согласованы в рамках законов термодинамики.

Комплекс осуществляет расчет количества молей и мольных долей компонентов многоэлементной и многофазной системы в сбалансированном

состоянии при данных температуре, давлении и элементном составе. Метод расчета реализован на минимизации энергии Гиббса системы.

С учетом результатов, опубликованных ранее, можно отметить, что метод термодинамического моделирования, основанный на расчетах сложных химических равновесий, является надежным, достоверным и удобным с точки зрения информативности результатов для анализа сложных металлургических систем [34–38].

Содержание экспериментов заключалась в следующем. В условиях однозначности задавались состав шихты и угля, расход технического кислорода в зону дожигания и температура ванны. Эти данные являлись константами (т.е. параметрами) задачи. Независимой переменной (т.е. аргументом) являлась концентрация кислорода в дутье, подаваемом через нижние фурмы в барботажный слой. Искомой величиной являлась степень извлечения железа. Во второй группе экспериментов концентрация кислорода в дутье фиксировалась, т.е. превращалась в параметр задачи, а в качестве аргумента выступала температура барботажного слоя.

Зона барботажа

Изучение зоны барботажа показали, что при вдувании в ванну дутья, содержащего больше 30 % кислорода, в ней нет заметного восстановления оксидов всех находящихся там металлов за исключением гематита, который при этом полностью переходит в вюстит. Возникновение восстановленного металлического железа, не наблюдается во всем исследованном интервале температур.

Результаты расчетов представлены в таблице 7.

Таблица 7 – Влияние концентрации кислорода в дутье на восстановление железа в барботажном слое

О ₂ в дутье, % (по массе)	40	30	20	15	13
Степень восстановления Fe, % (по массе)	0	0	31	80	99

На рисунке 10 представлены зависимости степени восстановления железа от концентрации кислорода в дутье для различных температур. Из графиков видно, что чем меньше содержание кислорода в дутье, тем интенсивней процесс восстановления железа в ванне.

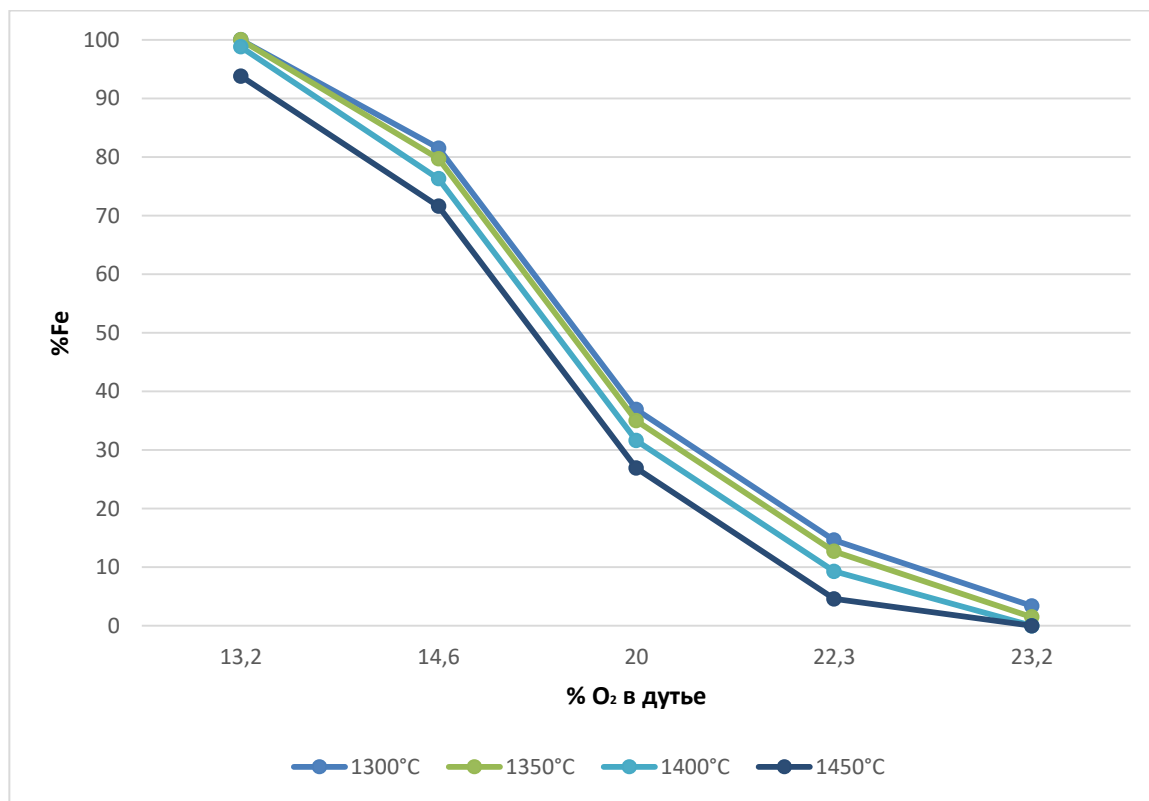
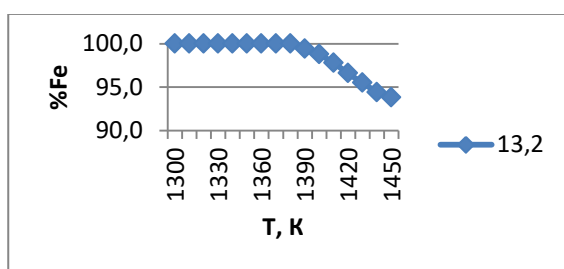
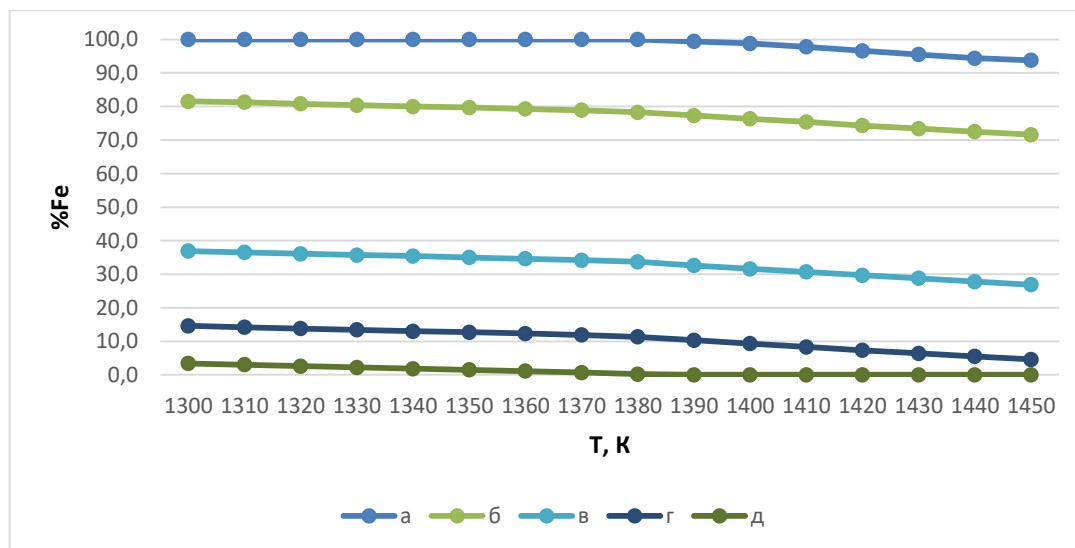
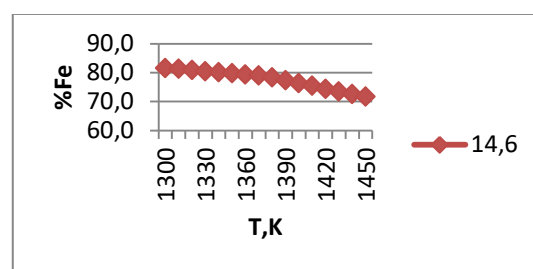


Рисунок 10 – Зависимость равновесной степени восстановления железа от концентрации кислорода в дутье для различных температур

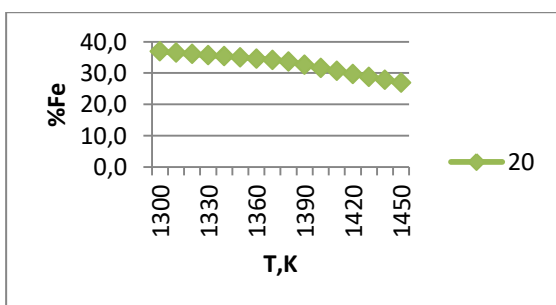
Рисунок 11 демонстрирует зависимость степени восстановления железа от температуры при различных концентрациях кислорода в дутье.



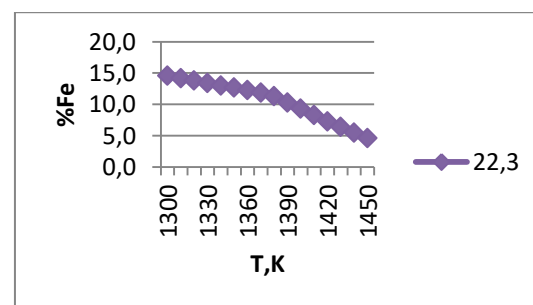
а



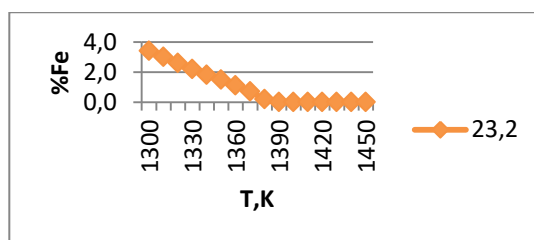
б



в



г



д

Рисунок 11 – Зависимость степени восстановления железа от температуры при различных концентрациях кислорода в дутье

При любой концентрации кислорода в дутье с ростом температуры восстановительный потенциал снижается, что связано, возможно, с уменьшением скорости реакции газификации монооксида углерода при росте температуры.

Зона спокойного расплава

Эта зона заполнена оксидами металлов (шлаковой массой), которые попадают из зоны барботажа. Кроме того, здесь находится некоторое количество восстановленного металлического железа, которое, вследствие большей, чем у шлаковых соединений плотности, под действием силы тяжести проходит насквозь через эту зону в нижерасположенную зону металла. Сколько железа по массе одновременно может быть в зоне спокойного расплава, зависит от интенсивности восстановительных процессов в зоне барботажа и от скорости проникновения капель (частиц) железа через шлаковую массу. Ясно, что с уменьшением доли кислорода в дутье количество восстановленного железа растет (рисунок 9). Вместе с тем можно считать, что при любой скорости восстановления железа в барботажной зоне, общая масса железа в зоне спокойного расплава должна быть существенно меньше шлаковой массы, имеющейся в зоне спокойного расплава постоянно. Это означает, что окислительный потенциал этой зоны достаточно высок, и возможно частичное вторичное окисление железа в течение времени его прохождения сквозь зону спокойного расплава, в зону металла. Равновесный расчет показывает, что, если количество железа во второй зоне не более 10 % (масс.) всего железа, присутствующего в плавке, то равновесная степень вторичного окисления не превышает 10 – 15 %. Рост содержания железа во второй зоне, который возможен в результате уменьшения кислорода в дутье и, как следствие, интенсификации восстановительных процессов в зоне барботажа, приводит к уменьшению окислительного потенциала и падению степени вторичного окисления до 1–2 %. Реальная степень окисления восстановленного железа в зоне спокойного

расплава меньше равновесной. Это связано с тем, что время пребывания железа в этой зоне ограничено. Оно не может быть больше времени сквозного прохождения капель (частиц) железа через зону. Степень окисления «не успевает» достигнуть равновесного значения.

Зона металла

Анализ элементного состава зоны металла показал, что в этой зоне основу составляет железо – примерно 95 % (масс). Кроме того там находится 4 – 5 % (масс.) углерода. Углерод может попасть сюда только в связанном состоянии вместе с железом. Часть углерода входит в состав железной основы, образуя чугун. Остальной – избыточный углерод – находится в виде графита или другой углеродосодержащей фазы.

Внутри зоны металла химические процессы не происходят, состав зоны термодинамически устойчив. Окислительно–восстановительные процессы могут происходить только на границе раздела 2–ой и 3–ей зон, где присутствует углерод, который является восстановителем, и оксиды – CaO , SiO_2 , FeO , Al_2O_3 , MnO , MgO , Cr_2O_3 . Термодинамический анализ показал, что при существующих на этой границе условиях возможен только процесс восстановления FeO до Fe с образованием монооксида углерода. Восстановительный газ CO , количество которого соответствует концентрации FeO в зоне спокойного расплава (≈ 3 % (масс)) проходит сквозь зону 2 снизу вверх. При этом он немного снижает уровень окислительного потенциала 2-ой зоны и уменьшает степень вторичного окисления железа в этой зоне. В зону барботажа и далее в атмосферу печи этот газ попадает в виде CO_2 и практически не влияет на ход процессов восстановления железа [63].

Проведенный анализ показал следующее:

1. При работе в режиме идеального смешения и термодинамическом равновесии в барботажной зоне управляющим параметром процесса является содержания кислорода в дутье нижних фурм.

При превышении его концентрации значения, определяемого термодинамическим расчетом для каждого состава шихты, форсирование плавки невозможно. Для любой температуры расплава при снижении содержания кислорода в дутье ниже указанного предела вплоть до нуля степень восстановления железа растет.

2. Влияние подфурменной зоны печи Ромелт на степень восстановления металла в барботажном слое незначительно.

3. В подфурменной зоне в процессе разделения компонентов плавки протекают реакции вторичного (незначительного) окисления уже восстановленного металла (на границах зон спокойного расплава и чистого металла).

4. При работе печи в режиме идеального смешения не целесообразно повышать температуру расплава выше 1350 °С, т.к. это приводит к снижению восстановительной способности ванны.

5. Имеющее место восстановление железа в базовом процессе объясняется тем, что в ванне отсутствуют термодинамическое равновесие и режим идеального смешения.

2.2.3 Физико–химический анализ процесса дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве печи

Как следует из материального баланса (таблица 4) основная часть технического кислорода, расходуемого на получение тонны чугуна (73,85 %), подается в надслоевое пространство для дожигания газов, выходящих из барботажного слоя. Следовательно, для сокращения удельного расхода кислорода необходимо именно в этой зоне минимизировать его расход. При этом, для сохранения удельной производительности печи на уровне базовой плавки, температура в зоне дожигания должна быть не ниже, чем она была в базовой плавке. При таком условии минимизировать расход кислорода

возможно, используя в качестве управляющих воздействий расход дутья в зоне дожигания, концентрацию кислорода в дутье и температуру дутья.

В расчете следующим образом обозначены перечисленные величины:

V_{∂}^0 – стехиометрический расход дутья для полного сжигания 1 м³ отходящих газов, м³∂/м³_{о.г.}

V_{∂} – действительный расход дутья, м³∂/м³_{о.г.}

n – коэффициент расхода дутья,

$$n = \frac{V_{\partial}}{V_{\partial}^0} \quad (1)$$

β – концентрация кислорода в дутье,

$a_{\text{дож}}$ – степень дожигания отходящих газов

$$a_{\text{дож}} = \frac{Q_{\text{о.г.}}^x - Q_{\text{у.г.}}^x}{Q_{\text{о.г.}}^x} \quad (2)$$

о.г. – отходящие из барботажного слоя газы

у.г. – уходящие из зоны дожигания газы

В качестве характеристической температуры в зоне дожигания приняли теоритическую температуру горения [39], $T_{\text{г}}$ – это температура, которая развивалась бы в зоне дожигания при заданной степени дожигания и условии, что процесс горения протекает адиабатно. Только эту величину, как температурную характеристику процесса дожигания, можно определить аналитически по данным о базовой плавке

T_{∂} – температура дутья. Если в качестве дутья используется технический кислород, то его подогрев осуществляют в стальных теплообменниках. Для предотвращения кислородной коррозии уровень подогрева при этом ограничен 400 °С. Если используется обычный воздух, то при его подогреве в стальном теплообменнике уровень подогрева ограничен 600 °С, а при использовании, например, кауперов – свыше 1000 °С. Очевидно,

если используется дутье, обогащенное кислородом, то его температура определяется с учетом концентрации компонентов дутья и их температуры.

Изучены четыре варианта дожигания отходящих газов: техническим кислородом (базовый режим); подогретым воздухом; дутьем, содержащим 60 % кислорода; вариант с одновременным подогревом дутья, подаваемого на верхние и нижние фурмы.

В качестве математической модели дожигания отходящих газов использовали уравнение (3) теплового баланса горения 1 м³ отходящих газов в адиабатическом режиме:

$$Q_{у.г.}^{\phi} = V_{у.г.} \cdot c_{у.г.} \cdot T_T = Q_{о.г.}^x + i_{о.г.} + Q_{\partial}^{\phi} - Q_{у.г.}^x, \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3_{о.г.}} \quad (3)$$

где $Q_{у.г.}^{\phi}$ – физически связанная теплота газов, покидающих зону дожигания, кДж/ м³_{о.г.};

$Q_{у.г.}^{\phi} + Q_{у.г.}^x = Q_{уг}$ – теплота, уносимая уходящими из печи газами, кДж/ м³_{о.г.};

$V_{у.г.}$ – объем продуктов сгорания, образующихся при сгорании 1 м³; отходящих газов с заданным значением n ; м³/м³_{о.г.};

$c_{у.г.}$ – удельная теплоемкость уходящих газов, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$.

$$c_{у.г.} = \sum_i C_i \cdot X_i \quad (4)$$

где C_i – удельная теплоемкость i -го компонента, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$;

X_i – концентрация i -го компонента, доля от единицы;

T_T – теоретическая температура в зоне дожигания, °C;

$Q_{у.г.}^x$ – химически связанная теплота газов, покидающих зону

дожигания, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3_{\text{о.г.}}}$.

$$Q_{\text{у.г.}}^x = 0,01 \cdot (\text{CO} \cdot g_{\text{CO}} + \text{H}_2 \cdot g_{\text{H}_2}) \cdot V_{\text{у.г.}} \quad (5)$$

где CO и H₂ – процентное содержание указанных компонентов в уходящих газах;

g_{CO} и g_{H_2} – тепловой эффект реакций окисления указанных

компонентов, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3}$.

$Q_{\text{о.г.}}^x$ – химически связанная теплота отходящих газов, поступающих в зону дожигания

$$Q_{\text{о.г.}}^x = 0,01 \cdot (\text{CO} \cdot g_{\text{CO}} + \text{H}_2 \cdot g_{\text{H}_2}), \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3_{\text{о.г.}}} \quad (6)$$

$i_{\text{о.г.}}$ – энтальпия отходящих газов, поступающих в зону дожигания, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3_{\text{о.г.}}}$.

$$i_{\text{о.г.}} = \sum i_i \cdot x_i \quad (7)$$

X_i – концентрация i -го компонента в отходящих газах.

Q_{∂}^{ϕ} – теплота, вносимая в зону дожигания дутьем, подаваемым для сжигания 1 м³ отходящего газа, $\text{кДж/м}^3_{\text{о.г.}}$.

$$Q_{\partial}^{\phi} = n \cdot V_{\partial}^0 \cdot i_{\partial} \quad (8)$$

Так как слагаемые уравнения (3) зависят от концентрации кислорода в дутье, его расхода, объема и состава уходящих газов, для каждого варианта численного эксперимента решалась система из пяти уравнений, представляющая материальный баланс химических элементов (C,H,O,N) и константы равновесия реакции водяного пара $\text{CO} + \text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{CO}_2 + \text{H}_2$

$$K_p = \frac{V_{\text{CO}_2} \cdot V_{\text{H}_2}}{V_{\text{CO}} \cdot V_{\text{H}_2\text{O}}} \quad (9)$$

В первом эксперименте для базового варианта дожигания отходящих газов холодным техническим кислородом ($\beta=0,995$) получили:

- стехиометрический расход дутья $V_d^0 = 0,464, \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3 \text{ о.г.}}$;
- объем уходящих газов – $V_{\text{у.г.}} = 1,001, \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3 \text{ о.г.}}$;
- коэффициент расхода дутья – $n=0,54$;
- теоретическая температура в зоне дожигания – $T_T = 3977^\circ\text{C}$;
- степень дожигания отходящих газов из уравнения (2)

$$\alpha_{\text{дож}} = 0,52;$$

• удельный расход технического кислорода – $600 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$ или $0,28 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ о.г.}$. Таким образом, во всех случаях для сохранения заданной производительности печи необходимо обеспечивать значение $T_T=3977^\circ\text{C}$.

Во втором эксперименте заменили кислород на подогретый воздух. При подогреве воздуха в стальном рекуператоре до 600°C получили теоретическую температуру $T_T=2885^\circ\text{C}$.

Рассчитали необходимое теплосодержание воздуха для обеспечения заданного значения T_T . Оно равно $5058 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3}$. Для этого температура воздуха должна быть выше 3000°C , что практически недостижимо.

Таким образом, полная замена в зоне дожигания кислорода на подогретый воздух при условии сохранения достигнутой удельной производительности печи невозможна.

В третьем эксперименте изучили возможность замены технического кислорода в зоне дожигания дутьем, обогащенным кислородом ($\beta=0,6$).

В процессе исследования изменяли коэффициент расхода дутья (n). Исследование выполнено для двух случаев – холодного и подогретого дутья. Данные по этому эксперименту представлены в таблице 8 и на рисунке 12.

Они свидетельствуют о том, что используя в зоне дожигания вместо технического кислорода дутье, содержащее 60 % O_2 , в принципе можно обеспечить заданную температуру, как на подогретом дутье, так и на холодном, регулируя коэффициент расхода дутья. Однако, при этом удельный расход кислорода на сжигание 1 м³ отходящих газов не сократится, а возрастет по сравнению с базовым вариантом. Таким образом, заменять в зоне дожигания технический кислород дутьем, обогащенным кислородом с целью экономии кислорода нельзя. Однако, это возможно, используя технический кислород и регулируя коэффициент расхода дутья (n). Уменьшение коэффициента расхода дутья приведет к сокращению тепловыделения в зоне дожигания и падению температуры в этой зоне. В определенных пределах это можно избежать за счет подвода в слой теплоты путем подогрева дутья, подаваемого через нижние фурмы.

В четвертом эксперименте определили допустимый предел уменьшения коэффициента расхода дутья при подаче в зону дожигания технического кислорода, а на нижние фурмы – дутья, содержащего 60% кислорода, в котором воздух подогрет до 600 °С, а кислород до 400 °С. Результаты расчета представлены в таблице 9 и на рисунке 13.

Подогрев дутья на нижние фурмы

$$Q_{\partial.н.ф.}^{\phi} = V_K \cdot c_K \cdot T_K + V_B \cdot c_B \cdot T_B \quad (10)$$

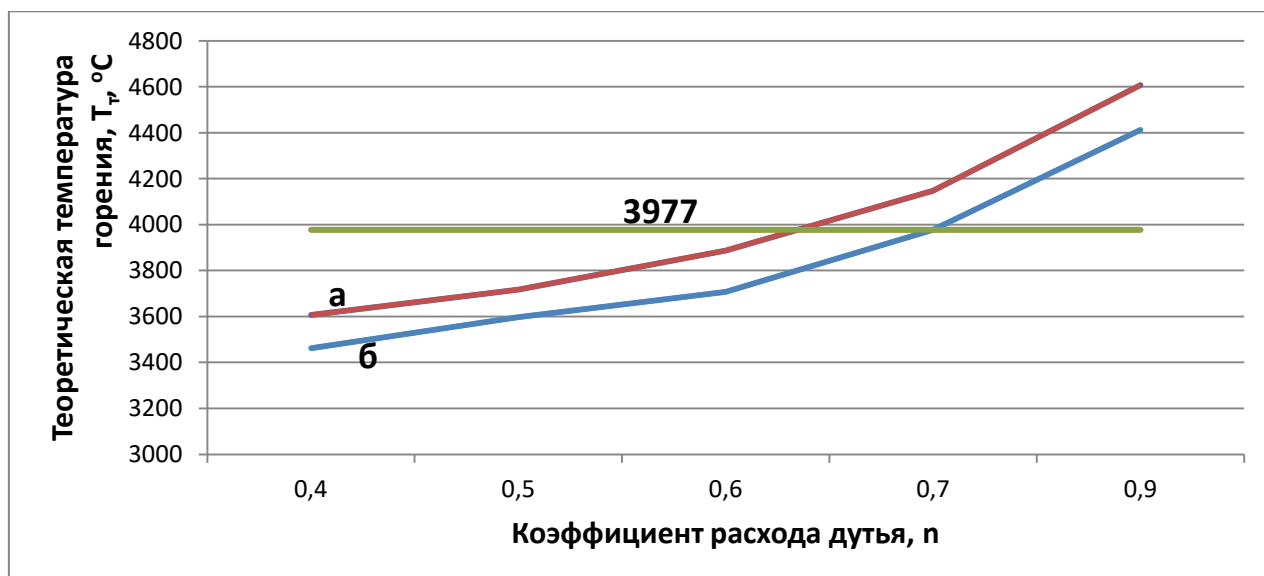
вносит в барботажный слой $0,35 \cdot 10^6 \frac{\text{кДж}}{\text{Тчуг}}$ теплоты.

Это позволит без снижения температурного уровня в ванне уменьшить коэффициент расхода дутья в зоне дожигания до значения $n=0,48$ против 0,54 имеющего место в базовом режиме. При этом степень дожигания отходящих газов составит 46,1 %, против 52 % в базовом режиме, а теоретическая температура в зоне дожигания – 3867 °С.

Таблица 8 – Результаты расчета процесса дожигания отходящих газов при подаче в зону дожигания дутья, обогащенного кислородом ($\beta=0,6$).

№	Показатели	Обозначение	Коэффициент расхода воздуха, n				
			0,45	0,54	0,6	0,7	0,9
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Выход газов после дожигания, $\text{м}^3/\text{м}^3_{\text{о.г}}$	$V_{\text{H}_2\text{O}}$	0,2313	0,2466	0,2539	0,2628	0,2744
		V_{CO_2}	0,184	0,2518	0,2999	0,3833	0,5563
		V_{CO}	0,462	0,394	0,346	0,2627	0,0897
		V_{H_2}	0,0457	0,0304	0,023	0,0142	0,026
		V_{N_2}	0,1461	0,243	0,2616	0,2924	0,3539
		$V_{\text{у.г.}}$	1,068	1,166	1,1846	1,215	1,277
2	Удельный расход дутья	$V_{\partial}, \text{м}^3/\text{м}^3_{\text{о.г.}}$	0,346	0,415	0,461	0,538	0,692
3		$Q_{\text{уг}}^x, \text{кДж}/\text{м}^3_{\text{у.г.}}$	6446	5300	4602	3467	1158

4	Степень дожига	$a_{\text{дож}}$	0,433	0,525	0,588	0,689	0,896
5	Удельная теплоемкость	$c_{\text{уг}}, \text{кДж/м}^3 \cdot ^\circ\text{C}$	2,05	2,29	2,38	2,52	2,82
6	Суммарная теплота уходящих газов	$Q_{\text{уг}}, \text{кДж/м}^3_{\text{уг}}$					
	с подогревом дутья		7465	8544	9280	10492	12941
	без подогрева дутья		7148	8163	8857	9999	12306
7	Теоретическая температура						
	при подогреве, $^\circ\text{C}$		3607	3717	3887	4147	4607
	без подогрева, $^\circ\text{C}$		3462	3597	3707	3977	4412



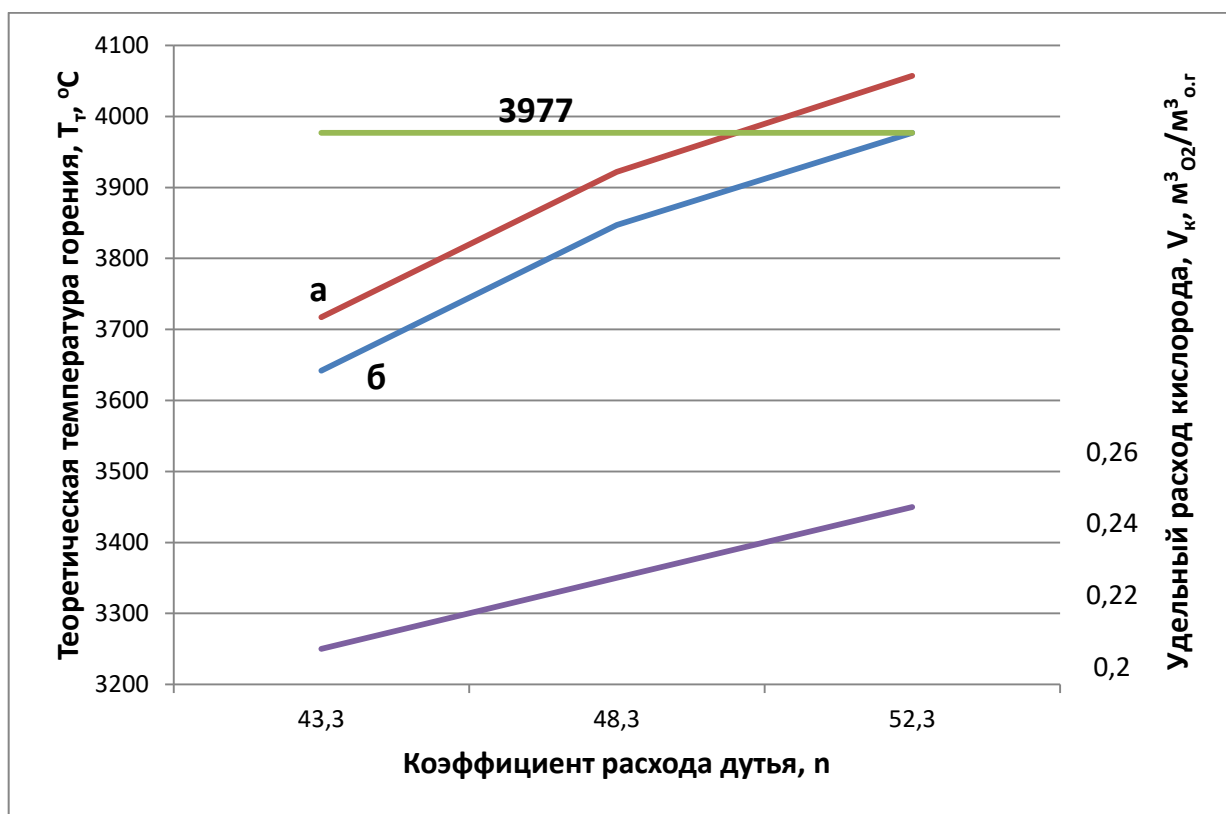
(а) – подогретое дутье; (б) – холодное дутье

Рисунок 12 – Зависимость теоретической температуры горения от коэффициента расхода дутья с содержанием кислорода 60%

Таблица 9 – Результаты расчета процесса дожигания отходящих газов при подаче в зону дожигания технического кислорода и изменении коэффициента расхода дутья

№	Показатели	Обозначение	Коэффициент расхода дутья, n		
			0,45	0,5	0,54
1	2	3	4	5	6
1	Выход газов после дожигания, $\text{м}^3/\text{м}^3_{\text{о.г.}}$	V_{CO_2}	0,184	0,221	0,252
		$V_{\text{H}_2\text{O}}$	0,2313	0,241	0,247
		V_{H_2}	0,0457	0,0364	0,304
		V_{CO}	0,462	0,425	0,394
		V_{N_2}	0,078	0,0782	0,0783
		$V_{\text{у.г.}}$	1,0010435	1,0011595	1,0012522
2	Химически связанная теплота уходящих газов	$Q^{\text{х}}_{\text{у.г.}}, \text{кДж}/\text{м}^3_{\text{у.г.}}$	6320	5755	5300
3	Удельная теплоемкость уходящих газов	$c_{\text{уг}}, \text{кДж}/\text{м}^3_{\text{у.г.}}$	1,94	1,97	2,00
4	Удельный расход кислорода, $\text{м}^3/\text{м}^3_{\text{о.г.}}$	$V_{\text{к}}$	0,21	0,23	0,25
5	Суммарная теплота уходящих газов	$Q_{\text{уг}}, \text{кДж}/\text{м}^3_{\text{уг}}$			
	на холодном кислороде		7173	7737	8155

	на подогретом кислороде		7286	7865	8327
6	Теоретическая температура продуктов дожигания, °С	На холодном кислороде	3642	3847	3977
		На подогретом кислороде	3717	3922	4057
7	Степень дожигания, %	$\alpha_{\text{дож}}$	43,3	48,3	52,3



(а) – подогретое дутье; (б) – холодное дутье

Рисунок 13 – Зависимость теоретической температуры горения и удельного расхода кислорода от коэффициента расхода дутья при подаче в зону дожигания технического кислорода ($\beta_k=0,995$)

Таким образом, экономия кислорода в зоне дожигания наиболее целесообразна за счет понижения степени дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве печи. Компенсировать снижение теплоты, выделяющейся в зоне теплогенерации при этом возможно подогревая дутье, подаваемое на печь. Для базового режима при использовании серийных металлических теплообменников минимально допустимая степень дожигания составляет 46,1 %. При этом часовой расход технического кислорода сократится на 2357 м³/ч.

2.3 Теплофизический анализ работы печи

2.3.1 Исходные данные

Анализ выполнен на основании теплового баланса базовой плавки, представленного в [2].

Температура шихты и дутья на нижних и верхних фурмах принята равной 25 °С, температура ванны 1450 °С, температура уходящих из печи газов 1700 °С.

В расчетах приняты следующие значения параметров расплава в ванне [60].

Средняя удельная теплоемкость: $C_p = 1,0174 + 1,0258 \cdot 10^{-4} T_p$ кДж/кг град.

Теплопроводность $\lambda_p = 3,852[1:2 \cdot 10^{-3}(T_p - 1000)]$ Вт/м·град

Степень черноты при 1450 °С с $\varepsilon_{6.c.} = 0,8$.

В таблице 10 представлены тепловые балансы зоны барботажного слоя и зоны дожигания, а в таблице 11 – удельные показатели базовой плавки, отнесенные к 1 тонне производимого чугуна. Удельные показатели получены на основании данных таблиц 4 и 10. В таблице 12 представлены удельные показатели работы базового образца в сравнении с прогнозными значениями этих величин, приведенными в [29].

Таблица 10 – Тепловой баланс базовой плавки (ГДж/ч)

Приход		Расход	
Шлаковая ванна			
Сгорание угля в ванне	93,91	Нагрев, плавление, восстановление компонентов шихты	222,96
		Испарение и разложение влаги	74,85
		Нагрев газов и угля в ванне	114,23
		Потери охлаждающей водой в ванне	19,04
Зона дожигания			
Дожигание продуктов неполного сгорания над ванной	500,81	Нагрев газов над ванной	87,49
		Потери охлаждающей водой в зоне дожигания	76,15
Итого	594,72	Итого	594,72

Таблица 11 – Удельные показатели базовой плавки

№	Наименование показателя	Размерность	Значение	Примечание
1	2	3	4	5
1	Расход железосодержащего сырья	$T/T_{\text{чуг}}$	2,141	
2	Расход угля	$T/T_{\text{чуг}}$	0,731	
3	Расход извести	$T/T_{\text{чуг}}$	0,014	
4	Расход кислорода	$T/T_{\text{чуг}}$	1,162	812,59 $\text{нм}^3/\text{т}$ чугуна
5	Объем отходящих из печи газов	$\text{нм}^3/T_{\text{чуг}}$	2040	—
6	Общий расход теплоты	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	18,18	100 %
	В том числе:			
6.1	В ванне	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	12,32	67,77
	Нагрев, плавление, восстановление компонентов шихты	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	6,37	51,7
	Испарение и разложение влаги	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	2,14	17,37
	Нагрев газов и угля в ванне	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	3,26	26,46
	Потери с охлаждающей водой в ванне	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	0,54	4,38
6.2	В зоне дожигания	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	5,81	31,96
	Потери физической теплоты с уходящими	$\Gamma \text{Дж}/T_{\text{чуг}}$	1,11	19,1 %

	из печи газами			
	Потери химически связанной теплоты с уходящими газами	$\Gamma_{\text{Дж}}/t_{\text{чуг}}$	2,52	43,37 %
	Потери с охлаждающей водой	$\Gamma_{\text{Дж}}/t_{\text{чуг}}$	2,18	37,52 %
	Удельный расход условного топлива	кг у.т./ $t_{\text{чуг}}$	592,59	—

Таблица 12 – Удельные показатели тепловой работы печи Ромелт в сравнении с литературными данными

№	Наименование показателя	Литературные данные	Данные с базового образца	Примечание
1	2	3	4	5
1	Расход угля, $t/t_{\text{чуг}}$	0,9–1,1	0,731	Разница 18,79 %
2	Расход кислорода	1000–1200	812,59	Разница 18,79 %
3	Суммарная потеря теплоты с уходящими газами		3,63	21,37 % от общего расхода теплоты
В том числе				
	Потеря физической теплоты с уходящими из печи газами, $\Gamma_{\text{Дж}}/t_{\text{чуг}}$		1,11	6,53 % от общего расхода теплоты

	Потеря химически связанной теплоты с уходящими газами		2,52	14,83 % от общего расхода теплоты
4	Суммарные потери теплоты на охлаждаемых элементах печи, ГДж/т _{чуг}		2,72	16 % от общего расхода теплоты
В том числе				
	Потери теплоты в зоне барботажного слоя, ГДж/т _{чуг}		0,54	3,18 % от общего расхода теплоты
	Потери теплоты в надсроевом пространстве, ГДж/т _{чуг}		2,18	12,83 % от общего расхода теплоты
	Суммарная потеря теплоты, ГДж/т _{чуг}		6,35	37,37 %

Как следует из данных таблицы 12 достигнутые на базовом образце результаты с точки зрения расхода угля и кислорода почти на 20 % лучше, чем прогнозировавшиеся.

Обращает на себя внимание относительно невысокие потери теплоты с уходящими газами, приблизительно 22 %. При этом, основную часть потерь составляет химически связанная теплота – более 69 %. Малая доля физически связанной теплоты, теряемой с уходящими газами, объясняется их малым количеством, являющимся следствием применения в зоне дожигания

технического кислорода вместо воздуха или дутья, обогащенного кислородом.

Высокий уровень химического недожога газов определяется их температурой в зоне дожигания. При таких температурах скорости реакций окисления CO и H_2 равны по порядку величин реакциям диссоциации продуктов горения [41].

Чрезвычайно высоки потери теплоты на охлаждаемых элементах печи – 16 % от общих затрат. При этом в зоне барботажного слоя эти потери составляют всего чуть больше 3 %, а в зоне дожигания – почти 13 %

Для разработки рекомендаций по сокращению удельного расхода топлива на производство тонны чугуна выполнили теплофизический анализ тепловой работы печи Ромелт.

2.3.2 Тепловая работа барботажного слоя

В ваннах печей с барботажным слоем при движении слоя со скоростью большей чем 1 мм/с перенос массы целевого компонента осуществляется в основном конвективным механизмом [42]. Зависящая от гидродинамики барботажного слоя, интенсивность переноса характеризуется значениями эффективных коэффициентов теплопроводности и молекулярной диффузии. При боковой продувке возможны три принципиально отличающихся друг от друга гидродинамических режима истечения газа из сопла: пузырьковый, переходной и струйный. Два первых режима характерны неравномерным распределением газа по объему барботажного слоя. Соответственно и интенсивность перемешивания ванны неравномерна. В известном смысле гидродинамика ванны при этих режимах продувки соответствует периферийному ходу доменной печи. При струйном режиме достигается более равномерное распределение газа по объему барботажного слоя и более качественное его перемешивание.

Для определения режима истечения газа на печах типа Ромелт Г.С. Сборщиков предложил использовать безразмерный комплекс [43]:

$$Gn = \frac{\rho_{\text{г}} \cdot w_{\text{г}}^2}{\rho_{\text{ж}} \cdot g \cdot h_{\text{ж}}} \quad (11)$$

где $\rho_{\text{г}}$ – плотность газового потока, кг/м³;

$w_{\text{г}}$ – скорость газа на выходе из фурмы, м/с;

$\rho_{\text{ж}}$ – плотность жидкой фазы, кг/м³;

$h_{\text{ж}}$ – высота слоя жидкости над продольной осью фурмы, м;

g – ускорение свободного падения, м/с².

Этот комплекс по предложению автора был назван критерием М.А. Глинкова.

Пузырьковый режим истечения соответствует значению $Gn \leq 1$, переходный режим $1 < Gn < 3$, струйный режим $Gn > 3$. Воспользовавшись критерием Глинкова определили режим истечения дутья через нижние фурмы базового образца. Площадь поперечного сечения печи в фурменной зоне 28 м², ширина рабочего пространства 2,5 м. На печи установлено 24 фурмы для подачи дутья в расплав. Диаметр выходного отверстия фурмы $d_0 = 35$ мм. Расход дутья на фурмы 15 000 нм³/ч. В пересчете на одну фурму 0,21 м³/с. Принимая плотность дутья, обогащенного кислородом до 60 %, равной 1,28 кг/м³, плотность шлака $\rho_{\text{ж}} = 2750$ кг/м³, а высоту шлаковой ванны над осью фурм при отсутствии барботажа $h_{\text{ж}} = 1$ м получаем значение критерия Глинкова равным 2,2. Таким образом, на базовом образце реализован переходной режим продувки. Оценили по порядку величин часть объема барботажного слоя, активно участвующего в процессах теплообмена. Согласно эмпирической формуле Г.Т. Альмусина глубина проникновения газа в расплав равна [43]:

$$l = 5,44 \cdot d_0 \cdot (Gn \cdot H)^{0,24} \quad (12)$$

где l – глубина проникновения газа в барботажный слой, м;

d_0 – диаметр выходного отверстия фурмы, м;

Gn – критерий Глинкова;

$H = \frac{h_{ж}}{d}$ – безразмерная высота шлаковой ванны над осью фурмы.

Для базовой плавки $l=0,54$ м. Фурмы располагаются на противоположных стенках печи. Следовательно, при ширине печи 2,5 метра в активное перемешивание вовлечен пристеночный слой ванны, толщиной 0,5 м, т.е. примерно 43 % ширины барботажного слоя (если не считать активную циркуляцию в горизонтальной плоскости поверхностного слоя ванны). С переходом на струйный режим продувки только за счет более чем двукратного увеличения межфазной поверхности тепломассообмена можно ожидать двукратное повышение удельной производительности печи. Этому будет способствовать также повышение качества и интенсивности перемешивания ванны [44]. Однако, как показали физико–химические исследования плавки, изменение гидродинамического режима продувки допустимо только в случае жесткого ограничения подачи кислорода в барботажный слой. Предназначение кислорода в слое – активизация горения той части угля, которая подается в качестве топлива. Вместе с тем сжигание угля в барботажном слое, как и любого другого вида топлива, если оно преследует чисто энергетические цели, нецелесообразно и очень затратно [39]. Это отчетливо видно на примере погружного сжигания природного газа. При погружном горении процесс сжигания топлива практически неуправляем и крайне экстенсивен. Он протекает даже при применении кислорода с большим химическим недожогом, существенно

превышающим технологически необходимые пределы. Связано это с тем, что горящая частичка угля окружена в расплаве пузырем, или какой-либо иной полостью, заполненной продуктами сгорания, концентрация которых по мере выгорания кислорода непрерывно возрастает. Как только она достигает предела воспламенения – горение прекращается. Этим определяется степень химического недожога каждой частицы угля.

Все это имеет место в работе базового образца и поэтому в объеме ванны генерируется только третья часть необходимой теплоты, а остальная часть передается на поверхность слоя из зоны дожигания за счет теплообмена. В этих условиях, при наличии неравномерного перемешивания ванны, ее тепловая работа приближается к тепловой работе ванны мартеновской или дуговой сталеплавильных печей. Как и для них имеет место локальный перегрев поверхности и наличие серьезных перепадов температур по объему ванны, что крайне нежелательно с точки зрения технологии плавки. Неравномерное распределение температуры по объему ванны было подтверждено прямыми замерами температуры на поверхности ванны и в фурменной зоне печи Ромелт с помощью погружной термопары. При температуре поверхности 1460°C температура в фурменной плоскости, в области зоны продувки оказалась равной 1230°C .

Подобное распределение температуры в объеме ванны подтверждает отсутствие в значительной части ее объема перемешивания расплава.

Теплофизический анализ работы барботажного слоя показал следующее:

1. Потери теплоты через систему принудительного охлаждения этой зоны печи весьма ограничены.

2. Ванна обладает большими потенциальными возможностями в плане повышения удельной производительности печи по перерабатываемому сырью за счет вовлечения в процессы активного тепломассообмена застойных объемов слоя, что повлечет снижение удельного расхода топлива.

3. Следует признать неудовлетворительным существующий механизм генерации теплоты в объеме барботажного слоя.

2.3.3 Теплофизический анализ процессов, протекающих в надслоевом пространстве

В надслоевом пространстве располагается основная зона теплогенерации печи Ромелт, зона дожигания отходящих газов. Передача теплоты из зоны теплогенерации в зону технологического процесса – барботажный слой, происходит за счет радиационно–конвективного теплообмена. Количество и интенсивность передаваемой теплоты зависят от температуры в зоне дожигания, геометрии этой зоны, гидродинамики барботажного слоя и массы возвращающегося в слой уноса, а также от оптических свойств среды в надслоевом пространстве.

Независимо от режима продувки и параметров барботажного слоя в надслоевом пространстве можно выделить две зоны. Первая зона – зона сепарации уноса. Вторая зона, располагающаяся выше, характеризуется практически отсутствием сепарации, это – зона транспортируемого уноса [45].

Оптимальным является режим, когда зона дожигания локализована в зоне сепарации. В этом случае в зоне сепарации развивается максимальная температура, там же находятся все частицы возвращаемого в слой уноса. Таким образом создаются условия для максимальной интенсивности как конвективного, так и радиационного теплообмена между зоной дожигания и барботажным слоем.

Определили предельное количество теплоты, которое может быть передано из зоны дожигания барботажному слою конвекцией, т.е. за счет возвращаемого уноса.

Основу возвращаемого уноса составляют капли расплава, образующиеся на поверхности барботажного слоя при выходе из него отходящих газов.

Существует два основных механизма образования брызг при барботаже газа через жидкость:

- 1) вследствие освобождения поверхностной энергии при разрыве пузыря на выходе из слоя;
- 2) вследствие срыва капель потоком газа, движущимся с высокой скоростью относительно жидкости.

При пузырьковом и переходном режимах продувки образование брызг происходит по первому механизму [46].

Капли, оторвавшиеся от поверхности барботажного слоя с вертикальной составляющей скорости $u_{к.нач}$, поднимаются на некоторую высоту, при этом затрачивая запас кинетической энергии на увеличение своей потенциальной энергии и преодоление сопротивления окружающей среды движению капли, которое зависит от соотношения между скоростями движения капли и газа. Если высота подъема капли больше высоты надслоевого пространства, то эти капли уносятся за пределы барботера. Если эта высота меньше высоты надслоевого пространства, капли возвращаются обратно в слой.

Высота, на которой скорость капли становится равной скорости ее витания, определяет минимально необходимую высоту зоны сепарации надслоевого пространства, $z_{з.с.}$. Она зависит от величины вертикальной составляющей начальной скорости капли, $u_{к.нач}$ размера, плотности, величины коэффициента поверхностного натяжения капли, а также от скорости и плотности газа. Эта высота называется критической высотой надслоевого пространства. Обычно $z_{з.с.}$ выражается в калибрах выходного отверстия нижних фурм [45–51]:

$$z_{кр} = \frac{z_{з.с.}}{d_0} \quad (13)$$

где $z_{з.с.}$ – высота зоны сепарации, м;

d_0 – диаметр выходного отверстия нижних фурм, м.

Для базового режима продувки определили характерный размер капли возвращаемого уноса. Максимальный диаметр капель, образующихся на выходе из барботажного слоя, определили по формуле Кобуса [50]:

$$d_{к.мах} = 3,6 \cdot 10^{-3} d_0^{0,33} = 1168 \cdot 10^{-6}, \text{ м} \quad (14)$$

Максимальный диаметр капель, уносимых отходящими из печи газами, определили из формулы витания капли [45]:

$$d_{к\text{ вит}} = 0,75 \frac{\underline{u}^2 C_{\partial} \rho_{\Gamma}}{g(\rho_{ж} - \rho_{\Gamma})} = 12,73 \cdot 10^{-6}, \text{ м} \quad (15)$$

где $\underline{u}$ – осредненная газовая нагрузка, в надслоевом пространстве печи,

$\underline{u}=0,5$ м/с;

C_{∂} – динамический коэффициент сопротивления капли [50]:

$$C_{\partial} = \frac{22,8}{Re_{к}} + \frac{6,67}{\sqrt{Re_{к}}} + 0,33 \quad (16)$$

$$Re_{к} = \frac{\underline{u} d_{к\text{ мах}}}{\nu_{\Gamma}} \quad (17)$$

Значение числа Рейнольдса в уравнении (16): $Re_{к} = 2,64$, а динамический коэффициент сопротивления капли в уравнении (15): $C_{\partial} = 13,07$.

Характерный диаметр возвращаемого в слой уноса определили по формуле:

$$d_k = \sqrt{d_{k \text{ вит}} \cdot d_{k \text{ max}}} \quad (18)$$

Получили $d_k = 122 \cdot 10^{-6}$, м

Высоту зоны сепарации, $z_{\text{кр}}$, определили на основании теории гидродинамики газового потока с тяжелыми частицами [50]. Для приближенного расчета приняли ряд допущений: вылетающие в надслоевое пространство капли представляют собой твердые сферические частицы, режим омывания - стоксовский, безотрывный характер. В надслоевом пространстве агрегата поток плохо турбулизирован. В поперечном направлении градиент вертикальной составляющей скорости достаточно невелик. Сказанные выше допущения существенно упрощают математическую модель турбулентного двухфазного потока, удалив из нее слагаемые, учитывающие действие турбулентной диффузии, силы Магнуса, а также процессы миграционного переноса. В результате математическая модель преобразуется в уравнение одномерного движения одиночной капли в восходящем потоке газа:

$$m_k \frac{du_k}{dt} = C_D \frac{\rho_g(u_g - u_k)|u_g - u_k| \pi d_k^2}{2} - \frac{\pi d_k^3}{6} (\rho_{\text{ж}} - \rho_g)g \quad (19)$$

После деления всех слагаемых уравнения (19) на $m_k = \frac{\pi d_k^3}{6} \rho_{\text{ж}}$ и учитывая, что $u_k = \frac{dz}{dt}$, откуда $dt = \frac{dz}{u_k}$, получим:

$$\frac{u_k du_k}{dz} = \frac{3}{4} C_D \frac{\rho_\Gamma}{\rho_{\text{ж}}} \frac{1}{d_k} (u_\Gamma - u_k) |u_\Gamma - u_k| - \left(1 - \frac{\rho_\Gamma}{\rho_{\text{ж}}}\right) g \quad (20)$$

где u_k изменяется от $u_{k \text{ нач}}$ до 0;

$u_{k \text{ нач}}$ – скорость капли на выходе из слоя;

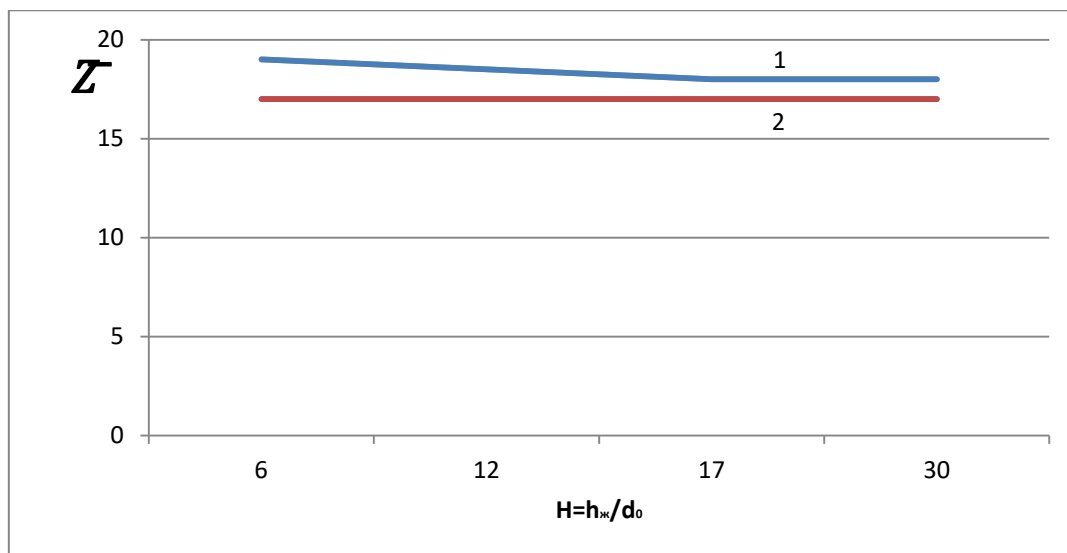
u_Γ изменяется от $u_{\Gamma \text{ нач}}$ до $\underline{u}$;

$u_{\Gamma \text{ нач}}$ – скорость газа на выходе из слоя.

Условиями однозначности уравнения (20) являются параметры газожидкостного потока на выходе из барботажного слоя, которые находятся в процессе решения задачи Г. Н. Абрамовича [49]. Окончательно получили: удельный брызгоунос на выходе из барботажного слоя $\omega_0 = 4,27 \text{ кг/м}^3$ отходящих газов; средняя скорость капли в зоне сепарации $\underline{u}_k = 0,245 \text{ м/с}$.

Результаты расчета относительной высоты зоны сепарации как функции высоты барботажного слоя для пузырькового и базового режимов продувки, представлены графически на рисунке 14.

Из графиков следует, что увеличение глубины барботажного слоя при доструйных режимах продувки не приводит к изменению размеров образующихся капель, т.е. механизма их образования. Высота зоны сепарации для базового режима составляет 17,8 калибра. Если диаметр фурмы $d_0 = 35 \text{ мм}$, то зона сепарации будет иметь высоту $z_{\text{з.с.}} = 0,623 \text{ м}$ над поверхностью барботажного слоя.



1. $Gn=0,61$ – пузырьковый режим продувки;

2. $Gn=2,26$ – переходной режим продувки

Рисунок 14 – Зависимость высоты зоны сепарации надслоевого пространства от высоты слоя

Время пребывания капли в зоне сепарации определяли по формуле:

$$\tau = \frac{2z_{з.с.}}{u_k} \quad (21)$$

Получили $\tau = 5,159$ сек

Массу возвращаемого в ванну уноса определяли по формуле:

$$M = \Delta\omega V_{o.g.}, \frac{\text{кг}}{\text{час}}, \quad (22)$$

где $\Delta\omega = \omega_0 - \omega_r, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$

Удельное значение массы транспортируемого уноса определили по формуле Н. К. Николаенко [46]:

$$\omega_T = \omega_0 \exp(12H_0 - 0,45z) \quad (23)$$

Для базового режима $\omega_T=0,016 \text{ кг/м}^3$, а масса возвращаемого уноса равна

$$M=303\,433 \text{ кг/ч}$$

Основные теплофизические процессы, протекающие в зоне сепарации надслоевого пространства – теплообмен капли с окружающим газом и движение капли относительно потока. Нагрев частиц внутри этой зоны может происходить только за счет конвективного теплообмена с уходящими газами. В связи с высокой концентрацией дисперсных частиц в зоне сепарации радиационный теплообмен между частицами и газом, так же, как и между собой, не приводит к изменению температуры частиц, т.к. все они не только принимают на свою поверхность падающее излучение, но и сами диффузно излучают собственную энергию. Поэтому результирующий поток лучистой энергии на поверхности капли равен нулю [43].

Характеристическое время межфазного теплообмена определили по формуле [52]:

$$t_0 = \frac{t_\Gamma + t_K}{t_\Gamma \cdot t_K} \quad (24)$$

где t_Γ – время, в течении которого отходящие газы, попадая в надслоевое пространство, разогреваются до температуры зоны сепарации при условии, что эта температура остается величиной постоянной.

$$t_\Gamma = \frac{\frac{\varphi}{1-\varphi} \cdot c_\Gamma \cdot \rho_\Gamma \cdot z_{3c}^2}{3\alpha} \quad (25)$$

Из (25) получили $t_\Gamma=1,56 \text{ с}$.

t_K – время, за которое капля в зоне сепарации прогревается до предельно возможной температуры при условии, что температура окружающей среды остается величиной постоянной:

$$t_k = \frac{c_k \cdot \rho_k \cdot d_k^2}{6\alpha} \quad (26)$$

где α – коэффициент межфазной теплоотдачи, $\alpha = 29 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{град}}$ [52]

Из формулы (26) получили $t_k = 2,357 \text{ с}$

φ – среднее по объему зоны сепарации газосодержание [53]

$$\varphi = 0,64$$

$$t_0 = 1,065 \text{ с}$$

Продолжительность начального периода нагрева капли в зоне сепарации определили по формуле [51]:

$$t_k^H = \frac{1}{\pi^2} \frac{c_k \rho_k r_k^2}{\lambda_k} \quad (27)$$

Получили: $t_k^H = 0,001 \text{ с}$

Режим нагрева капли определили рассчитав для нее значение критерия Био по формуле:

$$Bi_k = \frac{\alpha \cdot r_k}{\lambda_k} = 0,002 \quad (28)$$

где λ_k – коэффициент теплопроводности капли

$$\lambda_k = 3,852[1 + 2 \cdot 10^{-3}(T_k - 1000)] = 5,65 \frac{\text{Вт}}{\text{м град}} \quad (29)$$

Т.к. $Bi_k \ll 0,3$ то по истечении 0,001 секунды после начала нагрева в капле реализуется режим нагрева термически тонкого тела. При этом

температура во всех точках объема капли в любой момент времени будет одинаковой, а ее изменение во времени будет происходить по экспоненциальному закону [39]:

$$\delta T = (T_{з.с.} - T_{к\text{ нач}}) \exp\left(-\frac{t}{t_0}\right) \quad (30)$$

где $\delta T = (T_{з.с.} - T_{к\text{ нач}})$ – избыточная начальная температура капли, °С;

$T_{к}$ – текущее значение температуры капли, °С;

$T_{к\text{ нач}}$ – температура капли на входе в зону сепарации, °С;

t – текущий момент нагрева, с;

t_0 – характеристическое время процесса теплообмена в зоне сепарации, с.

Подставив в уравнение (30) $T_{к.нач}=1450$ °С и $t=5,159$ с нашли величину подогрева капли для пяти значений степени дожигания отходящих газов в зоне сепарации, взятых из таблицы 8. Количество теплоты, приносимое возвращаемым уносом в барботажный слой, за 1 час, определили по формуле, кДж/ч:

$$Q = M c_k \Delta T \quad (31)$$

где c_k – удельная теплоемкость капли, кДж/кг·град;

$\Delta T = T_{к} - T_{б.с.}$ – избыточная температура капли на входе в барботажный слой.

Результаты расчетов сведены в таблицу 13.

Таблица 13 – Расчеты конвективного переноса теплоты из надслоевого пространства в барботажный слой при дожигании отходящих газов в зоне сепарации

Степень дожигания, %	43,3	52,5	58,8	68,9	89,6
Теоретическая температура горения в зоне сепарации, $T_{\text{т}}$, °С	3462	3597	3707	3997	4412
Действительная температура в зоне сепарации, $T_{\text{с}}$, °С	1499	1888	2180	2754	3953
Температура возвращаемого в ванну уноса, °С	1497,5	1874,64	2157,74	2714,23	3876,66
Количество теплоты, приносимое уносом, Q , ГДж/ч	16,9	155,9	266,02	497,1	1041,96

Базовому режиму работы соответствуют данные третьего столбца ($a_{\text{дож}}=58,8$). Из них следует, что в пределах зоны сепарации наиболее вероятная температура близка 2000 °С, а в слой будет передаваться с возвращаемым уносом 266 ГДж/ч теплоты, т. е. примерно половина всей теплоты, поступающей из зоны дожигания. Увеличивать количество теплоты, поступающей в ванну с возвращаемым уносом возможно повышая температуру в зоне дожигания, либо увеличивая массу возвращаемого уноса.

В первом случае потребуется увеличить степень дожигания отходящих газов, что повысит удельный расход кислорода на производство 1 тонны чугуна, а во втором – для увеличения массы возвращаемого уноса без изменения расхода дутья на нижние фурмы необходимо увеличить высоту барботажного слоя. Однако, при этом, как следует из формулы критерия Глинкова, переходной режим продувки приблизится к пузырьковому или перейдет в него. В обоих случаях ухудшится перемешивание ванны, что вызовет понижение интенсивности тепломассообмена в ней, и, как следствие, производительности печи по перерабатываемому сырью. Таким образом, при существующей схеме отопления интенсифицировать конвективный перенос теплоты из зоны дожигания в барботажный слой практически невозможно.

Вторым механизмом теплообмена между зоной дожигания и барботажным слоем является радиационный теплообмен.

Особенность радиационного теплообмена между зоной дожигания и барботажным слоем заключается в следующем: в зоне дожигания существует две области с разной концентрацией дисперсных частиц: зона сепарации, концентрация дисперсных частиц в объеме которой составляет 36 %, и зона транспортируемого уноса, концентрация дисперсных частиц в которой составляет не более 2 % [46].

В связи с этим механизмы радиационного теплообмена между поверхностью барботажного слоя и зонами сепарации и уноса будут различными. Зона сепарации излучает тепловую энергию на поверхность барботажного слоя как абсолютно черное тело, то есть степень черноты этой зоны равна единице. В процессе излучения зоны транспортируемого уноса на поверхность барботажного слоя, зона сепарации является экраном, причем, в связи с тем, что это абсолютно черное тело на поверхность барботажного слоя будет попадать только собственное излучение зоны сепарации, так как вся лучистая энергия, передаваемая из зоны транспортируемого уноса, будет поглощаться в зоне сепарации.

Таким образом, для оптимизации подогрева барботажного слоя необходимо локализовать зону дожигания отходящих газов в пределах зоны сепарации. Для этого необходимо весь окислитель, подаваемый для дожигания отходящих газов, направлять непосредственно в зону сепарации. Это позволит не растягивать процесс горения по высоте надслоевого пространства и в значительной степени сократит потери теплоты через ограждения надслоевого пространства, и с уходящими газами.

Если дожигание отходящих газов локализовано в зоне сепарации, то результирующий тепловой поток из зоны транспортируемого уноса в зону сепарации будет отрицательным, т.е. зона транспортируемого уноса будет подогреваться за счет теплоты зоны сепарации. Частичный перенос процесса дожигания в зону транспортируемого уноса приведет к уменьшению как конвективного, так и лучистого потоков теплоты из зоны дожигания в барботажный слой, так как при этом понизится температура в зоне сепарации.

В связи с изложенным вклад лучистой составляющей в тепловой баланс процесса Ромелт определили, изучая радиационный теплообмен между зоной сепарации и барботажным слоем при работе печи в базовом режиме и локализации дожигания отходящих газов в зоне сепарации ($a_{\text{дож}}=0,6$). Так как дожигание происходит по всему объему зоны сепарации, то принимаем, что предельно возможная температура будет одинаковая во всех точках этой зоны. Далее приняли поверхность барботажного слоя и поверхность зоны сепарации как две плоские параллельные поверхности, а площадь поверхности барботажного слоя равной $S_{\text{бс}}=54 \text{ м}^2$ [61]. В этом случае поток результирующего излучения от зоны сепарации на поверхность барботажного слоя определяется уравнением [39]:

$$Q_{\text{б.с.}}^{\text{л}} = 3600 S_{\text{б.с.}} \sigma_0 \varepsilon_{\text{пр}} (T_{\text{з.с.}}^4 - T_{\text{б.с.}}^4) \frac{\text{Дж}}{\text{час}} \quad (32)$$

где $\sigma_0 = 5,67 \cdot 10^{-8} \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \text{К}^4}$ – константа Стефана–Больцмана;

$\varepsilon_{\text{пр}}$ – приведенная степень черноты рассматриваемой системы
определяется из формулы [39]:

$$\varepsilon_{\text{пр}} = \frac{1}{\frac{1}{\varepsilon_{\text{зс}}} + \frac{1}{\varepsilon_{\text{бс}}} - 1} \quad (32)$$

где $\varepsilon_{\text{зс}} = 1$ – степень черноты зоны сепарации.

Получим $\varepsilon_{\text{пр}} = 0,8$

Тепловой поток излучения равен

$$Q_{\text{б.с.}}^{\text{л}} = 230,255 \frac{\text{ГДж}}{\text{ч}}$$

Суммарная величина расчетного теплового потока, поступающего в барботажный слой из зоны дожигания за час при работе в базовом режиме, составляет 496,275 ГДж, что практически совпадает с балансовыми данными базовой плавки. Если учесть, что в расчете принимались оптимальные условия дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве, то полученный результат свидетельствует об отсутствии возможности сократить удельный расход топлива за счет оптимизации процесса дожигания. Сократить удельный расход топлива на базовом агрегате при неизменной температуре в надслоевом пространстве возможно за счет уменьшения потерь теплоты в системе принудительного охлаждения ограждений верхнего строения печи. Высокие потери теплоты в этой системе

связаны с отсутствием на рабочей поверхности верхних кессонов искусственной теплоизоляции. В этом случае образующийся на ней гарнисаж, не может быть необходимой толщины и иметь нужное тепловое сопротивление. Кроме того, эта корочка механически слабо прикреплена к поверхности кессона и периодически отрывается от нее, оголяя металлическую поверхность кессона. При этом изменяется температура рабочей поверхности кессона, а вслед за ней и плотность теплового потока, отводимого от нее к охлаждающей среде. При температуре наружной поверхности кессона, равной $400\text{ }^{\circ}\text{C}$ плотность теплового потока, отводимого от внутренней поверхности трубок, при наличии гарнисажа составляет $6000 - 20000\text{ Вт/м}^2$, а при его отсутствии – $120000 - 180000\text{ Вт/м}^2$ [54].

Кессоны, расположенные в барботажном слое, постоянно контактируют с расплавом, который на поверхности кессона неподвижен, либо слабо подвижен в силу вязкого трения. Этот слабо подвижный слой расплава защищает поверхность кессона от прямого теплового воздействия ванны даже в тех случаях, когда гарнисаж отстает от его поверхности либо расплавляется на ней. В надслоевом пространстве такой надежной тепловой защиты, особенно в его верхней части – в зоне транспортируемого уноса, не существует. Относительно небольшое количество брызг расплава, попадая на их поверхность, в виде тонкой пленки сползает в слой с боковых кессонов и в виде капель отрывается от потолочных и наклонных кессонов надслоевого пространства. Оставшаяся тонкая корочка застывшего на металлической поверхности расплава, как указывалось выше, механически не прочна и не может быть эффективной теплоизоляцией. В то же время в этой зоне максимальная температура и, соответственно, максимальная плотность теплового потока на ограждения рабочего пространства.

Для существенного сокращения потерь теплоты в системе принудительного охлаждения надслоевого пространства печи Ромелт

необходимо изменить конструкцию верхних кессонов на ошипованные с огнеупорной набивкой.

Практика применения плавильных циклонов показывает, что это мероприятие позволяет довести потери теплоты с охлаждающим агентом в системе принудительного охлаждения до 5–7 % от общего расхода [31]. К сожалению, нехватка исходных данных не позволила оценить для базового варианта экономию топлива, которую можно получить при реализации указанного мероприятия.

Таким образом, теплофизический анализ процессов, протекающих в надслоевом пространстве печи, позволяет сделать следующие выводы:

1. Теплота из надслоевого пространства в барботажный слой передается в равных долях конвекцией и излучением.

2. При фиксированных температуре в надслоевом пространстве и режиме продувки ванны невозможно увеличить тепловой поток из зоны дожигания в барботажный слой. Предельно достижимая величина указанного потока соответствует значению, полученному на базовом образце и достигнута в результате локализации зоны дожигания отходящих газов в зоне сепарации уноса.

3. Большие потери теплоты в системе принудительного охлаждения верхнего строения печи можно сократить за счет нанесения на их поверхность огнеупорной теплоизоляции. Это позволит примерно втрое сократить потери теплоты в системе принудительного охлаждения верхнего строения печи.

2.3.4 Теплотехнический анализ процесса утилизации теплоты отходящих газов

Согласно тепловому балансу базового варианта процесса Ромелт с уходящими газами, покидающими рабочее пространство печи, уносятся

201,72 ГДж/ч теплоты, т. е. примерно 34 % от теплового баланса. 69 % от этого количества составляет химически связанная теплота. Дожигание горючих компонентов и утилизация теплоты уходящих газов происходит в котле–утилизаторе, расположенном на газоходе за печью. При этом вырабатывается до 250 т/ч пара энергетических параметров ($P=3,9$ МПа, $T=440$ °С) [2]. Подобная схема утилизации теплоты уходящих газов, называемая разомкнутой, или схемой внешнего теплоиспользования, не влияет на удельные технологические и теплотехнические показатели процесса плавки. В связи с этим она не является оптимальной с точки зрения задач, поставленных в настоящей работе. Наиболее целесообразной в данном случае является замкнутая или рекуперативная схема использования теплоты уходящих газов, при реализации которой отнимаемая у газов теплота возвращается в рабочее пространство печи. Рекуперация теплоты может осуществляться за счет подогрева воздуха и кислорода, поступающих в печь. Как было показано в параграфе 2.2.3, за счет этого, не нарушая теплотехнический режим, в печь можно вернуть 12,25 ГДж/ч или 6 % теплоты уходящих газов. При этом не требуется создавать специальную конструкцию теплообменных аппаратов [31]. Несколько сложнее, но также возможно организовать предварительный нагрев шихты, поступающей на плавку. Для этого необходимо уголь, подаваемый вместе с железосодержащими материалами и флюсами, доставлять в загрузочную точку отдельно. В таком случае появится возможность подогреть шихту за счет теплоты уходящих газов до 600 °С во вращающейся трубчатой печи. В целом, за счет применения рекуперативного метода утилизации в рабочее пространство печи можно вернуть до 48 % или 85,41 ГДж/ч от суммарной (химическая и физическая) теплоты уходящих газов.

Для расчета ожидаемой экономии топлива определили теплоту сгорания используемого в процессе угля. Судя по данным технического состава (таблица 2) это отсев угля марки СС Кузнецкого месторождения. В

пересчете на рабочую массу его химический состав принят следующим: 61,5 C^p; 3,7 H^p; 0,3 S^p; 1,5 N^p; 18,2 A^p; 5,8 O^p; 9 W^p.

Низшую теплоту сгорания угля определили по формуле Менделеева:

$$Q_H^p = 0,338C^p + 1,025H^p - 0,108(O^p - S^p) - 0,025W^p \quad (33)$$

Получили $Q_H^p = 23,76$ МДж/кг

Экономия топлива составит при этом 3595 кг/ч угля или 14% часового расхода.

Оставшуюся часть теплоты уходящих газов можно использовать по разомкнутой схеме. В том числе и для выработки пара. Необходимо, однако учесть, что котел–утилизатор за печью является вспомогательным оборудованием и для него будет характерен неустойчивый режим работы. В связи с этим не следует планировать установку жесткой схемы печь–котел–турбина–генератор. Вырабатываемый на печи водяной пар целесообразно продавать потребителю (например на ТЭЦ) в качестве продукта с ненормируемыми параметрами.

2.4 Обсуждение результатов исследования

Проведенные исследования работы печи Ромелт свидетельствуют о безусловной перспективности этого агрегата. Техничко–экономические показатели, достигнутые на опытно–промышленной печи, существенно превосходят прогнозы, имеющиеся в современной литературе. Принцип высокотемпературной переработки сырья в расплаве с регулируемым химическим составом, не требующий предварительной подготовки сырья и топлива, заложенный в основу процесса Ромелт, делает его привлекательным для многих отраслей промышленности.

Задача, поставленная в настоящей работе, предлагала найти возможность понизить удельный расход кислорода и топлива на печи. Для решения поставленной задачи выполнены физико–химический и теплофизический анализ работы и конструкции базового образца. В связи с тем, что в работе использовались численные значения конкретных величин, характерные для базового образца, полученные численные значения изучаемых показателей применимы именно к этому варианту. Однако, выводы, сделанные по результатам этих анализов, носят объективный характер.

Для базового варианта процесса Ромелт возможно улучшить удельные показатели, расход кислорода и расход угля, за счет следующих мероприятий:

1. Расход кислорода можно сократить за счет регулирования степени дожигания отходящих газов в надслоевом пространстве печи. Предельная экономия составит 7,4 %. При этом часовой расход кислорода сократится на 2357 м^3 . Реализация этой рекомендации потребует применения подогрева воздуха и кислорода, подаваемых на печь, в отдельных подогревателях.

Трубчатый змеевиковый конвективный рекуператор для подогрева кислорода должен иметь поверхность $350\text{--}370 \text{ м}^2$ и занимать объем около 27 м^3 , а радиационный трубчатый рекуператор для подогрева воздуха – поверхность $55\text{--}60 \text{ м}^2$ и объем около 28 м^3 .

2. Для сокращения расхода угля необходимо организовать подогрев воздуха, кислорода и шихты за счет физической и химической теплоты уходящих газов.

Для этого на трассе газохода установить трубчатую вращающуюся печь и перенести в нее частичное дожигание уходящих газов.

При подогреве шихты до 600°C , воздуха до 500°C , а кислорода до 400°C экономия угля составит 14 % от общего часового расхода. Кроме того, сократить расход топлива можно применив в надслоевом пространстве печи

Ромелт ошипованные кессоны с огнеупорной набивкой. Практика применения подобных кессонов на плавильных циклонных агрегатах показала, что они позволяют сократить тепловые потери с охлаждающим агентом до 3–7 % от общего расхода.

Предлагаемые изменения обеспечат повышение технико–экономических показателей действующей схемы процесса Ромелт, однако не создадут принципиальных условий для его дальнейшего развития. Это развитие должно происходить в направлении полного исключения применения технологического кислорода, предельной интенсификации процесса плавки за счет улучшения качества перемешивания барботажного слоя, понижения температуры в надслоевом пространстве печи, предельного повышения степени использования теплоты расходуемого топлива непосредственно в процессе. Для реализации перечисленных требований необходимо изменить схему теплогенерации в печи. Прежде всего необходимо отказаться от сжигания топлива в барботажном слое и его дожигания в надслоевом пространстве печи. Это позволит управлять процессом горения и снизить температуру в надслоевом пространстве печи.

Необходимо также перевести гидродинамику барботажного слоя в режим идеального смешения, для чего перейти на струйный режим продувки. Наконец потребуются коренным образом изменить систему утилизации химической и физической теплоты уходящих из печи газов.

Для сокращения потерь теплоты и энергии в системе принудительного охлаждения печи необходимо перевести ее целиком на испарительное охлаждение. Это помимо экономии теплоты, позволит на порядок сократить расход химочищенной воды и повысит надежность работы кессонов, а также сократить насосный парк, обслуживающий систему охлаждения.

В третьей главе представлены результаты разработки одной из возможных схем реализации сформулированных выше рекомендаций.

3 Принципиальная схема процесса и печи жидкофазного восстановления

На основании обсуждения результатов исследований предпринята попытка разработать принципиальную схему процесса и печи жидкофазного восстановления железа.

В качестве образца принята разработанная институтами Гинцветмет, Вницветмет и Вниипромгаз и внедренная на Чимкентском свинцовом заводе и Рязанском заводе «Рязцветмет» технология переработки шлаков тяжелых цветных металлов в печах с барботажным слоем и газовым отоплением [56].

3.1 Исходные данные

Реконструкции подлежит базовый вариант печи Ромелт. Производительность печи по чугуну 35 т/ч, технический состав угля, используемого в качестве восстановителя, приведен в таблице 2. Состав шихтовых материалов представлен в таблице 3. Шихта поступает в печь сухой и подогретой до 600°C. Расход угля на восстановление и науглероживание железа 0,470 кг на 1 кг чугуна или 16 450 кг/ч. Часовой расход шихты $G_{\text{ших}} = 75\,434$ кг/ч [29].

Изменения химического состава шихты и отходов плавки в связи с изменением расхода угля в расчетах не учитывались. Отопление печи производится природным газом. Состав газа, %: 94,95 CH_4 , 1 C_2H_6 , 0,305 C_3H_8 , 0,12 C_4H_{10} , 0,205 C_6H_{12} , 0,8 CO_2 , 2,62 N_2 . Низшая теплота сгорания $Q_{\text{н}}^{\text{p}} = 35\,485$ кДж/м³. Плотность при нормальных условиях $\rho_{\text{ог}} = 0,761$ кг/м³. Теоретический расход воздуха $V_{\text{в}}^{\text{o}} = 9,39$ м³/м³. Состав продуктов сгорания при $n=1$, м³/м³: $V_{\text{CO}_2}^{\text{o}} = 1$; $V_{\text{N}_2}^{\text{o}} = 7,45$; $V_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{o}} = 2,11$. Объем продуктов сгорания $V_{\text{п.с}}^{\text{o}} = 10,56$ м³/м³.

Температура ванны $T_p=1350\text{ }^{\circ}\text{C}$; температура отходящих газов на выходе из ванны $T_{o.r}=1350\text{ }^{\circ}\text{C}$. Температура воздуха на входе в топку $T_b=500\text{ }^{\circ}\text{C}$. Потеря теплоты в системе принудительного охлаждения – 6 % от общего расхода теплоты [31].

3.2 Описание новых вспомогательных систем установки жидкофазного восстановления железа

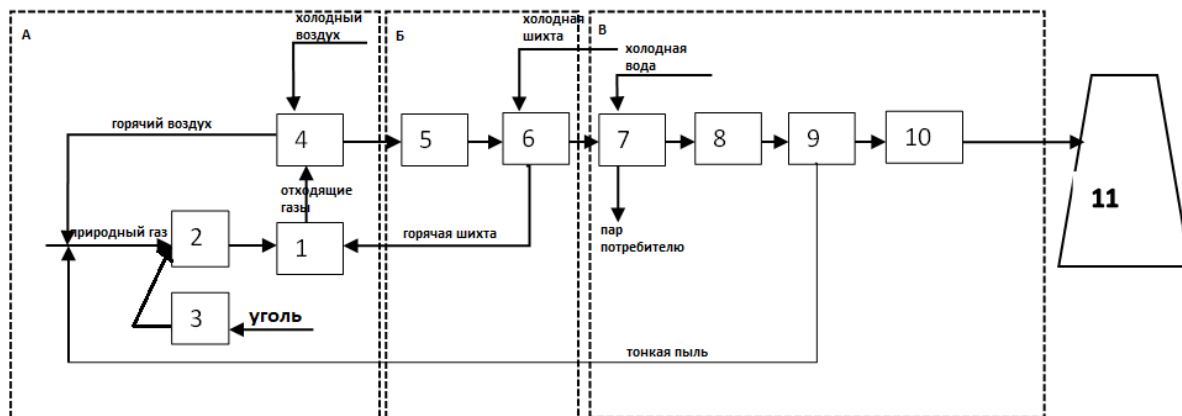
В отличие от базовой установки предлагаемая установка Ромелт (рисунок 15) включает дополнительно обслуживающие системы:

- сжигания топлива;
- подогрева воздуха, идущего на сжигание топлива и дожигание отходящих газов;
- подогрева шихты;
- измельчения угля, используемого в качестве генератора восстановителя;
- транспортировки пылеугля и пылей тонкой очистки газов к дутьевым соплам.

На предлагаемой установке в барботажный слой вдувается не дутье, обогащенное кислородом, а продукты сгорания природного газа заданного состава и с заданной температурой. С этой целью на печи вместо нижних фурм установлены топки. К установке приняты топки конструкции СКБ ЦМ «Гинцветмет», эксплуатировавшиеся на Чимкетском свинцовом и Рязанском заводе «Рязцветмет» [32]. Топки модернизированы в НИТУ «МИСиС» [57–58]. В качестве воздухоподогревателя используется трубчатый радиационный теплообменник с огнеупорной набивкой, вмонтированный в ограждения надслоевого пространства печи. Подогрев шихты осуществляется во вращающейся трубчатой печи за счет теплоты отходящих

газов, температура которых после воздухоподогревателя повышается в узле дожигания, являющемся камерой сгорания трубчатой печи.

Уголь, необходимый для восстановления оксидов железа подается в печь не с шихтой, а проходит операцию измельчения и в пылевом состоянии подается в сопла топок вместе с пылью от узла тонкой очистки газов.



А – барботажный агрегат, Б – подогрев шихты, В – блок газоочистки,
 1 – ванна расплава, 2 – топка, 3 – узел подготовки пылеугля,
 4 – воздухоподогреватель, 5 – устройство для дожигания отходящих газов,
 6 – вращающаяся печь, 7 – котел утилизатор, 8 – головной дымосос,
 9 –рукавный фильтр, 10 – хвостовой дымосос, 11 – дымовая труба

Рисунок 15 – Новая схема установки Ромелт

3.3 Приближенный расчет расхода топлива

Расчет выполнен на час работы печи. Коэффициент расхода воздуха при расчете сжигания газа принят равным единице ($n=1$).

Остальные параметры процесса плавки позаимствованы из [40].

Теплосодержание чугуна при $1350\text{ }^{\circ}\text{C}$ $i_{\text{чуг}}=1314,2\text{ кДж/кг}$. Удельная теплоемкость шихты при 600°C $c_{\text{ш}}=1\text{ кДж/кг}\cdot\text{K}$. Теплосодержание шлака при

1350 °C $i_{шл}=2035,6$ кДж/кг. Выход технологических газов на 1 т чугуна $V_{т.г.}=1070, м^3/Т_{чуг.}$

Приход теплоты

1. Сжигание природного газа, кДж/ч

$$Q_{хт} = Q_H^p \cdot B = 35\,485 \cdot B,$$

где B – часовой расход природного газа, $м^3/ч$;

2. Физическая теплота, вносимая подогретым воздухом $T_B=500^\circ C$, кДж/ч

$$Q_B^\phi = i_B \cdot V_B^0 \cdot B = 684 \cdot 9,39 \cdot B = 6421,75 \cdot B$$

где i_B – энтальпия воздуха, кДж/ $м^3$.

3. Физическая теплота, вносимая подогретой шихтой $T_{ш}=600^\circ C$, кДж/ч

$$Q_{ш} = G_{ш} \cdot i_{ш} = 75434 \cdot 600 = 45,260 \cdot 10^6$$

где $i_{ш} = c_{ш} \cdot T_{ш}$ энтальпия шихты, кДж/кг.

Расход теплоты

1. Расход теплоты на получение расплава с температурой $T=1350^\circ C$

$$Q_{распл} = G_{шл} \cdot i_{шл} + G_{чуг} \cdot i_{чуг} = 40434 \cdot 2035,6 + 35000 \cdot 1314,2 = 128304450 \text{ кДж/ч}$$

2. Потери с отходящими газами, кДж/кг.

$$\begin{aligned} Q_{о.г.} &= Q_{п.с.} + Q_{т.г.} = 2170 \cdot 10,56 \cdot B + 35 \cdot 1070,7 \cdot 2140 \\ &= 2170 \cdot B + 80200000 \end{aligned}$$

где $Q_{п.с.} = V_{пс}^0 \cdot B \cdot i_{пг}$ – теплота, уносимая продуктами горения;

$Q_{т.г.} = G_{чуг} \cdot V_{тг} \cdot i_{тг}$ – теплота, уносимая газообразными продуктами технологического процесса.

3. Потери с охлаждающим агентом, кДж/кг.

$$Q_{охл} = 0,06(Q_{хт} + Q_{фв} + Q_{фш}) = 2540 \cdot B + 2716000$$

Расход природного газа

$$Q_{\text{хт}} + Q_{\text{фв}} + Q_{\text{фш}} = Q_{\text{распл}} + Q_{\text{ог}} + Q_{\text{охл}}$$

$$B = \frac{162,868}{0,01807} = 9013,17 \text{ м}^3/\text{ч}$$

3.4 Тепловой баланс модернизированной печи

Приход теплоты, ГДж/ч.

1. Теплота, получаемая при сжигании природного газа

$$Q_{\text{т}}^{\text{x}} = Q_{\text{н}}^{\text{p}} \cdot B = 35\,485 \cdot 9\,013,17 = 319,832$$

2. Теплота, вносимая подогретым воздухом $T_{\text{в}}=500^{\circ}\text{C}$

$$Q_{\text{фв}} = i_{\text{в}} \cdot V_{\text{в}}^0 \cdot B = 57,874$$

3. Теплота, вносимая подогретой шихтой $T_{\text{ш}}=600^{\circ}\text{C}$

$$Q_{\text{ш}} = G_{\text{ш}} \cdot i_{\text{ш}} = 45,260$$

Расход теплоты, ГДж/ч.

1. Расход теплоты на получение расплава с температурой $T=1350^{\circ}\text{C}$

$$Q_{\text{распл}} = G_{\text{шл}} \cdot i_{\text{шл}} + G_{\text{чуг}} \cdot i_{\text{чуг}} = 128,304$$

2. Потери с отходящими газами

$$Q_{\text{ог}} = Q_{\text{пг}} + Q_{\text{тг}} = 269,477$$

3. Потери в системе принудительного охлаждения печи

$$Q_{\text{охл}} = 0,06 \cdot (Q_{\text{хт}} + Q_{\text{фв}} + Q_{\text{фш}}) = 24,318$$

Таблица 14 – Тепловой баланс модернизированной установки, ГДж/ч

Приход				Расход			
№	Статьи прихода	ГДж/ч	%	№	Статьи расхода	ГДж/ч	%
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Теплота горения природного газа	319,832	75,8	1	Теплота расплава, покидающего барботажный слой при $T_p=1350^{\circ}\text{C}$	128,304	30,3
2	Теплота, вносимая подогретым воздухом	56,874	13,5	2	Теплота газов, покидающих барботажный слой при $T_{ог}=1350^{\circ}\text{C}$	269,477	63,7
3	Теплота, вносимая подогретой шихтой	45,260	10,7	3	Теплота, теряемая в системе принудительного охлаждения печи	24,318	6
Итого		422,966	100	Итого		422,01	100

В связи с тем, что температурный уровень ванны изменился от значения 1450°C на базовом образце до 1350°C на модифицированном, прямое сравнение статей балансов вряд ли возможно. Приведенный ниже анализ является качественной оценкой.

Анализ данных таблицы 14 в сопоставлении с тепловым балансом базовой плавки (таблица 10) позволяет установить следующее. Существенно изменилась структура расходных статей теплового баланса печи. Из них исчезли статьи «испарение и разложение влаги» – 74,85 ГДж/ч. Эта операция протекает во вращающейся печи при нагреве шихты за счет физической и химической теплоты отходящих газов, а также «нагрев газа и угля в ванне», уголь нагреется в дробилках при дроблении, а газы поступают в рабочее пространство печи при температуре 1700°C и сами являются источником

теплоты для плавящейся шихты. Суммарный расход теплоты в печи сократился. Причиной этого сокращения является предварительный подогрев шихты и воздуха, что позволяет внести в рабочее пространство печи почти четверть потребляемой теплоты и изменяет состав отходящих газов, уменьшая в них содержание водяного пара, обладающего высокой удельной теплоемкостью. Как следствие, при этом сокращается теплосодержание отходящих из печи газов. И, наконец, существенное влияние на сокращение расходуемой теплоты оказывает то обстоятельство, что при наличии выносных топок топливо сжигается полностью, без химического недожега. На практике следует ожидать еще большего сокращения расхода теплоты за счет тепловыделения, имеющего место при окислении углерода угля до оксида углерода. В рассматриваемом тепловом балансе уголь (470 кг на 1 т чугуна) фигурировал только как генератор восстановителя.

Почти в полтора раза возросла доля теплоты, теряемая с отходящими газами: с 46,5 % до 64 %. Хотя в абсолютном значении потери с отходящими газами даже несколько уменьшились: с 276,57 ГДж/ч до 269,48 ГДж/ч.

Причиной увеличения потерь с отходящими газами является применение в качестве окислителя воздуха вместо технического кислорода, а так же использование в качестве топлива природного газа, теплота сгорания которого выше, чем у угля. В результате возрастает объем продуктов сгорания при производстве 1 тонны чугуна с $2040 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$ до $2719,4 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$, т. е. на 25 %. Однако, применяемая рекуперация теплоты отходящих газов в значительной степени нивелирует эту статью потерь.

Увеличение объема отходящих газов задевает еще одну проблему печей с баботажным слоем – проблему приведенной газовой нагрузки. Эта величина определяется как отношение объема газа, проходящего через ванну печи в единицу времени, к площади поперечного сечения рабочего пространства в фурменной плоскости. С помощью этой величины оценивается интенсивность выноса брызг из баботажного слоя. Предельно

допустимая газовая нагрузка для каждого класса печей определяется пока чисто эмпирически. На печи Ромелт она равна $42,5 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ мин}$, на печи Ванюкова – $90 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ мин}$. На печи по переработке шлаков Чимкентского свинцового завода – $120 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ мин}$, на предлагаемой печи – $70,9 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ мин}$. В терминах приведенных скоростей газа это равно соответственно: $0,71 \text{ м/с}$; $1,5 \text{ м/с}$; 2 м/с ; $1,18 \text{ м/с}$.

Согласно [52,59] критическая приведенная скорость, при которой возможен вынос слоя из реактора, определяется по формуле

$$u_0 = 1,24 \sqrt[3]{g \cdot \nu \frac{\rho_{\text{ж}} - \rho_{\text{г}}}{\rho_{\text{г}}}}$$

Приняв значение кинетического коэффициента вязкости расплава в слое величиной близкой $\nu = 3 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{с}$, а плотность газа в печи $\rho_{\text{г}} = 0,19 \text{ кг/м}^3$, получили $u_0 = 2 \text{ м/с}$.

Таким образом, гидродинамический режим в предлагаемом процессе далек от критического.

3.5 Конструктивный расчет габаритных размеров основных элементов печи

3.5.1 Исходные данные

Производительность – 35 тонн чугуна в час

Температура расплава – $1350 \text{ }^\circ\text{C}$

Топливо – природный газ

Теплота сгорания $Q_{\text{н}}^{\text{p}} = 35485 \text{ кДж/м}^3$

Расход газа на печь – $10\,000 \text{ м}^3/\text{ч}$

Расход газа на топку – 500 м³/ч

Воздух

Температура – 500 °С

Расход– 93 900 м³/ч

Плотность расплава – 2750 кг/ м³

Удельный объем продуктов сгорания

$V_{\text{пс}}=10,56 \text{ м}^3/\text{м}^3 \text{ газа}$

Температура продуктов сгорания на выходе из сопла

$T_{\text{пс}} = 1700 \text{ °С}$

Плотность продуктов сгорания на выходе из сопла

$\rho_{\text{пс}}=0,19 \text{ кг/м}^3$

Принимаем шахматное расположение топок на печи. Расчет выполнен по методике, разработанной в НИТУ «МИСиС» [59].

3.5.2 Расчет конструктивных параметров рабочего пространства печи

1. Число топок, устанавливаемых на печи

$$n = \frac{10\,000}{500} = 20 \text{ шт}$$

2. Диаметр выходного отверстия сопла топки.

а) Удельный объем продуктов сгорания при температуре 1700 °С

$$V_{\text{пс}} = 76,32 \frac{\text{м}^3}{\text{м}^3}$$

б) Диаметр выходного отверстия сопла топки

$$d_0 = \sqrt{\frac{b \cdot n \cdot V_{\text{пс}}^T}{14,3 \cdot \sqrt{T_{\text{пс}}}}} = 0,1299 \text{ м}$$

где b – секундный расход природного газа на топку, $\text{м}^3/\text{с}$.

Принимаем диаметр выходного отверстия сопла равным $d_0=130$ мм.

3. Скорость продуктов сгорания на выходе из сопла

$$w_{\Gamma} = \frac{b \cdot n \cdot V_{\text{пс}}^T}{0,785 \cdot d_0^2} = 799,64 \frac{\text{м}}{\text{с}}$$

4. Режим продувки

а) Оптимальная высота расплава над осью сопла

$$h_{\text{ж}} = \frac{\rho_{\text{пс}} \cdot w_{\Gamma}^2}{5 \cdot \rho_{\text{ж}} \cdot g} = 1 \text{ м}$$

$$H_0 = \frac{h_{\text{ж}}}{d_0} = 7,69$$

б) значение критерия Глинкова определили по формуле (11)

$$Gn = 5$$

Режим продувки – развитый струйный.

5. Поперечный размер печи

а) Глубина проникновения в расплав зоны продувки определили по формуле (12)

$$l_{\text{пр}} = 1,7 \text{ м}$$

б) для шахматного расположения фурм поперечный размер печи равен

$$l_{\text{поп}} = 1,2 \cdot l_{\text{пр}} = 2,05 \text{ м}$$

Принимаем равным 2,0 м

6. Продольный размер печи

$$l_{\text{прод}} = 10(n + 2)d_0 = 15,6 \text{ м}$$

где n – число топок на одной стороне печи

7. Высота рабочей камеры печи

а) глубина подфурменной зоны

$$h_{\text{пз}} = 10d_0 + 1 = 2,3 \text{ м}$$

б) высота разбухшего слоя

$$h_{\text{бс}} = \frac{h_{\text{ж}}}{0,6} = 1,67 \text{ м}$$

в) высота надслоевого пространства

$$h_{\text{нп}} = 15d_0 + 1,5 = 3,45 \text{ м}$$

г) общая высота рабочей камеры печи

$$h_{\text{п}} = h_{\text{пз}} + h_{\text{бс}} + h_{\text{нп}} = 7,42 \text{ м}$$

8. Межосевое расстояние между соплами, установленными на одной стенке печи

$$l_c = \frac{l_{\text{прод}}}{n + 2} = 1,3$$

Результаты расчета сведем в таблицу.

Таблица 15 – Конструктивные параметры рабочей камеры модифицированной печи с барботажным слоем

Параметр	Величина
1	2
Число топок на печи, шт.	20
Диаметр выходного отверстия сопла, мм	130
Продольный размер рабочего пространства печи, м	15,6
Поперечный размер рабочего пространства печи, м	2,0
Площадь фурменного сечения, м ²	31,2
Общая высота печи, м	7,42
Высота разбухшего слоя, м	1,67
Высота надслоевого пространства, м	3,45
Глубина подфурменной зоны, м	2,3

3.5.3 Анализ полученных результатов

Как следует из данных таблицы 15 продольный размер модифицированной печи на 42% больше размера базового образца. Это связано с необходимостью обеспечить достаточное расстояние между топками для их обслуживания, а так же обслуживания системы пневмотранспорта, подающего пылеуголь и тонкую пыль газоочистки к соплам топок.

В связи с увеличением продольного размера возросла площадь поперечного сечения рабочего пространства печи в фурменной зоне с 28 м² до 31,2 м². При фиксированной производительности печи по чугуна ее удельный проплав при этом снизился с 1,25 т/м²ч до 1,12 т/м²ч, т.е. на 11,6 %.

При необходимости этот недостаток может быть ликвидирован за счет повышения расхода природного газа. Камера сгорания топки рассчитана на тепловое напряжение ее объема 80 кВт/м^3 [57,60]. При расходе газа $500 \text{ м}^3/\text{ч}$ теплонапряженность ее объема равна 50 кВт/м^3 . Таким образом расход газа на топку можно повысить примерно в полтора раза до $700\text{-}750 \text{ м}^3/\text{ч}$. При этом расход шихты на печь возрастет пропорционально расходу топлива. Для сохранения неизменным гидравлический режим в ванне необходимо будет заменить сопло топки на другое с большим диаметром выходного отверстия и работать на более высоком уровне барботажного слоя.

Отметим также, что в принятом к расчету варианте коэффициент расхода воздуха равен единице, а температура продуктов сгорания на входе в слой $T_{\text{пс}}=1700 \text{ }^\circ\text{C}$. При этом наиболее вероятная температура в камере сгорания топки будет равна $2000 \text{ }^\circ\text{C}$, т.е. заложена потеря теплоты в сопле топки, эквивалентная падению температуры на $300 \text{ }^\circ\text{C}$, что значительно превосходит наблюдаемые потери при применении химически очищенной воды или пара для охлаждения сопла.

Очень перспективным с нашей точки зрения является сжигание газа с недожегом. Это позволит значительно сократить расход угля в шихте и выход отходящих газов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Среди разрабатываемых и осваиваемых в промышленности процессов внедоменного получения железа наиболее перспективным является процесс жидкофазного восстановления. Он позволяет полностью исключить из действующей трехстадийной схемы производства стали первую стадию – подготовку сырья и угля к доменной плавке.

К настоящему времени единственной печью жидкофазного восстановления, прошедшей опытно-промышленные испытания, является печь Ромелт.

Это универсальный плавильный агрегат, способный перерабатывать практически любое сырье и осуществлять как восстановительные так и окислительные технологические процессы в своем рабочем пространстве. В настоящей работе исследована возможность улучшить технико-экономические показатели печи.

Установлено, что основной причиной, тормозящей дальнейшее развитие процессов и печей жидкофазного восстановления железа является механизм генерации теплоты, предусматривающий частичное сжигание топлива в расплаве и дожигание продуктов неполного горения в надслоевом пространстве с возвратом части выделяющейся теплоты в слой с помощью конвективно–радиационного теплообмена. С одной стороны он обуславливает необходимость подачи технического кислорода в надслоевое пространство для поддержания в нем сверхвысокой температуры, а с другой – использование технического кислорода в барботажном слое для интенсификации погружного горения топлива в нем. Передача теплоты из надслоевого пространства на поверхность барботажного слоя влечет за собой неравномерное температурное поле в нем. Поверхность слоя перегрета по сравнению с фурменной зоной примерно на 200 °С. Это отрицательно

сказывается на производительности печи. На ее производительность отрицательно влияет также то, что не весь объем барботажного слоя участвует в тепломассообменных процессах. Причиной этого является некачественное перемешивание расплава в барботажном слое.

Для исключения указанных сдерживающих факторов предлагается вынести процесс сжигания топлива за пределы рабочего пространства печи и сделать его одностадийным и управляемым, что позволит исключить подачу кислорода. Необходимо перейти от переходного к струйному режиму продувки, то есть вовлечь в процессы тепломассообмена весь объем барботажного слоя. В работе представлен один из возможных вариантов реализации указанных предложений.

В таблице 16 представлены удельные показатели модифицированного процесса жидкофазного восстановления в сравнении с данными по базовому образцу.

Таблица 16 – Удельные показатели модифицированной печи жидкофазного восстановления в сравнении с данными печи Ромелт

№	Наименование показателя	Размерность	Значение	
			Базовый	Модифицированный
1	2	3	4	5
1	Расход сырья	$T/T_{\text{чуг}}$	2,141	2,141
2	Расход угля	$T/T_{\text{чуг}}$	0,731	0,470
3	Расход природного газа	$\text{нм}^3/T_{\text{чуг}}$	-	257,51
4	Расход кислорода	$\text{нм}^3/T_{\text{чуг}}$	812,59	-
5	Объём отходящих газов	$\text{нм}^3/T_{\text{чуг}}$	2040	3790
6	Расход теплоты	$\text{ГДж}/T_{\text{чуг}}$	18,18	12,06
7	Потери теплоты с отходящими газами	$\text{ГДж}/T_{\text{чуг}}$	3,63	4,79

8	Рекуперация теплоты отходящих газов	%	-	70
9	Потери теплоты в системе охлаждения	ГДж/Т _{чуг}	2,820	0,723
10	Удельный расход условного топлива	кг _{уг} /Т _{чуг}	592,78	311,87

В предлагаемом варианте сжигание топлива (любого) осуществляется в выносных топках, прикрепленных к каждой фурме нижнего ряда. Это позволит сжигать топливо с заданным коэффициентом расхода воздуха и получать продукты сгорания заданного состава и с необходимой температурой на входе в слой.

Генератором восстановителя является уголь, загружаемый в печь в пылевидном состоянии через нижний ряд фурм с продуктами сгорания природного газа, используемого как топливо. В качестве окислителя топлива используется воздух.

В принципе восстановитель в газообразном виде, оксид углерода и водород, можно получить, реализуя процесс неполного сжигания газа и тем самым еще больше сократить или, в пределе, полностью исключить применение угля в процессе. Однако, имеются экспериментальные данные о том, что достаточно глубокое восстановление оксидов металлов и получение чугуна невозможно без наличия твердого углерода.

Вопрос возможности применения только газообразного восстановителя или соотношения между твердым и газообразным восстановителями для процесса жидкофазного восстановления требует отдельного исследования.

Таким образом, задача, поставленная перед настоящим исследованием решена полностью. Сформулированы предложения, позволяющие значительно улучшить показатели работы перспективного агрегата жидкофазного восстановления железа. Разработано предложение по

принципиальному изменению теплотехники печи жидкофазного восстановления, позволяющее отказаться от применения кислорода в рабочем пространстве печи и существенно сокращающее удельный расход топлива.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Плавка в жидкой ванне / Под редакцией А.В. Варенцова – М: Metallurgy, 1988, – 208 с.
2. Процесс Ромелт / Под ред. В.А. Роменца – М: МИСиС, Издательский дом «Руда и металлы», 2005 – 400 с.
3. Состояние и перспективы бездоменной металлургии железа / Курунов И.Ф., Савчук Н.А. / М: Черметинформация, 2002 – 198 с.
4. Анализ внедоменных и бескоксовых процессов получения железа из руд / Шкурко Е.Ф., Валавин В.С., Макеев С.А. / Каталог статей «Черная Металлургия: состояние и перспективы». Специальный выпуск: Институту «Черметинформация» 70 лет, 2013 – 112–124 с.
5. Direct iron smelting reduction processes / Anameric B., Kawatra S.K. / Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review №1, 2008 – P. 1– 51.
6. Развитие бескоксовой металлургии / Тулин Н.А., Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. и др. / Под ред. Тулина Н.А., Майера К. – М: Металлургия, 1987. – 328 с.
7. Сравнение технико–экономических и технологических характеристик процессов жидкофазного восстановления железа / Ю.Я. Абраменков, Н.А. Стригунов / Металлургическая теплотехника: сб. научных трудов Национальной металлургической академии Украины. – Днепропетровск: Новая идеология, 2008, 3–19 с.
8. Direct use of fine ore in the Corex process / S. Joo, M.K. Shin, M. Cho et al. / Ironmaking Conference Proceedings. – Toronto, 1998. – V. 57. – P. 1223–1228.
9. Результаты двухлетней эксплуатации установки COREX в Южной Корее / Бем К., Эберле А., Айхбергер Э. и др. / Черные металлы, 1998. – Ноябрь–декабрь, 20–26 с.

10. New developments accompanying the Corex technology / A. Eberle, D. Siuka, C. Böhm, W. Schiffer / Smelting reduction for ironmaking. Proceedings of the National Conference. – Bhubaneswar, 2002. – P. 35–45.
11. Performance of Corex ironmaking technology at Jindal Vijayanagar Steel Ltd / Gupta S.K., Tandon J.K./ Smelting reduction for ironmaking. Proceedings of the National Conference. – Bhubaneswar, 2002. – P. 46–60.
12. Development and future potential of the Finex process / J.L. Schenk, W.L. Kepplinger, F. Walner et al. / 2–nd International Congress on the Science and Technology of Ironmaking and 57–th Ironmaking Conference. – Toronto, 1998. – P. 1549–1557.
13. HIs melt – the future in direct ironmaking. /Dry R., Bates C., Price D./ ICSTI / 58th Ironmaking Conference Proceedings, 1999, Chicago. P. 361–366.
14. B HIs melt – the alternative ironmaking technology / Burke P.D., Gull S./Smelting reduction for ironmaking. Proceedings of the National Conference. – Bhubaneswar, 2002, P. 61–71.
15. Tecnoled ironmaking process. The present and the future / J. H. Noldin, M. Contrucci, I.J. Cox, K. Meijer / AISTech 2006, Iron and Steel Technology Conference. – Cleveland, 2006, P. 287–295.
16. Tecnoled ironmaking process – technology overview / J.H Noldin, J.C. D’Abreu, H.M. Kohler et al. / 3rd International steel conference on new developments in metallurgical process technologies. – Dusseldorf, 2007, P. 1003–1010.
17. Direct Iron Ore Smelting Reduction Process (DIOS) / Clean Coal Technologies in Japan. Technology Innovation in the Coal Industry, 2007, P. 47–48.
18. Compact, economical and ecological ironmaking process– DIOS / Kitagawa T. / Commercializing New Hot Metal Processes Beyond the Blast Furnace: International Conf. – Atlanta, 2000, P. 1–15.

19. The engineering of a cyclone converter furnace (CCF) plant /Meijer H.K. / Fuel and Energy Abstracts,1998,V. 1, № 39, P. 52.
20. The Cyclone converter furnace / Meijer H.K./ ECSC Workshop: Developments in Alternative Ironmaking Processes: Developments in Alternative Ironmaking and High Blast Furnace Injection, Maiziére–les–Metz, 1993.,V. 20, № 21.
21. AISI / DOE технологическая Дорожная карта программа горячего впрыска кислорода в доменную печь. Американский институт железа и стали (США). Авторы: Райли, Майкл Ф., 2002–10–21
22. The AISI Direct–Ironmaking Process /Ulrich K. H. / Use of Coal for Hot Metal Production, 1993.
23. AusIron – a new direct reduction technology for pig iron production /Fogarty J., Hamilton K., Goldin J. / Skillings Mining Review. – 1998. – V. 87, № 21.– P. 4–8.
24. The AusIron technology /Sherrington D., McClelland R., Campbell G./ Smelting reduction for ironmaking. Proceedings of the National Conference. – Bhubaneswar, 2002, P. 1–11.
25. i–Meltor / Paulwurth.com: сайт компании Paulwurth. URL: <http://www.paulwurth.com/Our–Activities/Recycling–technologies/iMeltor>
26. Plasma Melting and Decomposing Technology for Treating PCB–contaminated Wastes / Mitsuya MURATA, Morihiro OSADA, Masamitsu TAKAHASHI, Shigeyoshi TAGASHIRA, NIPPON STEEL TECHNICAL REPORT №. 92 July 2005
27. Процессы внедоменного производства чугуна. Состояние вопроса /Терехова А.Ю. Сборник IX Международной научно–практической конференции «Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты.Экология» Москва, 2018 г., 79–88 с.
28. Система непрерывной диагностики работы кессонированной реакционной шахты печи взвешенной плавки / Сборщиков Г.С.,

Крупенников С.А., Капитанов В.А., Чертов Ю.А., Щетинин Н.С. Цветные металлы № 7, 2007, 50–52 с.

29. Металлургия железа: учебник для вузов /Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф. / М:КИЦ «Академкнига», 2007, 464 с.

30. Газокислородная плавка металлов./В.Я. Конюх/ Киев: Наук. Думка, 1979, 168 с.

31. Организация теплоиспользования и энерготехнологическое комбинирование в промышленной огнетехнике /Семененко Н.А./ М.: Энергия, 1976, 280 с.

32. Природный газ в цветной металлургии. /Евдокименко А.И., Костерин В.В./– М: Металлургия, 1972, 240 с.

33. Разработка теоретических и технологических основ производства чугуна процессом жидкофазного восстановления железа Ромелт /Усачев А.Б./– автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук, Москва, 2003 г. 47 с.

34. IVTANTHERMO – A Thermodynamic Database and Software System for the Personal Computer. User's Guide. /Gurvich, L.V., Iorish, V.S. et al./ CRC Press, Inc., Boca Raton, 1993.

35. Программный комплекс ИВТАНТЕРМО для Windows и его использование в прикладных термодинамических расчетах /Иориш В.С., Белов Г.В., Юнгман В.С./М.: Препринт № 8–415. Объединенный институт высоких температур РАН, 1998, 56 с.

36. Термодинамические расчеты химических реакций: учеб. Пособие/ Г.П. Духанин, В.А. Козловцев / Волг.ГТУ., Волгоград, 2010, 96 с.

37. Физико–химическая гидродинамика /Левич В.Г. / М.:Физматгиз, 1959, 699 с.

38. Расчеты равновесий металл–шлак–газ применительно к процессу Ромелт /Зайцев А.К., Криволапов Н.В., Валавин В.С./ Изв. Вузов. Черная металлургия, 2002 №5, 3–8 с.

39. Теплотехника металлургического производства. Т.1 Теоретические основы: Учебное пособие для вузов / Криванди В.А., Арутюнов В.А., Белоусов В.В. и др./ М.: МИСИС, 2002, 608 с.
40. Теплофизические свойства топлива и шихтовых материалов черной металлургии./В.М. Бобошин, Е.А. Криченцов, В.А. Абзалов, Я.М. Щелоков. / Справочник. М.: Металлургич, 1982, 152 с.
41. Теория процессов горения:/Д.М. Хзмалян /М.: Энергоатомиздат 1990, 352 с.
42. Гидродинамика и тепломассообмен в печах с барботажным слоем /Сборщиков Г.С./ Изв. ВУЗов, цветная металлургия №1, 2001, 62–68 с.
43. Теплофизика металлургических процессов /Мастрюков Б.С., Сборщиков Г.С. / М.: Металлургия, 1993, 320 с
44. Изучение влияния свободной конвекции на гидродинамику печей с барботажным слоем типа печей Ванюкова и Ромелт с целью разработки методов повышения их удельной производительности автореферат кандидатской диссертации /Володин А.М./– М. МИСиС, 2020 г.
45. Гидродинамика газожидкостных систем, /Кутателадзе С.С., Стырикович М.А./изд. 2–е, перераб. И доп. М, «Энергия», 1976 – 296 с.
46. Усовершенствование конструкции и режима работы печей с барботажным слоем с учетом процессов образования брызг и их сепарации в надслоевом пространстве, диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук /Николаенко Н.К. / М.: МИСиС, 1986 г., 142 с.
47. Г.С. Сборщиков, Н.К. Николаенко Изв. ВУЗов. Черная металлургия. 1985, №7, 139–141 с.
48. Теория турбулентных струй. /Г.Н. Абрамович/– М.: Физматгиз, 1960, 716 с.
49. Приближенная теория газожидкостных струй /Г.Н. Абрамович, А.Б. Лебедев/ Технический отчет ЦИАМ. Инв. №10077, 1984, 65 с.

50. Теория турбулентных струй. /Г.Н. Абрамович и др. / М: Наука, 1984 г., 716 с.
51. Теория теплопроводности. /А.В. Лыков/ Высшая школа М:1967 г., 599 с.
52. Тодес Гидравлические и тепловые основы работы аппаратов со стационарным и кипящим слоем /М.Э. Аэров, О.М. /Химия, 1968 г., 512 с.
53. Теплопроводность нестационарных процессов /А.В. Лыков / М.: Госэнергоиздат, 1948 г., 510 с.
54. Проектирование и эксплуатация высокотемпературных технологических установок /Троянкин Ю.В./М.:Издательство МЭИ, 2002, 324 с.
55. Отчет по научно–исследовательской работе «Разработать и внедрить процесс фьюменгования цинксодержащих шлаков с применением природного газа и кислорода», Москва–Чимкент–Усть–Каменогорск, 1975, 167 с.
56. Рабочий проект на строительство промышленной установки ПЖВ. Основные проектные решения по комплексу установки ПЖВ. /О.И. Шайнович, Г.В. Ушаков, А.И. Гиммельфарб/ Москва 1993, 154 с.
57. Универсальный плавильный энерготехнологический агрегат /Г.С. Сборщиков, С.А. Крупенников/«Металлург» №6, 2009, 38-41 с.
58. Современные проблемы металлургии, машиностроения и материаловедения. /Г.С. Сборщиков, Г.В. Торохов / М.: Изд. Дом НИТУ «МИСиС», 2019, 160 с.
59. Методика расчета элементов конструкции и дутьевого режима шлаковозгоночных печей и печей типа ПЖВ для цветной металлургии. Отчет №01890029756, М.: МИСиС, 1990, 51 с.
60. Плавка в жидкой ванне /В.А. Ванюков и др./ Металлургия, 1988 г., 208 с.

61. Основные проектные решения по комплексу установки ПЖВ -М.: АО «Гипромет», 1993 г.
62. Технологические показатели процесса Ромелт при частичной замене угля природным газом /Похвиснев Ю.В., Валавин В.С., Макеев С.А., Зайцев А.К. / Металлург №2, 2019 г., 25–31 с.
63. Увеличение удельной производительности печи Ромелт /Сборщиков Г.С., Петелин А.Л., Терехова А.Ю./ «Металлург» №3, 2020 г., 37–41 с.
64. Теплоэнергетика и теплотехника. Справочник 3-е издание переработанное. /А.В. Клименко, В.М. Зорина/ М.: Изд-во МЭИ, 1999, 2-й том, 528 с.
65. Отчет по проблеме МП-10 «Разработать и внедрить процесс фьюменгования олово- и цинксодержащего сырья с применением природного газа и кислорода». М.: Гинцветмет, 1975, 132 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Удельное теплосодержание продуктов сгорания, $i_{\text{пс}}$, КДж/м³

при $T=1200$ $i_{\text{пс}}=1947,21$ КДж/м³

Таблица А1 – Расчет теплосодержания продуктов сгорания

Коэффициент расхода воздуха n	Температура продуктов сгорания, °С	Теплосодержание компонентов продуктов сгорания, КДж/м ³				Теплосодержание $i_{\text{пс}}$
		i_{CO_2}	$i_{\text{H}_2\text{O}}$	i_{N_2}	i_{O_2}	
1	2	3	4	5	6	7
1	1350	284,8 8	475,7 7	1375,2 4	0	2145,89
	1400	307,3 6	496,6 2	1430,8 8	0	2234,16
	1450	319,9 6	517,9 4	1486,3 9	0	2324,29
	1500	332,5 5	539,2 7	1542,6 1	0	2414,43
	1600	357,9 3	582,4 2	1654,9 7	0	2595,32
	1700	383,3 7	626,2	1767	0	2776,57
	1800	409,0 3	670,5 4	1881,0 4	0	2960,61
	1900	434,7 4	715,1 1	1995,8	0	3145,65

Продолжение таблицы А1

1	2	3	4	5	6	7
1,02	1350	289,5 3	467,8 4	1377,5 6	7,37	2142,3
	1400	301,7 9	488,2 4	1432,6	7,67	2222,63
	1450	314,1 6	509,2	1488,9 1	7,97	2320,24
	1500	336,5 3	530,1 6	1545,2 1	8,27	2480,17
	1600	351,4 4	572,5 9	1657,7 7	8,98	2590,78
	1700	376,4 2	615,6 3	1769,9 8	9,48	2771,51
	1800	401,6 2	659,2 3	1884,2 1	10	2955,06
	1900	426,8 6	703,0 4	1999,1 7	10,7	3139,77
	2000	452,2 6	747,6	2114,2 5	12,5 7	3327,25
	2100	477,7 1	792,2 1	2229,9 6	13,2 6	3513,14
	2200	503,2 5	837,7 7	2346,6 4	13,9 5	3701,11
	2500	580,5 6	970,7 5	2695,3 2	14,4 5	4261,08

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Расчет количества технологических газов

Объем дутья $5209 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$ или $5209 \text{ л}/\text{Т}_{\text{чуг}}$

Коэффициент расхода воздуха $n=1$

Таблица Б1 – Исходный состав шихты, угля и дутья на 1 кг чугуна

вещество	FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	C	CO ₂	N ₂
моль/кг _{чуг}	0,3	8,8	57,9	47,8	22,4	166,7

Число молей газов в исходном составе

$$N \downarrow = 247 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

Число молей газов в продуктах

$$N \uparrow = 294,8 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

одинаково для $T=1300, 1360, 1400, 1400^\circ\text{C}$

$$\Delta N = N \uparrow - N \downarrow = 47,8 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

ΔN – количество молей технологических газов, образующихся в процессе плавки на 1 кг чугуна.

Объем технологических газов $V = \Delta N \cdot 22,4 = 1\,070,7 \text{ л/кг}_{\text{чуг}}$ или $1\,070,7 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$

Степень восстановления

$1300^\circ\text{C} - 16,2\%$, $1360^\circ\text{C} - 14,0\%$, $1400^\circ\text{C} - 8,9\%$, $1460^\circ\text{C} - 0\%$

Коэффициент расхода воздуха $n=0,9$

Таблица Б2 – Исходный состав – шихта, уголь, дутье на 1 кг чугуна

вещество	FeO	Fe ₂ O ₃	C	H ₂ O	H ₂	CO ₂	CO	N ₂
моль/кг _{чуг}	0,3	8,8	47,8	57,1	4,1	18,8	5,4	161,7

Число молей газов в исходном составе

$$N \downarrow = 247,1 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

Число молей газов в продуктах

$$N \uparrow = 294,9 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

одинаково для $T=1300, 1360, 1400, 1400^{\circ}\text{C}$

$$\Delta N = N \uparrow - N \downarrow = 47,8 \text{ моль/кг}_{\text{чуг}}$$

Объем технологических газов $V = \Delta N \cdot 22,4 = 1\,070,7 \text{ л/кг}_{\text{чуг}}$ или $1\,070,7 \text{ м}^3/\text{Т}_{\text{чуг}}$

$1300^{\circ}\text{C} - 51\%$, $1360^{\circ}\text{C} - 49,4\%$, $1400^{\circ}\text{C} - 44,3\%$, $1460^{\circ}\text{C} - 33,6\%$

Таблица Б3 – Количество углерода для восстановления железа из шихты без дутья

Степень восстановления, %	Температура, $^{\circ}\text{C}$	Количество углерода, $\text{кг/Т}_{\text{чуг}}$
97	1440	340
98,5	1400	340
87	1380	310
73	1370	290
59	1390	260
56	1440	260
44	1420	240

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Термодинамический анализ степени восстановления железа в барботажном слое при вдувании продуктов сжигания природного газа в отсутствие кислорода

Для всех вариантов расчета считалось, что состав шихтовых материалов не отличается от стандартного, количество используемого угля может быть стандартным, но также может варьироваться в заданных пределах. Суммарное количество вдуваемого газа составляло всегда 5209 м^3 на тонну производимого чугуна. Количество каждого компонента – в шихте, в дутье – и количество используемого угля приводились к 1 кг производимого чугуна и выражались в молях. Поэтому общее количество дутья в этих единицах всегда составляло 232,5 моль/кг чугуна.

1. Расчет с неизменными стандартными количествами шихтовых материалов и угля и изменяемым составом вдуваемого газа – продуктов сжигания CH_4 в различных разбавлениях воздухом $n = 1,02$; $n = 0,8$; $n = 0,7$. Распределение компонентов дутья при различных n приведены в табл.1 в приложении в объемных %. Интервал температур анализа 1300 – 1450 °C.

Таблица В1 – Исходный состав шихты (основные вещества, участвующие в процессах восстановления) и количество угля, в моль/кг.чуг.

FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	C	размерность
0,3	8,8	14,5	47,8	моль/кг.чуг.

Вариант 1

$$n = 1,02$$

Таблица В2 – Исходный состав компонентов плавки с учетом компонентов дутья

FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	C	CO ₂	N ₂	размерн
0,3	8,8	14,5+ 43,4 =57,9	47,8	22,4	166,7	моль/кг.чуг.

43,4 – количество H₂O в дутье

$$T = 1300 \text{ } ^\circ\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В3 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
16,65	53,55	27,49	30,41	166,7	моль/кг.чуг.
373	1200	616	681	3734	л/кг.чуг.
732,6	1499,4	494,8	60,8	4667,6	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,8 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6603,5 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7455,2 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 16,2 % по массе

$$T = 1360 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В4 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
15,92	54,28	27,83	30,06	166,7	моль/кг.чуг.
356,6	1215,9	623,4	673,3	3734,1	л/кг.чуг.
700,5	1519,8	500,9	60,1	4667,6	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,8 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6603,5 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7448,9 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 14,0 % по массе

$$T = 1400 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В5 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
15,18	55,02	27,69	30,20	166,7	моль/кг.чуг.
340,0	1232,4	620,3	676,5	3734,1	л/кг.чуг.
667,9	1540,6	498,4	60,4	4667,6	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,8 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6603,5 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7434,9 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 8,3 % по массе

$$T = 1460^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В6 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
14,02	56,18	27,28	30,61	166,7	моль/кг.чуг.
314,1	1258,4	611,1	685,66	3734,1	л/кг.чуг.
616,9	1573,0	491,0	61,2	4667,6	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,8 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6603,5 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7409,7 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 0 % по массе

Вариант 2

$$n = 0,8$$

Таблица В7 – Исходный состав компонентов плавки с учетом компонентов дутья

FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	C	CO ₂	CO	H ₂	N ₂	размерн
0,3	8,8	14,5+ 40,9 =55,4	47,8	15,3	10,9	9,7	155,8	моль/кг.чуг.

40,9 – количество H₂O в дутье

$$T = 1300^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В8 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
17,55	56,45	30,9	34,19	155,8	моль/кг.чуг.
393,1	1264,5	692,2	765,2	3490,0	л/кг.чуг.
772,2	1580,6	556,2	68,4	4362,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7339,8 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 93,5 % по массе

$$T = 1360^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В9 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
16,78	57,22	31,29	33,79	155,8	моль/кг.чуг.
375,9	1281,7	700,9	756,9	3490,0	л/кг.чуг.
738,3	1602,2	563,2	67,6	4362,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7333,6 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 91,5 % по массе

$$T = 1400^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В10 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
15,99	58,00	31,13	33,96	155,8	моль/кг.чуг.
352,2	1299,2	687,3	760,7	3490,0	л/кг.чуг.
703,6	1624,0	560,3	67,9	4362,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7318,2 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 86,2 % по массе

$$T = 1460^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В11 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
14,65	59,35	30,49	34,60	155,8	моль/кг.чуг.
328,2	1329,4	683,0	775,0	3490,0	л/кг.чуг.
644,4	1861,8	548,8	69,2	4362,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7286,8 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 74,9 % по массе

Вариант 3 $n = 0,7$

Таблица В12 – Исходный состав компонентов плавки с учетом компонентов дутья

FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	C	CO ₂	CO	H ₂	N ₂	размерн
0,3	8,8	14,5+ 38,0 =52,5	47,8	12,1	16,4	17,2	148,8	моль/кг.чуг.

38,0 – количество H₂O в дутье

$$T = 1300 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В13 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
14,80	61,70	28,59	41,0	148,8	моль/кг.чуг.
331,5	1382,1	640,4	918,4	3333,1	л/кг.чуг.
651,2	1727,6	514,6	82,0	4166,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7141,8 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 100 % по массе

$$T = 1360^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В14 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
14,23	62,27	29,17	40,42	148,8	моль/кг.чуг.
318,8	1394,8	653,4	905,4	3333,1	л/кг.чуг.
626,1	1743,6	525,1	80,8	4166,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7142,0 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 100 % по массе

$$T = 1400^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В15 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
13,88	62,62	29,52	40,07	148,8	моль/кг.чуг.
310,9	1402,7	661,3	897,6	3333,1	л/кг.чуг.
610,7	1753,3	531,4	80,14	4166,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7141,9 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 100 % по массе

$$T = 1460 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Результаты расчета

Таблица В16 – Состав продуктов в газовой фазе

CO ₂	CO	H ₂ O	H ₂	N ₂	размерность
13,40	63,10	30,00	39,59	148,8	моль/кг.чуг.
300,2	1413,4	672,0	886,8	3333,1	л/кг.чуг.
589,6	1766,8	540,0	79,2	4166,4	г/кг.чуг.

Общее количество молей дутья

$$N_{\text{прод.}} = 294,9 \text{ моль/кг.чуг.}$$

Общий объем газа

$$V_{\text{прод.}} = 6605,8 \text{ л/кг.чуг.}$$

Общая масса газа в продуктах

$$M_{\text{прод.}} = 7142,0 \text{ г/кг.чуг.}$$

Степень восстановления: 100 % по массе

Таблица Г1 – Исходный состав природного газа

CH ₄	C ₂ H ₆	C ₃ H ₈	C ₄ H ₁₀	CO ₂	CO	N ₂	H ₂	O ₂	Итого:
89,9	3,1	0,9	0,4	0,3	0	5,2	0	0,2	100

n=0,5	CO ₂	2,78
	CO	12,20
	H ₂ O	11,77
	H ₂	17,19
	N ₂	56,06
n=0,6	CO ₂	3,95
	CO	9,54
	H ₂ O	14,45
	H ₂	11,63
	N ₂	60,43
n=0,7	CO ₂	5,21
	CO	7,06
	H ₂ O	16,34
	H ₂	7,38
	N ₂	64,01
n=0,8	CO ₂	6,58
	CO	4,67
	H ₂ O	17,59
	H ₂	4,16
	N ₂	67,00
n=0,9	CO ₂	8,07
	CO	2,31
	H ₂ O	18,33
	H ₂	1,76
	N ₂	69,53
n=1	CO ₂	9,65
	CO	0
	H ₂ O	18,65
	H ₂	0
	N ₂	71,70

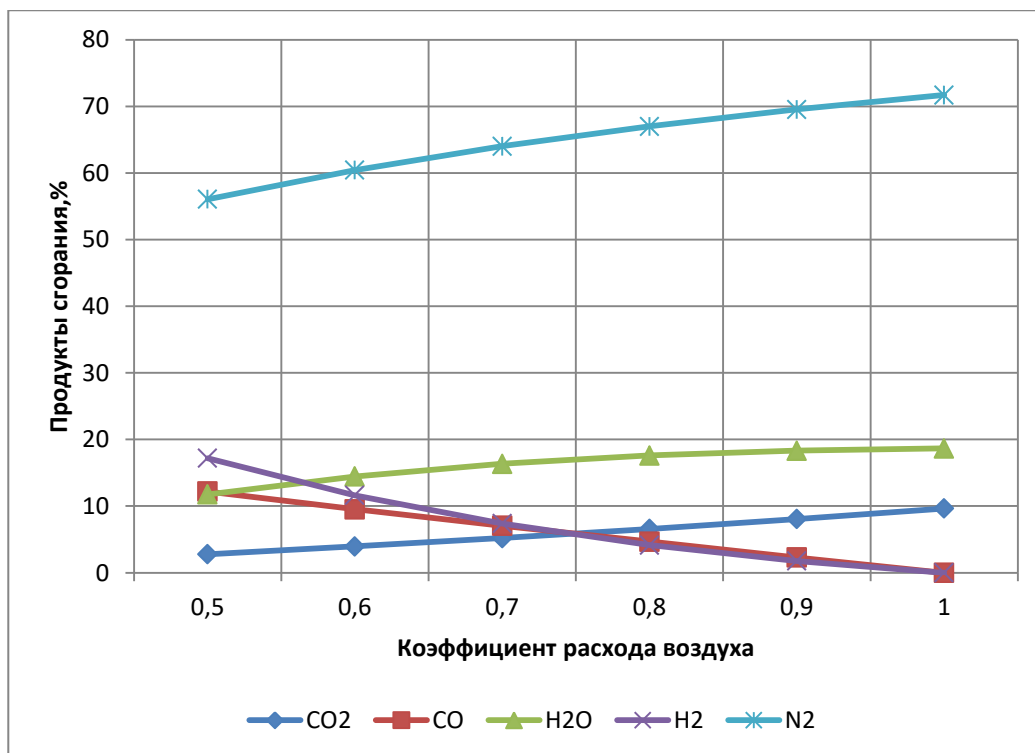


Рисунок Г1 – Зависимость количества каждого продукта сгорания от коэффициента расхода воздуха



ОБЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ «МЕТПРОМСТРОЙ»
 ИНН 7704765168 КПП 771801001 ОГРН 1107746776059
 109028, Россия, Москва, Серебряническая наб., д. 29, 5 этаж, помещение 2
 Тел.: +7 (495) 229 56 40 metprom@metprom.net www.metprom.net

Акт

об использовании результатов диссертационной работы А.Ю. Тереховой по теме: «Исследование и совершенствование конструкции и работы печей с барботажным слоем для жидкофазного восстановления железа»

Группа компаний «МетПром» работает на рынке промышленного инжиниринга с 1992 года и специализируется на реализации проектов для предприятий черной металлургии. ГК «МетПром» предлагает металлургическим предприятиям строительство современных производств. За все время работы компанией реализованы более 50 крупных инвестиционных проектов в металлургической отрасли и индустриальном строительстве.

В арсенале ГК «МетПром» реализованные проекты строительства и модернизации объектов для всех циклов металлургического производства.

Одним из альтернативных процессов получения чугуна является, процесс жидкофазного восстановления железа, основанный на использовании печи с барботажным слоем. С точки зрения теплофизики созданный для его реализации плавильный агрегат обладает большими потенциальными возможностями для высокотемпературной переработки различного сырья. При проектировании и модернизации установки жидкофазного восстановления железа необходимо учитывать все аспекты для оптимизации процесса получения первичного металла.

С точки зрения теплофизики металлургических процессов процесс и печь жидкофазного восстановления железа с барботажным слоем безусловно перспективны. Но наиболее уязвимыми позициями рассматриваемого процесса являются:

1. Механизм генерации теплоты, предусматривающий частичное сжигание топлива в расплаве и дожигание продуктов неполного горения в надслоевом пространстве с возвратом части выделяющейся теплоты в слой с помощью конвективно-радиационного теплообмена.
2. На производительность печи жидкофазного восстановления железа отрицательно влияет также то, что не весь объем барботажного слоя участвует в тепло-массообменных процессах. Причиной этого является некачественное перемешивание расплава в барботажном слое.

Для исключения данных сдерживающих факторов предлагается вынести процесс сжигания топлива за пределы рабочего пространства печи и сделать его од-

ностадийным и управляемым, что позволит исключить подачу кислорода. Необходимо перейти от переходного к струйному режиму продувки, то есть вовлечь в процессы тепломассообмена весь объем барботажного слоя.

ГК «МетПром» планирует использовать разработки, полученные в диссертационной работе А.Ю. Тереховой.

**Старший вице-президент
Директор проектного института**



А.А. Грачев



АКТ

об использовании результатов диссертационной работы А. Ю. Тереховой по теме:

«Исследование и совершенствование конструкции и работы печей с барботажным слоем для жидкофазного восстановления железа»

ООО «НОРД Инжиниринг» – российская компания, специализирующаяся на модернизации технологий и разработке металлургических агрегатов для горно-металлургической отрасли. На сегодняшний день компанией реализованы более 100 технологических проектов, в т.ч. проекты по барботажным процессам Ванюкова и Ромелт.

Одним из альтернативных процессов получения чугуна является процесс жидкофазного восстановления железа, основанный на использовании печи с барботажным слоем. Созданный для реализации данного способа плавильный агрегат обладает большими технологическими возможностями высокотемпературной переработки различного минерального и техногенного сырья.

С точки зрения теплофизики металлургических процессов процесс и печь жидкофазного восстановления железа с барботажным слоем являются перспективными. Но для интенсификации процесса плавки требуют изучения следующие вопросы:

1. Механизм генерации теплоты, предусматривающий частичное сжигание топлива в расплаве и дожигание продуктов неполного горения в надслоевом пространстве с возвратом части выделяющейся теплоты в слой расплава с помощью конвективно-радиационного теплообмена.
2. В тепломассообменных процессах, протекающих в расплаве, участвует не весь объем барботажного слоя. Причиной этого является частичное перемешивание расплава в барботажном слое ввиду использования пузырькового режима продувки расплава.

ООО «НОРД Инжиниринг»

РФ, 119071, г. Москва
Ленинский пр.-т. 15А,
офис 21

ИНН: 7707806158
КПП: 772501001
ОГРН: 1137746507744

+7 (499) 390-87-90
nordengineering.ru

nordengineering.ru, +7 (499) 390 87 90

Для решения данных вопросов автором диссертационной работы предложены следующие решения:

1. Для интенсификации процесса плавки предлагается вынести процесс сжигания топлива за пределы рабочего пространства печи и сделать его одностадийным и управляемым, что позволит исключить подачу кислорода и заменить его воздухом.
2. Необходимо перейти к струйному режиму продувки расплава в печи, за счет чего вовлечь в процессы тепломассообмена весь объем барботажного слоя.

ООО «НОРД Инжиниринг» планирует использовать результаты, полученные в диссертационной работе А. Ю. Тереховой.

Кузнецов А. В.
Генеральный директор

