

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б. Н. Ельцина»
Институт новых материалов и технологий
Кафедра теплофизики и информатики в металлургии

На правах рукописи

Глухов Илья Васильевич

**Совершенствование тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при
«скрап-карбюраторном» процессе выплавки полупродукта стали**

2.6.2. Металлургия черных, цветных и редких металлов

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научные руководители:

д-р техн. наук, профессор,

Воронов Герман Викторович

д-р техн. наук, профессор,

Шешуков Олег Юрьевич

Екатеринбург – 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|---|---------|
| ВВЕДЕНИЕ..... | 4 |
| 1 ТЕПЛОВАЯ РАБОТА СОВРЕМЕННОЙ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ | 9 |
| 2 ГОРЕНИЕ ПРИРОДНОГО ГАЗА С КИСЛОРОДОМ | 19 |
| 2.1 Расчет горения природного газа с кислородом | 19 |
| 2.2 Расчет температуры продуктов сгорания природного газа | 22 |
| 2.3 Выводы к главе 2 | 31 |
| 3.1 Конструкции газокислородных горелок, используемых в современных ДСП..... | 32 |
| 3.2 Конструкция газокислородной горелки для ДСП..... | 36 |
| 3.2.1 Расчет состава кислородо-воздушной смеси..... | 38 |
| 3.2.2. Расчет газокислородной горелки ДСП при сжигании природного газа кислородо-воздушной смесью | с 41 |
| 3.3 Исследование горелок с предварительным перемешиванием природного газа кислородо-воздушной смесью | с 43 |
| 3.3.1. Исследование температурных полей горелок с целью исключения «проскока» | 44 |
| 3.3.2. Исследование факелов с кинетическим и диффузионным режимами горения | 46 |
| 3.3.3. Исследование факела газокислородной горелки версии VG при изменении концентрации кислорода в КВС от 20 до 95 масс. % | 53 |
| 3.3.4. Физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания смеси природного газа с кислородо-воздушной смесью на входе в объем шихты..... | 64 |
| 3.4 Выводы к главе 3 | 69 |
| 4 ФИЗИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ИСХОДНЫХ КОМПОНЕНТОВ И ОБЪЕМА ШИХТЫ | 71 |
| 4.1. Загрузка шихтовых материалов в рабочий объем ДСП-120..... | 71 |
| 4.2. Теплофизические свойства исходных компонентов и объема шихты..... | 76 |
| 4.3. Выводы к главе 4 | 79 |
| 5 ТЕПЛООБМЕН ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ ПРИРОДНОГО ГАЗА С ШИХТОВЫМИ МАТЕРИАЛАМИ В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ДСП-120 | 80 |
| 5.1. Материальный, элементные по углероду, кислороду и тепловой балансы ДСП-120..... | 80 |
| 5.2. Газодинамические параметры и температурные поля продуктов сгорания в рабочем пространстве ДСП..... | 83 |
| 5.3. Особенности теплообмена при нагреве шихтовых материалов в ДСП..... | 89 |
| 5.3.1. Теплообмен при нагреве шихты первой корзины..... | 92 |
| 5.3.2. Время нагрева шихты первой корзины при образовании окалины..... | 94 |
| 5.4 Выводы к главе 5 | 95 |

| | |
|---|-----|
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 96 |
| Список использованных литературных источников | 97 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ А Патент на устройство для сжигания природного газа с кислородом | 108 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Б Акт внедрения в учебный процесс материалов диссертационной работы.... | 109 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ В Коэффициент расхода окислителя | 110 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Г Действительная степень диссоциации водяного пара..... | 111 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Д Действительная степень диссоциации диоксида углерода..... | 112 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Е Пример расчета горения природного газа с кислородом..... | 113 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Ж Паспорт плавки | 119 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ И Материальный баланс плавки в современной дуговой сталеплавильной печи ДСП-120 | 120 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ К Баланс углерода в рабочем пространстве ДСП при скрап-карбюраторном процессе | 123 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Л Баланс кислорода в рабочем пространстве ДСП..... | 127 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ М Тепловой баланс рабочего пространства ДСП | 134 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Н Отзыв | 143 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ П Расчет суммарного коэффициента теплопередачи в объеме шихты первой корзины | 146 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Р Расчет удельного теплового потока, коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов и времени нагрева | 148 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ С Расчет времени нагрева шихты первой корзины при образовании окарины | 152 |

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Основными агрегатами для производства стали в мире в настоящее время становятся кислородный конвертер и дуговая сталеплавильная печь (ДСП). Производство электростали постоянно увеличивается в связи с выводом устаревших сталеплавильных мощностей и вводом в эксплуатацию мини-заводов, основным железосодержащим сырьем для которых служат различные виды металлолома [1, 2]. Увеличение численности автопарка и сокращение срока эксплуатации автомобилей способствует росту металлофонда за счет автомобильного лома, который в России ежегодно составляет до 20-25 млн. т. [3]. К тому же, в связи с расширением добычи нефти и газа появилось большое количество вышедшего из строя оборудования.

Широкое распространение современные дуговые сталеплавильные печи получили на машиностроительных и металлургических заводах с неполным циклом как основной сталеплавильный агрегат для переработки железосодержащей шихты с концентрацией углерода около 0,3 %, недостаточной для завершения плавки, поэтому в исходную шихту добавляют углеродсодержащие материалы (УСМ). Из-за высокой стоимости передельного чугуна распространение получил «скрап-карбюраторный» процесс [4].

Суть скрап-карбюраторного процесса состоит в замене передельного чугуна в шихте твердым карбюризатором, а именно, коксом, электродным боем, антрацитом и графитом [5-8]. Скрап-карбюраторный процесс рассматривали как один из вариантов скрап процесса при производстве стали в мартеновских печах. Результаты исследований процессов теплогенерации и тепломассообмена при скрап-карбюраторном процессе способствуют рациональному его использованию при производстве стали на сталелитейных, машиностроительных предприятиях и мини-заводах.

В современной электрометаллургии наметилась тенденция к комплексному применению различных способов интенсификации тепловой работы дуговых сталеплавильных печей (ДСП) в целях повышения производительности. Например, распространилось использование стеновых газокислородных горелок и рафинирующих фурм.

В дуговой сталеплавильной печи газокислородные горелки предназначены, прежде всего, для ускоренного нагрева шихты первой корзины, чтобы обеспечить более быструю подачу окончательной массы материалов в рабочее пространство. Прогрев всей массы шихты до температуры плавления должен происходить равномерно по всему объему без локальных зон перегрева и оплавления. Образование поверхностной жидкой фазы приводит к снижению газопроницаемости при заполнении пустот, расположенных в нижних слоях шихты.

Интенсивное плавление возможно при условии, если создается максимальный уровень теплопередачи в объеме материалов шихты. Учитывая, что сжигание газа с кислородом производят как в диффузионном режиме, когда перемешивание газа с окислителем происходит после истечения их из горелки, так и в кинетическом – при условии предварительно подготовленной смеси газа с окислителем. Поэтому необходимо установить рациональный режим сжигания газа для интенсивной тепловой работы ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.

Известно [9-13], что быстрый нагрев холодной шихты с использованием дополнительного источника тепловой энергии от продуктов сгорания природного газа с кислородом обеспечивает снижение расхода электрической энергии и сокращение времени плавки. Одновременно, сжигание природного газа с кислородом в диффузионном режиме приводит к негативным результатам, таким как локальный перегрев и оплавление шихты с образованием настывлей на футеровке в шлаковом поясе сталеплавильной ванны, образованию пыли и к повышенному угару металлической части шихты.

В данной работе сделан акцент на совершенствование тепловой работы дуговых сталеплавильных печей при «скрап-карбюраторном» процессе.

Степень разработанности проблемы исследования

Среди отечественных и зарубежных ученых, исследования которых связаны с развитием скрап-карбюраторного процесса производства стали известны работы Карнаухова М.М., Грум-Гржимайло В.Е., Бигеева А.М., Трубина К.Г., Ойкса Г.Н., Старцева В.А.; а с технологией производства стали в современной ДСП представлены работы Поволоцкого Д.Я., Гудима Ю.А., Зинурова И.Ю., Рябова А.В., Макарова А.Н., Меркера Э.Э., Gottardi R., Kopfle J.; по вопросам горения природного газа работали Семенов Н.Н., Щетинков Е.С., Хитрин Л.Н., Зельдович Я.Б., Лавров М.В., Китаев Б.И., Hottel H., Льюис Б., Пиз Р.Н., Тейлор Х.С. и др.

Однако, недостаточно изученными остаются вопросы нагрева холодной шихты в рабочем пространстве ДСП продуктами сгорания природного газа, сжигаемого с кислородом при «скрап-карбюраторном» процессе.

Цель работы: Исследование тепловой работы дуговой сталеплавильной печи, работающей при «скрап-карбюраторном» процессе при введении дополнительной тепловой энергии от сжигания природного газа с кислородом в объеме шихты.

Задачи исследования:

1. Разработать методику расчета горения природного газа с кислородом с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ в продуктах сгорания, при высокой температуре печи и определить физические параметры и теплофизические свойства исходных компонентов продуктов горения и комбинированного слоя материалов шихты в ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.

2. Разработать конструкцию горелки, формирующей кинетический режим сжигания природного газа с кислородом без проскока пламени внутрь корпуса горелки.

3. Исследовать газодинамику потоков и температурные поля в рабочем пространстве печи с целью выбора рациональной установки топливосжигающих устройств для равномерного распределения продуктов сгорания в объеме рабочего пространства печи.

4. Разработать методику расчета времени нагрева комбинированной шихты с учетом ее порозности при «скрап-карбюраторном» процессе.

Научная новизна работы

1. Получены новые результаты исследования температурных и скоростных полей газодинамических потоков при радиальной и тангенциальной схеме размещения горелок в рабочем пространстве ДСП. Научно обоснована целесообразность тангенциального размещения горелок в рабочем пространстве ДСП, вследствие компьютерного моделирования.

2. Предложена методика расчета горения для определения действительной температуры продуктов сгорания природного газа с кислородом с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ и теплоотдачи в окружающую среду.

3. Предложен расчет физических параметров и теплофизических свойств шихты в объеме с различной порозностью, плотностью, формой и размером исходных компонентов.

Теоретическая и практическая значимость работы

1. На основе расчетных исследований предложен способ нагрева холодной шихты продуктами сгорания природного газа, сжигаемого в атмосфере кислорода при замене диффузионного режима горения газа кинетическим.

2. Разработана конструкция новой газокислородной горелки, обеспечивающей сжигание природного газа без «проскока» пламени в корпус горелки при кинетическом режиме горения (Патент на полезную модель №213773 приложение А).

3. На основе расчетных исследований предложен способ рационального заполнения рабочего пространства ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе в зависимости от насыпной плотности и доли компонентов в шихте.

4. Рекомендовано использование разработанной методики расчета горения природного газа с кислородом при нагреве многокомпонентной шихты в учебном процессе при выполнении курсовых и выпускных дипломных работ студентов (см. приложение Б).

Методология и методы исследования

В представленной работе для решения задач исследования применён комплексный подход, включающий методы: моделирование процесса горения природного газа с кислородом, газодинамики и температурного состояния в рабочем пространстве ДСП с помощью специальных компьютерных программ (Компас 3D, ANSYS, SolidWorks Flow Simulation);

статистическая обработка данных технической литературы; анализ теплотехнических результатов работы ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.

Положения, выносимые на защиту

1. Рекомендации по результатам исследований сжигания природного газа с кислородом в рабочем пространстве ДСП при переходе от диффузионного к кинетическому режиму с целью интенсификации нагрева и плавления шихты при «скрап-карбюраторном» процессе.

2. Результаты моделирования радиального и тангенциального способа ввода газов в объем шихтовых материалов при «скрап-карбюраторном» процессе.

3. Конструкция разработанной новой газокислородной горелки VG, обеспечивающей рациональное сжигание природного газа в кинетическом режиме.

4. Способ загрузки комбинированной шихты в рабочее пространство ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.

5. Методика расчета времени нагрева шихты при граничных условиях 3^{го} рода с использованием дифференциального уравнения теплопроводности в критериальной форме.

Достоверность и апробация работы

Достоверность полученных результатов обеспечивается надёжностью исходных данных, подтверждается сопоставлением результатов моделирования с производственными данными и соответствием полученных результатов закономерностям плавки в современных дуговых сталеплавильных печах.

Основные положения работы были представлены на 9-ти научных конференциях, в том числе 3-х международных: IV Международная интерактивная научно-практическая конференция «Инновации в материаловедении и металлургии» (Екатеринбург, 2015 г.); Всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2015) с международным участием, посвящённая 95-летию основанию кафедры и университета (Екатеринбург, 2015 г.); Всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием «Энерго- и ресурсосбережение. Энергообеспечение. Нетрадиционные и возобновляемые источники энергии» (Екатеринбург, 2015 г.); Научно-практическая конференция с международным участием и элементами школы молодых ученых «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР» (Екатеринбург, 2015 г.); Всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве» (ТИМ'2016) с международным участием (Екатеринбург, 2016 г.); VI Всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве» (ТИМ'2017) с

международным участием (Екатеринбург, 2017 г.); IX Всероссийская научно-практическая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве» (ТИМ'2021) с международным участием (Екатеринбург, 2021 г.); XVI Международный конгресс сталеплавателей и производителей металла ISCON 2021 (Екатеринбург, 2021 г.). 27-я Международная промышленная выставка «Металл-Экспо» (Москва, 2021 г.).

Личный вклад соискателя

1. Теоретическое обоснование основных положений диссертационной работы для анализа тепловой работы ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.
2. Выполнение компьютерного моделирования процесса горения природного газа с кислородом, газодинамики и температурного состояния в рабочем пространстве ДСП.
3. Участие в разработке конструкции новой горелки, обеспечивающей сжигание природного газа в атмосфере кислорода и кислородо-воздушной смеси.
4. Подготовка научных публикаций.

Публикации

По материалам диссертации опубликовано 28 печатных работ, в том числе 12 научных статей в рецензируемых научных журналах, определенных ВАК РФ и Аттестационным советом УрФУ, из них 9 статей, опубликованных в журналах, индексируемых в международных базах данных Scopus, WoS.

Структура диссертации

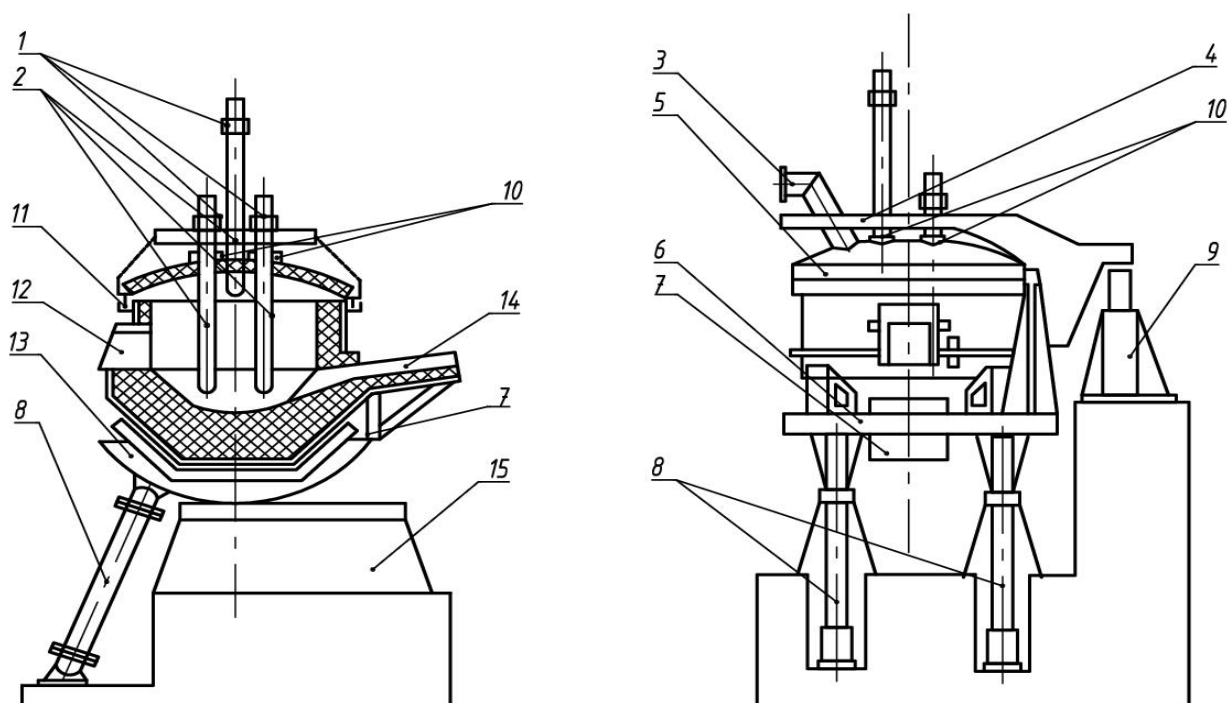
Диссертация состоит из введения, пяти глав, заключения, списка литературы и приложений. Основной текст занимает 155 страниц, включает 64 рисунка, 25 таблиц и 121 источник.

Благодарность

Автор выражает глубокую и искреннюю благодарность научному руководителю д.т.н., профессору кафедры «Теплофизика и информатика в металлургии» ИНМТ Г.В. Воронову за научное руководство и неоценимую помощь в проведении исследований и подготовке к защите диссертации на Ученом Совете; д.т.н., профессору О.Ю. Шешукову, сотрудникам кафедры ТИМ, в частности, к.т.н, профессору М.Д. Казяеву, к.т.н, доценту В.А. Гольцеву; сотрудникам ПКЦ ОАО «ВНИИМТ» в частности Д.В Мехрякову, Е.Г. Крапивиной, И.В. Малей за помощь при оформлении диссертационной работы к защите.

1 ТЕПЛОВАЯ РАБОТА СОВРЕМЕННОЙ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Мировое производство стали в дуговых сталеплавильных печах (ДСП) постоянно растет [14, 15]. Сталь заданного химического состава и температуры выплавляют из железосодержащих исходных компонентов [16] с последующей доводкой железоуглеродистого полупродукта в агрегате «ковш-печь» (АКП). [17-20]. Основная проблема плавки в современной ДСП заключается в переработке лома, загрязненного примесями цветных металлов (медь, олово, свинец, цинк и пр.), с низкой насыпной плотностью и различными по форме и размерам исходных компонентов шихты. Возникшие объективные условия оказали влияние на изменение конструкции печи, технологического режима производства стали и тепловой работы классического (типового) варианта ДСП, представленной на рисунке 1.1.



1 - электрододержатели; 2 - электроды; 3 - газоотводящий патрубок; 4 - портал для поддержки и перемещения свода;
5 - сводовое кольцо; 6 - опорная конструкция; 7 - устройство для электромагнитного перемешивания
расплава; 8 - механизм наклона печи; 9 - механизм подъема и поворота свода при загрузке шихты; 10 - уплотнители;
11 - песочный затвор; 12 - технологическое окно; 13 - опорные сегменты; 14 - сливной желоб; 15 - фундамент печи.

Рисунок 1.1 – Схема классической дуговой сталеплавильной печи

Среднестатистические показатели технологической и тепловой работы однотипных сталеплавильных печей (ДСП, классический вариант) предприятий ВПО Союзметаллургии: Кузнецкий (2); Череповецкий (4); Орский (2); Новоліпецкий (2); Амурсталь (1); Белорусский (2); Молдавский (2); Красный октябрь (1); Оскольский (4); Донецкий (2) (В скобках показано количество однотипных печей, принятых к рассмотрению) представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Средние показатели технологической и тепловой работы классических дуговых сталеплавильных печей (всего 18 печей) [21]

| № п.п. | Показатель | Значение |
|---|--|----------|
| 1 | Средняя масса плавки ($\bar{M}_п$), т | 103,8 |
| 2 | Длительность плавки ($\bar{\tau}_п$), ч | 3,35 |
| 3 | Производительность (\bar{P}), т/ч | 34,17 |
| 4 | Удельный расход электроэнергии на 1т стали ($Q_{э.э}^{уд}$), кВт ч/т | 571,9 |
| 5 | Удельный расход условного топлива на 1т стали (УРУТ), кг/т | 230,93 |
| 6 | Расход электродов ($m_э$), кг/т | 6,02 |
| 7 | Брак стали (окончательный), % | 1,56 |
| Расход исходной шихты, кислорода и огнеупоров | | |
| 9 | Всего металлической шихты ($m_{ш}^{уд}$), кг/т | 1160,5 |
| 10 | Угар железосодержащей шихты ($m_{уг}$), % | 13,8 |
| 11 | Расход твердого чугуна ($\bar{m}_ч^т$), кг/т | 58 |
| 12 | Расход шихтовой заготовки ($m_{шз}$), кг/т | 87,83 |
| 13 | Расход стального лома, стружки, металлизированных окатышей, кг/т | 1002,1 |
| 14 | Приход железа из агломерата и твердых окислителей, кг/т | 7,5 |
| 15 | Расход раскислителей и легирующих ($m_{рл}$), кг/т | 47,7 |
| 16 | Расход кислорода (V_{O_2}), м ³ /т | 28,1 |
| 17 | Расход огнеупоров ($m_{ог}$), кг/т | 24,66 |

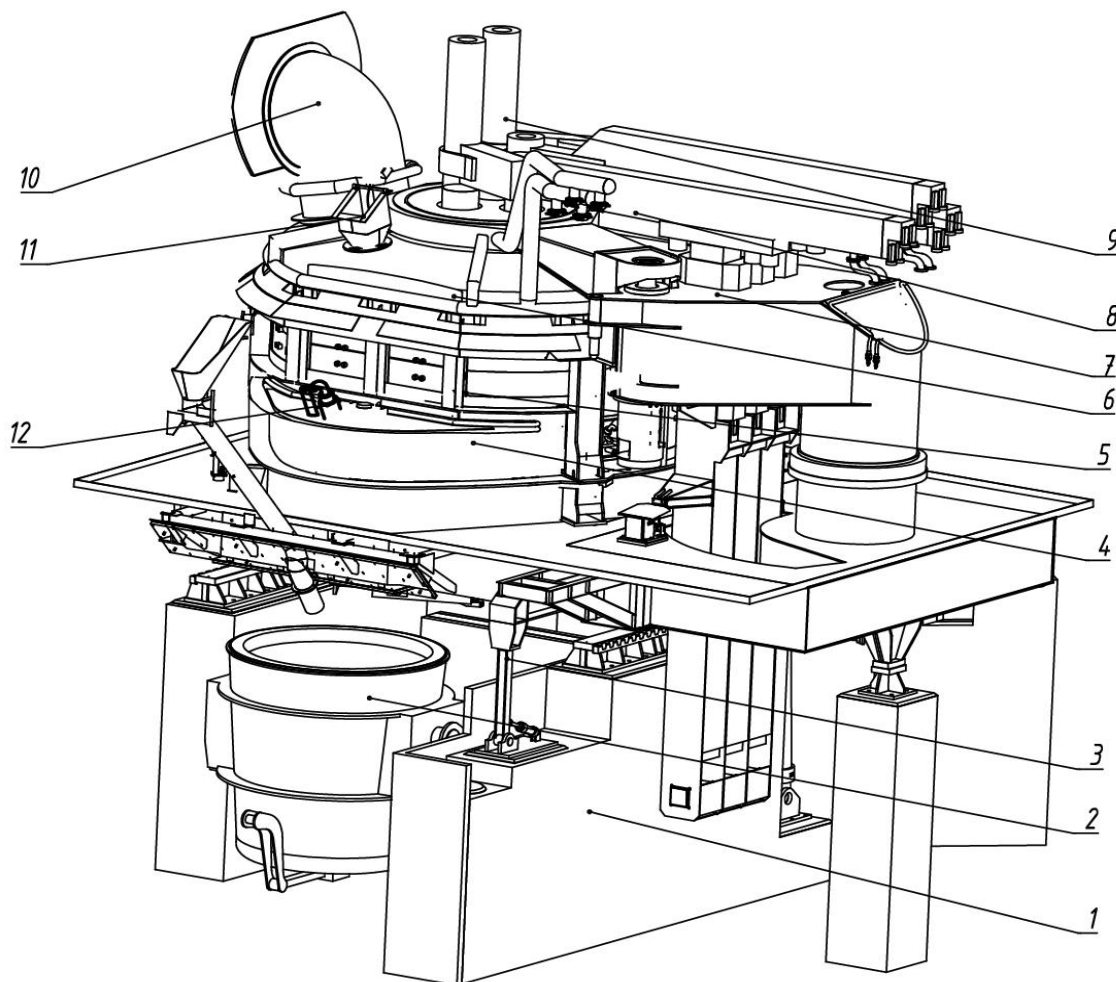
Схема современной ДСП представлена на рисунке 1.2.

Схема комплекса производства стали современной ДСП приведена на рисунке 1.3.

Сортамент электростали постоянно расширяется в позициях общего назначения: конструкционная, катанка, рельс, арматура, выплавляемая в дуговых печах емкостью 100 т и более.

Основными источниками железосодержащей шихты служат отходы сталеплавильного, прокатного и литейного производств, металлообработки и амортизационный лом. Многообразие железосодержащего лома создает ряд проблем, которые заключаются в трудности их совместной тепловой обработки. В процессе плавки полупродукта стали такие металлы, как медь, олово, свинец, мышьяк, сурьма, никель, хром и др. частично остаются в расплаве. Добавление к лому передельного твердого или жидкого чугуна, железа прямого восстановления (ЖПВ), металлизированных окатышей или горячебрикетированного железа (ГБЖ) с низким содержанием

выше перечисленных цветных металлов является современным и эффективным способом подготовки качественной исходной шихты. Насыпная плотность амортизационного лома постоянно изменяется, снижаясь до $0,5 \text{ т/м}^3$. Пакетирование и шредерная переработка легковесного лома частично решает проблему подготовки шихты с получением повышенной насыпной плотности.



1 - фундамент печи; 2 - сталеразливочный ковш; 3 - механизм наклона; 4 - эркер;
5 - водоохлаждаемый корпус; 6 - свод; 7 - механизм подъема и поворота свода при загрузке шихты;
8 - электрододержатели; 9 - электрод; 10 - дымовой канал; 11 - система подачи флюсов;
12 - газокислородная горелка.

Рисунок 1.2 – Схема современной дуговой сталеплавильной печи

Металлургические предприятия разделяют на три типа: металлургические с полным технологическим циклом, электрометаллургические комбинаты и мини-заводы. На металлургических заводах с полным технологическим циклом используют сортированный привозной лом, собственные отходы и жидкий чугун в любых экономически обоснованных соотношениях. Повышение производительности ДСП реализуют за счет увеличения мощности трансформатора и емкости печи, скорости комбинированного нагрева шихты и обезуглероживания расплава. Увеличение емкости печи [22] за счет высоты стены повышает нагрузку на электроды. Длина элект-

тродов под сводом возрастает, что приводит к повышенному их расходу из-за увеличения случаев поломок и выгорания углерода электродов. Жидкий чугун позволяет сократить расход электроэнергии в пределах 5 кВт·ч/т, повысить чистоту полупродукта по меди до 0,13 %, по сере до 0,035 % при доле жидкого чугуна 20-25 % [23] и приводит к увеличению расхода извести [24, 25] и кислорода. От соотношения мощности трансформатора и интенсивности подачи кислорода зависит оптимальная доля жидкого чугуна в шихте ДСП. Для печей различной емкости, например, ДСП-180 удельная мощность трансформатора 0,83 МВА/т и удельная интенсивность продувки кислородом – 77,8 м³/(т·ч) [23] и для ДСП-110 эти показатели соответственно составляют 0,73 МВА/т и 136,4 м³/(т·ч) [25].

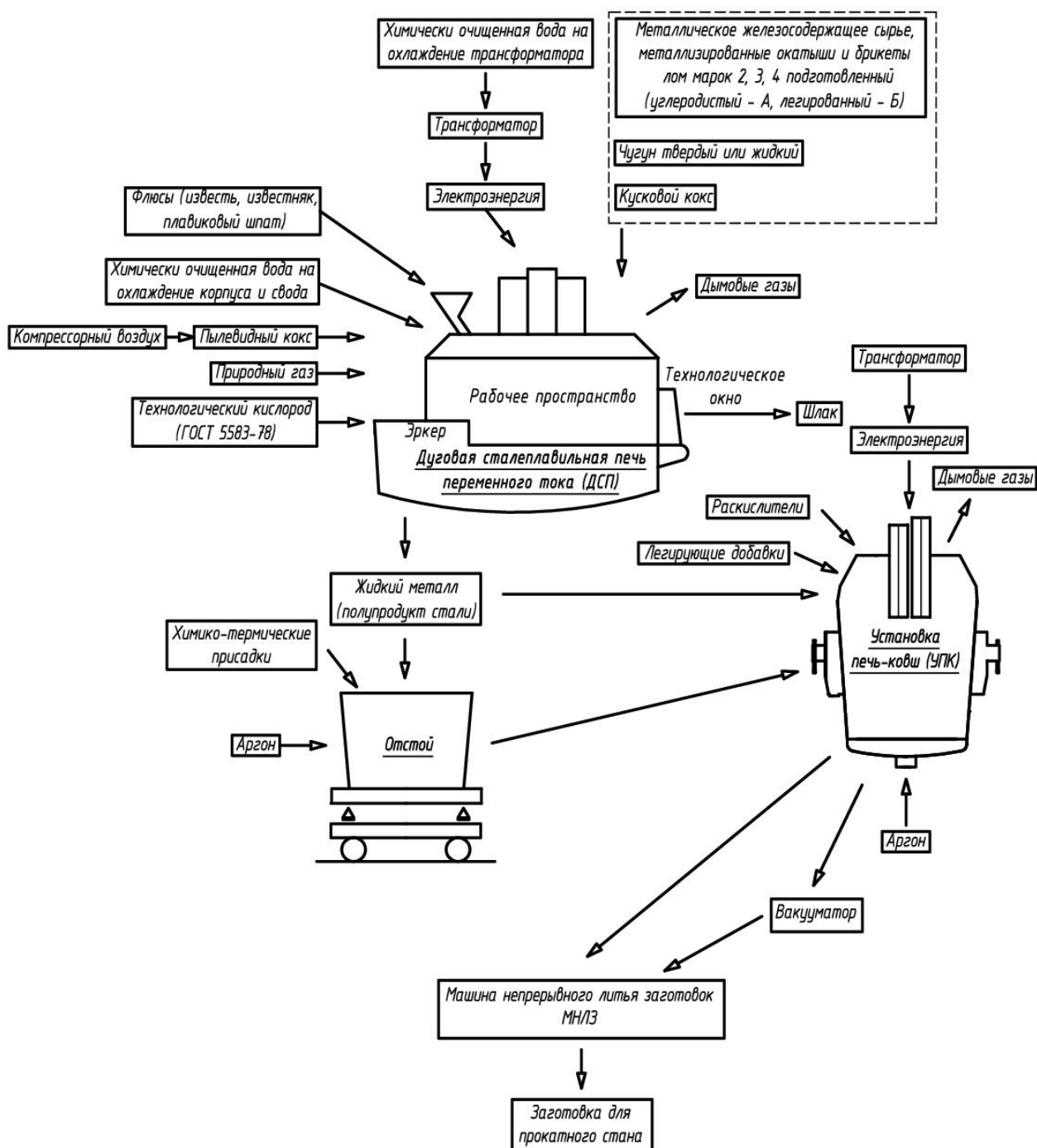


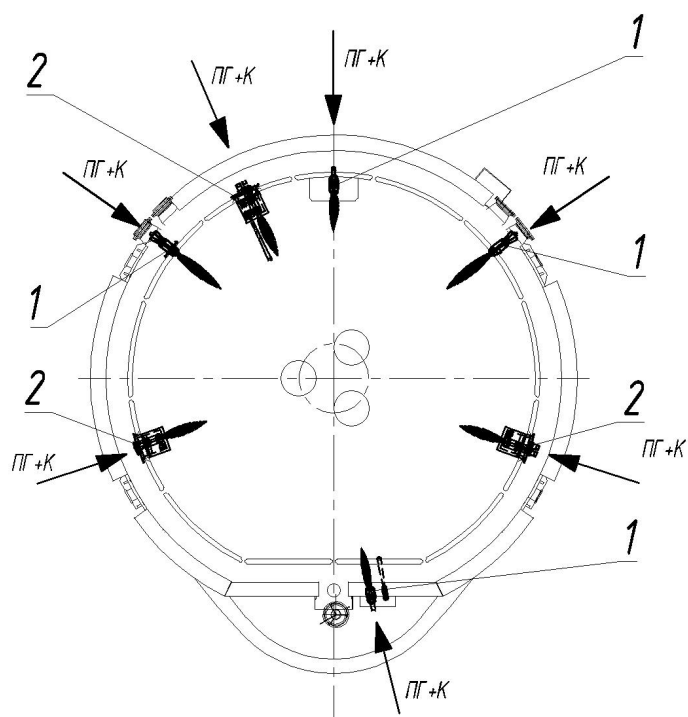
Рисунок 1.3 – Схема комплекса производства стали в современной ДСП

На электрометаллургических комбинатах шихтой для ДСП служит подготовленная железосодержащая шихта, брикеты, пакеты, железо прямого восстановления или металлизированные окатыши. К особенностям процесса относят повышенный расход электроэнергии по сравнению с плавкой на ломе, непрерывную подачу окатышей, низкое содержание примесей в полупродукте. Непрерывная загрузка окатышей требует стабилизации скорости загрузки равной скорости плавления окатыша [26, 27].

На металлургических мини-заводах основной шихтой является стальной лом, содержащий незначительное количество углерода, поэтому для его восполнения добавляют углеродсодержащие материалы (УСМ). Самыми распространенными из них являются кусковый кокс и электродный бой. Основным технологическим процессом становится науглероживание (карбонизация) расплава. Кислород подают только для интенсификации сжигания природного газа с целью повышения температуры продуктов сгорания и частично, по мере технологической необходимости, используют его для интенсификации массообменных процессов. Окисление углерода кускового кокса в процессе плавления шихты сопровождается образованием оксида углерода. Часть углерода кокса переходит в расплав до содержания его, соответствующего заданной марке стали. Другая часть углерода препятствует окислению железа и участвует в восстановлении железа из оксида. Процесс выплавки полупродукта в ДСП, в существенной мере, зависит от способа загрузки шихты (с ее подогревом или без подогрева за счет физической теплоты дымовых газов), изменения насыпной плотности лома, соотношения и сортировки компонентов по форме, размеру и химическому составу, организации нагрева шихты за счет дополнительных источников тепловой энергии (природный газ, кокс).

Современную дуговую сталеплавильную печь (ДСП) следует рассматривать как комбинированный тепловой агрегат, в котором совместно используют различные энергоносители: электрическую энергию, газообразное топливо (природный газ (ПГ)), окислитель (кислород) и твердое топливо (кокс) [14, 15, 17, 18, 28]. Нагрев и расплавление шихты происходит за счет тепловыделения в электрической дуге, в факеле продуктов сгорания природного газа, при окислении углерода кокса и железосодержащих компонентов шихты свободным кислородом и кислородом оксидов металлов [29]. Обзор энергетических затрат электродуговой плавки [19-21, 30] предполагает более широкое использование дополнительных источников тепловой энергии по сравнению с электроэнергией, в первую очередь, для повышения технико-экономических показателей. Распространение получили газокислородные горелки, обеспечивающие интенсификацию электроплавки и снижение расхода электроэнергии [31]. Газокислородные горелки предназначены прежде всего для ускоренного нагрева холодной шихты. Прогрев всей массы шихты до температуры плавления должен происходить равномерно по всему объему без локальных зон перегрева и оплавления. На ДСП-120 фирмы Danieli предусмотрены четыре стено-

вые газокислородные горелки и три комбинированные горелки [32]. Схема расположения горелок на действующей печи ДСП-120 фирмы Danieli приведена на рисунке 1.4.



1 – стеновая газокислородная горелка; 2 – комбинированная горелка.
Рисунок 1.4 – Схема расположения горелок на ДСП-120 фирмы Danieli

На ДСП Ultimate емкостью 120 т устанавливают три газокислородных горелки, пять универсальных фурм-горелок, четыре инжектора порошковых углеродсодержащих материалов и четыре горелки для дожигания газа {CO} в дымовых газах. Такое количество (общее количество 16) дополнительных устройств в рабочем пространстве печи - есть попытка сделать печь совершенной и универсальной с максимальной производительностью, которая имеет свои недостатки, выраженные в:

- увеличении высоты стены;
- повышении расхода газообразного окислителя и связанного с ним угара железа;
- увеличении расхода воды на охлаждение (~ на 680 м³/ч [22]).

Авторами отмечено [33], что применение газокислородных горелок улучшает процессы шлакообразования, нагрева, обезуглероживания металла при дожигании {CO} и {H₂}, но и в то же время приводит к увеличению угара железа. Моделирование процессов горения топлива показало высокую эффективность для определения оптимальных параметров горелки.

Авторы работы [34] использовали модуль ANSYS CFX с целью расчета температурного поля дымовых газов, распределения {CO}, {CO₂} и {H₂} в рабочем пространстве печи.

Результаты математического моделирования позволили оценить влияние технологических параметров и конструкции печи на режим горения природного газа [23, 24] и предложить рациональную конструкцию горелочного устройства.

Известна работа Винтовкина А.А. и Рязанова В.Т., проведенная в ВНИИМТ о возможности работы донной фурмы в качестве газокислородной горелки. В работе был определен диапазон возможных изменений скоростей истечения природного газа и кислорода, обеспечивающий устойчивый безотрывный режим сжигания. Устройство предназначалось для сжигания природного газа в диффузионном режиме.

Стационарные топливосжигающие и продувочные устройства по своей конструкции создают диффузионный режим сжигания природного газа с кислородом. При этом в слое шихты возможно образование локальных объемов, в которых наблюдается: избыток кислорода (приводит к угару железосодержащих компонентов); недостаток кислорода (приводит к термоокислительному пиролизу углеводородов), а так же возможно образование стехиометрической смеси природного газа с кислородом, горение которой приводит к резкому повышению температуры и к локальному оплавлению шихты. Известно, что теория свободного диффузионного факела разработана для частных граничных условий без надежно аргументированных методик расчета [35-43] горения природного газа с кислородом в слое шихтовых материалов. Кинетический режим сжигания природного газа с кислородом имеет свои существенные отличия от диффузионного, так как он формируется в факеле при сжигании предварительно перемешанной смеси топлива с окислителем. Практически факел представляет движущийся объем высокотемпературных продуктов сгорания. В газодинамическом представлении такую газовую среду можно рассматривать как движение продуктов сгорания в объеме рабочего пространства ДСП. Горение исходных компонентов природного газа с кислородом в объеме шихтовых материалов происходить не будет. В объем шихты будут поступать продукты полного сгорания топлива и возможно только догорание $\{CO\}$ и $\{H_2\}$ продуктов диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$.

В работе авторы [44] рассчитали горение природного газа с различными количествами добавляемого технического кислорода взамен атмосферного воздуха, при этом в применяемой методике не учитывались процессы диссоциации $\{H_2O\}$ и $\{CO_2\}$, которые в существенной мере оказывают влияние на состав, физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания при температурах свыше 1500 – 1600 °С [45].

С.Г. Тройб в работе [46] отмечал, что температуру горения с учетом диссоциации определяют графическим путем при помощи It – диаграмм, однако, применение кислорода в процессах горения повышает температуру продуктов сгорания с увеличением степени диссоциации, в связи с чем задача расчета теоретической температуры и состава продуктов неполного сгорания является актуальной. При этом It – диаграмм для обогащенного кислородом дутья не составлено [46], а расчет температуры горения (теоретическая и балансовая) производится в адиабатических условиях.

В работе [47] приведены расчетные данные состава, температуры и термодинамических

свойств продуктов сгорания метана с окислителем при различном содержании кислорода. Однако расчет, как и в работе [46] производится для балансовой температуры без учета теплообмена с окружающей средой.

Из анализа литературных данных по эксплуатации современных ДСП возникает необходимость дополнительно исследовать процесс сжигания природного газа с кислородом в кинетическом режиме при нагреве объема шихты продуктами сгорания с учетом их элементного состава, физических параметров и теплофизических свойств при действительной температуре.

Перевод печи на одноразовую загрузку ломом за счет увеличения объема рабочего пространства позволяет снизить расход электроэнергии на 30 кВт·ч/т (7-8 %).

В технической литературе [14] рассматривают три наиболее распространенных способа увеличения производительности современной ДСП.

1. Экстенсивный – увеличение скорости нагрева шихты и обезуглероживания за счет повышения мощности трансформатора и увеличения расхода кислорода.

2. Интенсивный – совершенствование технологии выплавки полупродукта за счет рационального использования имеющихся энергоносителей.

3. Экономический – корректировка технологии выплавки полупродукта вслед за изменением цены на исходные материалы, энергоносители и спроса на готовый продукт.

По мнению авторов [14], дальнейшее увеличение мощности трансформатора и суммарного расхода кислорода не оправдано. При удельной мощности трансформатора более 1,0 МВА/т отмечается более медленное сокращение продолжительности плавки. При продолжительности работы печи под током 30-40 мин. скорость нагрева шихты достигает 40-50 град./мин, средняя скорость обезуглероживания при начальном содержании углерода в шихте около 1 % достигает 0,16 %/мин. [25]. При использовании продувки кислородом с максимальной интенсивностью 8000 м³/ч, достигается предел по емкости печи, мощности трансформатора и по расходу кислорода. В таблице 1.2 представлены проектные показатели ДСП емкостью 220 т (в знаменателе показаны достигнутые показатели в период эксплуатации).

Химическая энергия топлива (41 %) достигается при установке шести стеновых и двух эркерных фурм-горелок типа Conso Tech, а также четырех инжекторов для вдувания порошкового углерода, объединенных в единые модули со стеновыми фурмами-горелками.

Мнение авторов [14], что «при определенном соотношении цен на материальные и энергетические ресурсы экономически выгодно использовать часть шихты в качестве топлива». Такой подход к организации тепловой работы печи и выявления экологических последствий следует считать недопустимым. Совершенствование технологии выплавки стали при увеличении производительности ДСП возможно за счет рационального использования энергоносителей возможно при «скрап-карбюраторном» процессе.

В работе [26] предложена математическая модель процесса имитации операции по производству стали в электродуговой печи, использующей железо прямого восстановления в качестве шихтового материала. Моделирование направлено на предсказание заданного качества стали с минимальными затратами за счет оптимизации балансов массы и энергии.

Таблица 1.2 – Проектные показатели ДСП емкостью 220 т (мини-завод, Турция) [33]

| № п.п | Показатель | Значение |
|-------|---|--------------|
| 1 | Производительность, т/ч | 320/>300 |
| 2 | Продолжительность цикла плавки, мин | 41 |
| 3 | Удельный расход электроэнергии (холодный лом), кВт·ч/т | 330/ 360-370 |
| 4 | Расход кислорода, м ³ /т | 44 |
| 5 | Расход природного газа, м ³ /т | 6,1 |
| 6 | Расход углерода (завалка + инъекция), кг/т | 27 |
| 7 | Расход электродов, кг/т | 1,0 |
| 8 | Выход годного, % | 90 |
| 9 | Отношение рабочего объема к массе плавки, м ³ /т | 1,25 |
| 10 | Доля химической энергии | 0,41 |
| 11 | Удельная мощность, т/ч /МВт | 1,68 |
| 12 | Максимальный расход природного газа на горелку, м ³ /ч | 820 |
| 13 | Расход кислорода, м ³ /ч | 1500 |
| 14 | Расход инжектируемого углерода, кг/мин | 40-70 |
| 15 | Продолжительность работы под током, мин | 30-40 |
| 16 | Скорость нагрева шихты, град./мин | 40-50 |

Необходимо отметить, что на технико-экономические результаты работы ДСП наибольшее влияние оказывает тип исходной шихты, ее подготовка и способ загрузки. Особое внимание для дуговых сталеплавильных печей следует уделять качеству шихтовых материалов при загрузке. Так, авторы [48] изучали изменение порозности по высоте загрузочной корзины, а в работе [22] предложена эмпирическая модель компоновки шихтовых материалов с целью повышения технико-экономических показателей работы дуговой электропечи. Сортировка лома по химическому составу, чистого по содержанию цветных металлов, стабильного по насыпной плотности, очищенного от неметаллических загрязнений, пакетирование позволит выбрать способ подготовки шихты для каждого индивидуального специализированного производства.

В работах [26, 27] представлены результаты численного моделирования процесса плавления скрапа за счет тепловыделения электрической дуги. Авторами создана двумерная осесимметричная модель теплообмена и расчетная программа, в которой учтены основные физические процессы в дуговой сталеплавильной печи. В работе [33] были исследованы особенности плавки железорудных металлизированных окатышей при дожигании отходящих горючих газов с помощью газокислородных горелок.

Таким образом, рассмотренные результаты исследований, произведенных различными авторами, позволяют сделать вывод о том, что подробно исследованы различные варианты отдельных процессов газодинамики и теплообмена, важных для организации различных способов сжигания газа, но они не акцентированы для применения в ДСП, работающих по «скрап-карбюраторному процессу». В современных ДСП возникает необходимость дополнительно исследовать процесс сжигания природного газа с кислородом в кинетическом режиме и нагрева объема шихты продуктами сгорания с учетом их физических параметров и теплофизических свойств. Рассмотреть схемы рассредоточенного подвода тепловой энергии в холодную зону шихтовых материалов, расположенную между электродами и внутренней водоохлаждаемой стенкой.

Из анализа литературных данных по эксплуатации современных ДСП была сформулирована цель работы: исследование тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при «скрап-карбюраторном» процессе при введении дополнительной тепловой энергии от сжигания природного газа с кислородом в объеме шихты. Для достижения цели в работе были поставлены и решены следующие задачи:

1. Разработать методику расчета горения природного газа с кислородом с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ в продуктах сгорания, и определить физические параметры и теплофизические свойства исходных компонентов горения и комбинированного слоя материалов шихты в ДСП при «скрап-карбюраторном» процессе.

2. Разработать конструкцию горелки, формирующей кинетический режим сжигания природного газа с кислородом без проскока пламени.

3. Исследовать газодинамику потоков и температурные поля в рабочем пространстве печи с целью выбора рациональной установки топливосжигающих устройств для равномерного распределения продуктов сгорания в объеме рабочего пространства печи.

4. Разработать методику расчета времени нагрева комбинированной шихты с учетом ее порозности при «скрап-карбюраторном» процессе.

2 ГОРЕНИЕ ПРИРОДНОГО ГАЗА С КИСЛОРОДОМ

Эксплуатация современных ДСП с использованием скрап и «скрап-карбюраторного» способа производства полупродукта стали показала, что быстрый нагрев холодной шихты с использованием дополнительного дешевого энергоносителя – природного газа (ПГ) обеспечивает снижение расхода электроэнергии, сокращение времени всей плавки и расхода дорогостоящего чугуна. Одновременно неконтролируемое сжигание природного газа с использованием технологического кислорода приводит к не совсем оправданным негативным результатам, таким как локальный перегрев и оплавление шихты, образование настывей на футеровке, интенсивное образование пыли и угара железосодержащих компонентов.

Для исследования тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при «скрап-карбюраторном» процессе при введении дополнительной тепловой энергии от сжигания природного газа с кислородом в объеме шихты встает вопрос определения физических параметров и теплофизических свойств продуктов сгорания с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$. Из-за отсутствия необходимой методики для определения действительной температуры, физических параметров и теплофизических свойств исходных компонентов горения, с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ в продуктах сгорания, необходимо разработать методику расчета горения природного газа с кислородом.

2.1 Расчет горения природного газа с кислородом

Расчет сгорания ПГ связан с решением трех задач: определение расхода окислителя, в нашем случае технологического кислорода [45, 49-52], количества и концентрации компонентов продуктов сгорания и их температуры. В расчете принимают расход природного газа, кислорода и продуктов сгорания при нормальных условиях ($t = 0\text{ }^\circ\text{C}$ и $P = 1,01325 \cdot 10^5\text{ Па}$).

Состав газообразного топлива, определенный с использованием газоанализаторов, выполнен на сухую массу и содержит следующие компоненты:

$$\sum C_n H_{2n+2}^c + CO_2^c + N_2^c + O_2^c = 100 \text{ об. \%}, \quad (2.1)$$

где, $C_n H_{2n+2}^c$ – предельные углеводороды метанового ряда (метан - CH_4 ; этан - C_2H_6 ; пропан - C_3H_8 ; бутан - C_4H_{10});

CO_2^c – диоксид углерода;

N_2^c – азот;

O_2^c – кислород.

Влагосодержание сухого газа представляют отдельно - $d_{с.г} \Gamma / M_{с.г}^3$ (грамм влаги в 1 м^3 сухого газа). Этой массе влаги соответствует объем водяного пара

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{d_{\text{с.г.}} \cdot V_{\text{H}_2\text{O}}^M}{1000 \cdot M_{\text{H}_2\text{O}}} = \frac{d_{\text{с.г.}} \cdot 23,45}{1000 \cdot M_{\text{H}_2\text{O}}} = 0,001302 \cdot d_{\text{с.г.}}, \text{ м}^3, \quad (2.2)$$

где, $V_{\text{H}_2\text{O}}^M$ – мольный объем водяного пара, $23,45 \frac{\text{м}^3}{\text{кмоль}}$;

$M_{\text{H}_2\text{O}}$ – мольная масса воды, $18,016 \text{ кг/кмоль}$.

Концентрация водяного пара в газе

$$\text{H}_2\text{O}^{\text{пар}} = \frac{0,001302 \cdot d_{\text{с.г.}}}{1 + 0,001302 \cdot d_{\text{с.г.}}} \cdot 100 \text{ об. \%}. \quad (2.3)$$

Химический состав влажного газа (на рабочую массу) рассчитывают по формуле:

$$x_i^B = \frac{100 \cdot x_i^C}{100 + 0,1302 \cdot d_{\text{с.г.}}} \text{ об. \%}, \quad (2.4)$$

где, x_i^C – концентрация компонента в сухом газе, об. %;

x_i^B – концентрация компонента во влажном газе, об. %.

Состав влажного газа:

$$\text{CH}_4^B + \text{C}_2\text{H}_6^B + \text{C}_3\text{H}_8^B + \text{C}_4\text{H}_{10}^B + \text{CO}_2^B + \text{N}_2^B + \text{O}_2^B + \text{H}_2\text{O}^B = 100 \text{ об. \%}. \quad (2.5)$$

В расчете горения ПГ используют состав только влажного газа.

Низшая теплота сгорания влажного газа (рабочее состояние)

$$Q_{\text{н}}^B = 0,01 (\text{CH}_4^B \cdot Q_{\text{CH}_4} + \text{C}_2\text{H}_6^B \cdot Q_{\text{C}_2\text{H}_6} + \text{C}_3\text{H}_8^B \cdot Q_{\text{C}_3\text{H}_8} + \text{C}_4\text{H}_{10}^B \cdot Q_{\text{C}_4\text{H}_{10}}), \text{ кДж/м}^3, \quad (2.6)$$

где, $\text{CH}_4^B, \text{C}_2\text{H}_6^B, \text{C}_3\text{H}_8^B, \text{C}_4\text{H}_{10}^B$ - концентрация влажных составляющих: метана, этана, пропана, бутана, об. %;

$Q_{\text{CH}_4}, Q_{\text{C}_2\text{H}_6}, Q_{\text{C}_3\text{H}_8}, Q_{\text{C}_4\text{H}_{10}}$ - теплота сгорания метана ($35\,797 \text{ кДж/м}^3$), этана ($64\,351 \text{ кДж/м}^3$), пропана ($93\,573 \text{ кДж/м}^3$), бутана ($123\,570 \text{ кДж/м}^3$).

Стехиометрическое количество кислорода, необходимое для горения компонентов газа

$$V_{\text{O}_2}^{\text{сх}} = 0,01 \left(\frac{3n+1}{2} \sum \text{C}_n \text{H}_{2n+2}^B - \text{O}_2^B \right) \text{ м}^3/\text{м}^3 \quad (2.7)$$

или

$$V_{\text{O}_2}^{\text{сх}} = 0,01 (2\text{CH}_4^B + 3,5\text{C}_2\text{H}_6^B + 5,0\text{C}_3\text{H}_8^B + 6,5\text{C}_4\text{H}_{10}^B - \text{O}_2^B) \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (2.8)$$

где, O_2^B - концентрация кислорода в газе, об. %.

Стехиометрическое уравнение горения ПГ влажного состава имеет вид:

- в чистом кислороде

$$\text{C}_n \text{H}_{2n+2}^B + \frac{3n+1}{2} \text{O}_2 = n \cdot \text{CO}_2 + (n+1) \text{H}_2\text{O}, \quad (2.9)$$

где, n – количество атомов углерода, целое число;

- в технологическом кислороде

$$\text{C}_n \text{H}_{2n+2}^B + \frac{3n+1}{2} \text{O}_2 + k^{\text{ТК}} \frac{3n+1}{2} \text{N}_2 = n \cdot \text{CO}_2 + (n+1) \text{H}_2\text{O} + k^{\text{ТК}} \frac{3n+1}{2} \text{N}_2, \quad (2.10)$$

где, $k^{\text{Т.К.}} = \frac{\text{N}_2'}{\text{O}_2'} = \frac{100 - \text{O}_2'}{\text{O}_2'}$ - азотный коэффициент технологического кислорода;

N'_2, O'_2 - концентрация соответственно азота и кислорода в технологическом кислороде, об. %.

Расход технологического кислорода

$$V_{O_2}^{TK} = (1 + k^{TK}) \cdot V_{O_2} \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.11)$$

Действительный расход технологического кислорода при $\alpha_{TK} > 1,0$ (Приложение В «Коэффициент расхода окислителя»):

$$V_{\alpha}^{TK} = \alpha_{TK} \cdot V_{O_2}^{TK} \text{ м}^3/\text{м}^3, (V_{\alpha}^D = V_{\alpha}^{TK}) \quad (2.12)$$

где, α_{TK} – коэффициент расхода технологического кислорода, который рассчитывают по уравнению

$$\alpha_{TK} = \frac{V_{O_2}^D}{(1+k^{TK}) \cdot V_{O_2}}, \quad (2.13)$$

где, $V_{O_2}^D$ - действительный расход технологического кислорода, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Количество и концентрация составляющих продуктов сгорания ПГ при $\alpha_{TK} \geq 1,0$:

$$V_{CO_2} = 0,01(CO_2^B + n \sum C_n H_{2n+2}^B) \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2.14)$$

$$V_{H_2O} = 0,01[H_2O^B + (n + 1) \sum C_n H_{2n+2}^B] \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2.15)$$

$$V_{N_2} = 0,01 \cdot N_2^B + \alpha_{TK} k^{TK} V_{O_2} \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2.16)$$

$$V_{O_2}^И = (\alpha_{TK} - 1) \cdot V_{O_2} \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (2.17)$$

где, $V_{O_2}^И$ - избыточный объем кислорода в продуктах сгорания, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Общее количество продуктов сгорания ПГ:

$$V_{\alpha} = V_{CO_2} + V_{H_2O} + V_{N_2} + V_{O_2}^И \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.18)$$

Концентрация компонента в продуктах сгорания ПГ:

$$CO_2 = \frac{V_{CO_2}}{V_{\alpha}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad (2.19)$$

$$H_2O = \frac{V_{H_2O}}{V_{\alpha}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad (2.20)$$

$$N_2 = \frac{V_{N_2}}{V_{\alpha}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad (2.21)$$

$$O_2 = \frac{V_{O_2}^И}{V_{\alpha}} \cdot 100 \text{ об. \%}. \quad (2.22)$$

или $[x_i = \frac{V_i}{V_{\alpha}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \sum x_i = 100 \text{ об. \%}]. \quad (2.23)$

По предложенной методике определены расход технологического кислорода, количество и концентрация компонентов продуктов сгорания, которые использованы для расчета температуры продуктов сгорания с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$.

2.2 Расчет температуры продуктов сгорания природного газа

Расчет температуры продуктов сгорания углеводородов метанового ряда C_nH_{2n+2} природного газа с кислорода выполнен с учетом их исходных физических параметров и теплофизических свойств.

Начальные и граничные условия горения:

1. Исходная стехиометрическая смесь топлива с окислителем предварительно тщательно перемешана при коэффициенте расхода кислорода $\alpha_{TK} = 1,0$. Начальная температура и теплоемкость газа $t_r = 0$ °С, $Q_{\phi}^r = 0$ Дж и кислорода $t_k = 0$ °С, $Q_{\phi}^k = 0$ Дж. Объем исходной смеси и продуктов ее сгорания представлены в форме шара. Воспламенение смеси происходит в центре шара при давлении $P = 101325$ Па.

2. Горение смеси происходит по цепному механизму в кинетическом режиме и в стехиометрическом объеме, при отсутствии поступательного движения.

3. Внутренний теплообмен в образовавшихся продуктах сгорания связан с изменением энтальпии за счет перехода ионизированных атомов (частиц) в молекулы CO_2 и H_2O ;

4. Внешний теплообмен продуктов сгорания происходит только за счет излучения $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ в свободный неограниченный объем атмосферного воздуха.

Балансовое уравнение горения смеси углеводородов с кислородом при расчете температуры имеет вид:

$$Q_{\text{ну}}^p = 0,01 \cdot V_{\alpha=1}^y \sum c_i \cdot c_i^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} \cdot t_{\alpha=1}^{\text{ж}} \quad \text{отсюда } t_{\alpha=1}^{\text{ж}} = \frac{Q_{\text{ну}}^p}{0,01 \cdot V_{\alpha=1}^y \sum c_i \cdot c_i^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}}} \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.24)$$

где, $Q_{\text{ну}}^p$ – низшая теплота сгорания смеси углеводородов, кДж/м³;

$t_{\alpha=1}^{\text{ж}}$ – температура продуктов сгорания (жаропроизводительность), °С;

$V_{\alpha=1}^y$ – стехиометрический объем продуктов сгорания, м³/м³;

c_i – концентрация i -го компонента в продуктах сгорания, об. %;

$c_i^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}}$ – теплоемкость i -го компонента при температуре $t_{\alpha=1}^{\text{ж}}$, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$,

$$c_{CO_2}^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} = (44,14 + 9,04 \cdot 10^{-3} \cdot T^{\text{ж}} - 8,54 \cdot 10^5 \cdot (T^{\text{ж}})^{-2}) \cdot 0,04492 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}; [45, 50] \quad (2.25)$$

$$c_{H_2O}^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} = (30 + 10,71 \cdot 10^{-3} \cdot T^{\text{ж}} - 0,33 \cdot 10^5 \cdot (T^{\text{ж}})^{-2}) \cdot 0,04264 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}} [45, 50] \quad (2.26)$$

Результаты расчета теплофизических параметров продуктов сгорания углеводородов и температуры представлены в таблице 2.1. Балансовая температура рассчитана с использованием программы ЭВМ Microsoft Excel 2016 методом последовательного приближения.

Таблица 2.1 – Характеристики продуктов сгорания углеводородов C_nH_{2n+2} при $\alpha_k = 1,0$,
 $t_y = 0^\circ\text{C}$, $t_k = 0^\circ\text{C}$ и $P = 101325\text{Па}$

| Параметр | CH_4 | C_2H_6 | C_3H_8 | C_4H_{10} |
|---|-----------|-----------|-----------|-------------|
| Низшая теплота сгорания Q_{ny}^p , кДж/м ³ | 35818 | 63760 | 91180 | 118610 |
| Стехиометрический объем продуктов сгорания $V_{\alpha=1}^y$, м ³ /м ³ | 3,356 | 5,624 | 7,891 | 10,337 |
| Объем / концентрация диоксида углерода в продуктах сгорания $\{CO_2\}$, м ³ /м ³ / об. % | 1 / 29,79 | 2 / 35,56 | 3 / 38,02 | 4 / 39,38 |
| Объем / концентрация водяного пара в продуктах сгорания $\{H_2O\}$, м ³ /м ³ / об. % | 2 / 59,69 | 3 / 53,45 | 4 / 50,8 | 5 / 49,33 |
| Теплоемкость диоксида углерода $c_{CO_2}^{t_\alpha^*}$, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$ | 3,534 | 3,593 | 3,624 | 3,648 |
| Теплоемкость водяного пара $c_{H_2O}^{t_\alpha^*}$, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$ | 3,027 | 3,092 | 3,127 | 3,142 |
| Температура продуктов сгорания $t_{\alpha=1}^*$, °C | 3555 | 3675 | 3710 | 3730 |

Известно, что при температуре выше 1500 °C возникает диссоциация $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ [53-56]. Термическую диссоциацию относят к внутреннему теплообмену, связанному не с изменением физической массы компонентов продуктов сгорания, а с изменением структуры их молекул и появлению новых молекул (веществ) при сохранении исходной массы. Степень диссоциации – это отношение массы диссоциируемых молекул к общей массе молекул данного вещества (CO_2 и H_2O), которая зависит от температуры и концентрации рассматриваемых веществ [57]. Действительная степень диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ рассчитана по интерполяционным уравнениям (2.27 и 2.28) с использованием данных [50, 55, приложения Г и Д]

$$a_d = \left[a_1 - \frac{\Delta a_{1-2} \cdot \Delta H_{2O_d}}{\Delta H_{2O_T}^{1-2}} \right] + \frac{\Delta t_d}{\Delta t_T} \left\{ \left[a_3 - \frac{\Delta a_{3-4} \cdot \Delta H_{2O_d}}{\Delta H_{2O_T}^{1-2}} \right] - \left[a_1 - \frac{\Delta a_{1-2} \cdot \Delta H_{2O_d}}{\Delta H_{2O_T}^{1-2}} \right] \right\}, \% \quad (2.27)$$

$$b_d = \left[b_1 - \frac{\Delta b_{1-2} \cdot \Delta CO_{2d}}{\Delta CO_{2T}^{1-2}} \right] + \frac{\Delta t_d}{\Delta t_T} \left\{ \left[b_3 - \frac{\Delta b_{3-4} \cdot \Delta CO_{2d}}{\Delta CO_{2T}^{1-2}} \right] - \left[b_1 - \frac{\Delta b_{1-2} \cdot \Delta CO_{2d}}{\Delta CO_{2T}^{1-2}} \right] \right\}, \% \quad (2.28)$$

где, a_d , b_d – действительная степень диссоциации соответственно водяного пара и диоксида углерода, %;

$H_2O_T^1$, $H_2O_T^2$, $\Delta H_{2O_T}^{1-2}$ – табличная концентрация $\{H_2O\}$ и их диапазон, соответствующие условию $H_2O_T^1 < H_2O_d < H_2O_T^2$,

где, $\{H_2O_d\}$ – концентрация водяного пара по результату расчета горения ПГ, об. %;

$\Delta H_{2O_d} = H_2O_d - H_2O_T^1$ – действительный диапазон отклонения концентрации $\{H_2O_d\}$, об. %;

$\Delta H_{2O_T}^{1-2} = H_2O_T^1 - H_2O_T^2$ – табличный диапазон концентрации водяного пара, об. %;

$\Delta t_d = t_\alpha^* - t_T^1$; $\Delta t_T = t_T^1 - t_T^2$ – температурный диапазон, при котором $t_T^2 > t_\alpha^* > t_T^1$, °C;

a_1 , a_2 – степень диссоциации водяного пара при t_T^1 и концентрации $H_2O_T^1$ % и $H_2O_T^2$ % и разность $\Delta a_{1-2} = a_1 - a_2$;

a_3, a_4 – степень диссоциации водяного пара при t_T^2 и концентрации $H_2O_T^1$ % и $H_2O_T^2$ % и разность $\Delta a_{3-4} = a_3 - a_4$.

Действительную степень диссоциации диоксида углерода (b_d) рассчитывают по выше предложенной методике.

В результате диссоциации $\{H_2O\}$ в продуктах сгорания ПГ образуется свободный кислород и водород:

$$V_{O_2}^{H_2O} = 4,775 \cdot 10^{-5} \cdot a_d \cdot H_2O^d \cdot V_{\alpha_{TK}}, \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2.29)$$

$$V_{H_2}^{дис} = 9,57 \cdot 10^{-5} \cdot a_d \cdot H_2O^d \cdot V_{\alpha_{TK}}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.30)$$

Суммарный объем продуктов сгорания, включающий недиссоциированный водяной пар, водород и кислород

$$V'_{H_2O} = (1 - 0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot H_2O^d \cdot 0,01 + V_{H_2}^{дис} + V_{O_2}^{H_2O}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.31)$$

Диссоциация $\{CO_2\}$ в продуктах сгорания приводит к образованию свободного кислорода и оксида углерода. Объем кислорода и оксида углерода составит:

$$- V_{O_2}^{CO_2} = 5,03 \cdot 10^{-5} \cdot b_d \cdot CO_2^d \cdot V_{\alpha_{TK}}, \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (2.32)$$

$$- V_{CO}^{дис} = 10,06 \cdot 10^{-5} \cdot b_d \cdot CO_2^d \cdot V_{\alpha_{TK}}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.33)$$

Объем продуктов сгорания, включающий недиссоциированный диоксид углерода, оксид углерода и кислород

$$V'_{CO_2} = (1 - 0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot CO_2^d \cdot 0,01 + V_{O_2}^{CO_2} + V_{CO}^{дис}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.34)$$

Общий объем и состав продуктов сгорания ПГ с учетом диссоциации водяного пара (H_2O) и диоксида углерода (CO_2)

$$V_{\alpha}^{дис} = (1 - 0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot H_2O^d \cdot 0,01 + V_{H_2}^{дис} + V_{O_2}^{H_2O} + (1 - 0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot CO_2^d \cdot 0,01 + V_{O_2}^{CO_2} + V_{CO}^{дис} + V_{N_2} + V_{O_2}^B, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (2.35)$$

Концентрация компонентов продуктов сгорания природного газа с технологическим кислородом с учетом диссоциации $\{H_2O\}$ и $\{CO_2\}$:

$$CO_2' = \frac{(1-0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot CO_2^d}{V_{\alpha}^{дис}} \text{ об. } \%; \quad (2.36)$$

$$H_2O' = \frac{(1-0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot H_2O^d}{V_{\alpha}^{дис}} \text{ об. } \%; \quad (2.37)$$

$$N_2' = \frac{0,01 \cdot N_2^B + k^{TK} \cdot \alpha_{TK} \cdot V_{O_2}^K}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 \text{ об. } \%, \quad (2.38)$$

где, N_2^B - концентрация азота в ПГ влажного состава, об. %;

α_{TK} – коэффициент расхода технологического кислорода;

$k^{TK} = \frac{100 - O_2^{TK}}{O_2^{TK}}$ - азотный коэффициент технологического кислорода.

$$O_2' = \frac{(\alpha_k - 1)V_{O_2}^k + V_{O_2}^{CO_2} + V_{O_2}^{H_2O}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 \text{ об. \%} - \text{свободный кислород}; \quad (2.39)$$

$$CO' = \frac{V_{CO}^{CO_2}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad (2.40)$$

$$H_2' = \frac{V_{H_2}^{H_2O}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 \text{ об. \%}. \quad (2.41)$$

Зависимость степени диссоциации водяного пара и диоксида углерод от их концентрации и температуры в продуктах сгорания природного газа представлена на рисунках 2.1 и 2.2.

Балансовое уравнение для расчета температуры продуктов сгорания с учетом химического недожога, вызванного диссоциацией $\{H_2O\}$ и $\{CO_2\}$ примет вид

$$t_{\alpha_k=1}^b = \frac{Q_{\text{н}}^p - Q_3^{дис}}{0,01 \cdot V_{\alpha=1}^{дис} \cdot \sum c_i \cdot c_i^{t_{\alpha=1}^b}} \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.42)$$

где, $Q_3^{дис} = 0,01 \cdot V_{\alpha_k=1}^{дис} (Q_{CO} \cdot CO' + Q_{H_2} \cdot H_2')$ – химический недожог, возникающий в результате диссоциации $\{H_2O\}$ и $\{CO_2\}$ при температуре $t_{\alpha=1}^ж$.

В таблице 2.2 представлены результаты расчета физических параметров и теплофизических характеристик продуктов сгорания углеводородов метанового ряда при $\alpha_k = 1,0$; начальной температуре смеси $t_r = 0 \text{ } ^\circ\text{C}$, $t_k = 0 \text{ } ^\circ\text{C}$ и давлении $P = 101325 \text{ Па}$.

Таблица 2.2 – Характеристики продуктов сгорания углеводородов C_nH_{2n+2} с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ при $\alpha_k = 1,0$

| Параметр | CH_4 | C_2H_6 | C_3H_8 | C_4H_{10} |
|--|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|
| Степень диссоциации водяного пара a , % $H_2O^{дис}$ | 19,87 | 24,85 | 25,35 | 25,52 |
| Степень диссоциации диоксида углерода b , % $CO_2^{дис}$ | 62,55 | 61,52 | 61,22 | 65,13 |
| Объем водорода от диссоциации водяного пара $V_{H_2}^{дис}$, m^3/m^3 / об. % | 0,38/ 9,89 | 0,73/ 11,1 | 1,04/ 11,12 | 1,36/ 11,22 |
| Объем недиссоциированного водяного пара $V_{H_2O}^{н.дис}$, m^3/m^3 / об. % | 1,61/ 41,75 | 2,24/ 34,01 | 2,92/ 31,33 | 3,59/ 29,67 |
| Объем оксида углерода от диссоциации диоксида углерода $V_{CO}^{дис}$, m^3/m^3 / об. % | 0,63/ 16,34 | 1,25/ 19,03 | 1,92/ 20,55 | 2,62/ 21,65 |
| Объем недиссоциированного диоксида углерода $V_{CO_2}^{н.дис}$, m^3/m^3 / об. % | 0,37/ 9,75 | 0,75/ 11,43 | 1,09/ 11,72 | 1,39/ 11,53 |
| Общий объем кислорода $V_{O_2}^{дис}$ от диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$, m^3/m^3 / об. % | 0,514/ 13,4 | 1,024/ 15,5 | 1,522/ 16,3 | 1,99/ 16,4 |
| Объем продуктов сгорания с учетом диссоциации водяного пара и диоксида углерода $V_{\alpha_k=1}^{дис}$, m^3/m^3 | 3,85 | 6,59 | 9,33 | 12,1 |
| Объем продуктов сгорания без учета диссоциации водяного пара и диоксида углерода V_0 , m^3/m^3 | 3,0 | 5,0 | 7,0 | 9,0 |
| Увеличение объема продуктов сгорания при диссоциации водяного пара и диоксида углерода ΔV_0 , m^3/m^3 / об. %. | 0,85/ 28,33 | 1,59/ 31,8 | 2,33/ 33,29 | 3,1/ 34,4 |
| Химический недожог $Q_3^{дис}$, кДж / % | 12051/ 33,67 | 23751/ 36,91 | 35439/ 37,87 | 47771/ 38,66 |
| Балансовая температура $t_{\alpha_{тк}=1}^b$, $^\circ\text{C}$ | 2693 | 2694 | 2702 | 2705 |

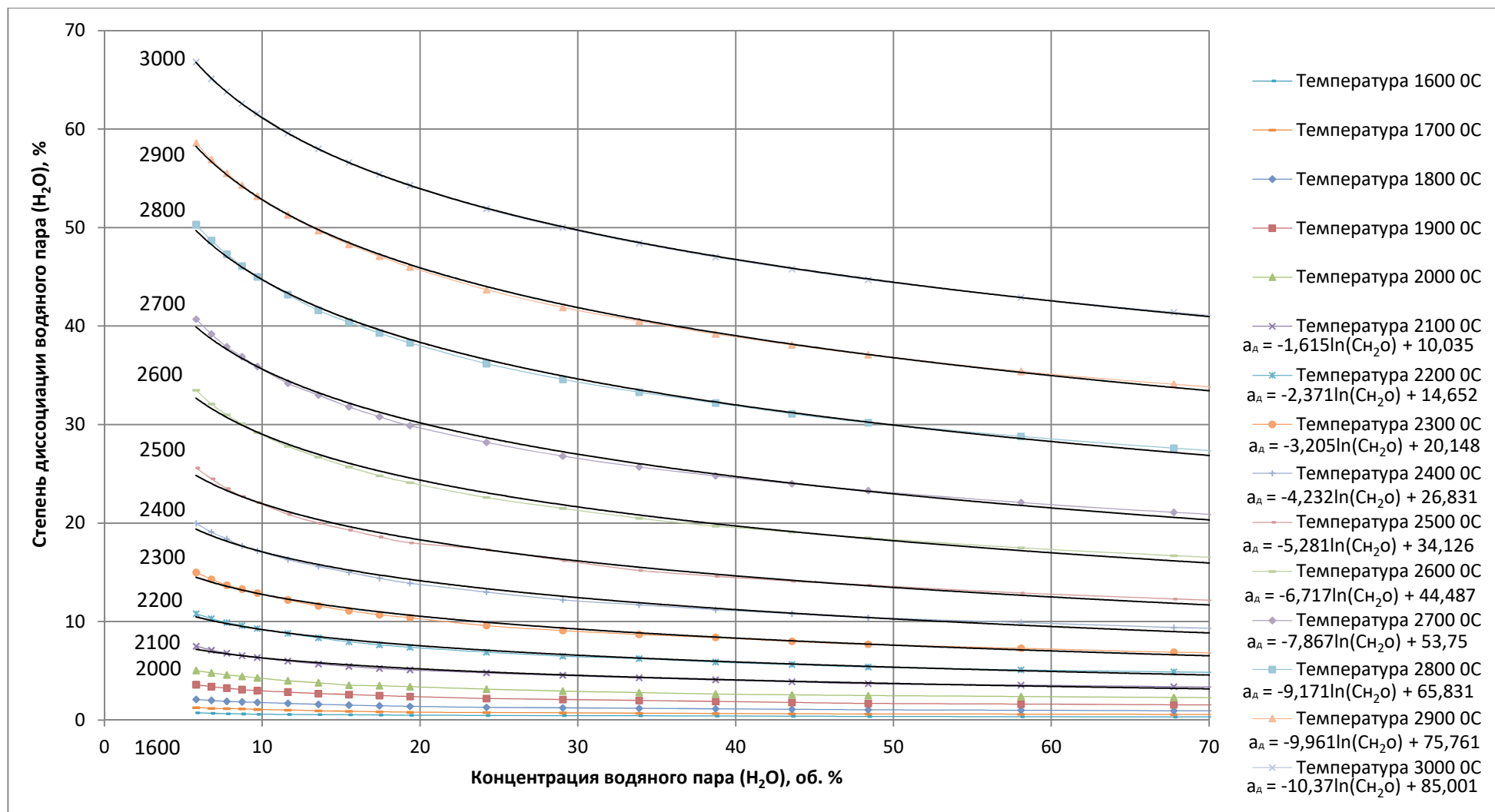


Рисунок 2.1 – Степень диссоциации водяного пара (H_2O) от его концентрации и температуры в продуктах сгорания природного газа

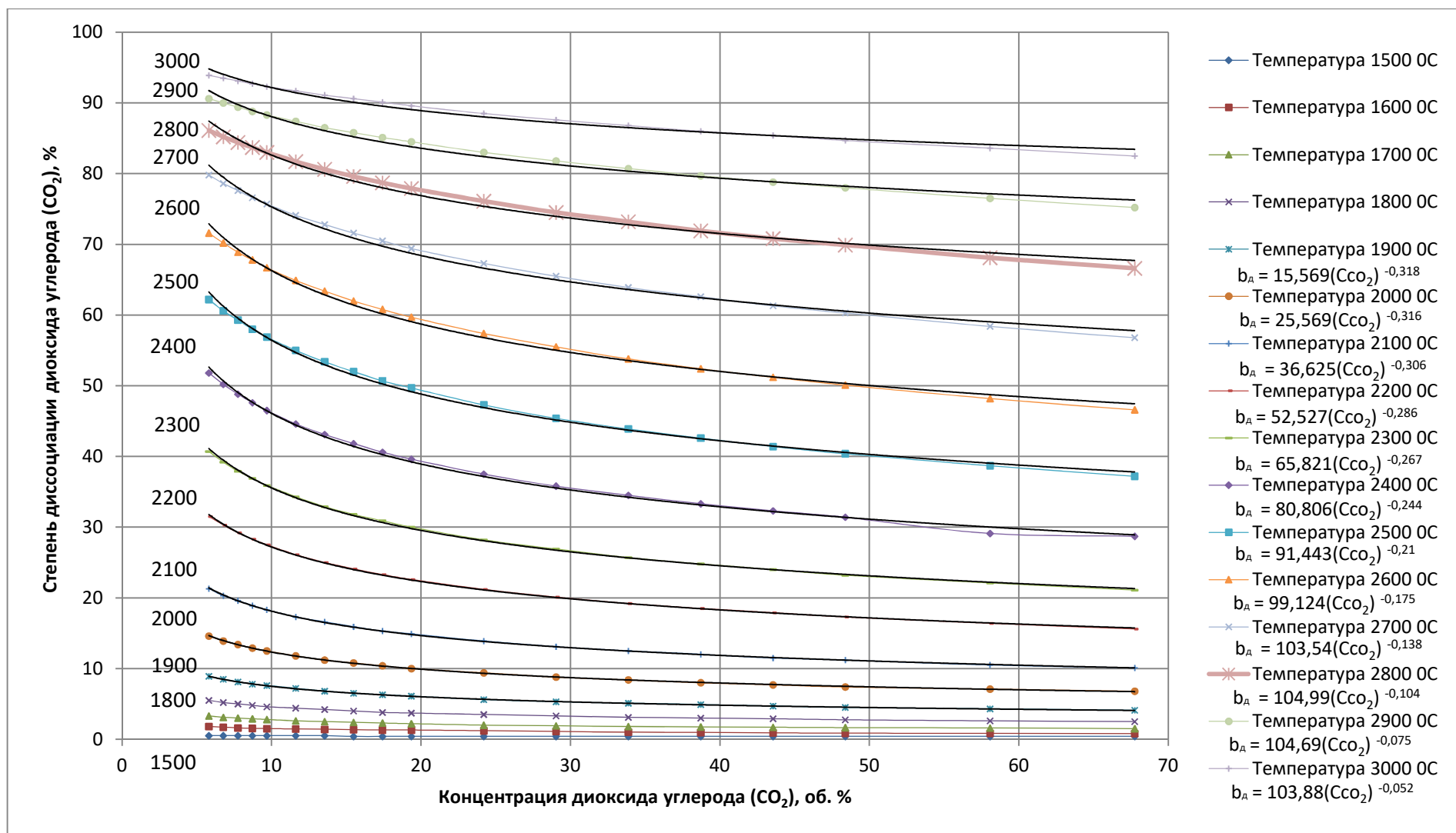


Рисунок 2.2 – Степень диссоциации диоксида углерода (CO_2) от его концентрации и температуры в продуктах сгорания природного газа

Известно, что двухатомные газы с симметричными молекулами, такие как $\{N_2\}$, $\{O_2\}$, $\{H_2\}$ не поглощают и не излучают тепловую энергию [58, 59]. Свойством поглощения при низких температурах и излучения при высоких обладают трех атомные газы, такие как $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$, присутствующие в продуктах сгорания углеводородов. Учитывая, что отмеченные свойства для всех газов селективны, следовательно их интегральная степень черноты при бесконечно толстом слое будет несколько меньше единицы [50, 52, 58, 60, 61].

Степень черноты слоя продуктов сгорания зависит от температуры и произведения концентрации излучающего газа на эффективную длину луча

$$\varepsilon_{\text{пго}} = \varepsilon_{CO_2} f(T_\alpha^b \cdot 0,01 \cdot S_{\text{эф}}^{\text{ш}} \cdot CO_2') + \beta \cdot \varepsilon_{H_2O} f(T_\alpha^b \cdot 0,01 \cdot S_{\text{эф}}^{\text{ш}} \cdot H_2O'), \quad (2.43)$$

где, $S_{\text{эф}}^{\text{ш}} = \eta_{\text{эф}} \cdot \frac{4V_{\text{ш}}}{F_{\text{ш}}}$ – эффективная длина луча в объеме сферической формы продуктов сгорания

при условии, что объем шара $V_{\text{ш}} = \frac{4}{3}\pi R_{\text{ш}}^3 = V_{\alpha=1}^{\text{дис}} \text{ м}^3$ и поверхность

$$F_{\text{ш}} = 4\pi R_{\text{ш}}^2, \text{ м}^2;$$

T_α^b – балансовая температура продуктов сгорания, К;

CO_2' , H_2O' – концентрация соответственно диоксида углерода и водяного пара, об. %;

β – поправочный коэффициент, учитывающий большее влияние концентрации водяного пара по сравнению с $S_{\text{эф}}$ на степень черноты H_2O [50, 55];

$\eta_{\text{эф}}$ – коэффициент эффективности излучения газового объема, соответствующий доле тепловой энергии, которая достигает условной оболочки шара площадью $F_{\text{ш}}$ ($\eta_{\text{эф}} = 0,75 - 0,95$) [53].

Эффективная длина теплового луча в сферическом объеме

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш}} = \eta_{\text{эф}} \cdot \frac{4V_{\text{ш}}}{F_{\text{ш}}} = 1,333 \cdot \eta_{\text{эф}} \cdot R_{\text{ш}}, \text{ м.} \quad (2.44)$$

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш max}} = 1,333 \cdot \eta_{\text{эф}}^{\text{max}} \cdot R_{\text{ш}} = 1,333 \cdot 0,95 \cdot R_{\text{ш}} = 1,266 R_{\text{ш}} \quad (2.45)$$

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш min}} = 1,333 \cdot \eta_{\text{эф}}^{\text{min}} \cdot R_{\text{ш}} = 1,333 \cdot 0,75 \cdot R_{\text{ш}} = 1,0 R_{\text{ш}} \quad (2.46)$$

Радиус шара, эквивалентный стехиометрическому объему продуктов сгорания

$$R_{\text{ш}} = \sqrt[3]{\frac{V_{\alpha=1}^{\text{дис}} \cdot 3}{4\pi}} = 0,621 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}}, \text{ м.} \quad (2.47)$$

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш max}} = 1,266 \cdot 0,621 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}} = 0,786 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}} \text{ м.} \quad (2.48)$$

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш min}} = 0,621 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}} \text{ м.} \quad (2.49)$$

Степень черноты компонентов стехиометрического объема продуктов сгорания определим, используя интерполяционное уравнение и табличные данные [52]:

$$\varepsilon_{\text{CO}_2} = \left[\varepsilon_1 - \frac{\Delta\varepsilon_{1-2}(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] + \frac{\Delta t_D}{\Delta t_T} \left(\left[\varepsilon_3 - \frac{\Delta\varepsilon_{3-4}(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] - \left[\varepsilon_1 - \frac{\Delta\varepsilon_{1-2}(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{CO}_2 \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] \right); \quad (2.50)$$

$$\varepsilon_{\text{H}_2\text{O}} = \left[\varepsilon_1 - \frac{\Delta\varepsilon_{1-2}(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] + \frac{\Delta t_D}{\Delta t_T} \left(\left[\varepsilon_3 - \frac{\Delta\varepsilon_{3-4}(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] - \left[\varepsilon_1 - \frac{\Delta\varepsilon_{1-2}(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_D}{(\Delta 0,01 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot S_{\text{эф}})_T} \right] \right). \quad (2.51)$$

Действительная степень черноты объема продуктов сгорания $\varepsilon_{\text{пго}}^D = \varepsilon_{\text{CO}_2} + \beta \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$. Из этой суммы вычитают поправку $\delta = \varepsilon_{\text{CO}_2} \cdot \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$, связанную с совпадением некоторых полос излучения в спектре $\{\text{CO}_2\}$ и $\{\text{H}_2\text{O}\}$ $\varepsilon_{\text{пго}}' = \varepsilon_{\text{пго}}^D - \delta = \varepsilon_{\text{пго}}^D - \varepsilon_{\text{CO}_2} \cdot \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$.

Действительная температура продуктов сгорания углеводородов с учетом отдачи тепловой энергии излучением в неограниченное свободное пространство

$$t_{\alpha=1}^D = \frac{Q_{\text{нв}}^p - Q_3^{\text{дис}} - Q_L}{0,01 \cdot V_{\alpha=1}^{\text{дис}} \cdot \sum c_i \cdot c_i^{t_{\alpha=1}^D}} \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.52)$$

где, Q_L – количество теплоты продуктов сгорания, отданное в окружающую среду за счет излучения $\{\text{CO}_2'\}$ и $\{\text{H}_2\text{O}'\}$ при температуре $t_{\alpha=1}^D$, кДж;

$c_i^{t_{\alpha=1}^D}$ – теплоемкость CO_2' и $\text{H}_2\text{O}'$ при действительной температуре $t_{\alpha=1}^D$, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$.

Следуя рекомендации Кутателадзе С.С. [59]

$$Q_L = 4,9 \left[\varepsilon_{\text{пго}}' \left(\frac{T_{\alpha=1}^6}{100} \right)^4 - a_{\text{в}} \left(\frac{T_0}{100} \right)^4 \right] F_{\text{ш}} \text{ кДж}; \quad (2.53)$$

$$Q_L = 4,9 \left[\varepsilon_{\text{пго}}' \left(\frac{T_{\alpha=1}^6}{100} \right)^4 - 55,67 \right] F_{\text{ш}} \text{ кДж}, \quad (2.54)$$

где, $a_{\text{в}}$ – степень поглощения окружающей среды, равной единице;

T_0 – термодинамическая температура, 273,15 К.

Тепловой пирометрический коэффициент

$$\eta_{\text{пир}}^{\text{теп}} = 1 - \frac{Q_L}{V_{\Gamma} \cdot Q_{\text{нв}}^p} \cdot 100 \%, \quad (2.55)$$

где, V_{Γ} – количество исходного газа, м^3 .

Температурный пирометрический коэффициент продуктов сгорания можно оценить для выбранных начальных и граничных условий:

$$\left(\frac{T_D}{100} \right)^4 = (1 - \varepsilon_{\text{пго}}') \cdot \left(\frac{T_{\alpha=1}^6}{100} \right)^4; \quad \frac{T_D}{100} = \frac{T_{\alpha=1}^6}{100} \sqrt[4]{1 - \varepsilon_{\text{пго}}'}; \quad (2.56)$$

$$T_D = T_{\alpha=1}^6 \cdot \sqrt[4]{1 - \varepsilon_{\text{пго}}'}; \quad (2.57)$$

$$\eta_{\text{пир}}^{\text{тем}} = \frac{T_D}{T_{\alpha=1}^6} = \sqrt[4]{1 - \varepsilon_{\text{пго}}'}. \quad (2.58)$$

В таблице 2.3 представлены результаты расчета характеристик продуктов сгорания углеводородов при $t_{\alpha=1}^6$ и теплоотдаче излучением в неограниченную среду.

Таблица 2.3 - Характеристики продуктов сгорания углеводородов C_nH_{2n+2} при температуре $t_{\alpha=1}^D$

| Параметр | CH_4 | C_2H_6 | C_3H_8 | C_4H_{10} |
|--|--------|----------|----------|-------------|
| Объем продуктов сгорания природного газа с учетом диссоциации $V_{\alpha_k=1}^{дис}$, M^3/M^3 | 3,81 | 5,81 | 8,26 | 10,74 |
| Объем шара $V_{ш}^{дис}$, M^3 | 3,81 | 5,81 | 8,26 | 10,74 |
| Поверхность шара $F_{ш}^{дис}$, M^2 | 11,41 | 15,66 | 19,79 | 23,58 |
| Радиус шара $R_{ш}^{дис}$, м | 0,93 | 1,12 | 1,26 | 1,37 |
| Эффективная длина теплового луча $S_{эф}$, м | 1,18 | 1,41 | 1,59 | 1,73 |
| $0,01 \cdot S_{эф} \cdot H_2O^{дис}$, м | 0,62 | 0,63 | 0,65 | 0,67 |
| $0,01 \cdot S_{эф} \cdot CO_2^{дис}$, м | 0,21 | 0,27 | 0,30 | 0,32 |
| Степень черноты диоксида углерода ϵ_{CO_2} | 0,036 | 0,032 | 0,030 | 0,028 |
| Степень черноты водяного пара $\beta \epsilon_{H_2O}$ | 0,252 | 0,244 | 0,239 | 0,236 |
| Действительная степень черноты продуктов сгорания $\epsilon_{угл}^D$ | 0,287 | 0,276 | 0,269 | 0,264 |
| Скорректированная степень черноты продуктов сгорания $\epsilon'_{угл}$ | 0,278 | 0,268 | 0,262 | 0,257 |
| Количество теплоты излучением $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$, отданной в окружающую среду Q_d , кДж | 9304,8 | 14360,4 | 18908,6 | 23187,0 |
| Тепловой пирометрический коэффициент $\eta_{пир}^{теп}$, % | 74,01 | 77,68 | 79,79 | 81,23 |
| Температурный пирометрический коэффициент $\eta_{пир}^{тем}$, % | 90,38 | 92,91 | 93,68 | 94,49 |
| Действительная температура продуктов сгорания t_d , °C | 2433 | 2512 | 2555 | 2588 |

Программа расчета действительной температуры горения углеводородов метанового ряда (метан, этан, пропан, бутан) с технологическим кислородом составлена в пакете Microsoft Excel 2016 с учетом диссоциации (водяного пара и диоксида углерода) и теплопередачи излучением в неограниченную среду со степенью черноты $\epsilon = 1$.

Расчет концентраций компонентов продуктов сгорания природного газа, углеводородный состав которого приведен к метану, выполнен в зависимости от температуры и представлен на рисунке 2.3 [62].

По разработанной методике расчета горения природного газа с кислородом с учетом диссоциации $\{CO_2\}$ и $\{H_2O\}$ в продуктах сгорания определены расход технологического кислорода, количество и концентрация компонентов продуктов сгорания и их действительная температура. Увеличение концентрации кислорода в окислителе приводит к повышению температуры продуктов сгорания, а вместе с этим и к возрастанию диссоциации водяного пара и диоксида углерода. Это приводит к суммарному химическому недожогу до 27,79 % при концентрации

кислорода в окислителе 95 об. %. Действительная температура продуктов сгорания природного газа с кислородом с учетом диссоциации и излучения в окружающую среду составляет 2433 °С.

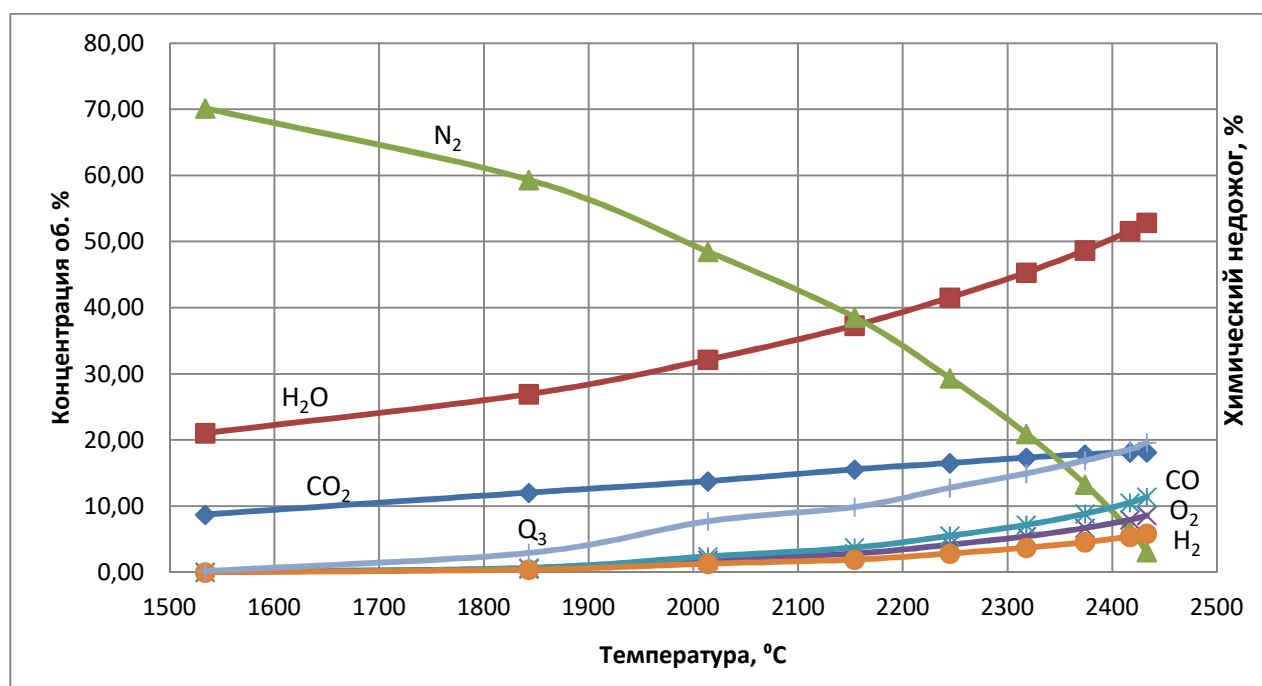


Рисунок 2.3 – Стехиометрическая концентрация компонентов и химического недожога продуктов сгорания природного газа с кислородом от температуры

Пример расчета горения природного газа с кислородом приведен в приложении Е. Результаты расчетов, представленные в данной главе, позволяют выполнить исследования сжигания природного газа с кислородом в рабочем пространстве ДСП.

2.3 Выводы к главе 2

1. Проведенными расчетами показано, что в продуктах сгорания природного газа с кислородом с учетом диссоциации водяного пара и диоксида углерода образуется водород в пределах от 5,86 до 7,65 об. % и оксид углерода в пределах от 11,4 до 18,77 об. %. Это приводит к суммарному химическому недожогу по этим показателям от 19,64 % до 27,79 %. В объеме шихты или на поверхности расплава происходит догорание продуктов диссоциации {H₂} и {CO} при содержании свободного кислорода ($V_{O_2}^c = V_{O_2}^{CO_2} + V_{O_2}^{H_2O} + O_2^H$) от 8,62 до 13,2 об. %.

2. Тепловой (74,01 – 81,23 %) и температурный (90,38 – 94,49 %) пирометрический коэффициенты, которые зависят в существенной мере от режима горения топлива и граничных условий теплообмена в печи, следует использовать в расчетах в первом приближении.

3. Действительная степень черноты продуктов сгорания углеводородов метанового ряда изменяется в пределах от 0,257 до 0,278, что свидетельствует о низком уровне теплоотдачи излучением и подтверждает высокий показатель пирометрического коэффициента.

3 СЖИГАНИЕ ПРИРОДНОГО ГАЗА С КИСЛОРОДОМ В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ДСП

В электрометаллургии применяют различные способы интенсификации тепловой работы ДСП за счет использования дополнительных источников тепловой энергии, например, природного газа, подаваемого через стеновые газокислородные горелки [10, 11, 13, 63-66].

В дуговой сталеплавильной печи газокислородные горелки предназначены прежде всего для ускоренного нагрева всей шихты или первой корзины с целью обеспечения подачи окончательной массы завалки в рабочее пространство. Прогрев всей массы шихты до температуры плавления должен происходить равномерно по всему объему без локальных зон перегрева и оплавления. Образование поверхностной жидкой фазы приводит к снижению газопроницаемости при заполнении пустот расплавом, расположенных в нижних слоях шихты.

Учитывая то обстоятельство, что сжигание газа с кислородом на действующих печах возможно производить в диффузионном режиме, когда перемешивание газа с окислителем происходит после истечения их из горелки, и кинетическом – при условии качественной предварительно подготовленной смеси газа с окислителем, необходимо уточнить из этих режимов наиболее рациональный для ДСП. Здесь следует отметить, что в выборе режима сжигания газа с кислородом оказывают влияние плотность и газопроницаемость исходной шихты. При диффузионном турбулентном режиме горения в факеле отмечают локальные объемные участки с повышенным содержанием кислорода, что оказывает влияние на температуру и теплообмен, снижая их, и массообмен, повышая угар компонентов шихты.

В турбулентном факеле при кинетическом режиме горения отмечается однородность химического состава и температуры продуктов сгорания, что обеспечит равномерный нагрев и массообмен в объеме шихтовых материалов. Предварительное перемешивание природного газа с кислородом повышает скорость выгорания смеси, что приводит к распространению горения в объеме горелки – проскоку. При кинетическом режиме горения в объеме на выходе из горелки формируется струя продуктов сгорания природного газа с кислородом [32].

3.1 Конструкции газокислородных горелок, используемых в современных ДСП

Стеновые газокислородные горелки (СГКГ) современных ДСП, работающих по скрап или скрап-карбюраторному способу, обеспечивают усадку холодной шихты и ускоряют наступление момента расплавления шихтовых материалов. Рассмотрим характеристики некоторых конструкций СГКГ и выполним сравнительный анализ свойств их факелов.

Конструктивная и технико-теплотехническая характеристика печи VAI FUCHS 6,5/120 t представлена в таблице 3.1 [67-69].

Таблица 3.1 - Конструктивная и технико-теплотехническая характеристика печи VAI FUCHS 6,5/120 t [67, 69]

| Параметр | Значение |
|---|--------------|
| Емкость печи (при плотности шихты 1,0 т/м ³), т | 135 |
| Вес плавки, т | 120 |
| Вес «болота», т | 15 (10-20 %) |
| Объем рабочего пространства печи, м ³ | 135 |
| Объем ванны (объем жидкой стали), м ³ | 19,5 |
| Поверхность ванны, м ² | 23,5 |
| Глубина ванны от уровня порога технологического окна, мм | 1200 |
| Толщина слоя стали в ванне, мм | 985 |
| Толщина слоя шлака, мм | 215 |
| Тепловая мощность горелок, МВт/шт: | |
| -стеновой газокислородной (СГКГ) | 3,5×4 |
| -рафинирующей комбинированной (РКГ) | 3,5×3 |

В таблице 3.2 представлена техническая характеристика стеновых газокислородных горелок VAI FUCHS 6,5/120 t [67, 69].

Таблица 3.2 – Техническая характеристика стеновых газокислородных горелок (СГКГ) [32]

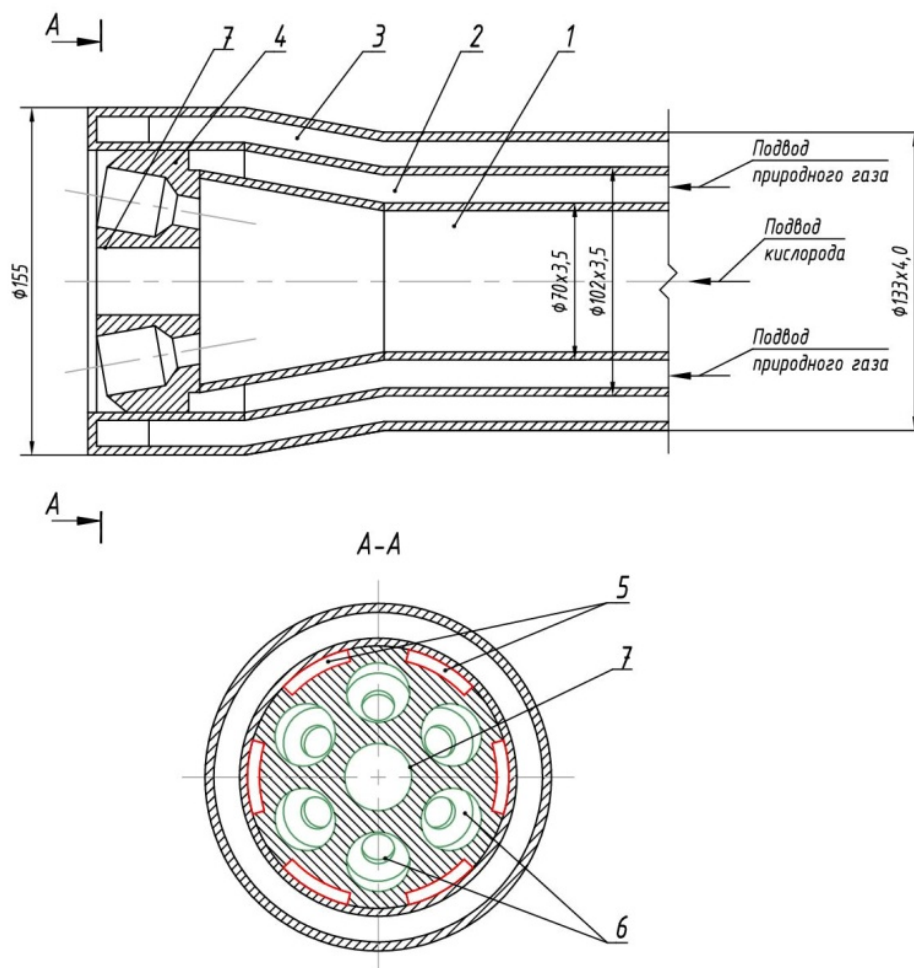
| Параметр | Значение |
|--|--------------------------|
| Количество стеновых горелок на печи, шт. | 4 |
| Тепловая мощность одной горелки, МВт | 3,5 |
| Расход природного газа на одну горелку (при постоянном давлении 6 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 100-350 (0,028-0,097) |
| Расход кислорода на одну горелку (при постоянном давлении 7-14 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 200-800 (0,056-0,222) |
| Расход сжатого воздуха на одну фурму (при постоянном давлении 7-14 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 80-150 (0,022-0,042) |
| Диапазон регулирования угла наклона горелки по вертикали и горизонтали, град. | ±10 |

Рафинирующие кислородные горелки (РКГ) применяют как СГКГ для прогрева холодной шихты и как кислородные фурмы. В таблице 3.3 представлена техническая характеристика рафинирующих комбинированных горелок VAI FUCHS 6,5/120 t [32, 67, 69].

На рисунке 3.1 представлена схема газокислородной горелки фирмы НТПФ «Эталон» [70], которая состоит из центрального канала (1) для подачи кислорода, периферийного канала (5) для подачи природного газа и наружного канала (3) для подачи воды на охлаждение. Головка горелки имеет систему из шести наклонных отверстий (6) и одного центрального для истечения кислорода (7) и систему из шести плоских периферийных каналов для истечения природного газа (5) [32, 70].

Таблица 3.3 – Техническая характеристика рафинирующих комбинированных горелок (РКГ)

| Параметр | Значение |
|--|--------------------------|
| Количество рафинирующих комбинированных горелок (РКГ), шт. | 3 |
| Тепловая мощность одной горелки, МВт | 3,5 |
| Расход природного газа на одну горелку (при постоянном давлении 6 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 100-350 (0,028-0,097) |
| Расход кислорода на горение на одну горелку (при постоянном давлении 6-14 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 200-700 (0,056-0,194) |
| Расход кислорода на продувку на одну горелку (при постоянном давлении 6-14 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 2200 (0,611) |
| Расход воды на охлаждение одной горелки, м ³ /ч (м ³ /с) | 15 (0,004) |
| Расход сжатого воздуха на одну горелку (при постоянном давлении 7-14 бар), м ³ /ч (м ³ /с) | 80-150 (0,022-0,042) |



1 – канал подачи кислорода , 2 – канал подачи природного газа, 3 – водяная рубашка, 4 – головка, 5 – отверстия для истечения природного газа, 6 – отверстия для истечения кислорода, 7 – центральный канал

Рисунок 3.1 – Схема газокислородной горелки фирмы НТПФ «Эталон»

На рисунке 3.2 представлена схема горелки фирмы SMS DEMAG [32, 71].

Схема горелки фирмы SMS DEMAG

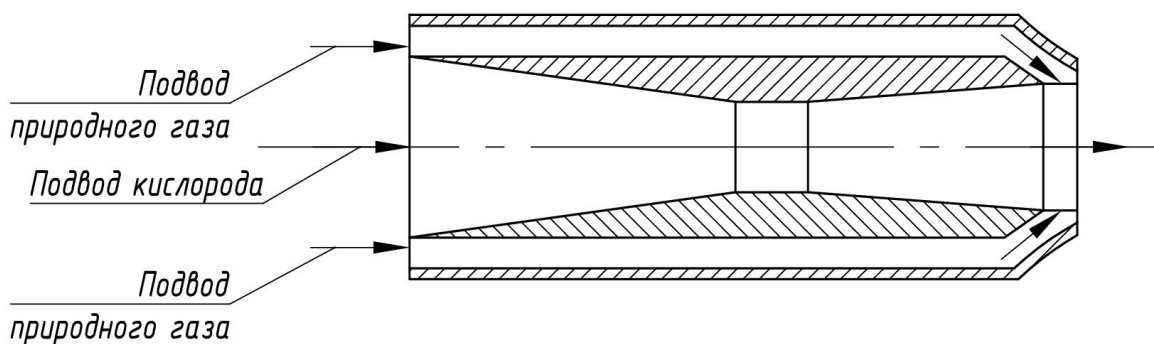


Рисунок 3.2 – Схема газокислородной горелки фирмы SMS DEMAG

На рисунке 3.3 представлена схема горелки фирмы VAI FUCHS [63].

Схема горелки фирмы VAI FUCHS

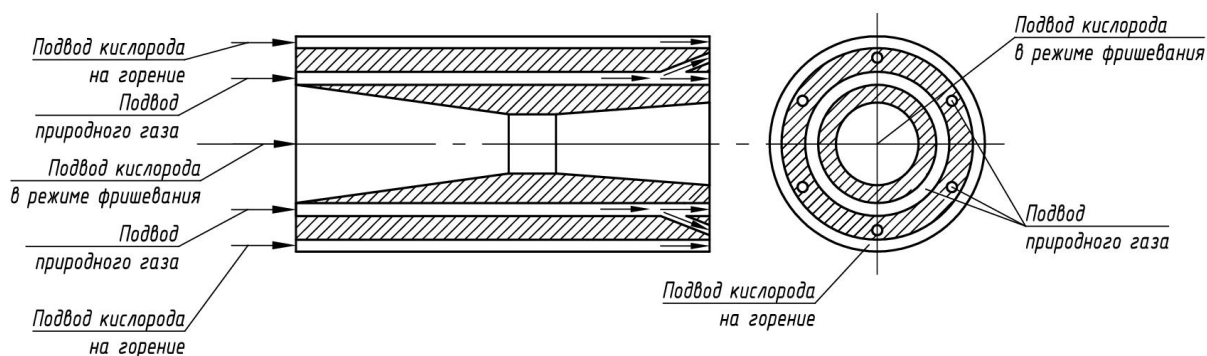


Рисунок 3.3 – Схема газокислородной горелки фирмы VAI FUCHS

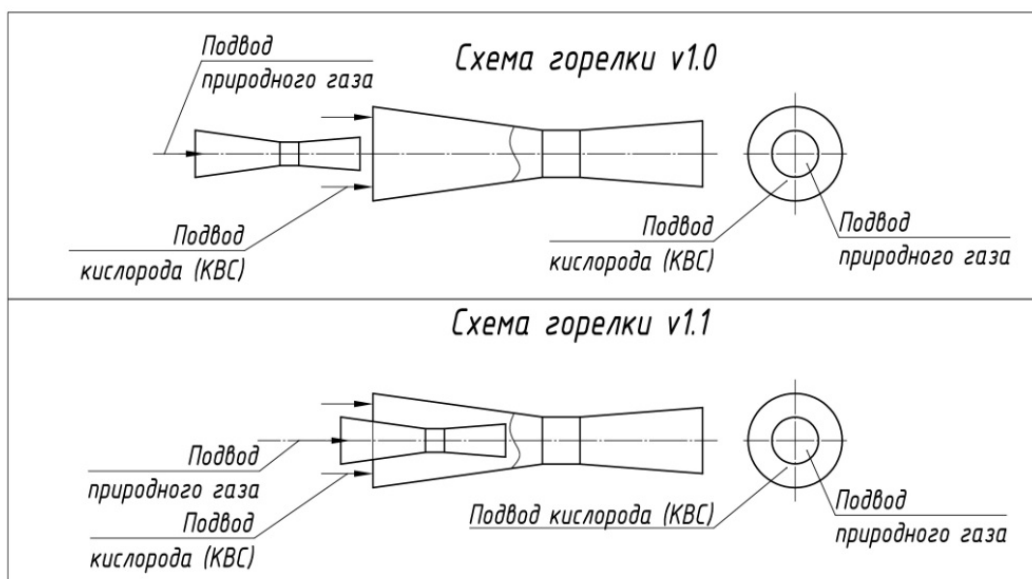
Перемешивание природного газа и кислорода происходит в свободном объеме после выхода из горелки. Горелки фирм НТПФ «Эталон», VAI FUCHS, SMS DEMAG создают диффузионный режим горения, при котором окисление горючих компонентов природного газа происходит за пределами горелки, распространяясь в объеме шихты.

В работе исследованы различные варианты сжигания природного газа с кислородом в кинетическом режиме, представленные на рисунке 3.4, разработанные с соавторами [32].

В варианте горелок v.3.0 и v.3.1 природный газ поступает в поток кислорода через стенку цилиндрического смесителя, установленного на выходе диффузора, тогда как газ в варианте v.3.3 подается в поток через отверстия, расположенные в поверхности самого диффузора. Общим конструктивным элементом представленных горелок служит сопло Лавали, основной несущей средой в котором служит кислород или КВС.

Кинетический режим сжигания природного газа с кислородом следует считать предпочтительным. Предварительно подготовленная смесь сгорает в факеле меньшей длины по сравнению с диффузионным режимом горения при равных исходных условиях. Горение в слое шихтовых материалов компонентов исходного газообразного топлива будет отсутствовать [32].

а) Варианты со смешиванием в горелке



б) Варианты со смешиванием в диффузоре

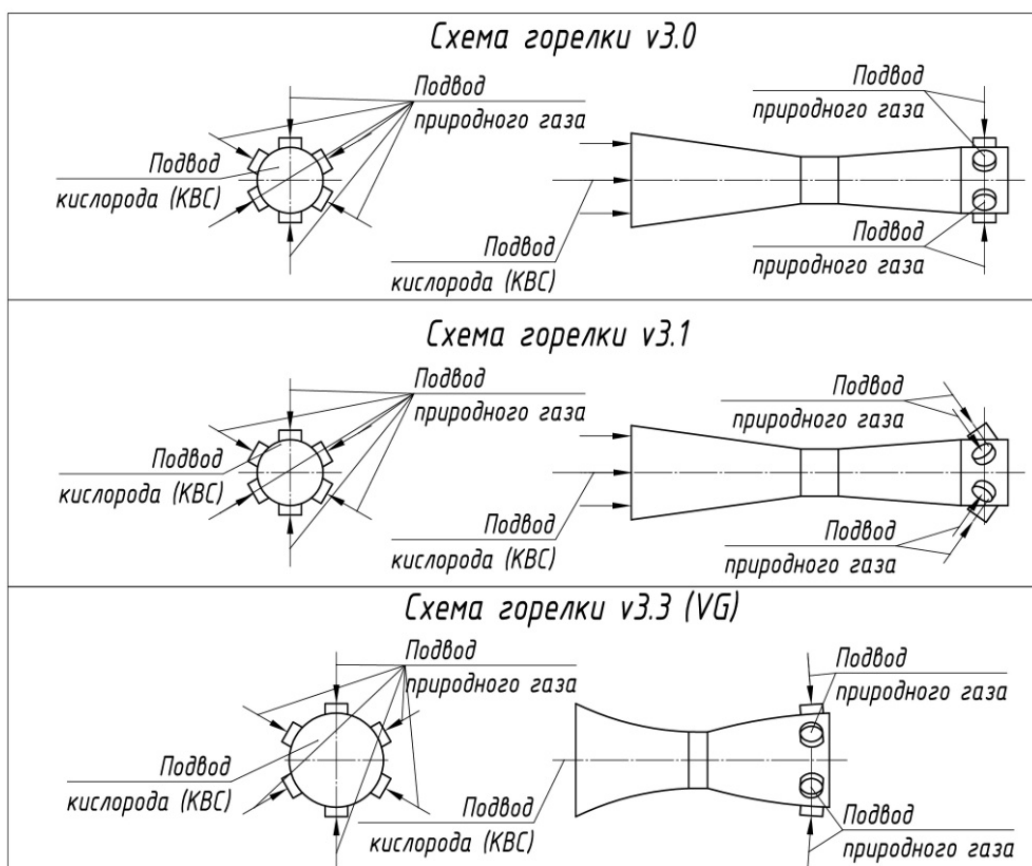


Рисунок 3.4 – Варианты исследованных газокислородных горелок

3.2 Конструкция газокислородной горелки для ДСП

Газокислородные горелки современных ДСП предназначены для сжигания природного газа с технологическим кислородом. Если природный газ в горелках играет пассивную роль,

тогда как кислород оказывает основное влияние на формирование режима горения, параметры факела и на тепломассообмен в рабочем пространстве печи.

Характеристика технологического кислорода представлена в таблицах 3.4 и 3.5, компрессорного воздуха в таблице 3.6.

Таблица 3.4 – Технологический кислород

| Компонент | Значение, об. % |
|----------------------------------|-----------------|
| Азот(N ₂) | 5 |
| Кислород (O ₂) | 95 |
| Азотный коэффициент (k^{TK}) | 0,053 |

Таблица 3.5 – Параметры технологического кислорода

| Параметр | Значение |
|---|-----------------------|
| Плотность при нормальных условиях ρ_0^k , кг/м ³ | 1,429 |
| Стехиометрический расход на горение метана V_{O_2} , м ³ /м ³ | 2 (2,014) |
| Расход кислорода на одну горелку, м ³ /ч (м ³ /с) | 200-800 (0,056-0,222) |
| Избыточное давление, бар | 6-14 |
| Температура торможения перед соплом, °С (К) | 15 (288) |
| Показатель адиабаты k | 1,397 |
| Газовая постоянная (R_k), $\frac{H \cdot m}{кг \cdot град}$ | 260 |
| Газодинамический коэффициент (k_k), $\frac{K^{0,5} \cdot c}{m}$ | 0,0425 |

Таблица 3.6 - Параметры компрессорного воздуха

| Параметр | Значение |
|--|----------|
| Постоянное избыточное давление, бар | 6 |
| Температура торможения перед соплом, °С | 15 |
| Показатель адиабаты (k_{KB}), | 1,4 |
| Газовая постоянная (R_k), $\frac{H \cdot m}{кг \cdot град}$ | 287 |
| Газодинамический коэффициент (k_{KB}), $\frac{K^{0,5} \cdot c}{m}$ | 0,0404 |

Расход технологического кислорода при горении природного газа:

$$V_{\alpha=1}^{T.K.} = (1 + k^{TK}) \cdot V_{O_2} = (1 + 0,053) \cdot 2,014 = 2,12 \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (3.1)$$

где, V_{O_2} – стехиометрический расход кислорода, определенный по химическому составу природного газа.

При сжигании природного газа в технологическом кислороде отмечают некоторые негативные результаты, такие как поверхностное оплавление металлосодержащей шихты, существенную температурную неравномерность в слое шихты, повышенный угар, относительно высокое содержание $\{H_2\}$ и $\{CO\}$ в продуктах сгорания. Сжигание природного газа в кислородо-воздушной смеси (КВС) позволит изменить количество и химический состав продуктов сгорания, снизить локальный уровень температуры, что позволит создать равномерно распределенный тепломассообмен в слое шихтовых материалов.

3.2.1 Расчет состава кислородо-воздушной смеси

Балансовое уравнение составим для условий горения ПГ при $\alpha_{\text{КВС}} = \alpha_{\text{к}} = \alpha_{\text{КВ}} = 1,0$. Коэффициент инертных компонентов кислорода ($k^{\text{и.к.}}$) рассчитывают по составу кислорода, поступающего на объект. Коэффициент инертных компонентов сухого воздуха ($k^{\text{с.в}} = \frac{N_2^{\text{с.в}}}{O_2^{\text{с.в}}}$) и влажного воздуха ($k^{\text{в.в}} = \frac{N_2^{\text{в.в}}}{O_2^{\text{в.в}}}$) соизмеримы.

Предварительно, учитывая химический состав ПГ, рассчитывают стехиометрический расход кислорода (V_{O_2} м³/м³).

Балансовое уравнение расхода КВС в общем виде

$$V_{\alpha=1}^{\text{КВС}} = V_{\alpha=1}^{\text{т.к.}} \cdot (1 - \beta) + V_{\alpha=1}^{\text{КВ}} \cdot \beta = 2,12 \cdot (1 - 0,0156) + 9,6 \cdot 0,0156 = 2,24 \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (3.2)$$

где, β – доля компрессорного воздуха в кислородо-воздушной смеси, доли единицы;

$(1 - \beta)$ - доля технологического кислорода в кислородо-воздушной смеси, доли единицы.

Каждый компонент уравнения включает стехиометрическое количество кислорода и инертную составляющую, поэтому представим уравнение в развернутом виде относительно инертной составляющей:

$$(1 + k^{\text{КВС}}) = (1 + k^{\text{ТК}})(1 - \beta) + (1 + k^{\text{КВ}}) \cdot \beta, \quad (3.3)$$

где, $k^{\text{КВС}} = \frac{N_2^{\text{КВС}}}{O_2^{\text{КВС}}}$, $k^{\text{ТК}} = \frac{N_2^{\text{ТК}}}{O_2^{\text{ТК}}}$, $k^{\text{КВ}} = \frac{N_2^{\text{КВ}}}{O_2^{\text{КВ}}}$ коэффициенты отношения суммы концентрации инертных компонентов к кислороду соответственно в кислородо-воздушной смеси, сухом (компрессорном) воздухе и технологическом кислороде.

Из баланса расходов компонентов остаются неизвестными концентрация $N_2^{\text{КВС}}$ и $O_2^{\text{КВС}}$. Из технологического регламента работы печи или, исходя из задачи оценки рациональной концентрации ($O_2^{\text{КВС}}$), задаются концентрацией ($O_2^{\text{КВС}}$)₃ в пределах от 20,95 до 95 об. %. Концентрация ($N_2^{\text{КВС}}$)₃ = 100 – ($O_2^{\text{КВС}}$)₃.

Коэффициент инертных составляющих в КВС

$$k^{\text{КВС}} = k^{\text{ТК}} + \beta(k^{\text{КВ}} - k^{\text{ТК}}) = 0,053 + 0,0156(3,772 - 0,053) = 0,111; \quad (3.4)$$

Расчетный коэффициент по заданной концентрации $(O_2^{KBC})_3$

$$k_3^{KBC} = \frac{(N_2^{KBC})_3}{(O_2^{KBC})_3} = \frac{10}{90} = 0,111, \quad (3.5)$$

тогда коэффициент пропорциональности

$$\beta = \frac{k_3^{KBC} - k^{TK}}{k^{KB} - k^{TK}} = \frac{0,111 - 0,053}{3,772 - 0,053} = 0,0156. \quad (3.6)$$

Расход технологического кислорода:

$$V_{\alpha=1}^{T.K.} = (1 + k^{T.K.}) \cdot V_{O_2} \cdot (1 - \beta) = (1 + 0,053) \cdot 2,014 \cdot (1 - 0,0156) = 2,09 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (3.7)$$

Расход компрессорного воздуха:

$$V_{\alpha=1}^{KB} = (1 + k^{KB.}) \cdot V_{O_2} \cdot \beta = (1 + 3,772) \cdot 2,014 \cdot 0,0156 = 0,15 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (3.8)$$

Расход кислородо-воздушной смеси:

$$V_{\alpha=1}^{KBC} = V_{\alpha=1}^{T.K.} + V_{\alpha=1}^{KB} = 2,09 + 0,15 = 2,24 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (3.9)$$

Концентрация технологического кислорода и компрессорного воздуха в кислородо-воздушной смеси:

$$V_{TK}^{KBC} = \frac{V_{\alpha=1}^{T.K.}}{V_{\alpha=1}^{KBC}} \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad V_{KB}^{KBC} = \frac{V_{\alpha=1}^{KB}}{V_{\alpha=1}^{KBC}} \cdot 100 \text{ об. \%} \quad (3.10)$$

Проверка

$$\Sigma: V_{TK}^{KBC} + V_{KB}^{KBC} = 100 \text{ об. \%} \quad (3.11)$$

Результаты расчета коэффициента пропорциональности представлены на рисунке 3.5.

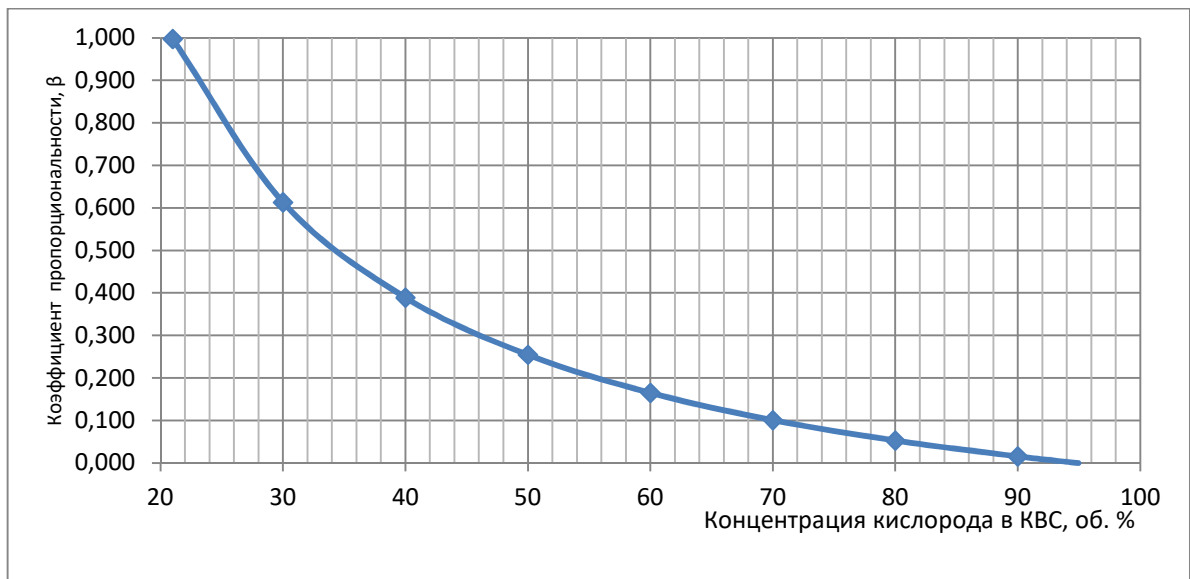


Рисунок 3.5 – Зависимость доли содержания технологического кислорода и компрессорного воздуха от концентрации кислорода в КВС при горении ПГ с $\alpha_{KBC} = 1,0$

Коэффициент пропорциональности характеризует относительное содержание ТК и KB в КВС; 90 % концентрация кислорода в КВС соответствует процессу горения ПГ в кислороде; 20,95 % концентрация кислорода в КВС соответствует процессу горения ПГ в компрессорном воздухе.

Зависимость стехиометрического расхода и концентрации ТК, КВ и КВС от концентрации кислорода в КВС представлены на рисунках 3.6 и 3.7.

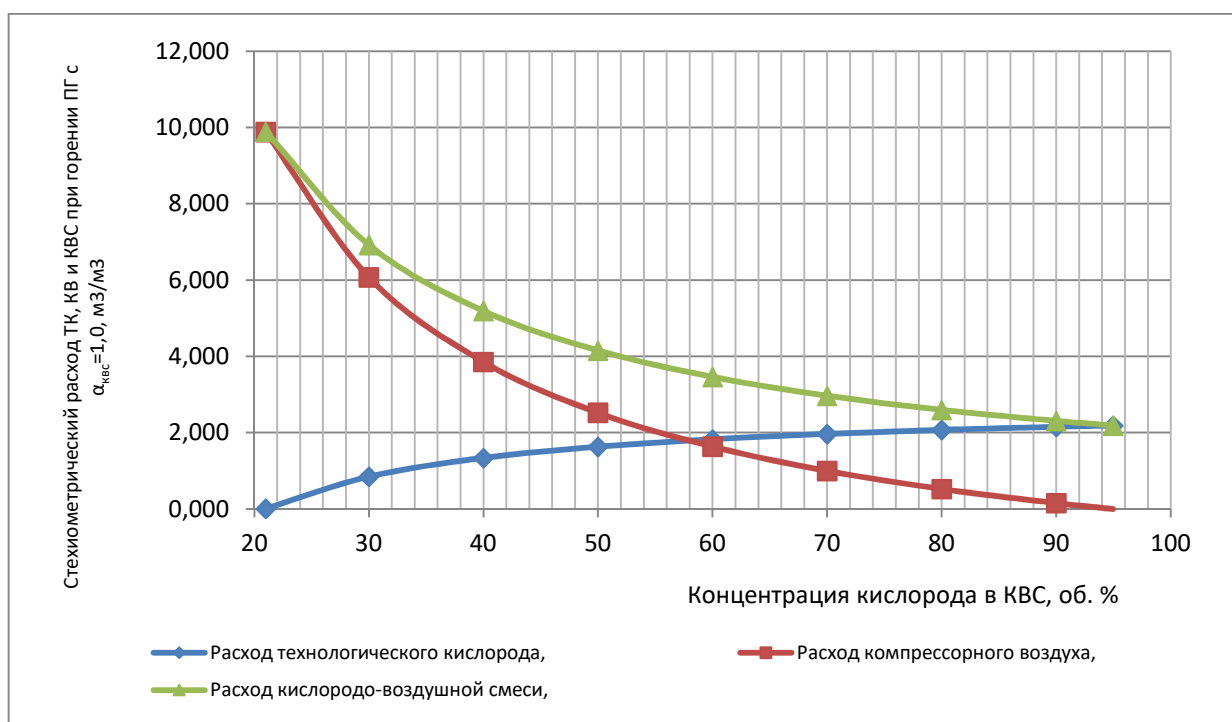


Рисунок 3.6 – Зависимость стехиометрического расхода ТК, КВ и КВС от содержания кислорода в КВС при горении ПГ

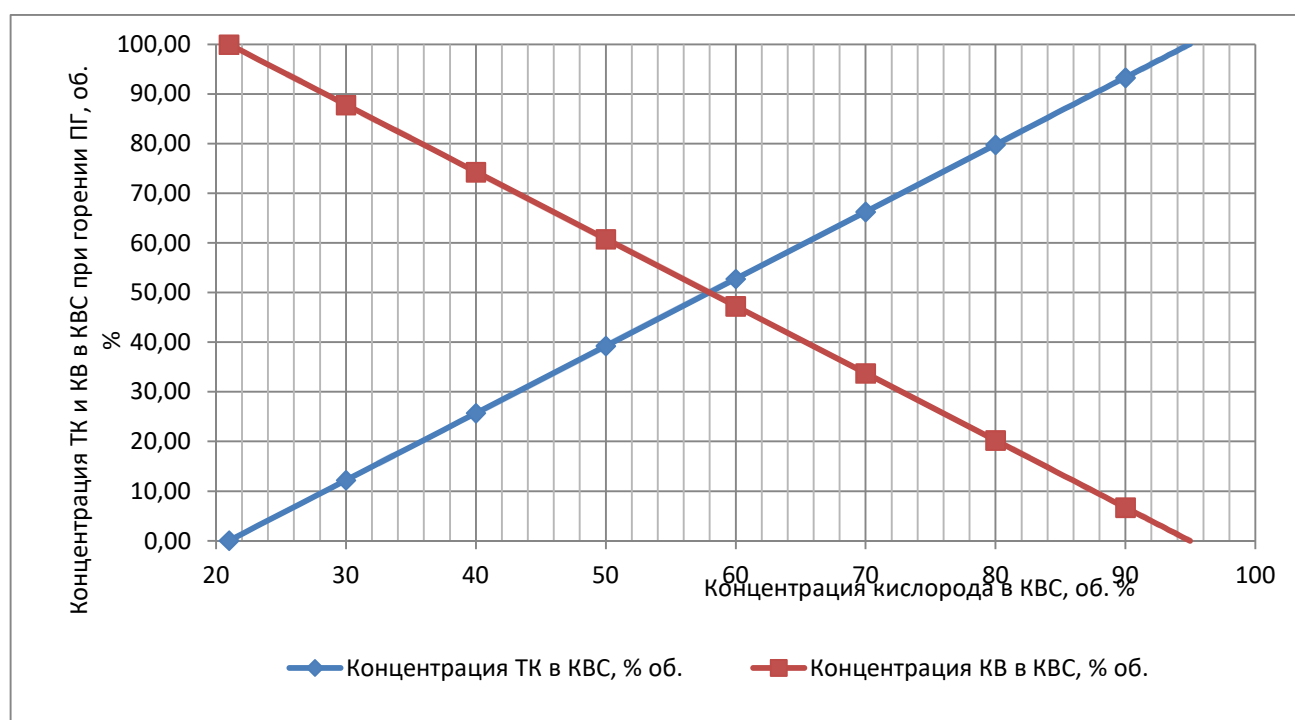


Рисунок 3.7 – Зависимость концентрации ТК, КВ в КВС от концентрации кислорода в КВС при горении ПГ с $\alpha_{\text{КВС}} = 1,0$

По предложенной методике в Excel составлена программа расчета необходимого количества исходных компонентов (технологический кислород и компрессорный воздух) для получения КВС с заданным содержанием кислорода.

3.2.2. Расчет газокислородной горелки ДСП при сжигании природного газа с кислородо-воздушной смесью

В качестве примера расчет выполнен для КВС с концентрацией кислорода 60 %. Снижение концентрации кислорода в КВС с 95 % до 60 % позволяет снизить более чем в 2 раза концентрацию монооксида углерода и водорода в продуктах сгорания, при сохранении температуры продуктов сгорания (~2500 К), достаточной для осаждения железосодержащей шихты. Чтобы получить КВС с концентрацией кислорода 60 % необходимо составить смесь из 53 % технологического кислорода и 47 % компрессорного воздуха (см. рис.3.7).

Расчет сопла Лавала выполнен по исходным данным, представленным в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Исходные данные расчета сопла Лавала для КВС

| Параметр | Значение |
|--|----------|
| Концентрация кислорода в КВС, % | 60 |
| Расход технологического кислорода, м ³ /ч | 774 |
| Расход компрессорного воздуха, м ³ /ч | 687 |
| Плотность КВС при нормальных условиях $\rho_{\text{КВС}}^0$, кг/м ³ | 1,365 |
| Постоянное избыточное давление, бар | 6 |
| Абсолютное давление КВС перед соплом, МПа | 0,7 |
| Наружное давление, МПа | 0,0981 |
| Температура торможения КВС перед соплом, °С | 15 |
| Показатель адиабаты КВС k | 1,4 |
| Коэффициент пропорциональности ($m_{\text{кр}}$) | 0,528 |
| Газовая постоянная КВС ($R_{\text{КВС}}$), $\frac{\text{Н}\cdot\text{м}}{\text{кг}\cdot\text{град}}$ | 272,7 |
| Газодинамический коэффициент КВС ($k_{\text{КВС}}$), $\frac{\text{К}^{0,5}\cdot\text{с}}{\text{м}}$ | 0,0415 |

Результаты расчета геометрических размеров классического сопла Лавала сведены в таблицу 3.8 и показаны на рисунке 3.8

Таблица 3.8 – Результаты расчета классического варианта сопла Лавала

| Параметр | Значение |
|--|----------|
| Диаметр трубопровода $d_{\text{тр}}$, мм | 55,27 |
| Критический диаметр $d_{\text{кр}}$, мм | 20,29 |
| Диаметр выходного сечения $d_{\text{вых}}$, мм | 27,02 |
| Длина конфузора $l_{\text{кон}}$, мм | 142,47 |
| Длина цилиндрической части $l_{\text{цил}}$, мм | 5,48 |
| Длина диффузора $l_{\text{д}}$, мм | 27,41 |
| Двойной угол раскрытия диффузора, град | 8 |
| Двойной угол раскрытия конфузора, град | 14 |

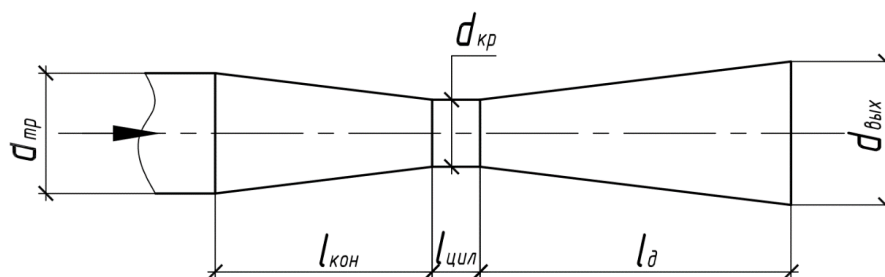


Рисунок 3.8 – Схема сопла классического Лавалья

Учитывая, что сопло с криволинейным профилем стенки конфузора и диффузора, выполненного по рекомендации Витошинского [72], имеет максимальную величину коэффициента расхода, близкую к единице, предпочтение в выборе конструкции сопла отдают этому варианту.

Результаты расчета геометрических размеров сопла с криволинейной поверхностью сведены в таблицу 3.9 и показаны на рисунке 3.9.

Таблица 3.9 – Результаты расчета сопла с криволинейной поверхностью

| Параметр | Значение |
|--|----------|
| 1. Радиус входного сечения $r_{тр}$, мм | 14,47 |
| 2. Радиус выходного сечения $r_{вых}$, мм | 4,83 |
| 3. Радиус критического сечения $r_{кр}$, мм | 8,98 |
| 4. Длина проекции кривой конфузора $l'_{кон}$, мм | 19,31 |
| 5. Длина цилиндрического участка $l'_{цил}$, мм | 2,41 |
| 6. Длина проекции кривой диффузора $l'_д$, мм | 29,76 |
| 7. Переходный радиус на расстоянии x от начала координат конфузора, мм | |
| 7.1 Расстояние x от начала координат конфузора – 1 мм | 14,03 |
| 7.2 Расстояние x от начала координат конфузора – 3 мм | 11,58 |
| 7.3 Расстояние x от начала координат конфузора – 4 мм | 9,19 |
| 7.4 Расстояние x от начала координат конфузора – 5 мм | 7,54 |
| 7.5 Расстояние x от начала координат конфузора – 9 мм | 6,46 |
| 7.6 Расстояние x от начала координат конфузора – 11 мм | 5,76 |
| 7.7 Расстояние x от начала координат конфузора – 13 мм | 5,31 |
| 7.8 Расстояние x от начала координат конфузора – 15 мм | 5,04 |
| 7.9 Расстояние x от начала координат конфузора – 17 мм | 4,88 |
| 7.10 Расстояние x от начала координат конфузора – 19 мм | 4,83 |
| 8. Переходный радиус на расстоянии x от начала координат диффузора, мм | |
| 8.1 Расстояние x от начала координат диффузора – 1 мм | 4,83 |
| 8.2 Расстояние x от начала координат диффузора – 3 мм | 4,87 |
| 8.3 Расстояние x от начала координат диффузора – 4 мм | 4,95 |
| 8.4 Расстояние x от начала координат диффузора – 5 мм | 5,06 |
| 8.5 Расстояние x от начала координат диффузора – 9 мм | 5,21 |
| 8.6 Расстояние x от начала координат диффузора – 11 мм | 5,39 |

| | |
|---|------|
| 8.7 Расстояние x от начала координат диффузора – 13 мм | 5,59 |
| 8.8 Расстояние x от начала координат диффузора – 15 мм | 5,81 |
| 8.9 Расстояние x от начала координат диффузора – 17 мм | 6,02 |
| 8.10 Расстояние x от начала координат диффузора – 19 мм | 6,23 |
| 8.11 Расстояние x от начала координат диффузора – 21 мм | 6,40 |
| 8.12 Расстояние x от начала координат диффузора – 23 мм | 6,53 |
| 8.13 Расстояние x от начала координат диффузора – 25 мм | 6,60 |
| 8.14 Расстояние x от начала координат диффузора – 27 мм | 6,61 |
| 8.15 Расстояние x от начала координат диффузора – 28 мм | 6,60 |

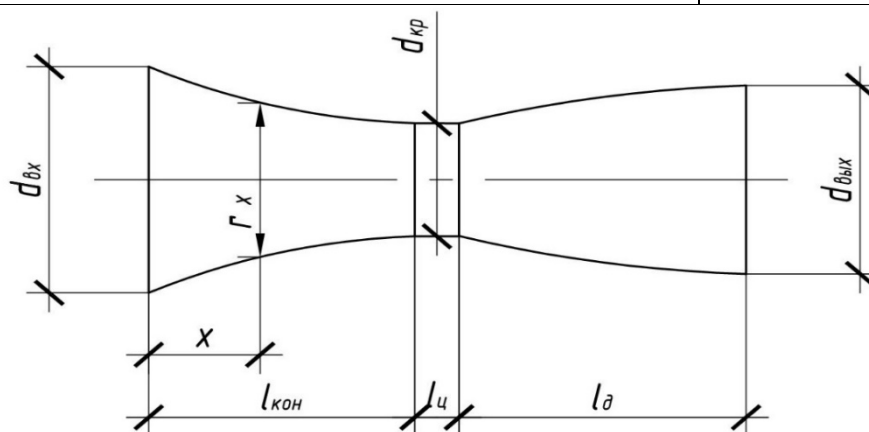


Рисунок 3.9 – Схема сопла с криволинейным профилем поверхности конфузора и диффузора

По методике, представленной в разделе 3.2, составлена программа в пакете Microsoft Excel 2016 для расчета классической конструкции сопла Лавалия и с криволинейным профилем поверхности конфузора и диффузора.

3.3 Исследование горелок с предварительным перемешиванием природного газа с кислородо-воздушной смесью

Экспериментальные исследования требуют больших временных и материальных затрат на разработку методики исследования и приборного обеспечения. С помощью компьютерного моделирования возможно оценить влияние на характеристики факела режимных и конструктивных изменений.

Исследование свойств факелов производилось по результатам компьютерного моделирования в программе ANSYS 17.2 в модуле CFX.

На первом этапе по результатам расчета сопла Лавалия была построена 3D модель горелки в пакете КОМПАС-3D.

На втором этапе геометрическую модель импортировали в пакет Ansys в Design Modeler. В автоматическом сеточном генераторе ANSYS Meshing была построена сетка с шагом в объеме горелки – 2 мм, а в объеме горения факела – 5 мм. В результате такого построения получилось 1,4 млн. узлов расчета и 7,6 млн. элементов при максимальной длине ребра гексагональной сетки – 3,16 мм.

На третьем этапе определили расчетную модель и задали граничные условия параметров. Расчет горения производился с помощью расширенной когерентной модели Flamelet (ECFM), с расчетом теплопереноса «Total Energy» и моделью турбулентности «k-Epsilon». Модель ECFM является наиболее точной моделью, для расчета горения предварительно перемешанной смеси топлива и окислителя. ECFM разделяет структуру для предварительно смешанного или частично предварительно смешанного горения с моделью скорости горения (BVM) [73].

3.3.1. Исследование температурных полей горелок с целью исключения «проскока»

Рассмотрены конструкции горелок с началом перемешивания природного газа с кислородом в конфузоре (рис. 3.10), перед цилиндрическим смесителем (рис. 3.11) и при сжигании природного газа с компрессорным воздухом (рис. 3.12). В рассматриваемых конструкциях горелок не удалось исключить распространение пламени в горелку (проскок), вследствие чего горение начиналось во внутреннем объеме горелки [32].

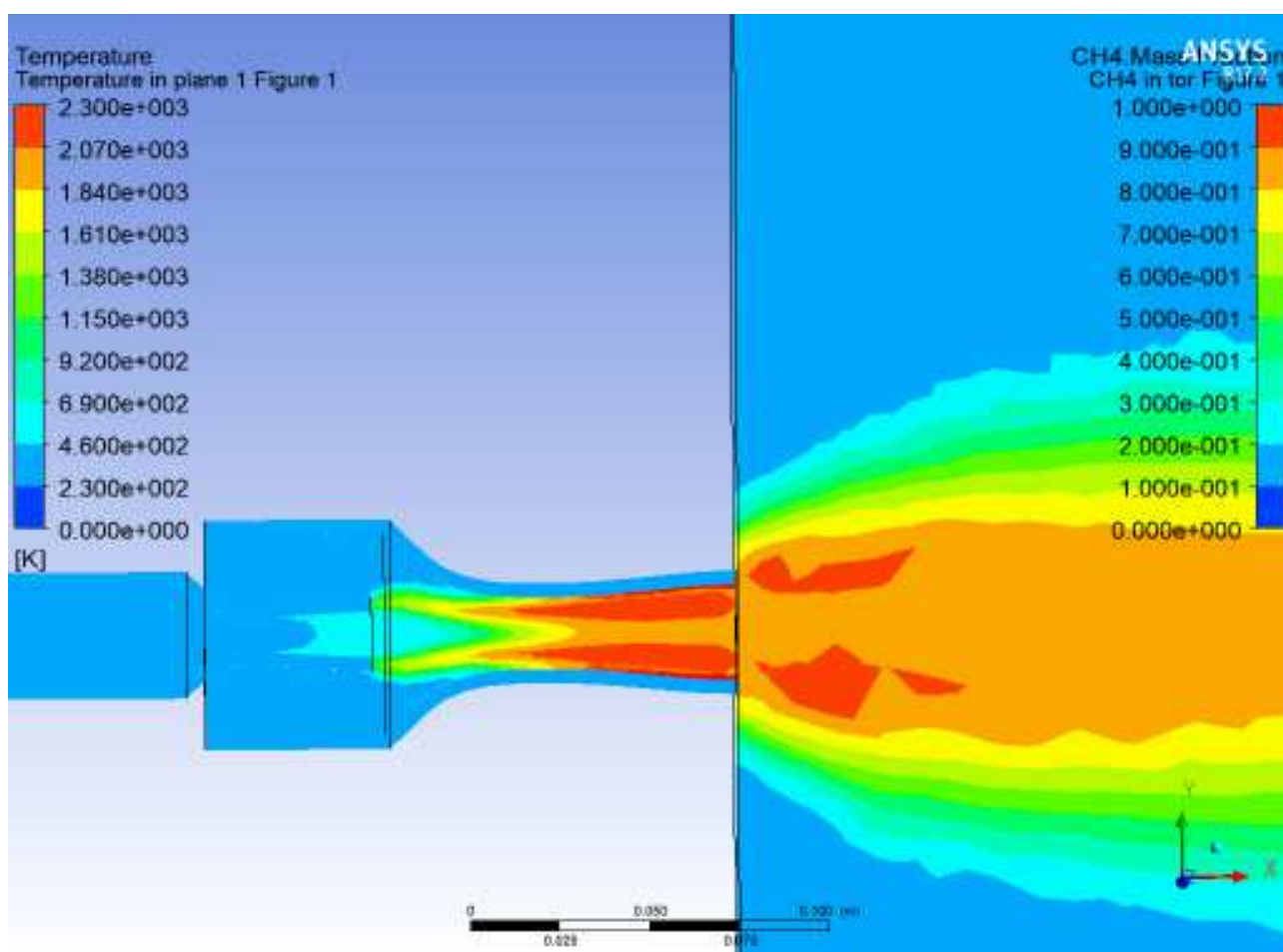


Рисунок 3.10 – Распределение температуры в горелке v1.0 с началом перемешивания природного газа с кислородом в конфузоре

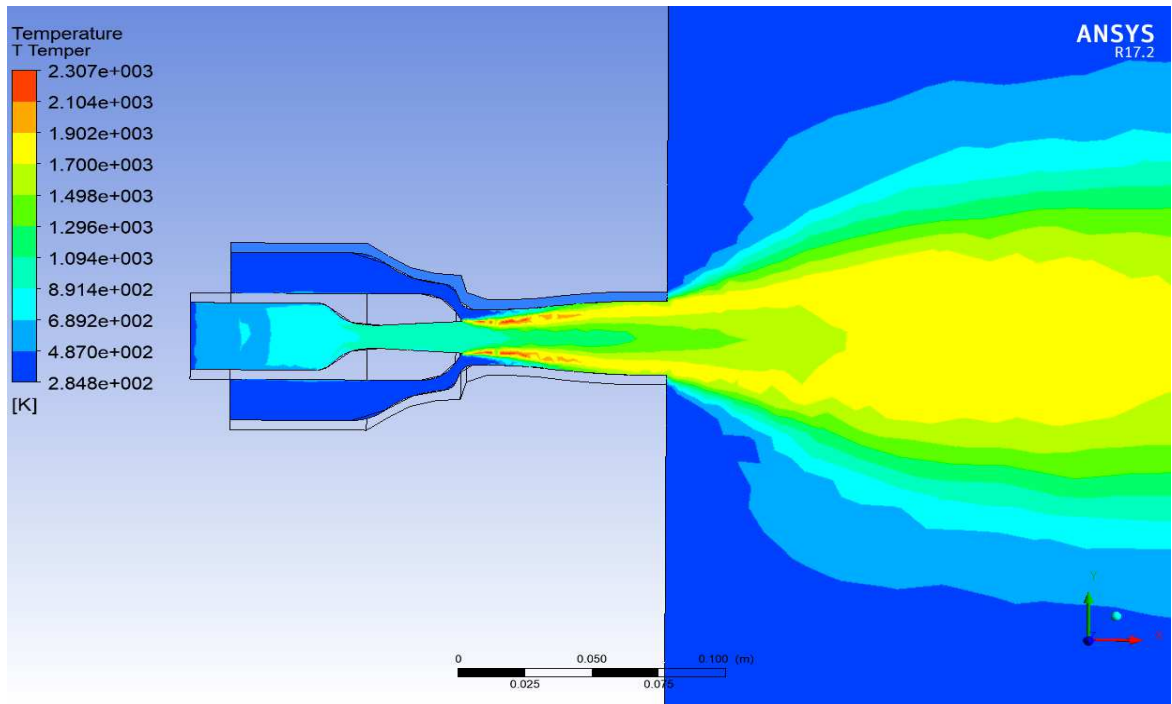


Рисунок 3.11 – Распределение температуры в горелке v1.1 с началом перемешивания природного газа с кислородом перед цилиндрическим смесителем

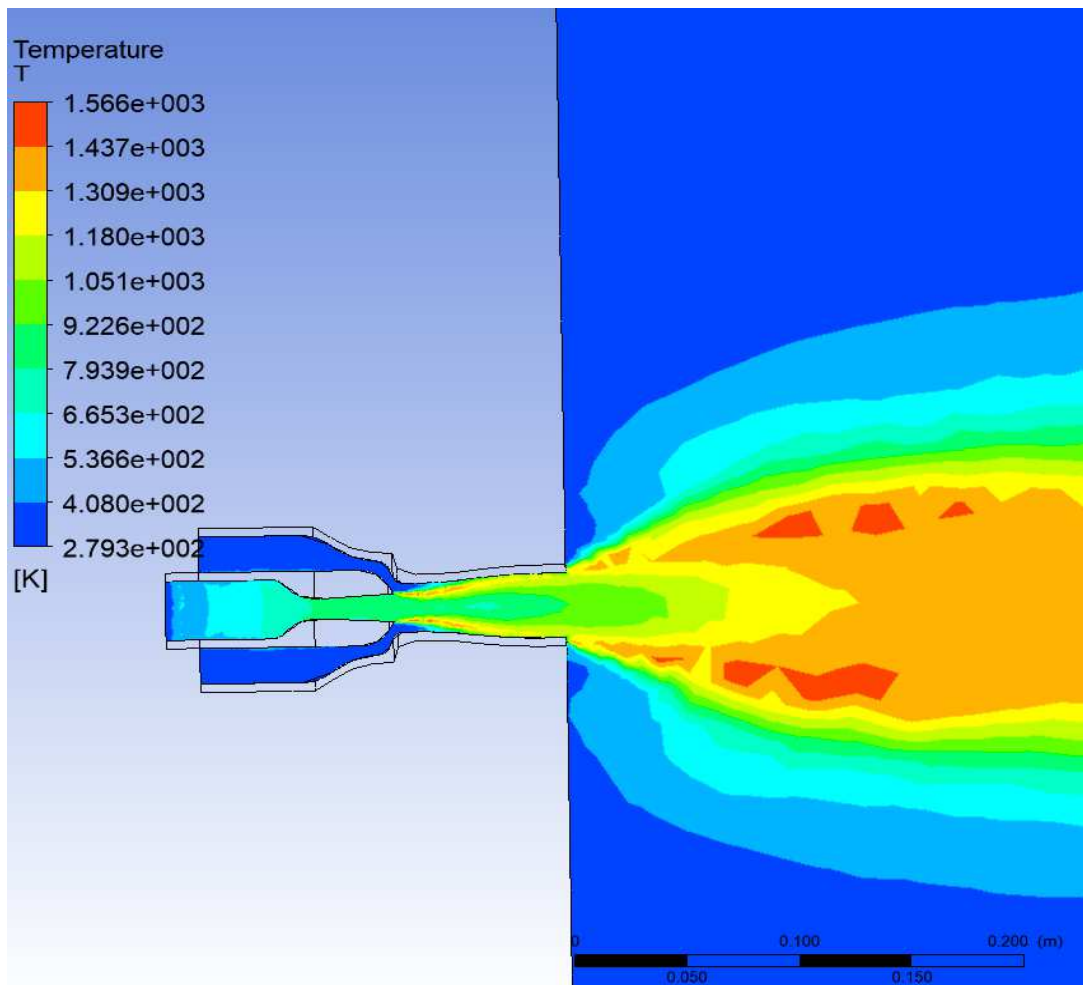


Рисунок 3.12 – Распределение температуры в горелке v1.1 с началом перемешивания природного газа с воздухом в цилиндрическом смесителе

В ходе моделирования наиболее удачной конструкцией для сжигания природного газа с кислородом в кинетическом режиме оказалась горелка версии v3.3 (VG), которая была принята для дальнейшего исследования. На рисунке 3.13 представлена схема горелки, перемешивание природного газа с кислородом происходит в диффузоре при внешнем подводе природного газа. Особенность этой модели состоит в том, что подвод природного газа в поток окислителя происходит через шесть отверстий в диффузоре сопла, не создавая при этом гидравлического сопротивления потоку окислителя. Ось струи природного газа наклонена под углом 4 град., равным углу раскрытия диффузора при угле встречи 86 град. с осью потока кислорода. Точка пересечения осей потоков природного газа и кислорода располагается в центре выходного отверстия сопла. Патент на устройство для сжигания природного газа с кислородом приведен в приложении А.

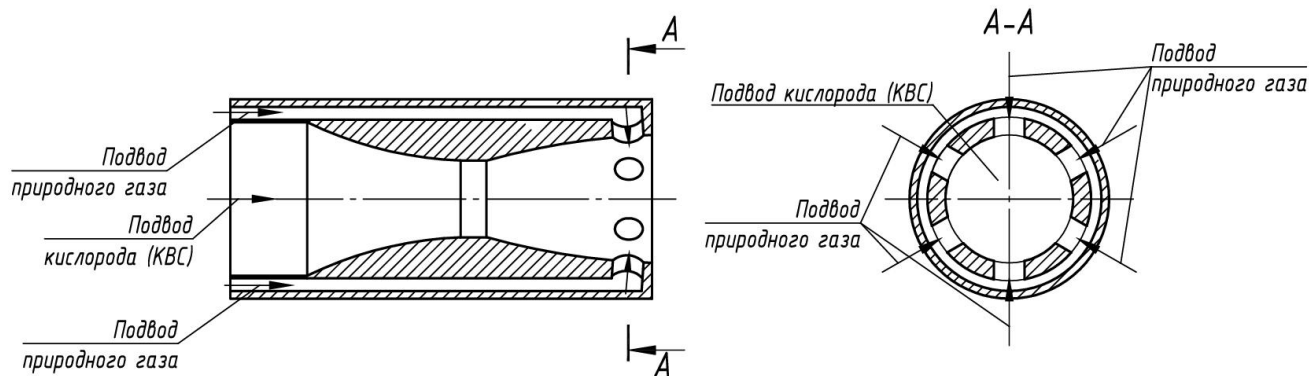


Рисунок 3.13 – Схема горелки, принятая для исследования

Исследования сжигания предварительно подготовленной смеси природного газа с кислородом в кинетическом режиме показали, что при существующих конструкциях горелок проскок пламени возможен при концентрации кислорода от 20 до 95 об. % в КВС. «Проскок» факела при условии смешения природного газа с кислородом в диффузоре не наблюдается.

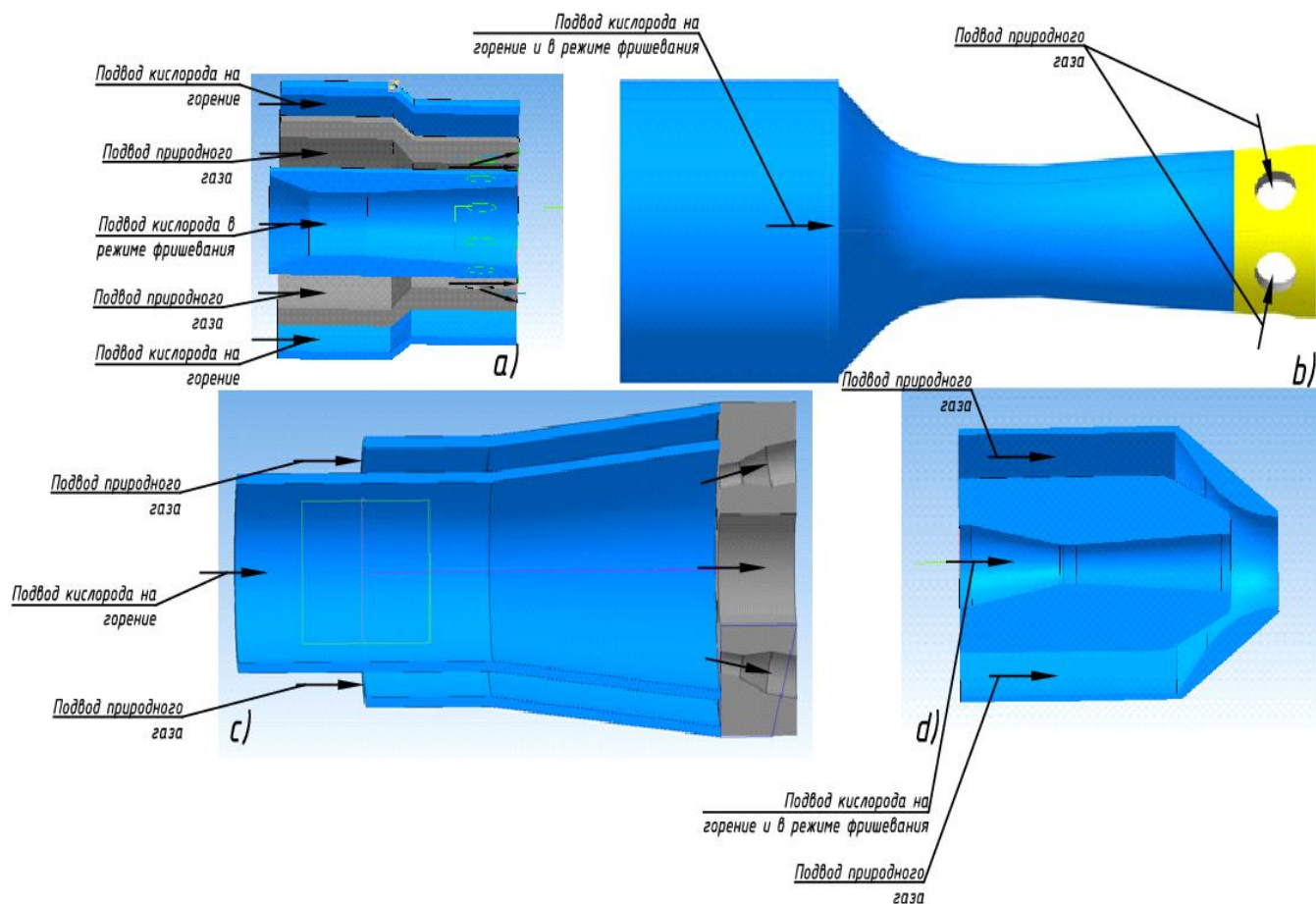
3.3.2. Исследование факелов с кинетическим и диффузионным режимами горения

На рисунке 3.14 представлены горелки НТПФ «Эталон», SMS DEMAG, VAI FUCHS и горелка VG с перемешиванием природного газа и кислорода в диффузоре. Граничные расходные параметры на входе для всех горелок были равны:

- расход технологического кислорода – 0,195 м³/с (с концентрацией кислорода 95 масс. %);
- расход метана – 0,097 м³/с (с приведенной концентрацией метана 100 масс. %).

Метановый эквивалент

$$Q_{\text{CH}_4^3} = \frac{0,01(\text{CH}_4^B \cdot Q_{\text{CH}_4} + \text{C}_2\text{H}_6^B \cdot Q_{\text{C}_2\text{H}_6} + \text{C}_3\text{H}_8^B \cdot Q_{\text{C}_3\text{H}_8} + \text{C}_4\text{H}_{10}^B \cdot Q_{\text{C}_4\text{H}_{10}})}{Q_{\text{CH}_4}} \cdot 100 \%. \quad (3.12)$$



а) – горелка фирмы VAI FUCHS; б) – горелка VG; в) - горелка НТПФ «Эталон»;
 д) – горелка фирмы SMS DEMAG

Рисунок 3.14 – Варианты конструктивного исполнения газокислородных горелок, исследованных расчетным методом

Низшая теплота горения влажного газа

$$\begin{aligned}
 Q_{н.г}^{p.в} &= 0,01 (Q_{CH_4} \cdot CH_4^B + Q_{C_2H_6} \cdot C_2H_6^B + Q_{C_3H_8} \cdot C_3H_8^B + Q_{C_4H_{10}} \cdot C_4H_{10}^B) = \\
 &= 0,01 (35797 \cdot 94,233 + 64351 \cdot 2,98 + 93573 \cdot 0,298 + 123552 \cdot 0,149) = \\
 &= 36114,98 \text{ кДж/м}^3.
 \end{aligned}$$

При замене состава природного газа метаном ошибка составит

$$Q_{CH_4} = \frac{36114,98 - 35797}{36114,98} = 0,0088 \text{ или } 0,88 \%.$$

На рисунках 3.15-3.24 представлены результаты моделирования для горелок НТПФ «Эталон», SMS DEMAG, VAI FUCHS и горелки VG с перемешиванием природного газа и кислорода в диффузоре.

В таблице 3.10 представлены показатели работы горелок.

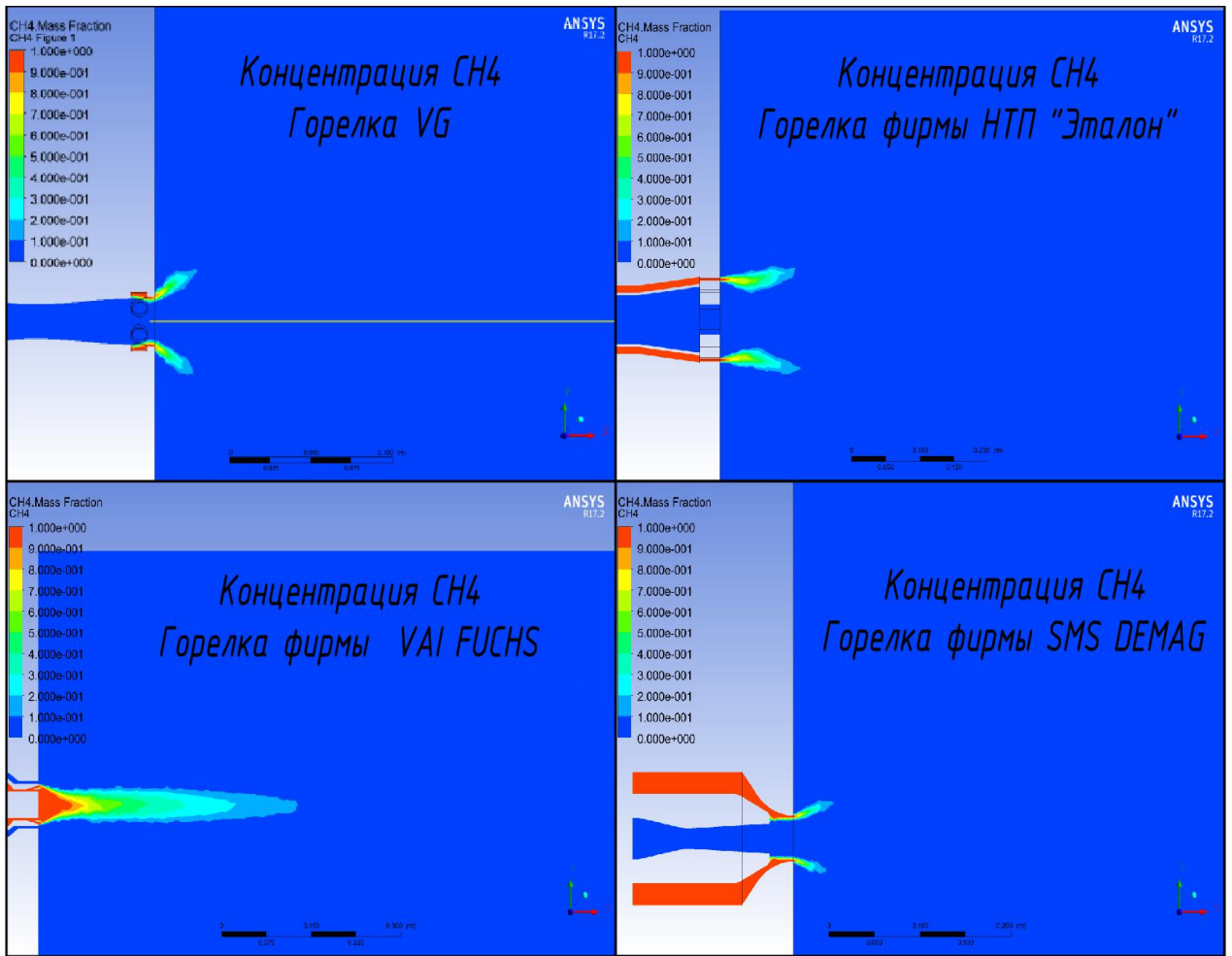
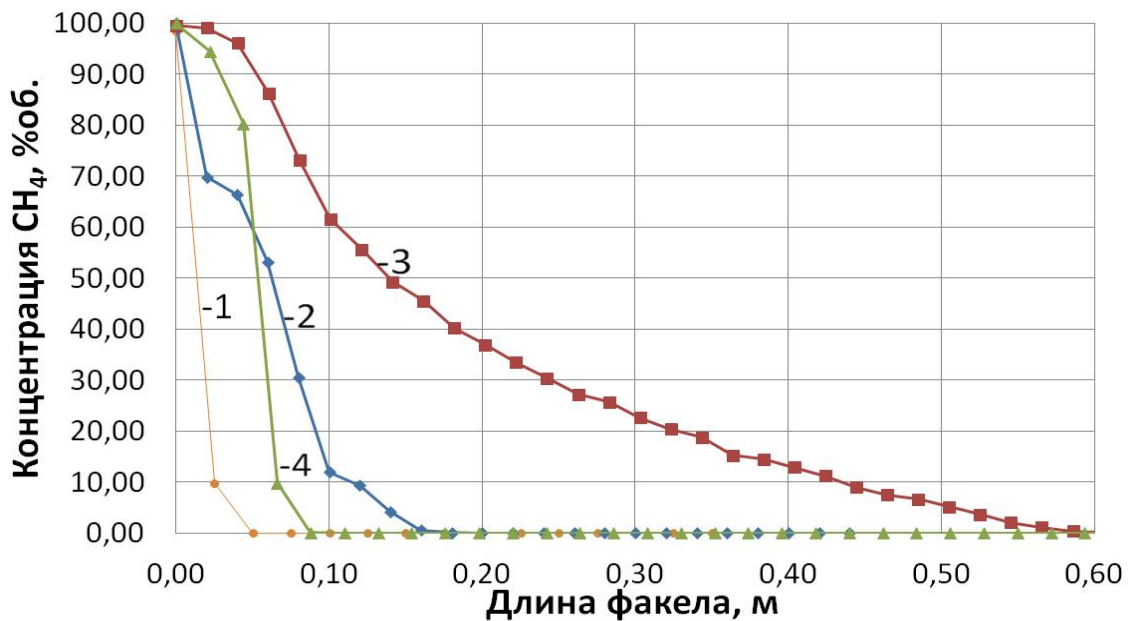


Рисунок 3.15 – Концентрация {CH₄} (масс. %) в продуктах сгорания горелок версии VG, НТПФ «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG при сжигании природного газа с КВС массовая концентрация кислорода, в которой составляет 95 %



1 – горелка VG; 2 – горелка НТПФ «Эталон»; 3 – горелка VAI FUCHS; 4 – горелка SMS DEMAG

Рисунок 3.16 - Изменение максимальной концентрации {CH₄} в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела

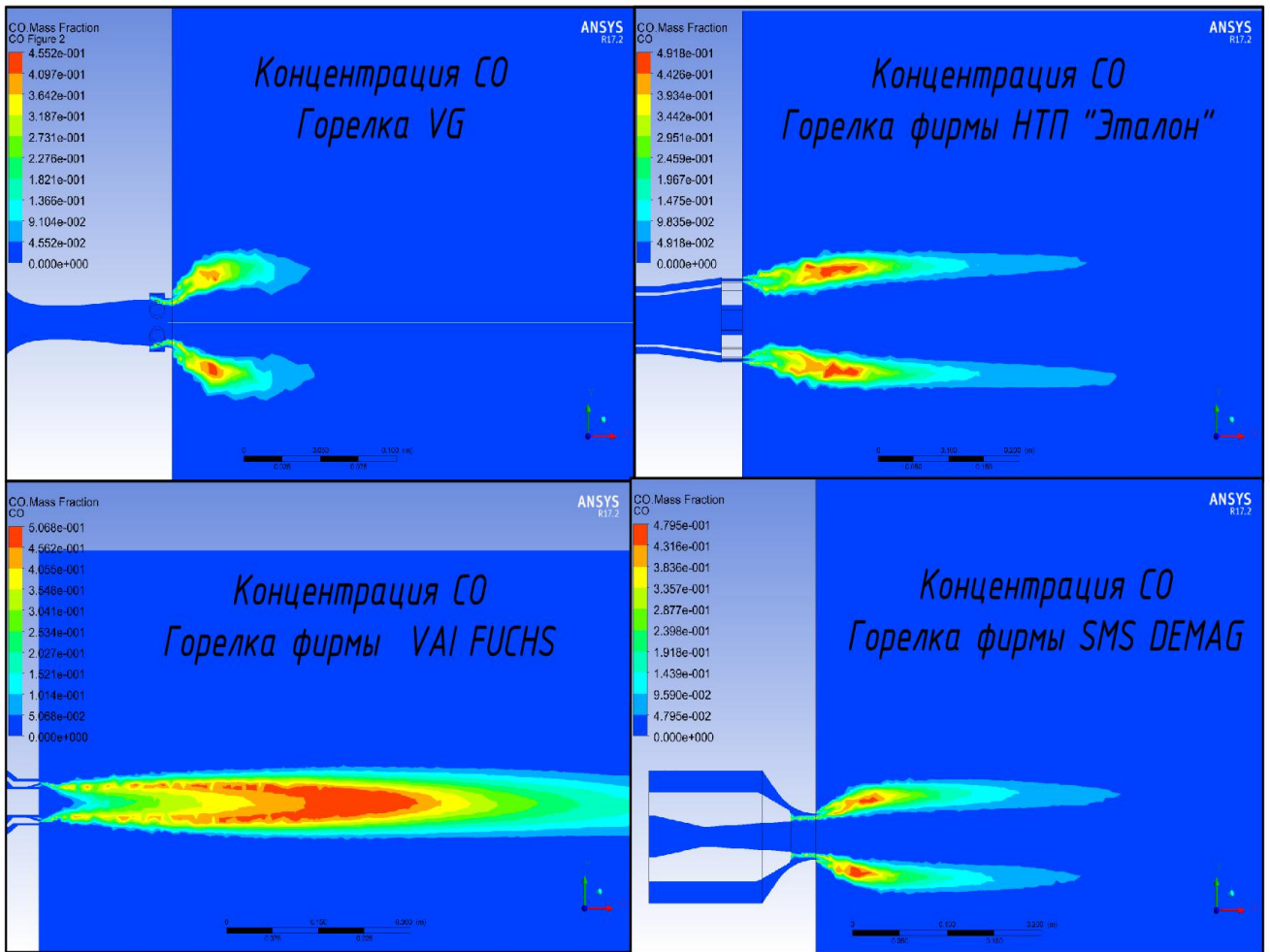
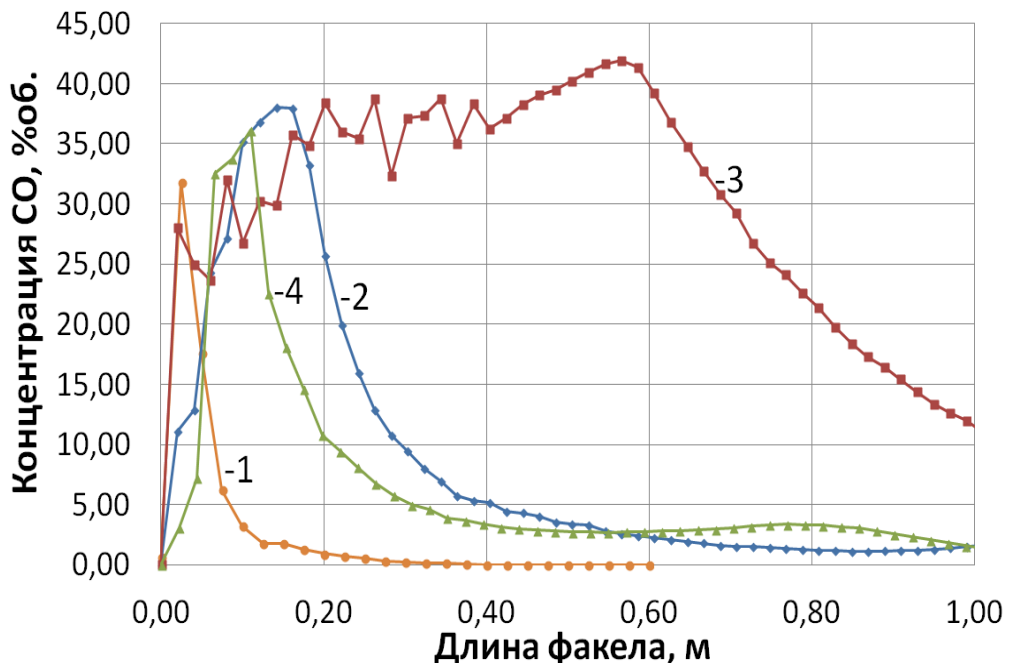


Рисунок 3.17 – Концентрация {CO} (масс. %) в продуктах сгорания горелок версии VG, НТПФ «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG при сжигании природного газа с КВС массовая концентрация кислорода, в которой составляет 95 %



1 – горелка VG; 2 – горелка НТПФ «Эталон»; 3 – горелка VAI FUCHS; 4 – горелка SMS DEMAG

Рисунок 3.18 - Изменение максимальной концентрации {CO} в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела

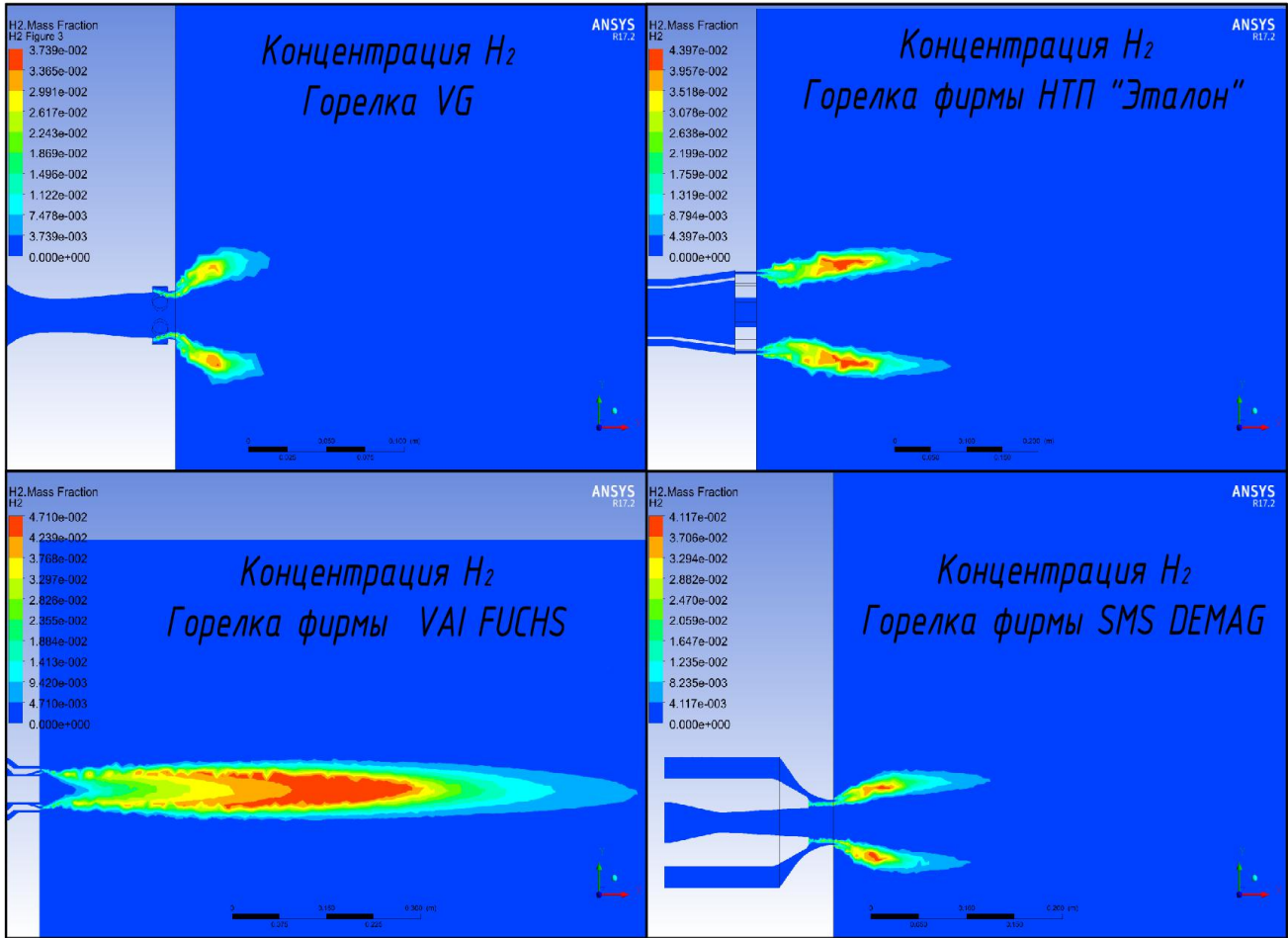
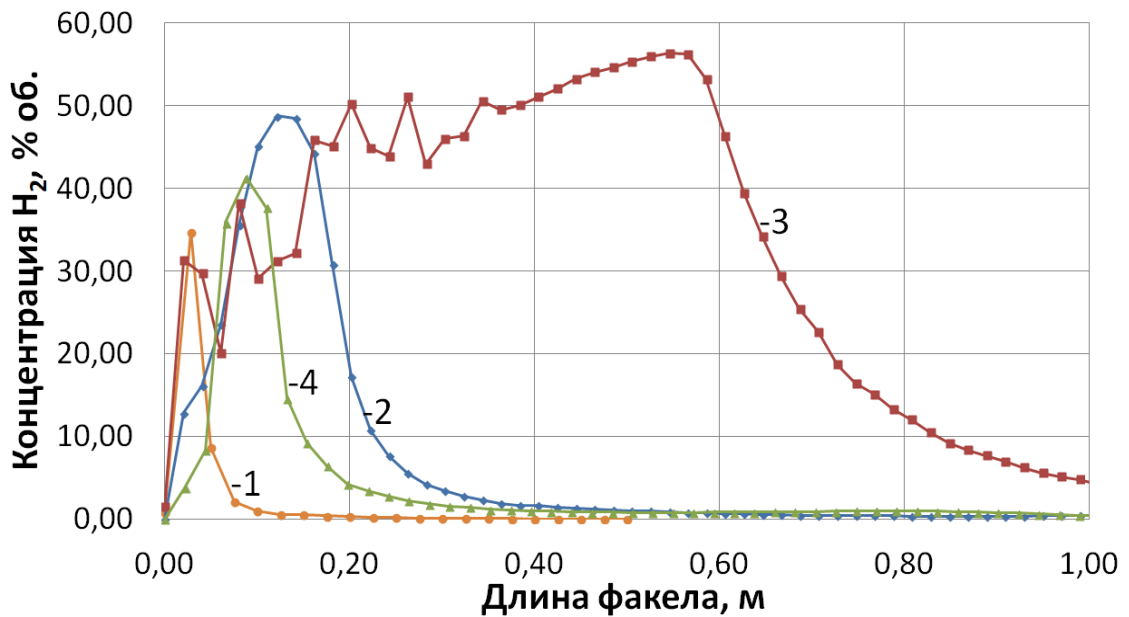


Рисунок 3.19 – Концентрация $\{H_2\}$ (масс. %) в продуктах сгорания горелок версии VG, НТПФ «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG при сжигании природного газа с КВС массовая концентрация кислорода, в которой составляет 95 %



1 – горелка VG; 2 – горелка НТПФ «Эталон»; 3 – горелка VAI FUCHS; 4 – горелка SMS DEMAG

Рисунок 3.20 – Изменение максимальной концентрации $\{H_2\}$ в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела

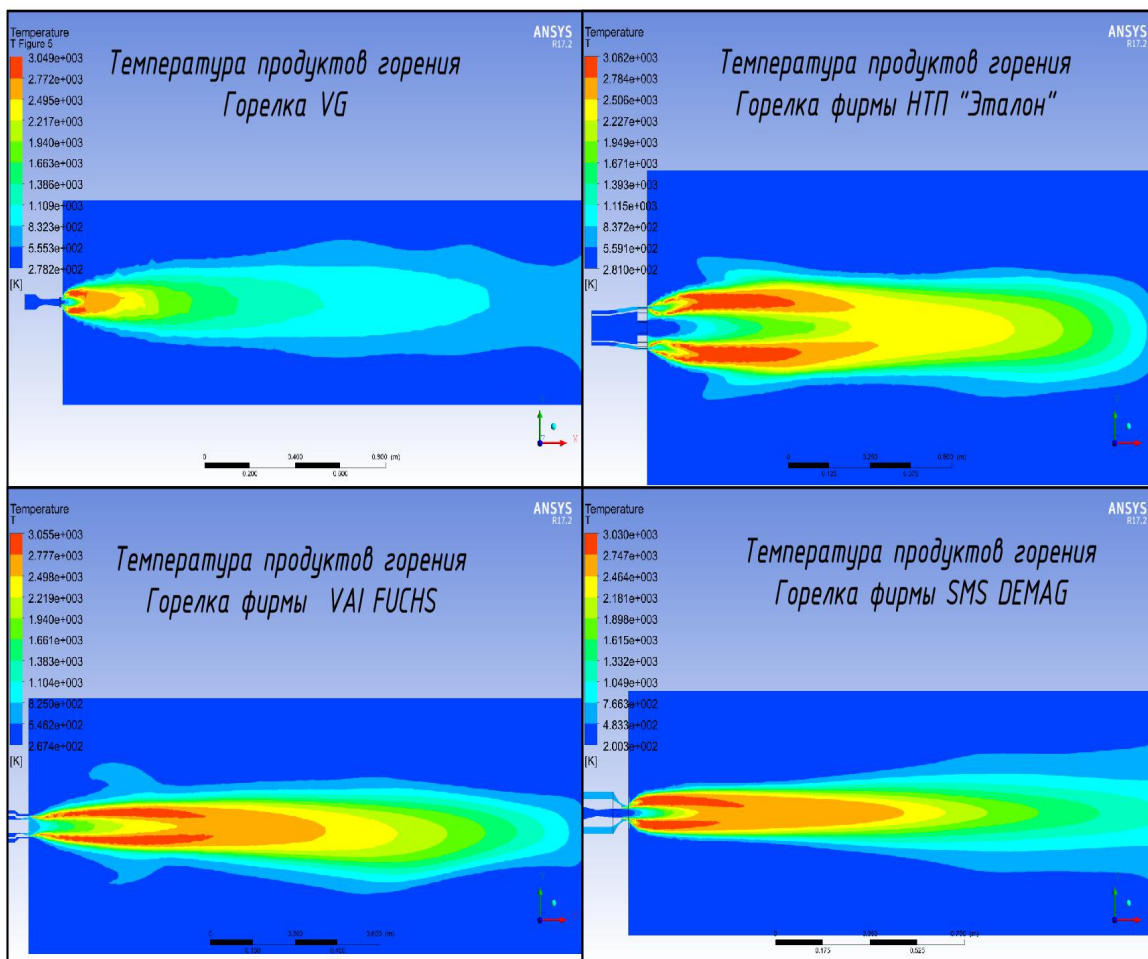
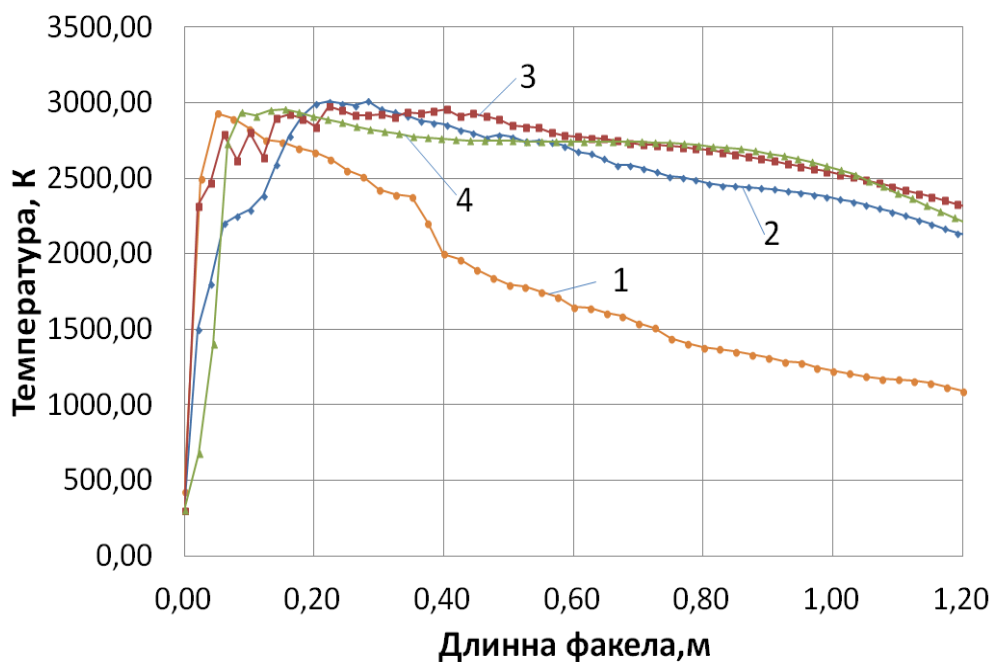


Рисунок 3.21 – Температурные поля продуктов сгорания горелок версии VG, НТПФ «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG при сжигании природного газа с КВС массовая концентрация кислорода, в которой составляет 95 %



1 – горелка VG; 2 – горелка НТПФ «Эталон»; 3 – горелка VAI FUCHS; 4 – горелка SMS DEMAG

Рисунок 3.22 – Изменение максимальной температуры в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела

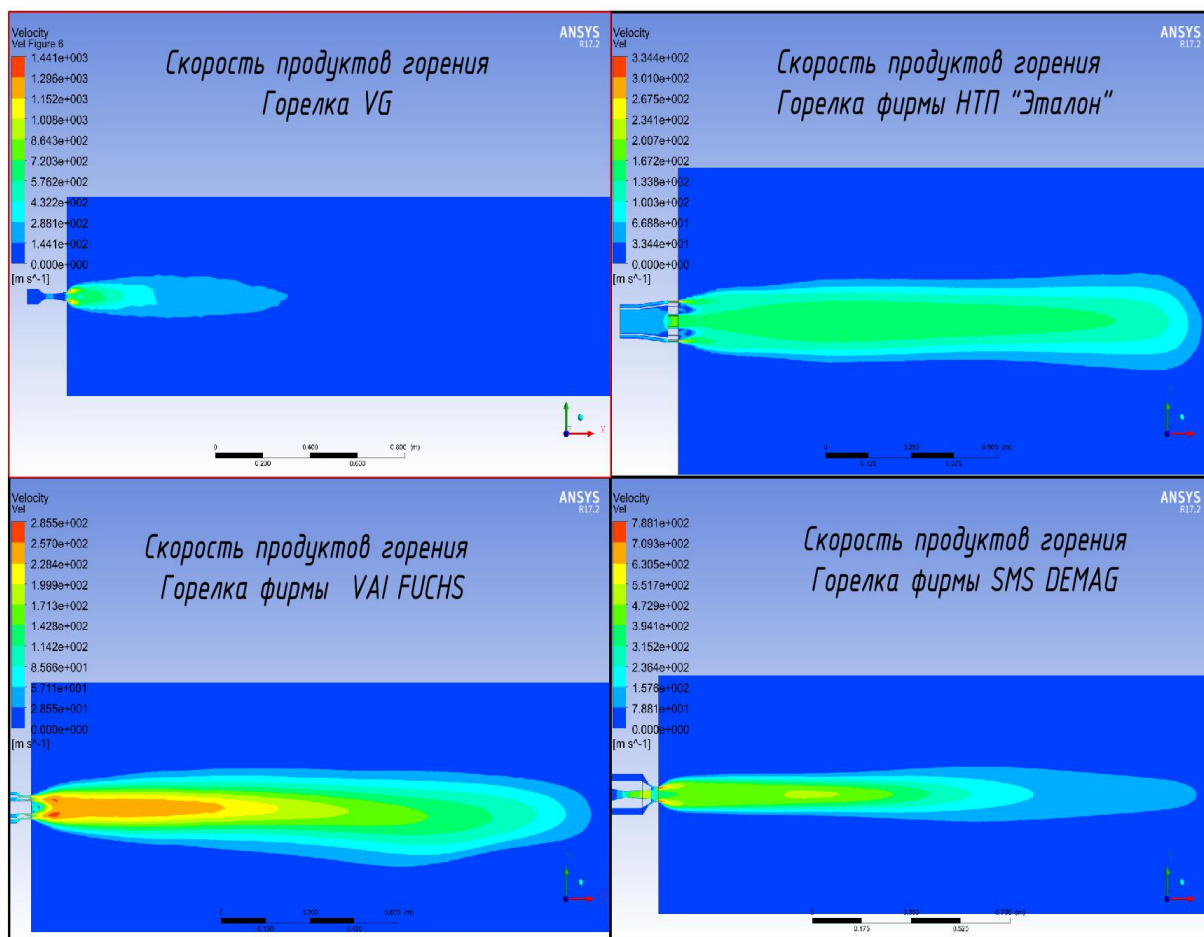
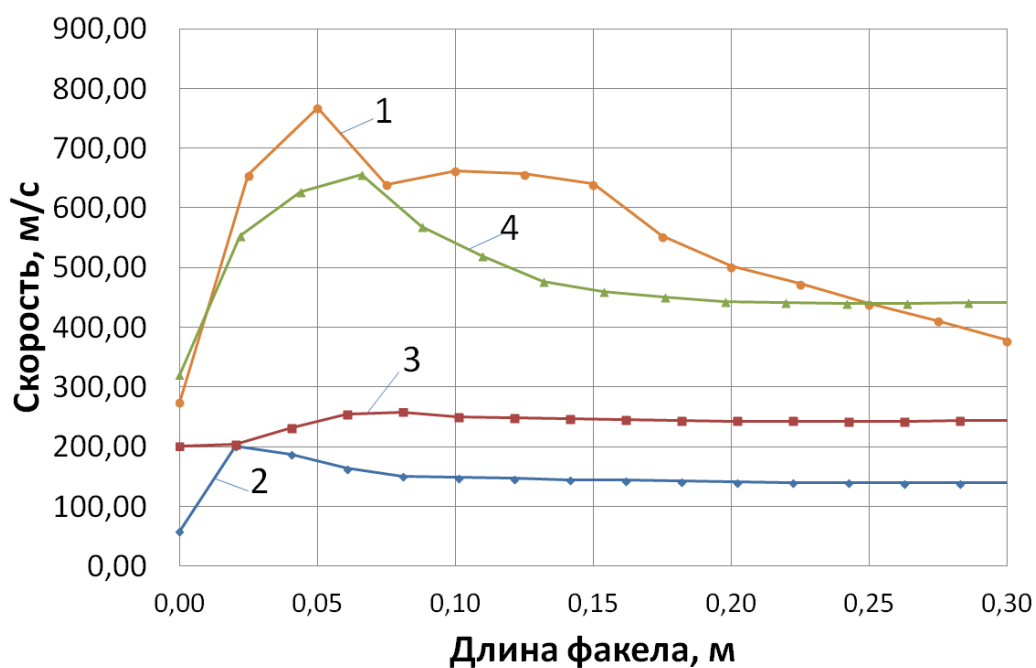


Рисунок 3.23 – Скоростные поля продуктов сгорания горелок версии VG, НТПФ «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG при сжигании природного газа с КВС – массовая концентрация кислорода, в которой составляет 95 %



1 – горелка VG; 2 – горелка НТПФ «Эталон»; 3 – горелка VAI FUCHS; 4 – горелка SMS DEMAG

Рисунок 3.24 – Изменение максимальной скорости в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела

Таблица 3.10 – Показателей работы горелок [74]

| Параметр | Горелка версии VG | Горелка НТПФ «Эталон» | Горелка фирмы SMS DEMAG | Горелка фирмы VAI FUCHS |
|--|-------------------|-----------------------|-------------------------|-------------------------|
| Длина интенсивного горения, мм | 100 | 500 | 300 | Более 1000 |
| Максимальная температура, К (°С) | 3049 (2776) | 3062 (2789) | 3030 (2757) | 3065 (2792) |
| Скорость газов на выходе из сопла, м/с | 275 | 59 | 321 | 201 |
| Начальная концентрация метана, об. % | 100 | 100 | 100 | 100 |
| Максимальная концентрация водорода (H_2) в продуктах сгорания, об. % | 35 | 49 | 41 | 56 |
| Максимальная концентрация монооксида углерода (CO) в продуктах сгорания, об. % | 32 | 38 | 36 | 42 |

В результате исследования факелов с кинетическим и диффузионным режимами горения получены сравнительные показатели работы горелок фирм НТПФ «Эталон»; VAI FUCHS; SMS DEMAG, создающих диффузионный режим горения, и горелки VG, создающей кинетический режим при равном расходе природного газа и кислорода. На рисунках 3.16, 3.18 и 3.20 представлены изменения концентраций $\{CH_4\}$, $\{CO\}$, $\{H_2\}$ в поперечных сечениях продуктов сгорания по длине факелов горелок. Анализ процесса горения природного газа в атмосфере кислорода показывает, что концентрация горючих составляющих становится минимальной на расстоянии 100-200 мм (5-10 калибров $l/d_{кр}$) от среза горелки VG по сравнению с другими конструкциями. Интенсивное выгорание горючих составляющих в факеле горелки VG подтверждается высокой температурой продуктов сгорания вблизи среза горелки (рис. 3.22), что соответствует высокой их скорости при кинетическом режиме горения (рис. 3.24).

3.3.3. Исследование факела газокислородной горелки версии VG при изменении концентрации кислорода в КВС от 20 до 95 масс. %

Исследование проведено с целью выбора рационального режима работы самой горелки, обеспечивающей надежную тепловую работу ДСП.

На рисунках 3.25- 3.28 показаны температурные и скоростные поля продуктов сгорания, массовые концентрации оксида углерода и водорода по длине факела при содержании массовой концентрации кислорода в КВС от 20 до 95 масс. % для горелки версии VG. При повышении концентрации кислорода в КВС с 20 до 95 масс. % средняя температура продуктов сгорания в зоне 5-10 калибров факела повышается до 2750 К (рис. 3.29) с постепенным снижением ее по длине факела и уменьшением концентрации кислорода в КВС. Изменение максимальной температуры продуктов сгорания природного газа в зависимости от концентрации его в КВС пред-

ставлено на рисунке 3.30. В уравнении расчета максимальной температуры (T_{\max}) C_{O_2} – концентрация кислорода в КВС масс. %; R^2 – коэффициент детерминации.

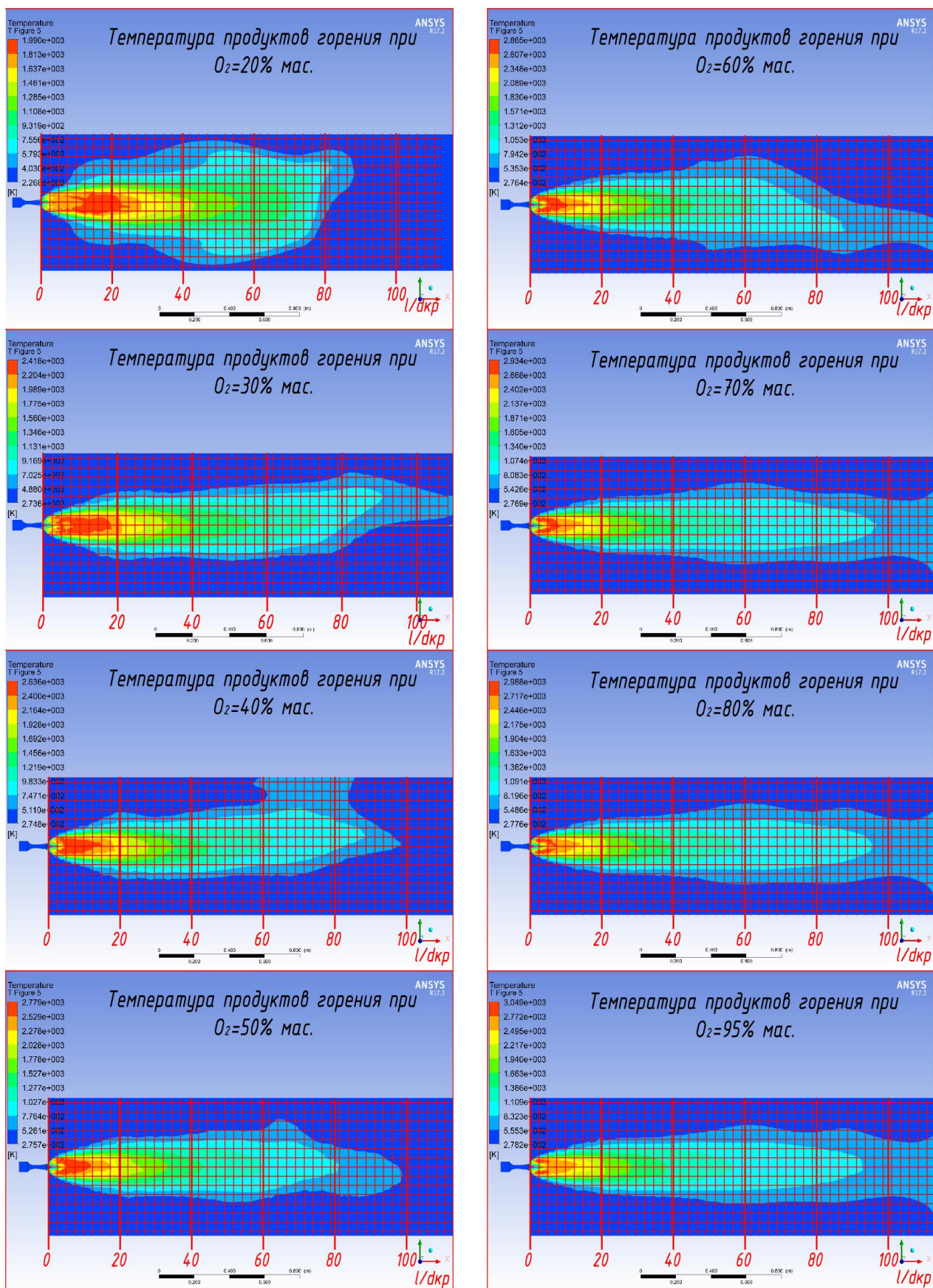


Рисунок 3.25 – Температурные поля по длине факела в продуктах сгорания природного газа с КВС, массовая концентрация кислорода в которой изменяется от 20 до 95 масс. %

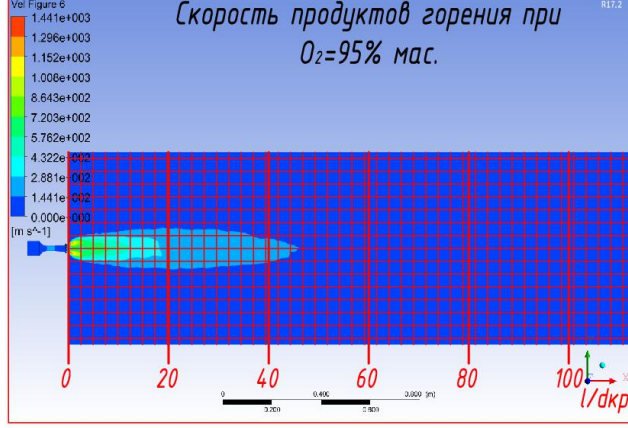
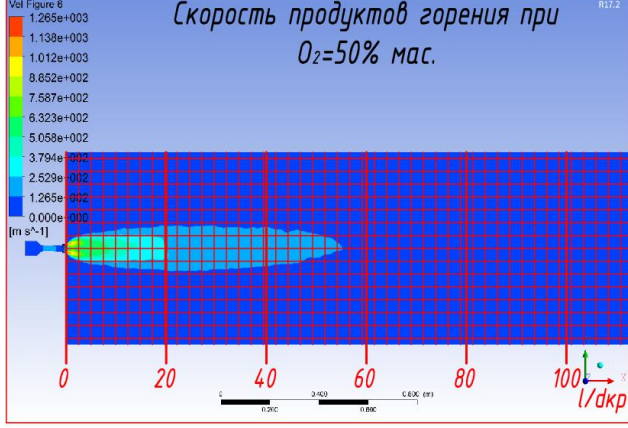
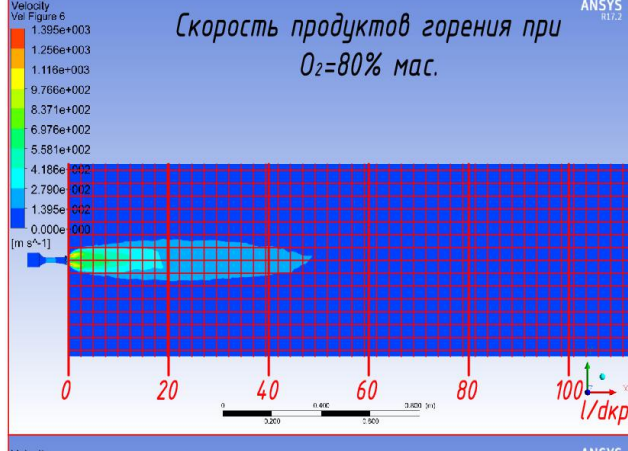
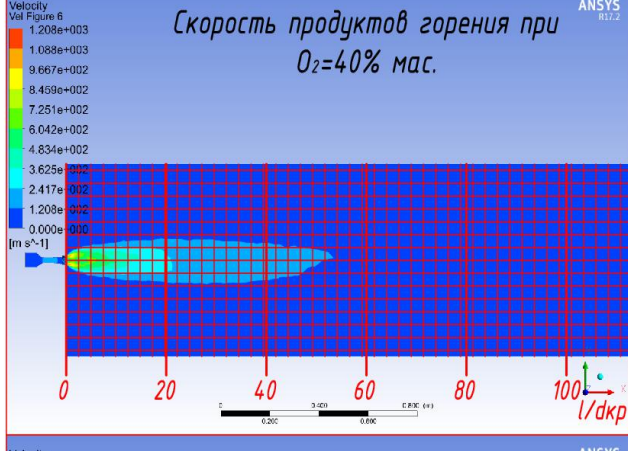
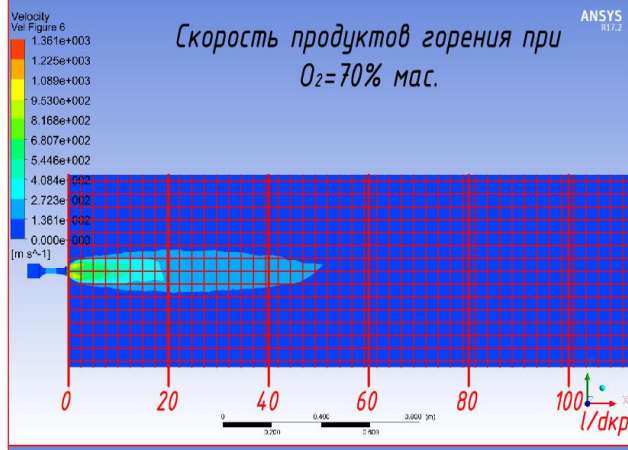
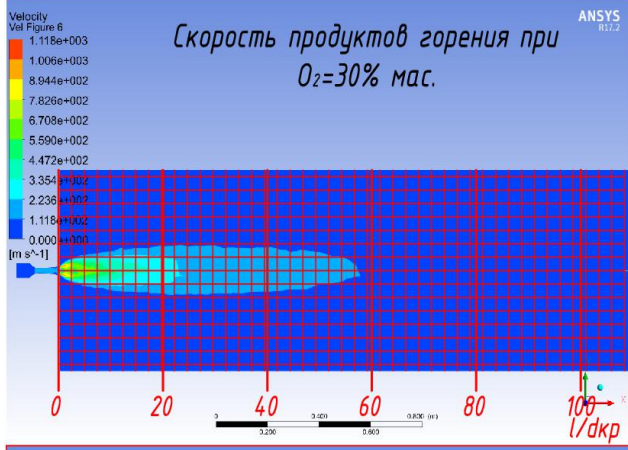
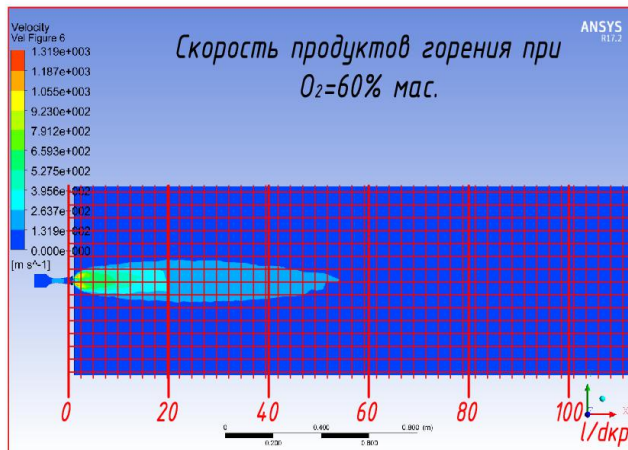
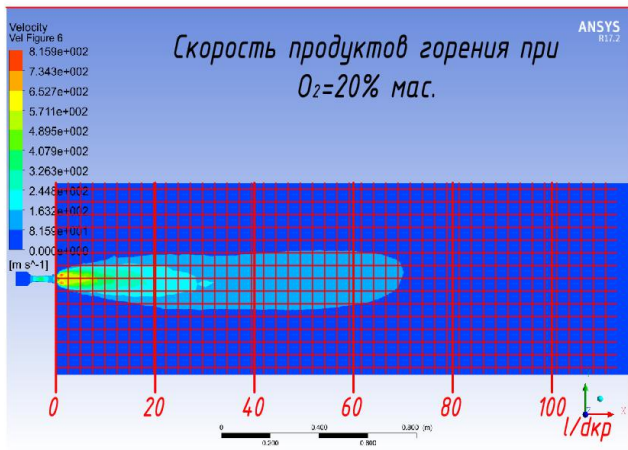


Рисунок 3.26 – Скоростные поля по длине факела в продуктах сгорания природного газа с КВС, массовая концентрация кислорода в которой изменяется от 20 до 95 масс. %

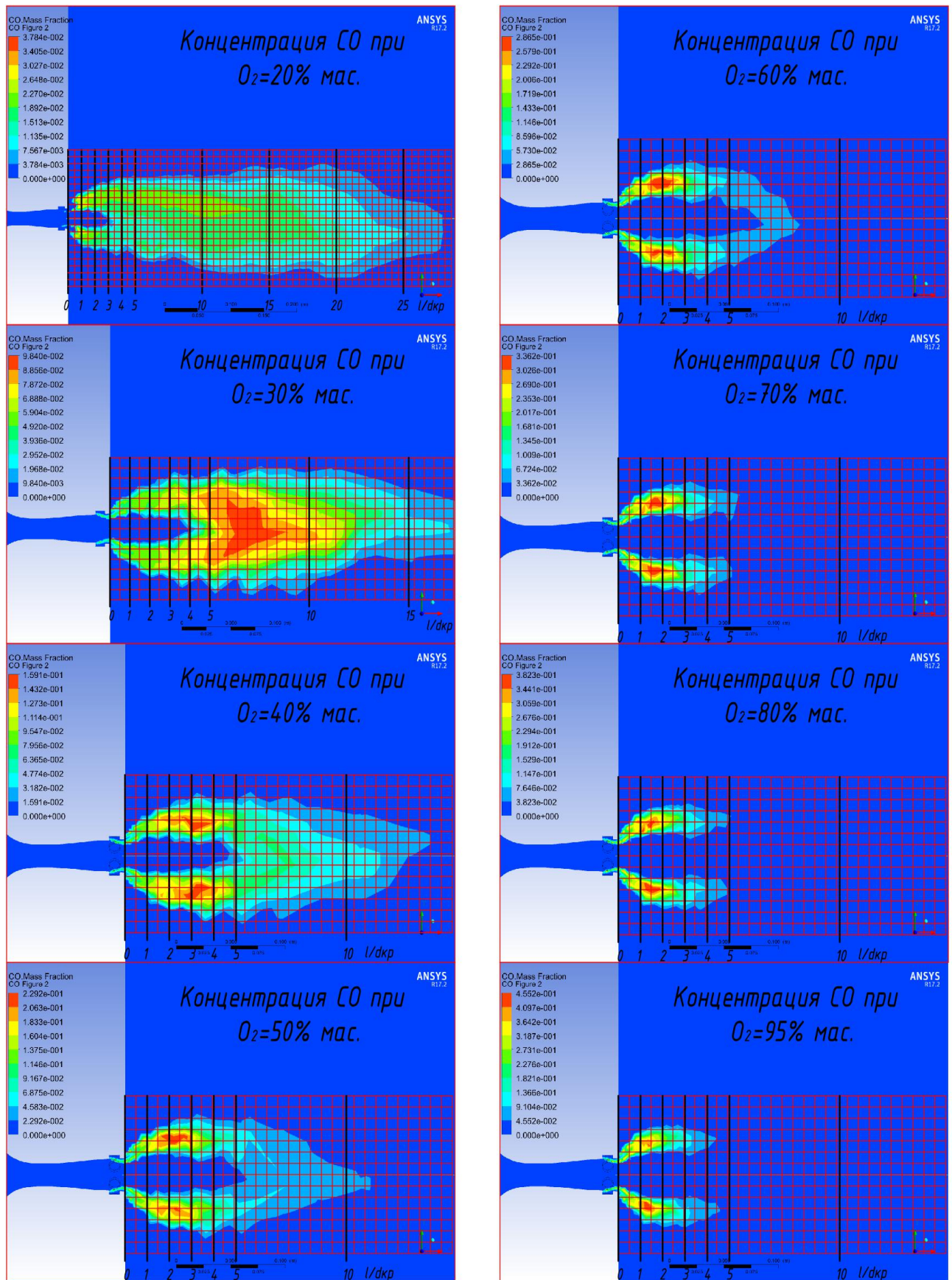


Рисунок 3.27 – Массовая концентрация оксида углерода по длине факела в продуктах сгорания природного газа с КВС, массовая концентрация кислорода в котором изменяется от 20 до 95 масс. %

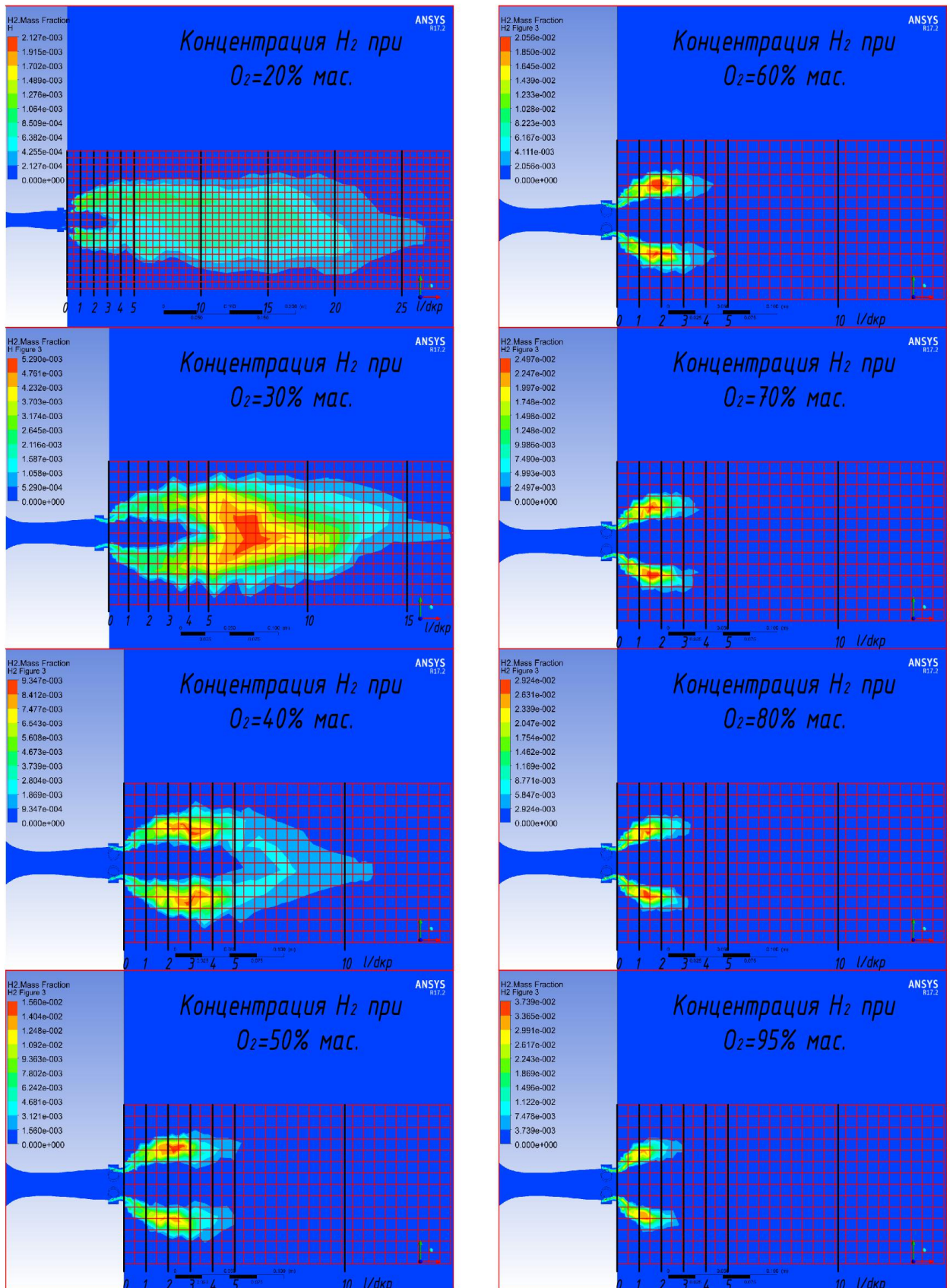


Рисунок 3.28 – Массовая концентрация водорода по длине факела в продуктах сгорания природного газа с КВС, массовая концентрация кислорода в которой изменяется от 20 до 95 масс. %

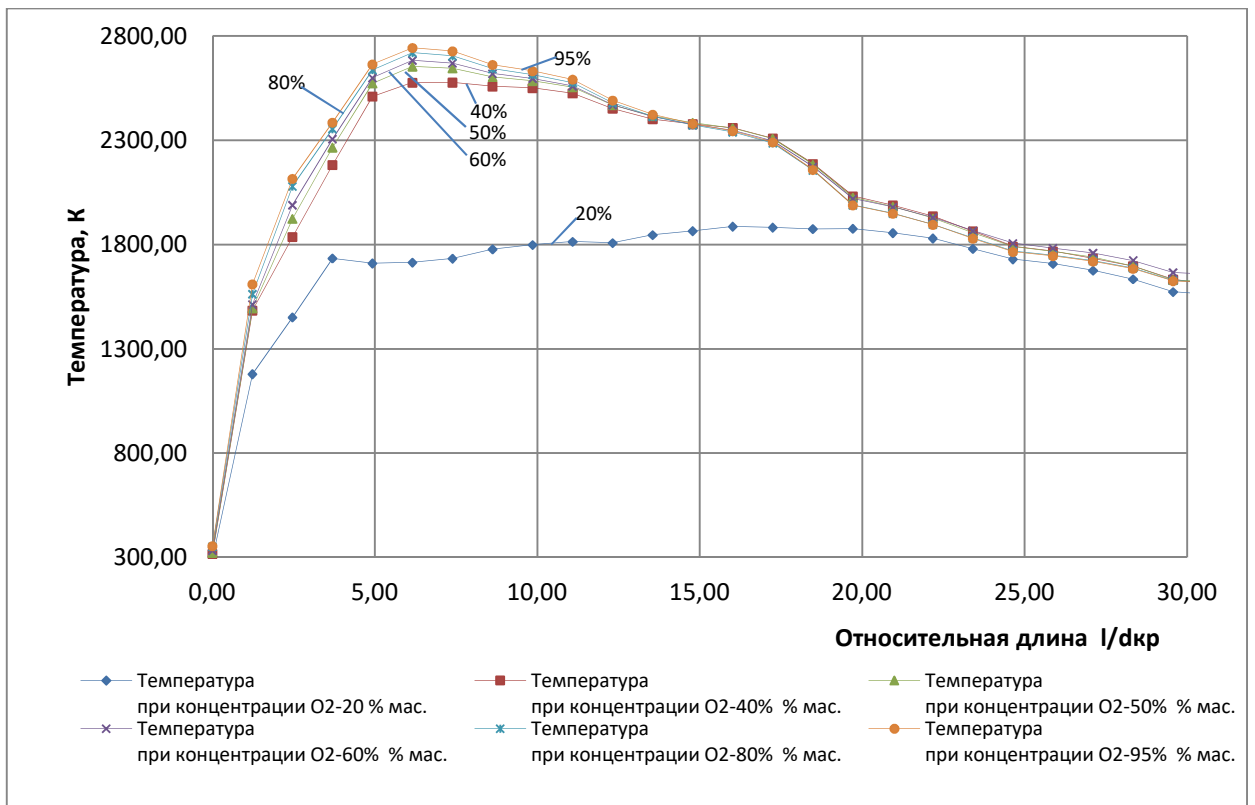


Рисунок 3.29 – Изменение средней температуры в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O_2 в КВС

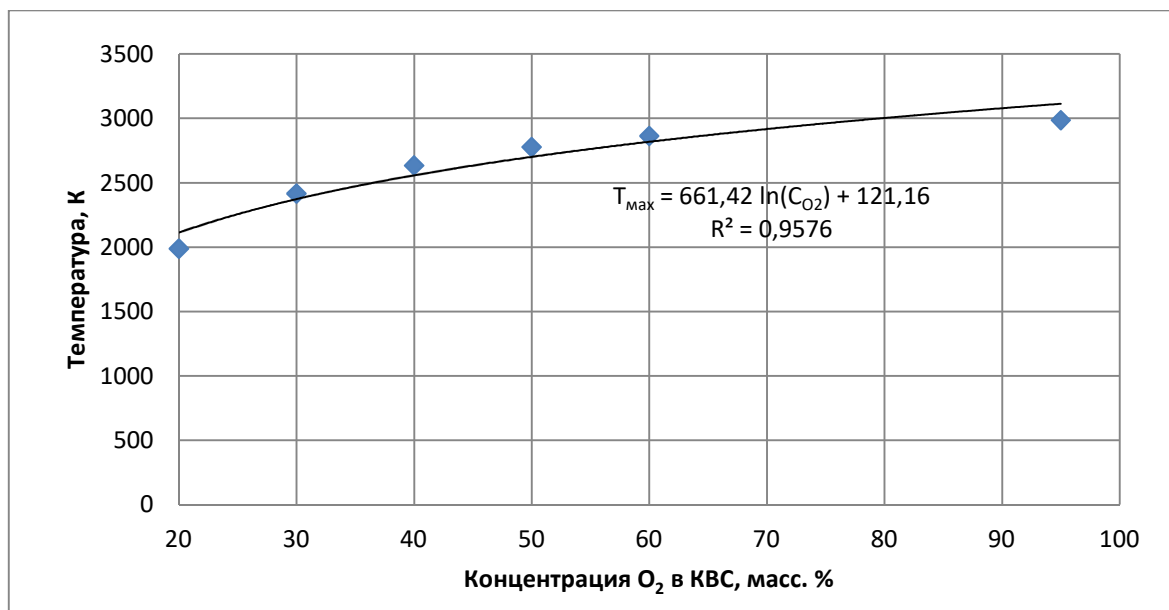


Рисунок 3.30 – Изменение максимальной температуры продуктов сгорания природного газа при увеличении содержания O_2 в КВС

Действительная температура продуктов сгорания от концентрации O_2 в КВС, рассчитанная по программе Excel 2016, и абсолютной максимальной температуры, рассчитанной по программе Ansys представлены на рисунке 3.31. Расхождение результатов между вариантами расчета при концентрации кислорода в КВС 20 масс. % составляет 4,82 %, при концентрации от 30 до 95 масс. % - не более 3,52 %.

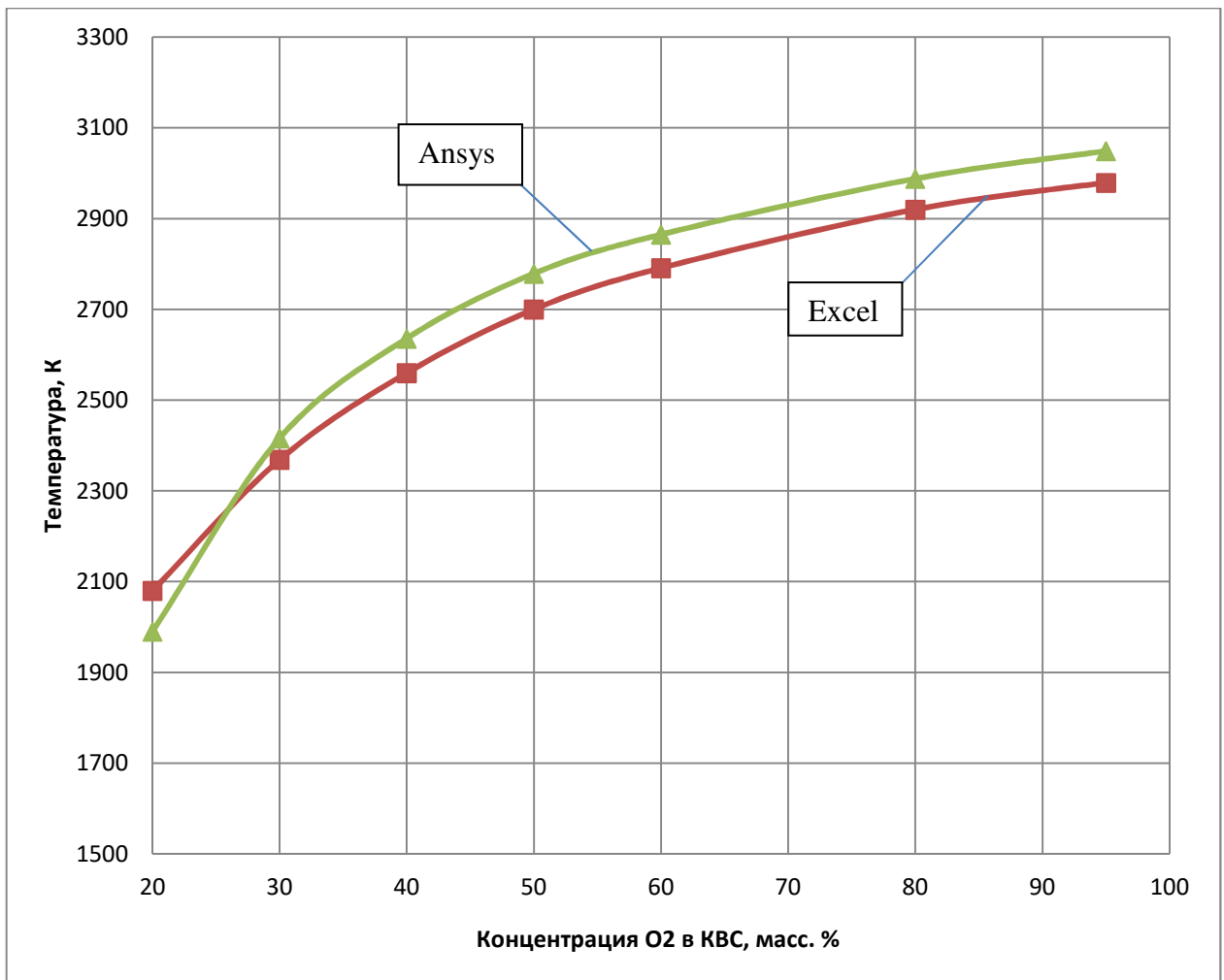


Рисунок 3.31 – Изменение балансовой температуры (Excel) и абсолютной максимальной температуры (Ansys) продуктов сгорания при увеличении содержания O₂ в КВС

Изменение средней скорости продуктов сгорания от концентрации кислорода в КВС по длине факела представлено на рисунке 3.32. Уравнение для определения максимальной скорости продуктов сгорания природного газа в зависимости от концентрации кислорода в КВС (рис. 3.33) получено по программе Ansys. С изменением концентрации кислорода в КВС от 40 до 95 масс. % отмечается увеличение средней скорости потока продуктов сгорания вследствие повышения температуры горения.

С повышением концентрации кислорода в КВС наблюдается резкое снижение концентрации метана по длине факела (рис. 3.34). При концентрациях кислорода 40-50 масс. % на расстоянии относительной длины $3,5 l/d_{кр}$ (~80 мм) от среза сопла горелки концентрация метана составляет ниже 3 об. %. При концентрации кислорода 60 масс. % это расстояние сокращается до $2,5 l/d_{кр}$ (~50 мм) и с дальнейшим увеличением концентрации кислорода практически не изменяется.

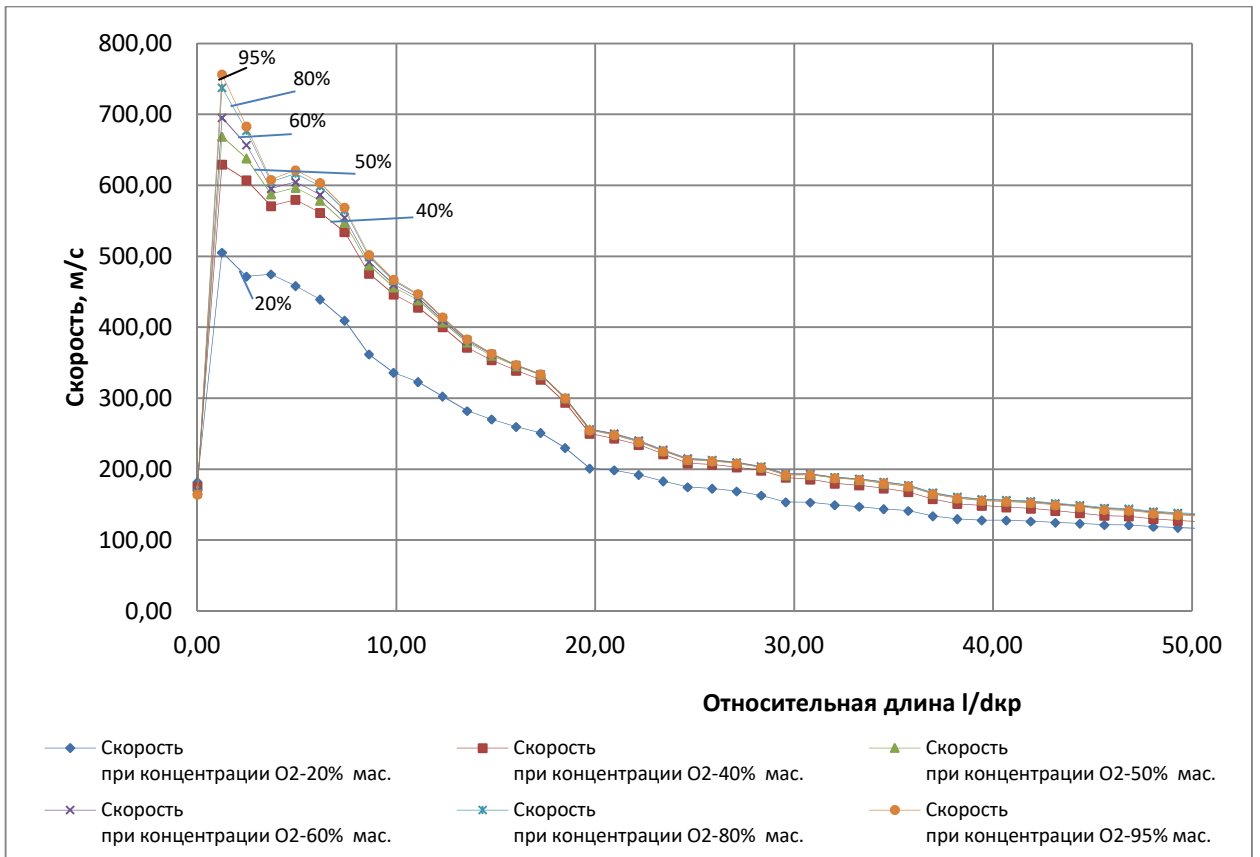


Рисунок 3.32 – Изменение средней скорости в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O₂ в КВС

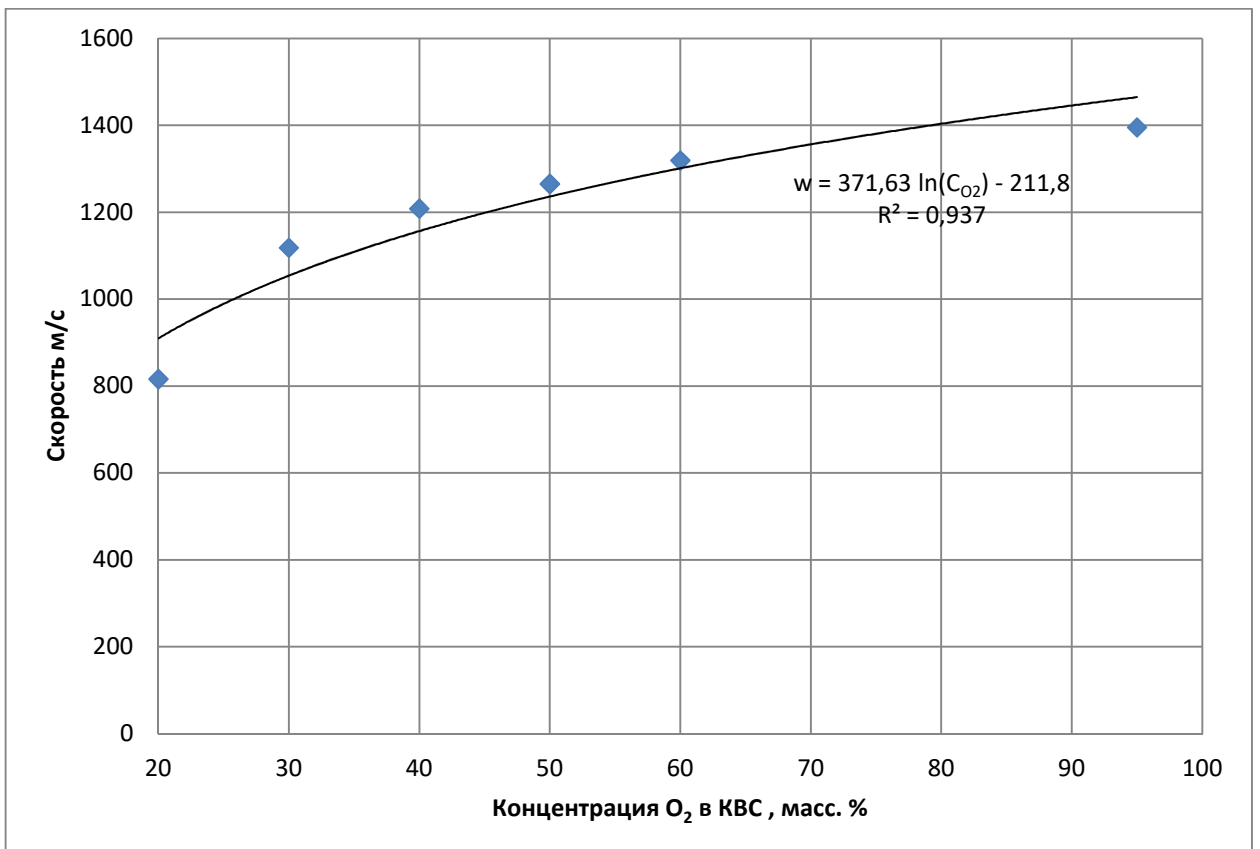


Рисунок 3.33 – Изменение максимальной скорости в продуктах сгорания природного газа при увеличении содержания O₂ в КВС

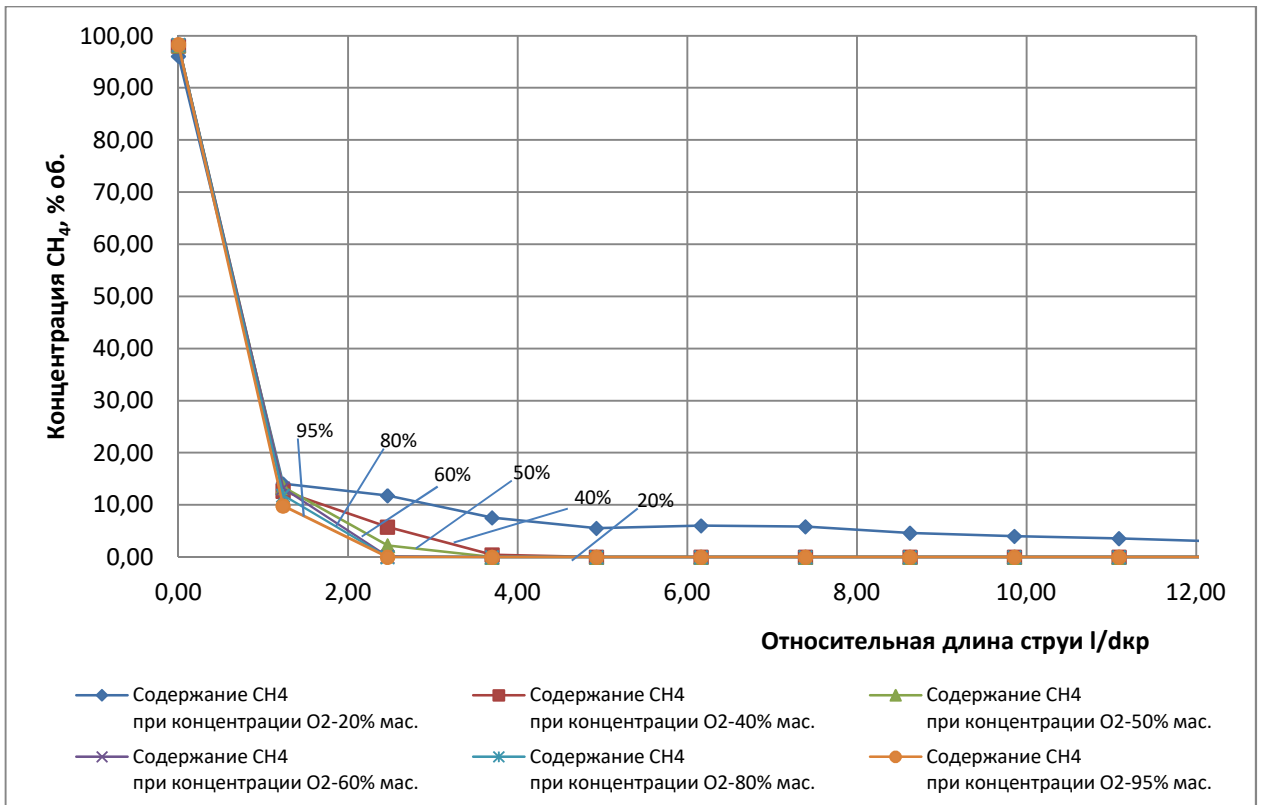


Рисунок 3.34 – Изменение максимальной концентрации {CH₄} в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O₂ в КВС

На рисунках 3.35 и 3.36 представлены зависимости объемной концентрации соответственно {CO₂} и {H₂O} в поперечном сечении потока продуктов сгорания от концентрации O₂ (от 20 до 95 масс. %) в КВС по длине факела.

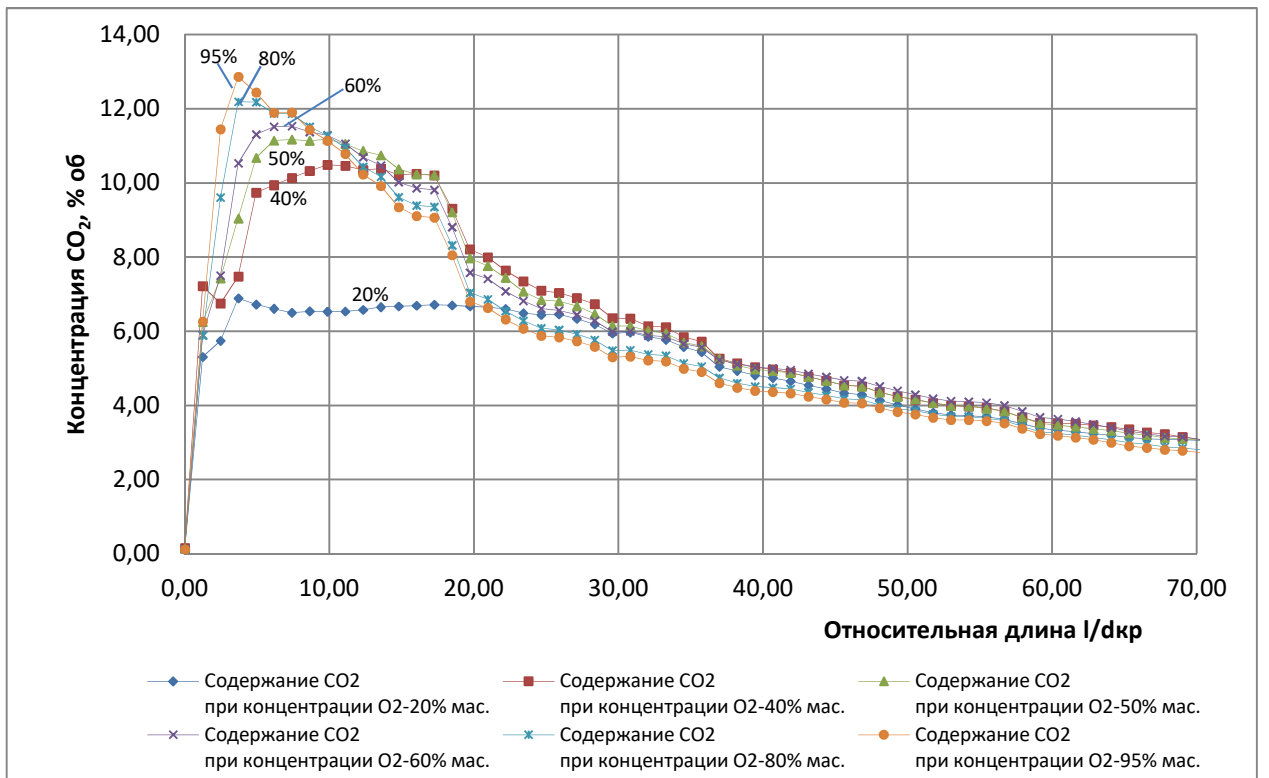


Рисунок 3.35 – Изменение максимальной концентрации {CO₂} в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O₂ в КВС

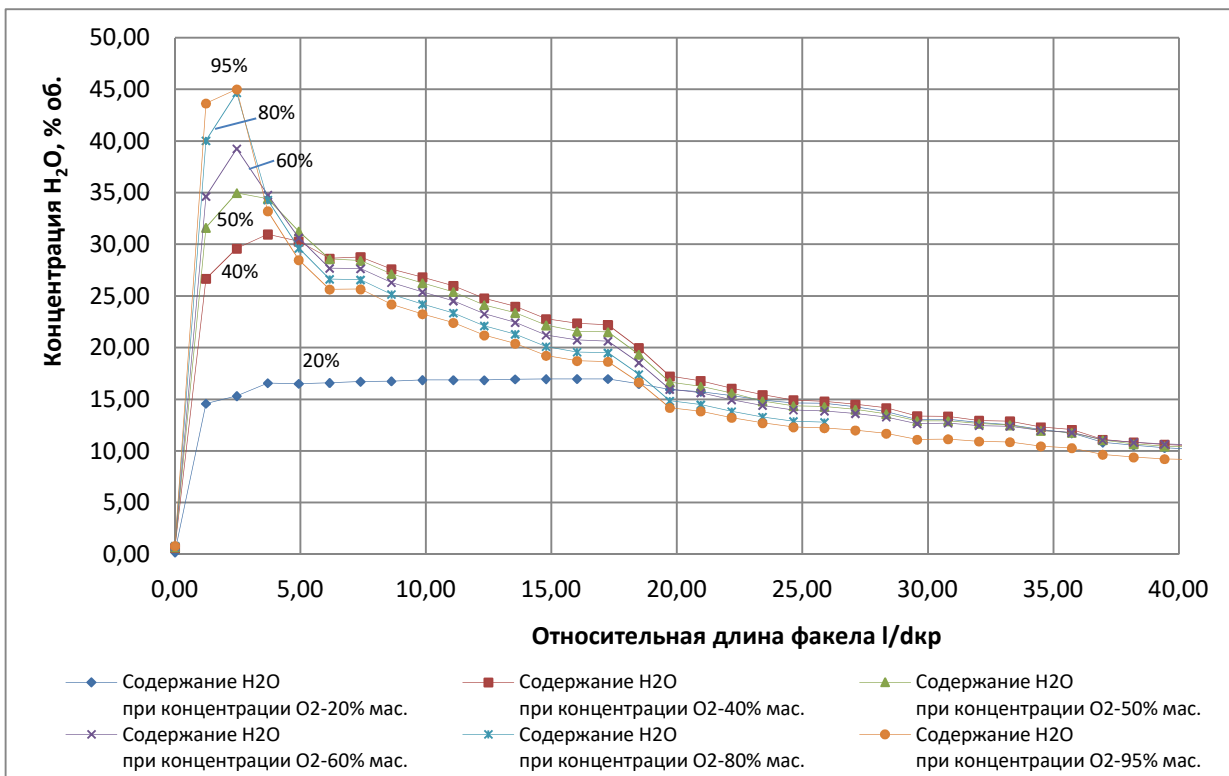


Рисунок 3.36 – Изменение максимальной концентрации $\{H_2O\}$ в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O_2 в КВС

При повышении концентрации кислорода в КВС наблюдается увеличение максимальных значений концентраций $\{CO\}$ и $\{H_2\}$ в продуктах сгорания по длине факела (рис. 3.37-3.40), причем пиковые значения смещаются в сторону среза сопла горелки в зону длиной 2-3 калибра при концентрациях кислорода 50-95 масс. %.

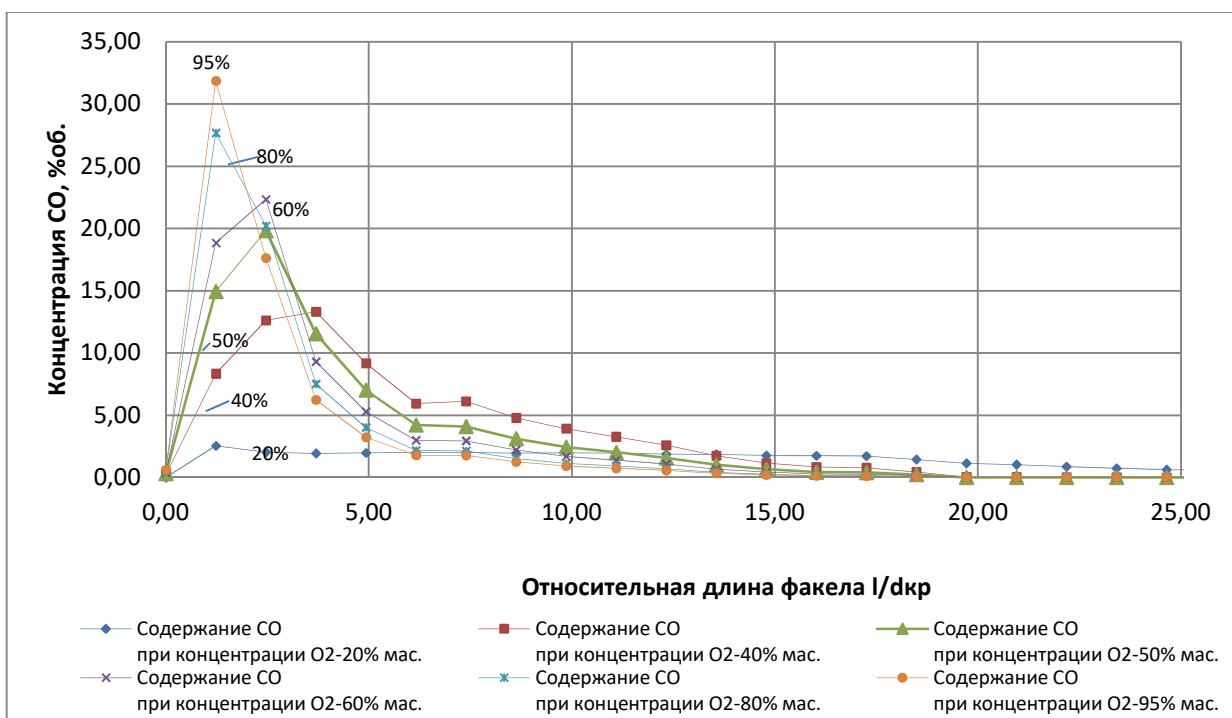


Рисунок 3.37 – Изменение максимальной концентрации $\{CO\}$ в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O_2 в КВС

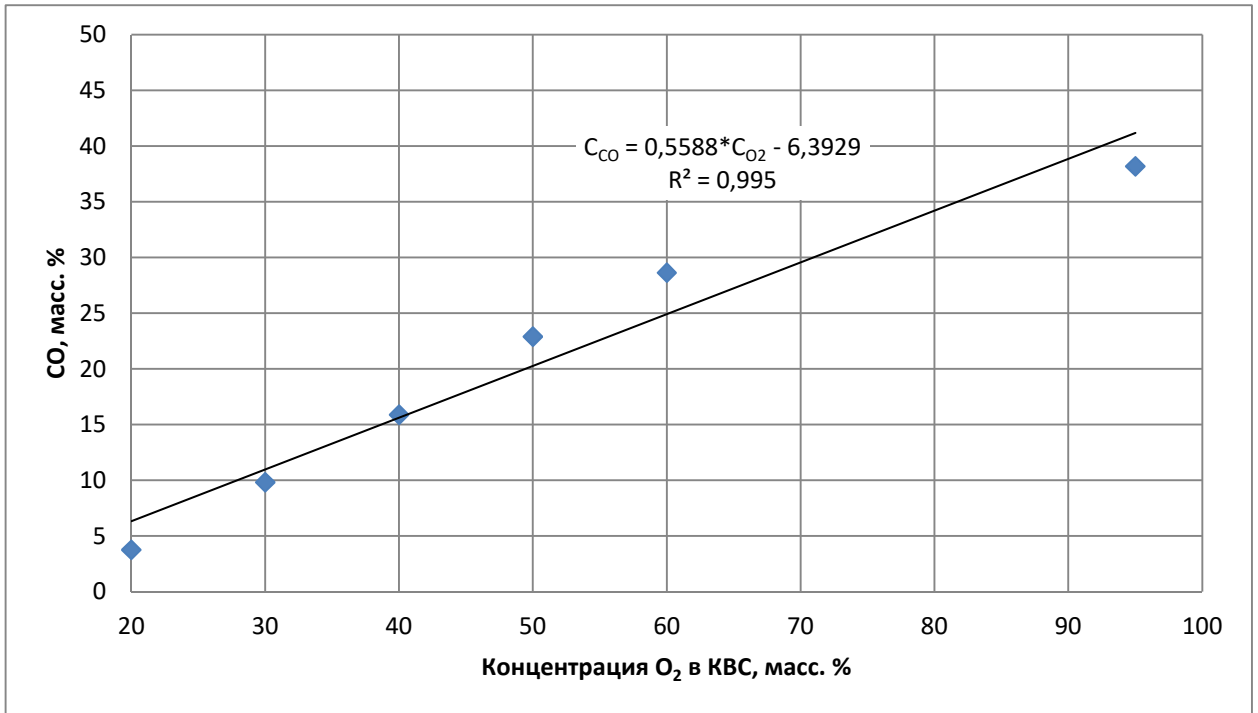


Рисунок 3.38 - Изменение максимальной массовой концентрации {CO} в продуктах сгорания природного газа при увеличении содержания O₂ в КВС

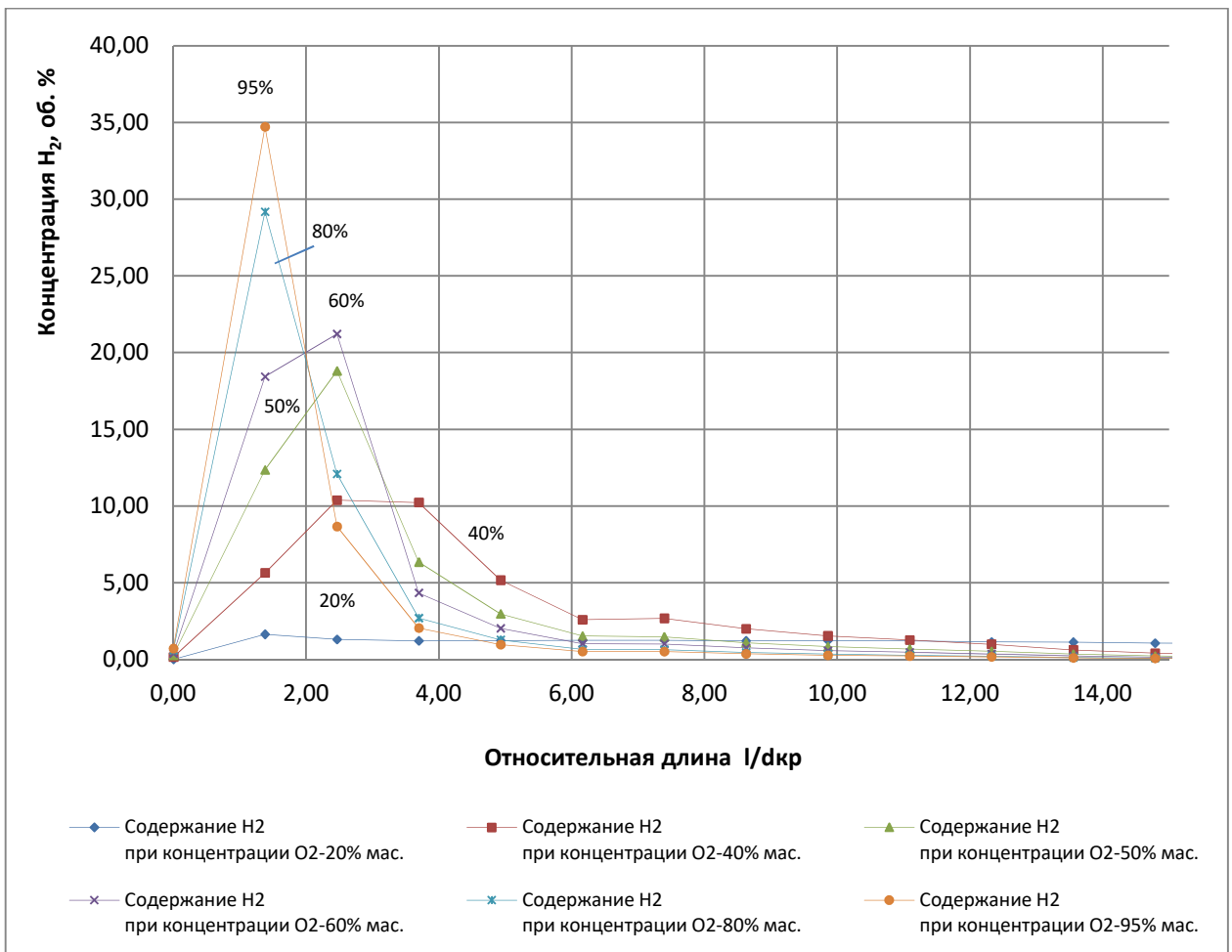


Рисунок 3.39 – Изменение максимальной концентрации {H₂} в поперечном сечении потока продуктов сгорания по длине факела при увеличении содержания O₂ в КВС

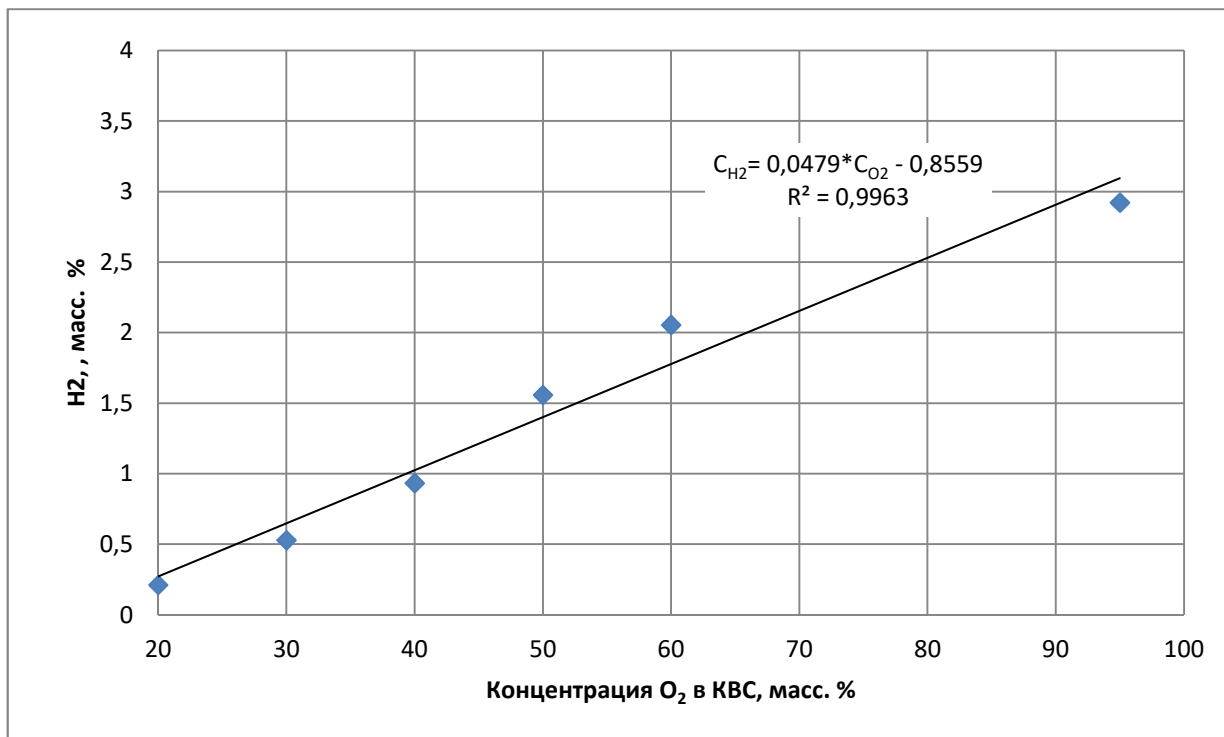


Рисунок 3.40 – Изменение максимальной массовой концентрации {H₂} в продуктах сгорания природного газа при увеличении содержания O₂ в КВС

Из полученных результатов исследования следует, что для ускоренного осаждения холодной шихты целесообразно сжигать природный газ с концентрацией кислорода в КВС более 50 %, которой соответствует максимальная скорость и температура продуктов сгорания.

3.3.4. Физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания смеси природного газа с кислородо-воздушной смесью на входе в объем шихты

По методике, представленной в главе 2, рассчитаны концентрации компонентов продуктов сгорания при изменении концентрации кислорода в КВС с 20 до 95 масс. %, для которых по данным [75, 76] были вычислены физические параметры:

Мольная масса продуктов сгорания

$$M_{\text{пс}} = 0,01 \cdot \sum C_i \cdot M_i = 0,01 \cdot (18,15 \cdot 44,01 + 52,87 \cdot 18,0153 + 3,1 \cdot 28,135 + 8,62 \cdot 31,9988 + 11,4 \cdot 28,01 + 5,86 \cdot 2,0159) = 24,45 \text{ кг/моль}, \quad (3.13)$$

где, C_i – объемная концентрация i -го компонента продуктов сгорания, об. %;

M_i – мольная масса i -го компонента продуктов сгорания, кг/кмоль.

Плотность продуктов сгорания

$$\rho_{\text{пс}}^0 = 0,01 \sum C_i \rho_i = 0,01 \cdot (18,15 \cdot 1,82954 + 52,87 \cdot 0,74891 + 3,1 \cdot 1,16455 + 8,62 \cdot 1,33022 + 11,4 \cdot 1,1644 + 5,86 \cdot 0,083803) = 1,016 \text{ кг/м}^3, \quad (3.14)$$

где, ρ_i – плотность i -го компонента продуктов сгорания, кг/м³.

Мольный объем

$$V_M = \frac{M_{\text{пс}}}{\rho_{\text{пс}}^0} = \frac{24,45}{1,016} = 24,06, \text{ м}^3/\text{кмоль}. \quad (3.15)$$

Кинематическая вязкость

$$v_i = 0,01 \cdot \sum \frac{\mu_i}{\rho_i} C_i = 0,01 \cdot \left(\frac{0,00001403}{1,82954} \cdot 18,15 + \frac{0,0000121}{0,74891} \cdot 52,87 + \frac{0,00001668}{1,16455} \cdot 3,1 + \frac{0,00001902}{1,33022} \cdot 8,62 + \frac{0,0000166}{1,1644} \cdot 11,4 + \frac{0,00001403}{0,083803} \cdot 5,86 \right) = 1,359 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{с}, \quad (3.16)$$

где, μ_i - динамическая вязкость i -го компонента продуктов сгорания, Па·с,

ρ_i - плотность i -го компонента продуктов сгорания, кг/м³.

В таблице 3.11 представлены физические характеристики продуктов сгорания метана с КВС окислителем.

Таблица 3.11 – Характеристики продуктов сгорания метана с КВС

| № п.п. | Параметр | Концентрация кислорода в КВС, масс. % | | | | | | |
|--------|---|---------------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | 20 | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 95 |
| 1 | Концентрация метана, об. % | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 |
| 1.1 | Диоксид углерода (CO ₂), об. % | 8,73 | 13,77 | 15,57 | 16,52 | 17,34 | 17,84 | 18,15 |
| 1.2 | Водяной пар (H ₂ O), об. % | 21,05 | 32,16 | 37,33 | 41,54 | 45,33 | 48,68 | 52,87 |
| 1.3 | Азот (N ₂), об. % | 70,16 | 48,49 | 38,58 | 29,36 | 20,97 | 13,32 | 3,1 |
| 1.4 | Кислород (O ₂), об. % | 0,02 | 1,86 | 2,84 | 4,19 | 5,45 | 6,71 | 8,62 |
| 1.5 | Моноксид углерода (CO), об. % | 0,04 | 2,41 | 3,74 | 5,53 | 7,17 | 8,86 | 11,4 |
| 1.6 | Водород (H ₂), об. % | 0,00 | 1,32 | 1,94 | 2,85 | 3,74 | 4,58 | 5,86 |
| 2 | Мольная масса (M _{пс}), кг/моль | 27,39 | 26,79 | 26,43 | 25,96 | 25,53 | 25,09 | 24,45 |
| 3 | Объем кмоль (V _м), м ³ /кмоль | 24,13 | 24,11 | 24,10 | 24,09 | 24,08 | 24,07 | 24,06 |
| 4 | Плотность при 0 °С, 760 мм рт. ст. (ρ _{пс} ⁰), кг/м ³ | 1,135 | 1,111 | 1,097 | 1,078 | 1,060 | 1,042 | 1,016 |
| 5 | Динамическая вязкость (μ), Нс/м ² 10 ⁵ | 1,549 | 1,485 | 1,457 | 1,435 | 1,417 | 1,400 | 1,381 |
| 6 | Кинематическая вязкость (ν), м ² /с 10 ⁵ | 1,364 | 1,336 | 1,329 | 1,332 | 1,336 | 1,344 | 1,359 |

В таблице 3.12 представлены теплофизические характеристики продуктов сгорания природного газа с КВС.

По данным [75] в программе Microsoft Excel 2016 были выведены зависимости теплофизических свойств компонентов продуктов сгорания от температуры после чего по уравнениям, представленным на рисунках 3.41-3.44, вычислены теплофизические свойства продуктов сгорания метана с КВС.

Коэффициент теплопроводности продуктов сгорания

$$\lambda_{nc}^{t_d} = 0,01 \sum C_i \lambda_i^{t_d} = 0,01 \cdot (18,15 \cdot 0,1839 + 52,87 \cdot 0,3698 + 3,1 \cdot 0,1204 + 8,62 \cdot 0,1397 + 11,4 \cdot 0,1698) = 0,2641 \text{ Вт/м К}, \quad (3.17)$$

где, $\lambda_i^{t_d}$ - теплопроводность i-го компонента при действительной температуре продуктов сгорания, Вт/м К.

Теплоемкость продуктов сгорания

$$C_{\rho_{nc}}^{t_d} = 0,01 \sum C_i C_{\rho_i}^{t_d} = 0,01 \cdot (18,15 \cdot 1,6584 + 52,87 \cdot 2,6559 + 3,1 \cdot 1,2858 + 8,62 \cdot 1,2466 + 11,4 \cdot 1,3396) = 2,005 \text{ Дж/(кг·К)}, \quad (3.18)$$

где, $C_{\rho_i}^{t_d}$ – удельная теплоемкость i-го компонента при действительной температуре продуктов сгорания, Дж/(кг·К)

Таблица 3.12 - Теплофизические характеристики продуктов сгорания природного газа с КВС на входе в объем шихты

| № п.п. | Параметр | Концентрация кислорода в КВС, масс. % | | | | | | |
|--------|---|---------------------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | | 20 | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 95 |
| 1 | Действительная температура (T_d), К | 1807 | 2287 | 2427 | 2518 | 2591 | 2647 | 2706 |
| 2 | Коэффициент теплопроводности, ($\lambda_{nc}^{t_d}$), Вт/м К | 0,1207 | 0,1772 | 0,2018 | 0,2209 | 0,2382 | 0,2533 | 0,2641 |
| 3 | Теплоемкость ($C_p^{t_d}$), кДж/кг К | 1,517 | 1,714 | 1,798 | 1,858 | 1,911 | 1,955 | 2,005 |
| 4 | Плотность, ($\rho_{nc}^{t_d}$) кг/м ³ | 0,1715 | 0,1327 | 0,1234 | 0,1169 | 0,1117 | 0,1075 | 0,1025 |
| 5 | Температуропроводность, ($a_{nc}^{t_d}$) м ² /с | 0,0005 | 0,0008 | 0,0009 | 0,0010 | 0,0011 | 0,0012 | 0,0013 |
| 6 | Кинематическая вязкость ($\nu_{nc}^{t_d}$), м ² /с | 0,0004 | 0,0007 | 0,0009 | 0,001 | 0,0011 | 0,0011 | 0,0012 |
| 7 | $Pr = \nu/\alpha$ | 0,87 | 0,94 | 0,95 | 0,95 | 0,95 | 0,94 | 0,92 |

Кинематическая вязкость продуктов сгорания

$$\nu_{nc}^{t_d} = 0,01 \cdot \sum \nu_i^{t_d} C_i = 0,01 \cdot (18,15 \cdot 0,00179 + 52,87 \cdot 0,00143 + 3,1 \cdot 0,00057 + 8,62 \cdot 0,00061 + 11,4 \cdot 0,00056) = 0,0012 \text{ м}^2/\text{с}, \quad (3.19)$$

где, ν_i^t – кинематическая вязкость i-го компонента при действительной температуре продуктов сгорания, м²/с.

На рисунках 3.41- 3.45 представлены зависимости теплофизических и физических параметров продуктов сгорания в зависимости от концентрации кислорода в КВС.

С повышением концентрации кислорода в КВС происходит повышение температуры продуктов горения, увеличение коэффициента теплопроводности, кинематической вязкости, теплоемкости, температуропроводности и уменьшение числа Прандля.

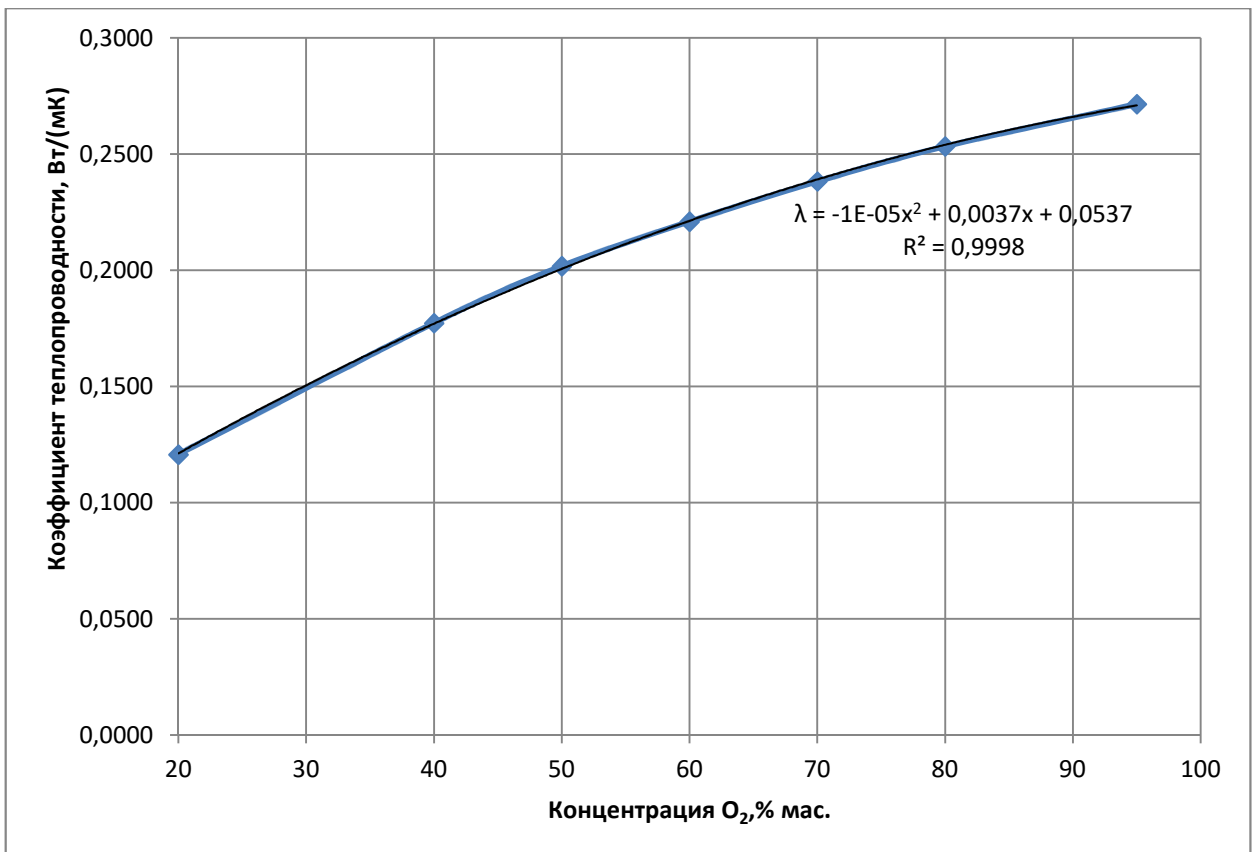


Рисунок 3.41 – Изменение коэффициента теплопроводности продуктов сгорания при увеличении содержания O_2 в КВС

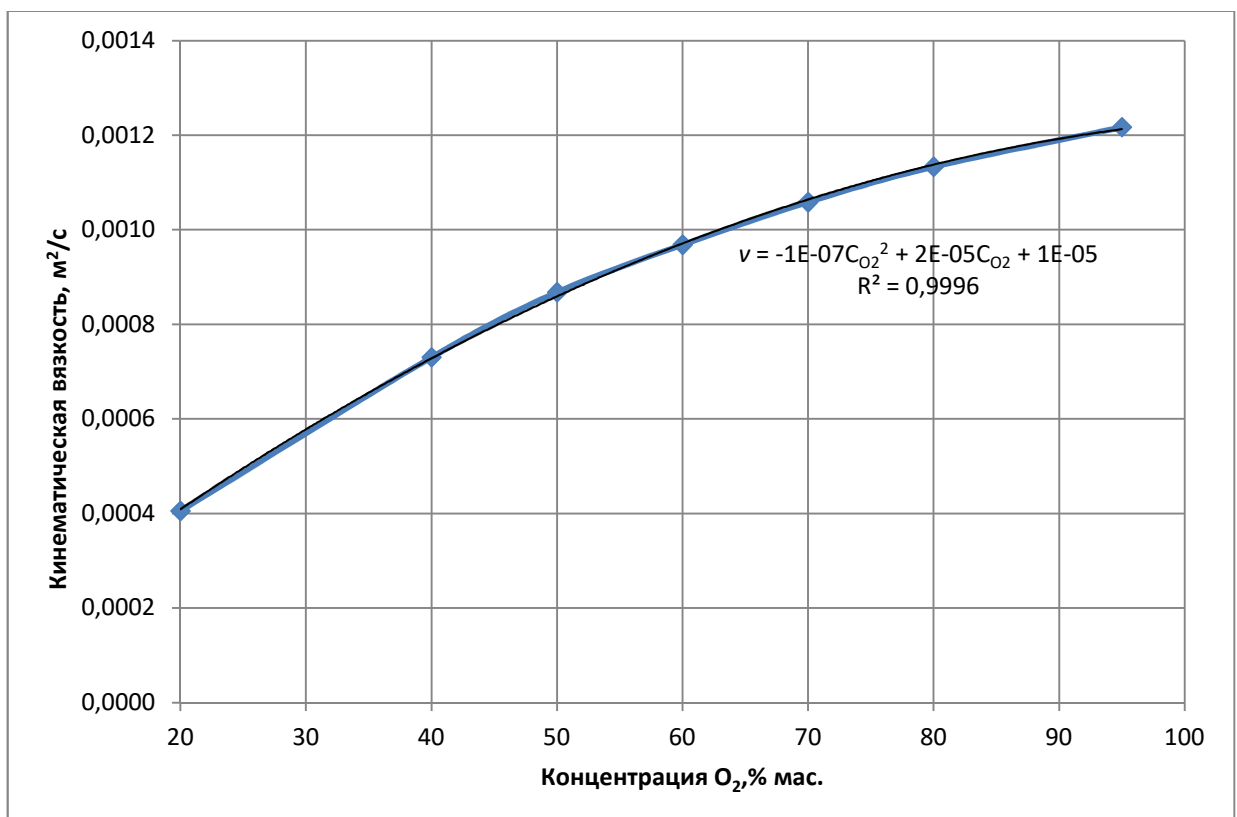


Рисунок 3.42 – Изменение кинематической вязкости продуктов сгорания при увеличении содержания O_2 в КВС

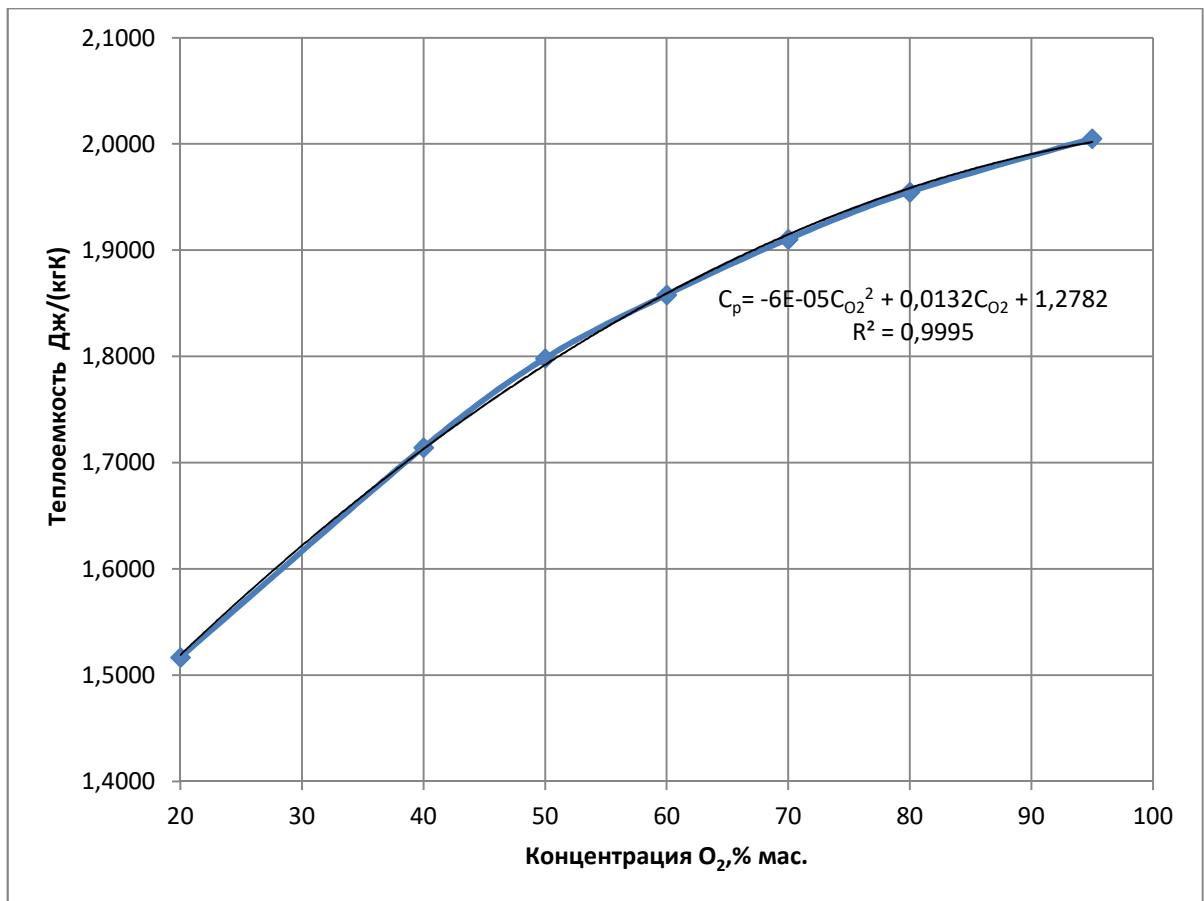


Рисунок 3.43 – Изменение теплоемкости продуктов сгорания при увеличении содержания O₂ в КВС

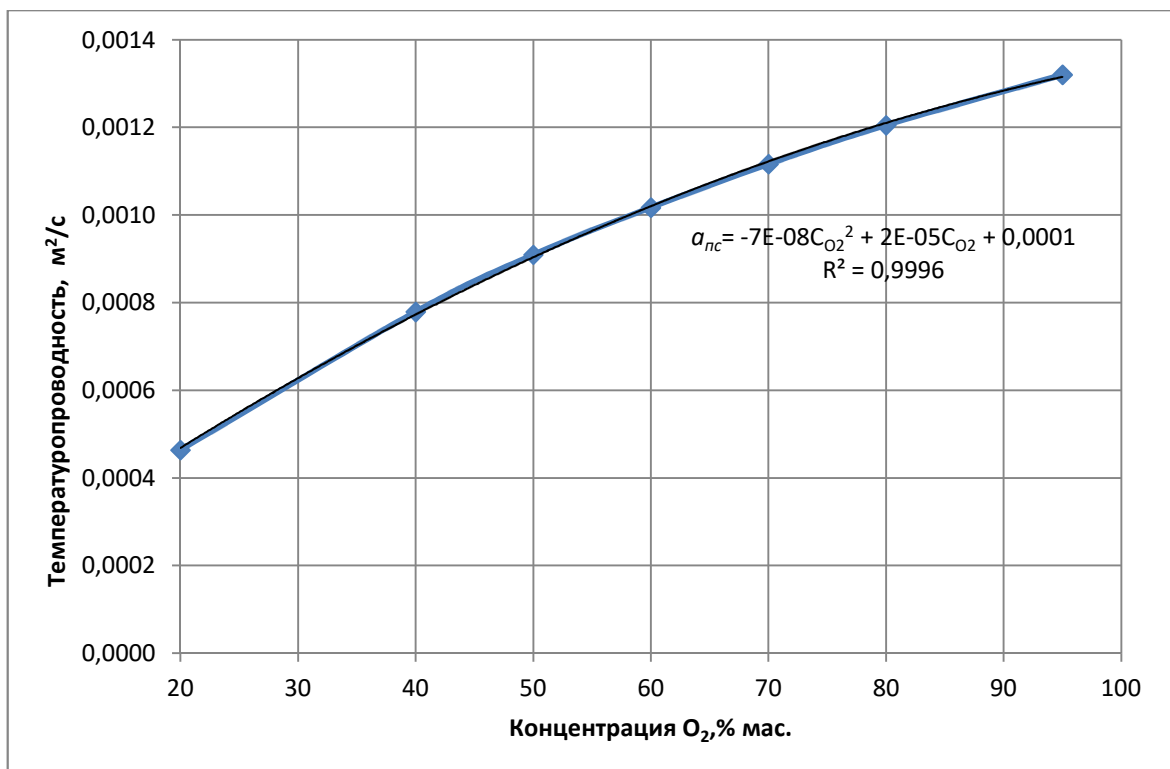


Рисунок 3.44 – Изменение температуропроводности продуктов сгорания при увеличении содержания O₂ в КВС

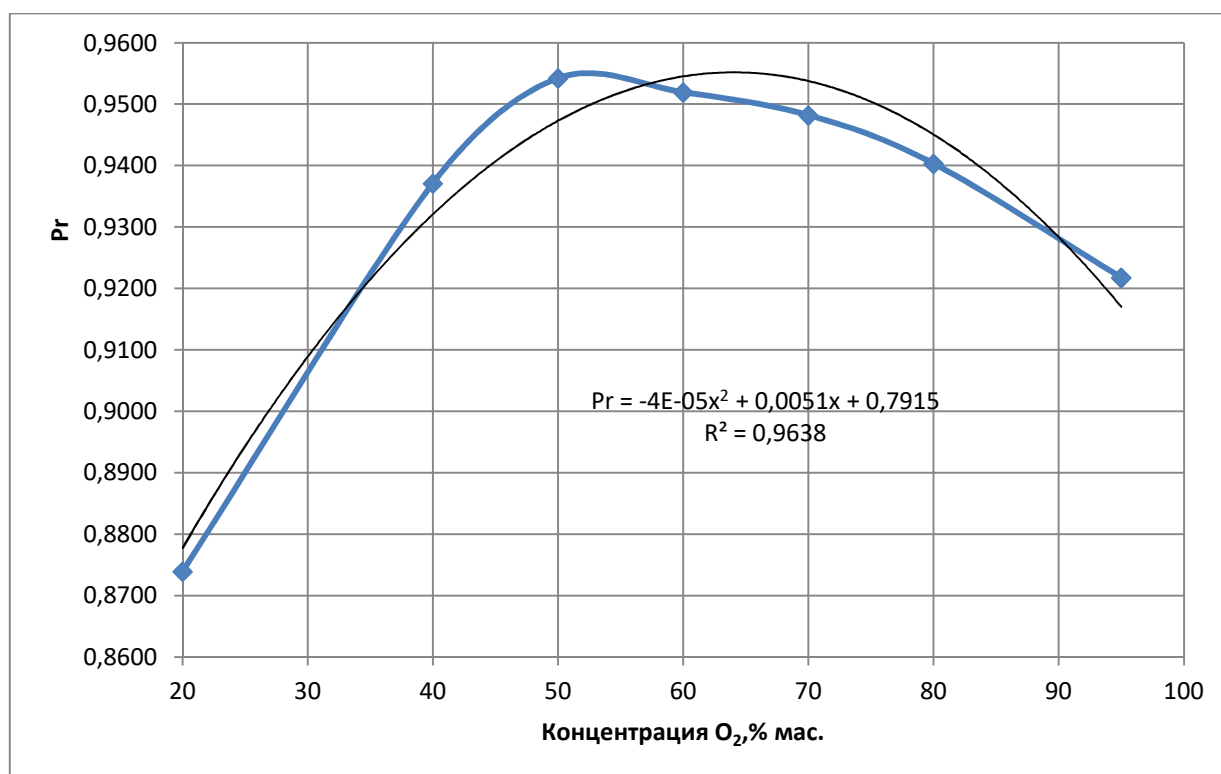


Рисунок 3.45 – Изменение числа подобия Прантля продуктов сгорания при увеличении содержания O₂ в КВС

Результаты исследования существующих ГКГ, создающих диффузионный или кинетический режим горения ПГ с кислородом, при изменении концентрации кислорода в КВС, позволяют разработать рациональной тепловой режим работы ДСП в период нагрева и плавления холодной шихты [77-81].

3.4 Выводы к главе 3

1. Рассмотрены современные конструкции газокислородных горелок, обеспечивающие перемешивание газа с окислителем в объеме шихтовых материалов, создавая при этом диффузионный режим горения. Диффузионный режим горения газа с кислородом зависит, во-первых, от свойств объема шихтовых материалов: плотности, порозности, геометрических размеров, формы и состава компонентов шихты, взаимного их расположения, которые изменяются для каждой плавки; во-вторых, концентрационные изменения в смеси газа с кислородом оказывают влияние на температуру и химический состав продуктов сгорания, что в существенной мере влияет на образование различных по теплофизическим характеристикам локальных зон в объеме шихты. Предварительно подготовленная смесь газа с кислородом в объеме горелки с началом их перемешивания перед конфузуром или цилиндрическим смесителем создает факел с кинетическим режимом горения. При этом установлено, что сжигание качественно подготовленной исходной смеси сопровождается распространением пламени в объем самой горелки. Про-

скок пламени в горелку не устраняется за счет изменения концентрации кислорода в КВС в пределах от 20 до 95 масс. %.

2. Предложена конструкция газокислородной горелки, включающая сопло Лавалья с криволинейным профилем поверхности конфузора и диффузора и с рассредоточенной периферийной подачей газа в диффузор, позволяющая устранить режим проскока факела. Получен патент РФ № 213773.

3. Произведено сравнение максимальных значений температуры, скорости, массовой концентрации метана, оксида углерода, водорода по длине факела для горелок, фирмы НТП «Эталон», фирмы VAI FUCHS, фирмы SMS DEMAG с внешним перемешиванием природного газа с кислородом и горелки версии VG с предварительным перемешиванием. Изменение температуры по длине факела для горелки VG свидетельствует о более интенсивном перемешивании при относительно высокой скорости.

4. Динамика изменения максимальной концентрации горючих компонентов $\{CH_4\}$, $\{CO\}$, $\{H_2\}$ показывает, что длина интенсивного горения в факеле горелки VG не превышает 200 мм ($\frac{l}{d_{кр}} = 10$), что в 1,5 – 5 раза короче факела горелок, создающих диффузионный режим горения.

5. Установлено, что изменение концентрации кислорода в КВС от 20 (воздух) до 95 масс. % (технологический кислород) при сжигании природного газа в кинетическом режиме горелка версии VG создает газодинамические, температурные и концентрационные поля продуктов сгорания, обеспечивающих нагрев холодной шихты только продуктами сгорания.

4 ФИЗИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ИСХОДНЫХ КОМПОНЕНТОВ И ОБЪЕМА ШИХТЫ

Производство стали в ДСП связано с использованием практически всех железосодержащих материалов, к основным характеристикам которых следует отнести их низкую насыпную плотность, повышенное содержание цветных металлов (медь, олово, свинец, сурьма, цинк и др.), непредсказуемая форма и габариты, сыпучие добавки: окатыши, агломерат; флюсующие (известняк, известь); углеродсодержащие (кокс, электродный бой) [14, 17, 18, 28, 82, 83]. Исходную насыпную плотность шихты повышают, используя шредерные компоненты, брикеты, пакеты или за счет добавки тяжеловесного лома.

Выбор соотношения различных видов шихтовых материалов определяют, исходя из поставленной технологической задачи (марки стали), требованиями к качеству стали и ценой исходных материалов.

Теплоотдача от продуктов сгорания газа к комбинированной шихте происходит за счет конвекции и излучения на активную поверхность твердых компонентов через пустоты в слое и кондуктивной теплопроводности в точках соприкосновения составляющих шихты, способствуя выравниванию температуры в объеме садки.

Нагрев составляющих шихты связан с геометрическими параметрами, формой, физическими и теплофизическими свойствами твердых материалов и газовой среды. Теплообмен между рассматриваемыми средами в существенной мере зависит от геометрических параметров, таких как активная поверхность, участвующая в теплообмене, объем, форма и размер тел, взаимное расположение их относительно друг друга. Активная поверхность и объем компонентов шихты не бесконечны, а действительный размер тел играет значимую роль в теплопередаче в объеме шихты. Действительная форма тела и условия теплообмена на его поверхности весьма разнообразны. При этом следует учитывать определяющий размер тела и приведенную длину пути теплового потока в объеме шихты.

4.1. Загрузка шихтовых материалов в рабочий объем ДСП-120

Проблемой в подготовке шихты является повышение насыпной плотности материалов в слое более 500 кг/м^3 . Такую шихту необходимо готовить к завалке, используя различные способы, например, шредерная переработка легковесного лома, пакетирование, брикетирование и др.

Для решения возникающих трудностей, связанных с подготовкой шихты состоящей из различных компонентов, отличающихся по размерам, форме, плотности и химическому составу необходима оценка их физических параметров и теплофизических свойств.

Порозность комбинированного объема, состоящего из нескольких разнородных компонентов, оценивают статистическими методами с использованием эмпирических уравнений. Следует обратить внимание на то, что порозность шихты в корзине отличается от порозности шихтовых материалов в печи после загрузки.

Для оценки заполнения шихтой рабочего пространства печи введем показатель коэффициента заполнения объема рабочего пространства печи

$$K_3 = \frac{V_{ш}}{V_{рп}} = \frac{m_{ш}}{V_{рп} \cdot \bar{\rho}_{ш}^H}, \quad (4.1)$$

где, $V_{ш}$ - объем шихтовых материалов, $м^3$;

$V_{рп}$ - объем рабочего пространства, $м^3$;

$m_{ш}$ - масса шихтовых материалов, кг;

$\bar{\rho}_{ш}^H$ - средняя насыпная плотность шихты, $кг/м^3$.

Средняя насыпная плотность шихты

$$\sum \bar{\rho}_{ш}^H = 0,01(k_{лл} \cdot \bar{\rho}_{лл}^H + k_{тл} \cdot \bar{\rho}_{тл}^H + k_{и} \cdot \bar{\rho}_{и}^H + k_{к} \cdot \bar{\rho}_{к}^H + k_{ок} \cdot \bar{\rho}_{ок}^H + k_{ч} \cdot \bar{\rho}_{ч}^H) \frac{кг}{м^3}, \quad (4.2)$$

где, $k_{лл}$ и $\bar{\rho}_{лл}^H$, $k_{тл}$ и $\bar{\rho}_{тл}^H$, $k_{и}$ и $\bar{\rho}_{и}^H$, $k_{к}$ и $\bar{\rho}_{к}^H$, $k_{ок}$ и $\bar{\rho}_{ок}^H$, $k_{ч}$ и $\bar{\rho}_{ч}^H$ - соответственно k_i содержание компонента в твердой части шихты (масс. %);

$\bar{\rho}_i^H$ - средняя насыпная плотность легковесного лома (лл), тяжеловесного лома (тл), извести (и), кускового кокса (к), железорудных окатышей (ок), передельного чугуна [84-87].

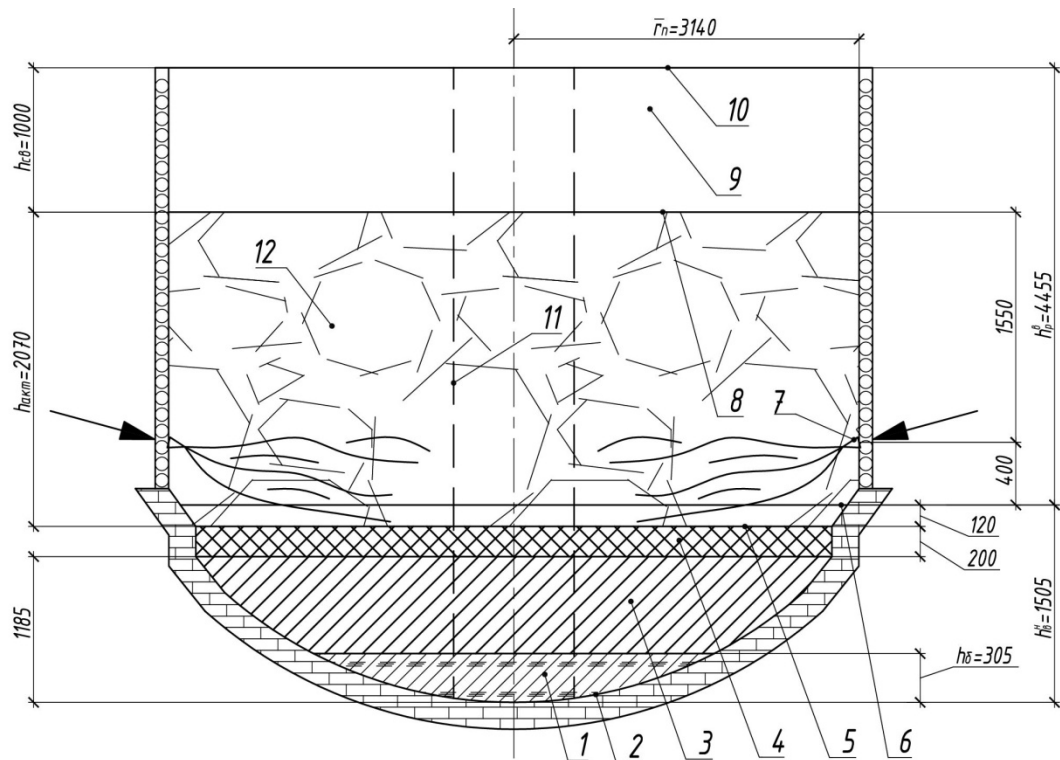
В качестве примера рассмотрим плавку полупродукта стали марки 35ГС на ДСП-120, работающей без «болота», с закрытой дугой, с нагревом и плавлением шихты при сжигании природного газа с кислородо-воздушной смесью при угаре железосодержащих компонентов, равном 8,3 % [28, 88, 89], используя рисунок 4.1.

Коэффициент заполнения шихтой рабочего пространства рассчитан для четырех возможных вариантов.

Первый вариант связан с загрузкой рабочего пространства шихтой массой $m_{ш} = 130$ т одной корзиной ($V_{рп} = 138$ $м^3$) от пода до верхней кромки печи. При этом коэффициент заполнения рабочего пространства составил

$$K_3^n = \frac{m_{ш}}{V_{рп} \cdot \bar{\rho}_{ш}^H} = \frac{0,942}{\bar{\rho}_{ш}^H} \quad (4.3)$$

Второй вариант - предполагает заполнение рабочего пространства ($V_{рп}$) шихтой при сохранении незаполненной его части ($V_{св}$) от уровня засыпи шихты до верхней кромки печи (рис. 4.1). Такой вариант загрузки шихты следует считать рациональным, так как свободный объем над шихтой позволяет реализовать дожигание оксида углерода и водорода в процессе нагрева и плавления шихты.



1 - «болото»; 2 - контур продольного сечения рабочего пространства ДСП-120; 3 - слой жидкого металла (стали); 4 - слой шлака; 5 - зеркало ванны; 6 - уровень порога технологического окна, 7 - уровень установки ГГГ и КГ; 8 - уровень засыпи шихты; 9 - свободный объем над уровнем засыпи шихты; 10 - верхняя кромка рабочего пространства печи; 11 - условная поверхность, ограничивающая объем прямого теплового воздействия электрических дуг на шихту и расплав; 12 - активный объем рабочего пространства от уровня засыпи до дна пода

Рисунок 4.1 – Схема рабочего пространства ДСП-120

Коэффициент заполнения рационального объема K_3^p составляет

$$K_3^p = \frac{m_{ш}}{(V_{рп} - V_{св}) \cdot \rho_{ш}^H} = \frac{m_{ш}}{V_{рп} \cdot \rho_{ш}^H} = \frac{1,29}{\rho_{ш}^H}, \quad (4.4)$$

где, $V_{рп}^p$ - рациональный объем рабочего пространства, m^3 .

В третьем варианте заполняется объем шихты равный объему ванны печи, включающий объем стали ($V_{ст} = 19,5 m^3$), шлака ($V_{ш} = 5,19 m^3$) и свободный объем над зеркалом ванны ($V_{св} = 3,1 m^3$) до уровня порога технологического окна.

Коэффициент заполнения ванны

$$K_3^в = \frac{m_{ш}}{V_v \cdot \rho_{ш}^H} = \frac{4,68}{\rho_{ш}^H}. \quad (4.5)$$

Четвертый вариант предполагает загрузку первой корзины, объем шихтовых материалов в которой равен рациональному объему печи. Коэффициент заполнения рационального объема шихтовыми материалами первой корзины

$$K_3^{1к} = \frac{m_{1к}}{V_{рп} \cdot \rho_{ш}^H} = \frac{0,74}{\rho_{ш}^H}. \quad (4.6)$$

Результаты расчета коэффициента заполнения шихтой объема рабочего пространства ДСП-120 при загрузке в печь 130 т и изменении средней насыпной плотности шихты от 0,5 до 4,68 т/м³ приведены в таблице 4.1 и на рисунке 4.2.

Таблица 4.1 - Изменение коэффициента заполнения шихтой рабочего пространства ДСП-120 в зависимости от средней насыпной плотности шихтовых материалов

| Насыпная плотность шихты, [т/м ³] | Коэффициент заполнения шихтой рабочего пространства печи, доли ед. | | | |
|---|--|---|---|--|
| | Полного объема | Рационального объема | Объема ванны | Рационального объема массой первой корзины |
| $\bar{\rho}_{ш}^H$ | $K_3^П = \frac{0,942}{\bar{\rho}_{ш}^H}$ | $K_3^Р = \frac{1,29}{\bar{\rho}_{ш}^H}$ | $K_3^В = \frac{4,68}{\bar{\rho}_{ш}^H}$ | $K_3^{1К} = \frac{0,74}{\bar{\rho}_{ш}^H}$ |
| 0,50 | - | - | - | - |
| 0,74 | - | - | - | 1,00 |
| 0,94 | 1,00 | - | - | 0,79 |
| 1,00 | 0,942 | - | - | 0,74 |
| 1,25 | 0,75 | - | - | 0,59 |
| 1,29 | 0,73 | 1,00 | - | 0,57 |
| 1,50 | 0,63 | 0,86 | - | 0,49 |
| 1,75 | 0,54 | 0,74 | - | 0,42 |
| 2,00 | 0,47 | 0,65 | - | 0,37 |
| 2,20 | 0,43 | 0,58 | - | 0,34 |
| 3,00 | 0,31 | 0,43 | - | 0,25 |
| 4,68 | 0,20 | 0,27 | 1,00 | 0,16 |

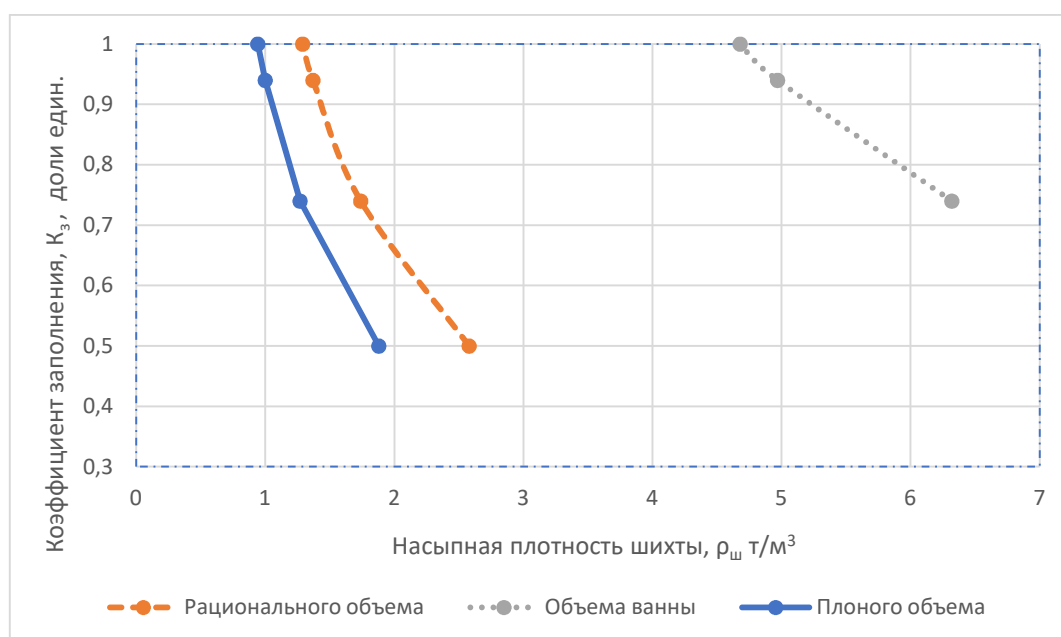


Рисунок 4.2 – Зависимость коэффициента заполнения шихтой объема рабочего пространства от средней насыпной плотности шихтовых материалов

Результат расчета коэффициента заполнения по разным вариантам помогает спрогнозировать одноразовую подачу всех материалов, равных по массе емкости печи ($K_3 = 1,0$) с учетом угара. При средней насыпной плотности шихты $1,29 \text{ т/м}^3$ и более завалку можно производить одной корзиной, создавая свободное пространство над уровнем шихты высотой не менее одного метра.

Загрузка материалов в печь с подвалкой – вынужденная технологическая операция, связанная с низкой насыпной плотностью шихты. Массу материалов первой корзины нагревают до температур $1150-1350 \text{ }^\circ\text{C}$ в основном за счет сжигания природного газа с кислородом. Шихта при такой температуре становится пластичной и дает усадку. Уплотнение слоя шихты позволяет произвести подвалку. Время нагрева садки зависит от многих факторов, в том числе от массы и состава шихты, формы и размера кусков, распределения компонентов шихты по слоям в корзине и в печи, тепловой мощности в рассматриваемой зоне [3, 28]. Рациональная завалка при насыпной плотности шихты $0,74 \text{ т/м}^3$ и ниже возможна только двумя и более корзинами [66]. Плавка с завалкой одной корзиной при размещении всей массы шихты только в ванне при насыпной плотности шихты $4,68 \text{ т/м}^3$ и более вряд ли целесообразна.

Содержание твердых составляющих шихты представим как отношение насыпной плотности компонента (ρ_i^H) к его истинной плотности (ρ_i^0) и обозначим как относительная насыпная плотность i -го компонента.

$$\rho_{отi} = \frac{\rho_i^H}{\rho_i^0}. \quad (4.7)$$

Средняя относительная плотность объема шихты

$$\bar{\rho}_{om} = 0,01 \sum \rho_{отi}^H \cdot \kappa_i, \quad (4.8)$$

где, κ_i - доля i -го компонента в шихте, доли ед.

Средняя истинная плотность объема шихты

$$\bar{\rho}_{ш}^0 = 0,01 \sum \rho_i^0 \cdot m_i \frac{\kappa_i}{\text{м}^3}, \quad (4.9)$$

Среднюю порозность многокомпонентного объема шихты определим, используя зависимость

$$\bar{\Pi}_{ш} = 1 - \frac{\bar{\rho}_{ш}^H}{\bar{\rho}_{ш}^0} = 1 - \bar{\rho}_{om} \text{ доли ед.} \quad (4.10)$$

Средняя относительная плотность объема шихты первой корзины по уравнению (4.8) и по данным, представленным в таблице 4.2 составит:

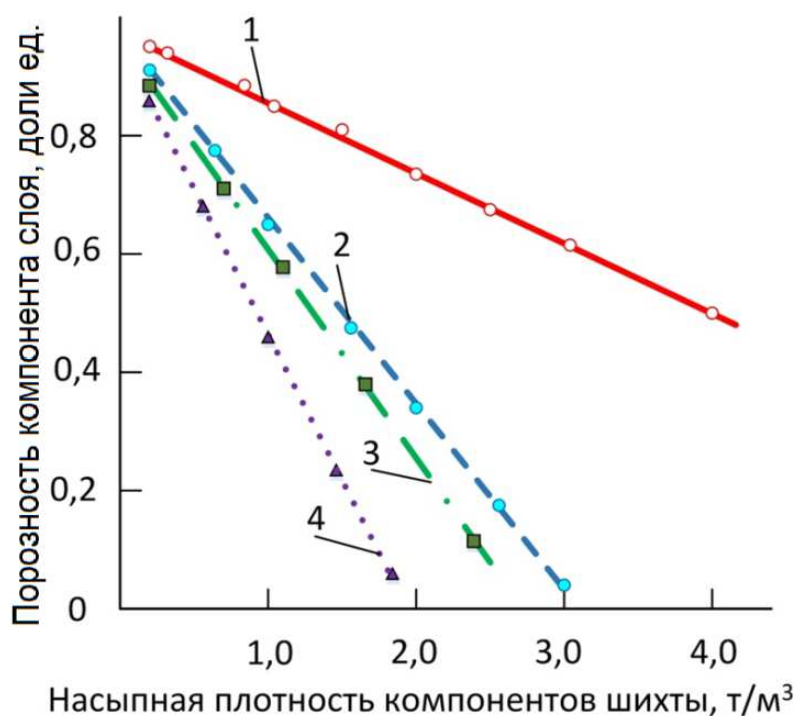
$$\begin{aligned} \bar{\rho}_{om} &= 0,01 \sum \rho_{отi}^H \cdot m_i = 0,01 (\rho_{от.лл}^H \cdot \kappa_{лл} + \rho_{от.тл}^H \cdot \kappa_{тл} + \rho_{от.и}^H \cdot \kappa_{и} + \rho_{от.к}^H \cdot \kappa_{к}) = \\ &= 0,01 (0,064 \cdot 77,1 + 0,254 \cdot 15 + 0,165 \cdot 5,9 + 0,265 \cdot 2) = 0,1 \end{aligned}$$

Среднюю порозность многокомпонентного объема шихты первой корзины определим, используя зависимость (4.10)

$$\bar{P}_{ш} = 1 - \bar{\rho}_{от} = 1 - 0,1 = 0,9 \text{ доли ед.}$$

Среднюю насыпную плотность твердых компонентов в объеме шихты при коэффициенте заполнения различных объемов рабочего пространства печи (табл. 4.1) используем для расчета порозности, представленной в таблице 4.2.

Изменение порозности объема шихты от насыпной и истинной плотности компонентов и их доли показано на рисунке 4.3.



- 1 – для легковесного и тяжеловесного лома углеродистой стали Ст20 и Ст40 с истинной плотностью $7,863 \text{ т/м}^3$; 2 – для извести спеченной с истинной плотностью $3,03 \text{ т/м}^3$; 3 – для известняка с истинной плотностью $2,7 \text{ т/м}^3$; 4 – для кускового кокса с истинной плотностью $1,89 \text{ т/м}^3$

Рисунок 4.3 – Зависимость порозности компонентов шихты от насыпной плотности

Коэффициент заполнения шихтой объема рабочего пространства используют при проектировании и разработке технологического регламента плавки в печи.

Порозность компонента и среднюю порозность многокомпонентного объема шихты учитывают при расчете его теплофизических параметров и теплообменных процессов.

4.2. Теплофизические свойства исходных компонентов и объема шихты

После загрузки шихты в печь первой корзины основной задачей становится нагрев железосодержащих компонентов до температуры, при которой происходит их усадка, позволяющая произвести завалку второй корзины. Загруженная в рабочее пространство печи масса шихты состоит из материалов с различными теплофизическими свойствами [29]. В расчетах использованы свойства компонента с учетом его массовой доли и температурного состояния [50, 90-96].

Таблица 4.2 – Зависимость порозности объема компонента шихты от относительной его плотности

| Насыпная плотность компонента, ρ_i^H кг/м ³ | Легковесный железосодержащий компонент (Ст20, Ст40) $\rho_{лл}^0 = 7863$ кг/м ³ | | Известь (спеченная) $\rho_{из}^0 = 3030$ кг/м ³ | | Известняк $\rho_{ик}^0 = 2700$ кг/м ³ | | Кокс $\rho_k^0 = 1890$ кг/м ³ | |
|--|---|-----------------------------------|---|-----------------------------------|---|-----------------------------------|--|--------------------------------|
| | Относительная плотность $\rho_{от}^{лл}$, доли ед. | Порозность $P_{лл}$, доли ед. | Относительная плотность $\rho_{от}^{из}$, доли ед. | Порозность $P_{из}$, доли ед. | Относительная плотность $\rho_{от}^{ик}$, доли ед. | Порозность $P_{ик}$, доли ед. | Относительная плотность $\rho_{от}^k$, доли ед. | Порозность P_k , доли ед. |
| 500 | 0,064 | 0,936 | 0,165 | 0,835 | 0,185 | 0,815 | 0,265 | 0,735 |
| 600 | 0,076 | 0,924 | 0,198 | 0,802 | 0,222 | 0,778 | 0,317 | 0,683 |
| 800 | 0,102 | 0,898 | 0,264 | 0,736 | 0,296 | 0,704 | 0,423 | 0,577 |
| 1000 | 0,127 | 0,873 | 0,330 | 0,670 | 0,370 | 0,630 | 0,529 | 0,471 |
| 1200 | 0,153 | 0,847 | 0,396 | 0,604 | 0,444 | 0,556 | 0,635 | 0,365 |
| 1500 | 0,191 | 0,809 | 0,495 | 0,505 | 0,556 | 0,444 | 0,794 | 0,206 |
| 1600 | 0,203 | 0,797 | 0,528 | 0,472 | 0,593 | 0,407 | 0,847 | 0,153 |
| 1800 | 0,229 | 0,771 | 0,594 | 0,406 | 0,667 | 0,333 | 0,952 | 0,048 |
| 2000 | 0,254 | 0,746 | 0,660 | 0,340 | 0,741 | 0,259 | - | - |
| 2500 | 0,318 | 0,682 | 0,825 | 0,175 | - | - | - | - |
| 3000 | 0,382 | 0,618 | 0,990 | 0,010 | - | - | - | - |
| 3500 | 0,445 | 0,555 | - | - | - | - | - | - |
| 4000 | 0,509 | 0,491 | - | - | - | - | - | - |
| 4500 | 0,572 | 0,428 | - | - | - | - | - | - |
| 5000 | 0,636 | 0,364 | - | - | - | - | - | - |
| 6000 | 0,763 | 0,237 | - | - | - | - | - | - |

Коэффициент теплопроводности исходных материалов, соответствующих первой корзине с учетом газовой среды

$$\lambda_{\text{ш}}^{\text{н}} = m_{\text{лл}}\lambda_{\text{лл}}^{\text{т}} + m_{\text{тл}}\lambda_{\text{тл}}^{\text{т}} + m_{\text{и}}\lambda_{\text{и}}^{\text{т}} + m_{\text{к}}\lambda_{\text{к}}^{\text{т}} + m_{\text{пг}}\lambda_{\text{пг}}^{\text{т}} + m_{\text{кт}}\lambda_{\text{кт}}^{\text{т}} \text{ Вт/мК}, \quad (4.11)$$

где, $\lambda_{\text{лл}}^{\text{т}}, \lambda_{\text{тл}}^{\text{т}}, \lambda_{\text{и}}^{\text{т}}, \lambda_{\text{к}}^{\text{т}}, \lambda_{\text{пг}}^{\text{т}}, \lambda_{\text{кт}}^{\text{т}}$ - истинный коэффициент теплопроводности легкового и тяжеловесного лома, извести, кокса, природного газа (ПГ) и технологического кислорода (ТК) при действительной температуре, Вт/мК:

$m_{\text{лл}}, m_{\text{тл}}, m_{\text{и}}, m_{\text{к}}, m_{\text{пг}}, m_{\text{кт}}$ – массовая доля легкового и тяжеловесного лома, извести, кокса, природного газа и технологического кислорода, доли ед.

Учитывая высокие значения порозности шихтовых материалов в рабочем пространстве ДСП (0,7-0,9), а также условия свободного движения продуктов сгорания в объеме шихтовых материалов, коэффициент теплопроводности рассчитывается по массовым долям.

Начальная температура компонентов шихты изменяется в широких пределах. Легковесный и тяжеловесный лом в корзине подают в печь подогретым или при температуре окружающей среды, что вызывает некоторые сложности особенно в зимний период. Известь, кокс, природный газ и технологический кислород не подогревают, температуру которых принимают равной в цехе. Исключение составляет природный газ, температура которого зависит от времени года и способа подачи его к печи.

Средний коэффициент теплопроводности материалов, соответствующих первой корзине с учетом продуктов сгорания:

$$\bar{\lambda}_{\text{ш}}^1 = m_{\text{лл}}\bar{\lambda}_{\text{лл}} + m_{\text{тл}}\bar{\lambda}_{\text{тл}} + m_{\text{и}}\bar{\lambda}_{\text{и}} + m_{\text{к}}\bar{\lambda}_{\text{к}} + m_{\text{пс}}\bar{\lambda}_{\text{пс}} \quad (4.12)$$

в качестве примера:

$$\bar{\lambda}_{\text{ш}}^1 = 0,387 \cdot 31,8 + 0,534 \cdot 31,8 + 0,059 \cdot 0,82 + 0,02 \cdot 0,19 + 0,03588 \cdot 0,2665 = 29,35 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)},$$

где, $\bar{\lambda}_{\text{лл}} = \bar{\lambda}_{\text{тл}} = 31,8$, $\bar{\lambda}_{\text{и}} = 0,82$, $\bar{\lambda}_{\text{к}} = 0,19$, $\bar{\lambda}_{\text{пс}} = 0,2665$ - соответственно средний коэффициент теплопроводности компонента при температуре $\bar{t} = 575$ °С для легкового и тяжеловесного лома (принят равным), извести, кокса, продуктов сгорания по данным [50], Вт/(м·К);

$m_{\text{пс}}$ и $\bar{\lambda}_{\text{пс}}$ - масса продуктов сгорания (доли ед.) и средний коэффициент теплопроводности продуктов сгорания (Вт/мК).

Расчет среднего коэффициента теплопроводности шихты первой корзины показал, что на истинную теплопроводность присутствие газовой среды не оказывает существенного влияния (Δ %).

Эффективная теплопроводность объема шихты

$$\bar{\lambda}_{\text{ш}}^{\text{об}} = \lambda_{\text{ш}} \left(1 - \frac{\bar{\rho}_{\text{ш}}^{\text{н}}}{\rho_{\text{ш}}} \right) \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)}. \quad (4.13)$$

Истинная теплоемкость исходных материалов первой корзины

$$\bar{C}_{\text{ш}}^0 = m_{\text{лл}} C_{\text{лл}}^t + m_{\text{тл}} C_{\text{тл}}^t + m_{\text{и}} C_{\text{и}}^t + m_{\text{к}} C_{\text{к}}^t + m_{\text{пг}} C_{\text{пг}}^t + m_{\text{кт}} C_{\text{кт}}^t \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К}), \quad (4.14)$$

где, $C_{\text{лл}}^t, C_{\text{тл}}^t, C_{\text{и}}^t, C_{\text{к}}^t, C_{\text{пг}}^t, C_{\text{кт}}^t$ - соответственно истинная теплоемкость компонента шихты при действительной температуре, Дж/(кг·К).

Средняя теплоемкость объема шихты первой корзины в печи

$$\bar{C}_{\text{ш}}^1 = m_{\text{лл}} \bar{C}_{\text{лл}} + m_{\text{тл}} \bar{C}_{\text{тл}} + m_{\text{и}} \bar{C}_{\text{и}} + m_{\text{к}} \bar{C}_{\text{к}} + m_{\text{пс}} \bar{C}_{\text{пс}} \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К}), \quad (4.15)$$

где, $\bar{C}_{\text{лл}}, \bar{C}_{\text{тл}}, \bar{C}_{\text{и}}, \bar{C}_{\text{к}}$ - средняя теплоемкость компонента первой корзины в диапазоне действительной начальной и конечной температуры, соответствующей размягчению железосодержащих компонентов [50, 92];

$\bar{C}_{\text{пс}}$ - средняя теплоемкость продуктов сгорания природного газа с кислородом, Дж/(кг·К).

Коэффициент эффективной температуропроводности для загруженного объема шихтовых материалов

$$\bar{\alpha}_{\text{ш}}^{\text{об}} = \frac{\bar{\lambda}_{\text{ш}}^{\text{об}}}{\bar{C}_{\text{ш}}^{\text{об}} \cdot \bar{\rho}_{\text{ш}}^{\text{н}}}, \quad (4.16)$$

где, $\bar{C}_{\text{ш}}^{\text{об}}$ - средняя теплоемкость объема шихтовых материалов, Дж/(кг·К).

Расчет среднего коэффициента теплопроводности ($\bar{\lambda}_{\text{ш}}^1 = 29,35 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$) материалов первой корзины показал, что на истинную теплопроводность шихты присутствие газовой среды не оказывает существенного влияния (ошибка составляет не более 0,9 %). Теплоемкость слоя шихты с учетом насыпной плотности (образованием порозности) уменьшается на 47,67 Дж/(кг·К) (на 6,45 %) и составляет 786,49 Дж/(кг·К). Эффективный коэффициент температуропроводности слоя шихтовых материалов составил $37,11 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$.

4.3. Выводы к главе 4

1. Результат расчета заполнения рабочего объема печи помогает спрогнозировать однофазную подачу шихты, равной по массе емкости печи ($K_3=1,0$) с учетом угара. При средней плотности шихты $1,29 \text{ т}/\text{м}^3$ и более завалку можно производить на ДСП-120 одной корзиной, создавая свободное пространство над уровнем шихты высотой не менее одного метра. Средняя порозность многокомпонентного слоя шихты равна $(1-\rho_{\text{от}})$ в долях единицы, где относительная плотность ($\rho_{\text{от}}$) равна отношению средней насыпной плотности шихты ($\bar{\rho}_{\text{ш}}^{\text{н}}$) к истинной ($\bar{\rho}_{\text{ш}}^0$).

2. Теплофизические свойства многокомпонентной шихты: коэффициент теплопроводности $\bar{\lambda}_{\text{ш}}^1 = 29,35 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$, теплоемкость $\bar{C}_{\text{ш}}^1 = 786,49 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ и температуропроводность $\bar{\alpha}_{\text{ш}}^{\text{об}} = 37,11 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ рассчитаны с учетом относительного их содержания, температуры и порозности.

5 ТЕПЛООБМЕН ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ ПРИРОДНОГО ГАЗА С ШИХТОВЫМИ МАТЕРИАЛАМИ В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ДСП-120

5.1. Материальный, элементные по углероду, кислороду и тепловой балансы ДСП-120

Результаты расчета материального, элементных по углероду, кислороду и теплового балансов позволяют производить анализ влияния различных факторов на развитие процесса, исследовать тепловую работу [97], а так же рассмотреть особенности теплообмена при нагреве шихтовых материалов в ДСП. Без расчета материального и теплового балансов невозможно исследование течения процесса [1].

Материальный, элементные по углероду, кислороду и тепловой балансы составлены для плавки при скрап-карбюраторном процессе производства полупродукта стали 35ГС с закрытой дугой, без «болота» и без передельного чугуна в шихте. Шихта подавалась двумя корзинами, а пылевидный кокс пневмотранспортом с использованием компрессорного воздуха. Расчет материального баланса по данным паспорта плавки (Приложение Ж) приведен в приложении И, результаты расчета материального баланса представлены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Материальный баланс ДСП-120

| Параметр | Размерность | Значение | % |
|-------------------------|-------------|-----------|-------|
| Приход материалов | | | |
| 1. Стальной лом | кг | 140000 | 87,13 |
| 2. Известь | кг | 4805 | 2,99 |
| 3. Кусковый кокс | кг | 1685 | 1,05 |
| 4. Коксовая пыль | кг | 127 | 0,08 |
| 5. Компрессорный воздух | кг | 10,58 | 0,01 |
| 6. Электроды | кг | 227 | 0,13 |
| 7. Природный газ | кг | 631,04 | 0,39 |
| 8. Кислород | кг | 7978,11 | 4,97 |
| 9. Подсос воздуха | кг | 5227,12 | 3,25 |
| Итого | кг | 160690,85 | 100 |
| Расход материалов | | | |
| 1. Полупродукт | кг | 129700 | 75,75 |
| 2. Шлак | кг | 9338,4 | 5,45 |
| 3. Дымовые газы | кг | 12315,16 | 7,19 |
| 4. Пыль | кг | 19880 | 11,61 |
| Итого | кг | 171233,56 | 100 |
| Невязка 6,16 % | | | |

На основе результатов материального баланса выполнены элементные балансы по углероду (см. Приложение К) и кислороду (см. Приложение Л). Баланс углерода в рабочем пространстве ДСП составлен для условий выплавки стали марки 35ГС при отсутствии чугуна в шихте. В таблице 5.2 представлены результаты расчета баланса углерода.

Таблица 5.2 – Баланс углерода при плавке полупродукта стали 35ГС в ДСП по скрап-карбюраторному процессу

| Приход углерода | | | Расход углерода | | |
|---------------------------|--------------------|--------------------------------------|---|--------------------|--------------------------------------|
| Источник углерода | Масса углерода, кг | Относительное содержание углерода, % | Источник углерода | Масса углерода, кг | Относительное содержание углерода, % |
| 1. Кокс в завалку | 1432,25 | 62,56 | 1. Полупродукт | 426,71 | 19,11 |
| 2. Коксовая пыль | 107,95 | 4,72 | 2. Дымовые газы с оксидом углерода (CO) | 1050,22 | 47,03 |
| 3. Железосодержащая шихта | 120,4 | 5,26 | 3. Дымовые газы с диоксидом углерода (CO ₂) | 756,06 | 33,86 |
| 4. Электроды | 162,12 | 7,08 | | | |
| 5. Природный газ | 466,64 | 20,38 | | | |
| Итого | 2289,36 | 100 | | 2232,99 | 100 |
| Невязка: 2,46 % | | | | | |

Основными поставщиками углерода в ванну служит кусковой кокс в завалку (62,56 %), природный газ (20,38 %) и коксовая пыль (4,72 %). Поступившего углерода в ванну вполне достаточно для того, чтобы содержание углерода в расплаве повысилось до уровня, соответствующего марке стали, при этом 21,4 % углерода кускового и пылевидного кокса перешло в расплав и 78,6 % окислилось до {CO} и {CO₂}. Пыль в дымовых газах не содержит углерода по причине ее образования за счет угара железосодержащих компонентов шихты.

Баланс кислорода за плавку стали 35ГС на ДСП-120 представлен в таблице 5.3.

Таблица 5.3 – Баланс массы кислорода при скрап-карбюраторном режиме в ДСП-120

| Приход кислорода | | | Расход кислорода | | |
|---------------------------------|----------|--------|---|----------|--------|
| Статья прихода кислорода | кг | масс.% | Статья расхода кислорода | кг | масс.% |
| 1. На газокислородные горелки | 7579,2 | 72,20 | 1. На горение ПГ при $\alpha = 1,0$ | 2762,31 | 27,41 |
| 2. С компрессорным воздухом | 352,95 | 3,36 | 2. На окисление углерода до {CO} | 1860,89 | 18,46 |
| | | | 2.1 Пылевидного кокса | 143,90 | 1,43 |
| | | | 2.2. Кускового кокса | 1501,0 | 14,89 |
| | | | 2.3 Электродов | 215,99 | 2,14 |
| 3. С флюсующими материалами | 1372,86 | 13,09 | 3. На окисление алюминия | 1043,36 | 10,35 |
| 4. Из окружающей среды (подсос) | 1192,36 | 11,35 | 4. На окисление железа до FeO | 2942,9 | 29,20 |
| | | | 5. На окисление {CO} до {CO ₂ } (79 % на 21 %) | 1468,65 | 14,57 |
| Итого | 10497,36 | 100 | Итого | 10078,11 | 100 |
| Невязка: 3,99 % (419,25 кг) | | | | | |

Сводный тепловой баланс печи представлен в таблице 5.4.

Таблица 5.4 – Сводные данные теплового баланса ДСП-120

| Приход теплоты | | | Расход теплоты | | |
|---|-------------|-------|--|-------------|-------|
| Статьи прихода теплоты | кДж | % | Статьи расхода теплоты | кДж | % |
| 1. Приход теплоты от электрической энергии дуги | 176220000 | 52,01 | 1. Теплота на нагрев, расплавление шихты и перегрев металла и шлака | 198908153,5 | 57,77 |
| 2. Теплота от сгорания природного газа | 30720256 | 9,07 | 2. Потери теплоты с дымовыми газами | 7646333 | 2,22 |
| 3. Физическая теплота материалов | 1965782,57 | 0,58 | 3. Потери теплоты с химическим недожогом | 24407980 | 7,09 |
| 4. Приход теплоты от экзотермических реакций: | 125562233 | 37,05 | 4. Теплота излучения от внутренней поверхности свода во время подвалки шихты | 6324938,6 | 1,84 |
| Окисления углерода | 21600000 | 6,37 | | | |
| Угара железа | 103962233 | 30,68 | 5. Потери теплоты через открытое технологическое окно | 159371,4 | 0,05 |
| | | | 6. Потери теплоты теплопроводностью через футеровку печи | 2068857,6 | 0,60 |
| | | | 7. Потери теплоты теплопроводностью через под печи | 806714,9 | 0,23 |
| | | | 8. Потери с охлаждающей водой | 59892000 | 17,40 |
| | | | 9. Потери излучением из рабочего пространства печи во время завалки шихты | 7620410,9 | 2,21 |
| | | | 10. Теплота на нагрев воздуха, поступающего из цеха в печь | 9834930 | 2,86 |
| | | | 11 Потери теплоты с пылью в дымовых газах | 26623296 | 7,73 |
| Суммарный приход теплоты | 334468271,6 | 100,0 | Суммарный расход теплоты | 344292985,9 | 100,0 |
| Невязка: 2,94 % | | | | | |

По результатам расчета элементного баланса по кислороду следует отметить, что неорганизованный подсос воздуха (кислорода) через технологическое окно при постоянно открытой заслонке на 15 % в период плавления в рабочее пространство печи составил 11,35 % от общего прихода кислорода. Сократить неорганизованное поступление воздуха возможно за счет уменьшения времени и степени открытия заслонки технологического окна печи и стабилизации разряжения в дымовом тракте.

Анализ расчета теплового баланса рабочего пространства (см. Приложение М), составленного за плавку от выпуска до выпуска, показал, что в приходной части основная доля тепловой энергии (52,01 %) приходится на электроэнергию и 9,07 % на теплоту горения природного газа. Приход теплоты от экзотермических реакций окисления углерода электродов, кускового и пылевидного кокса до {CO} и {CO₂} (6,63 %) и угара железа до FeO и Fe₂O₃ (30,68 %) настолько значителен, что тепловой режим и технологический процесс в целом приобретают признаки автогенного. Содержание теплоты в дымовых газах с пылью и химическим недожогом в сумме составляет 17,04 %, что практически соизмеримо с потерей теплоты с водой (17,4 %), подаваемой на охлаждение рабочего пространства. Высокие потери с химическим недожогом при наличии достаточного содержания кислорода в дымовых газах свидетельствуют о неудовлетворительной организации газодинамических потоков в рабочем объеме печи [4].

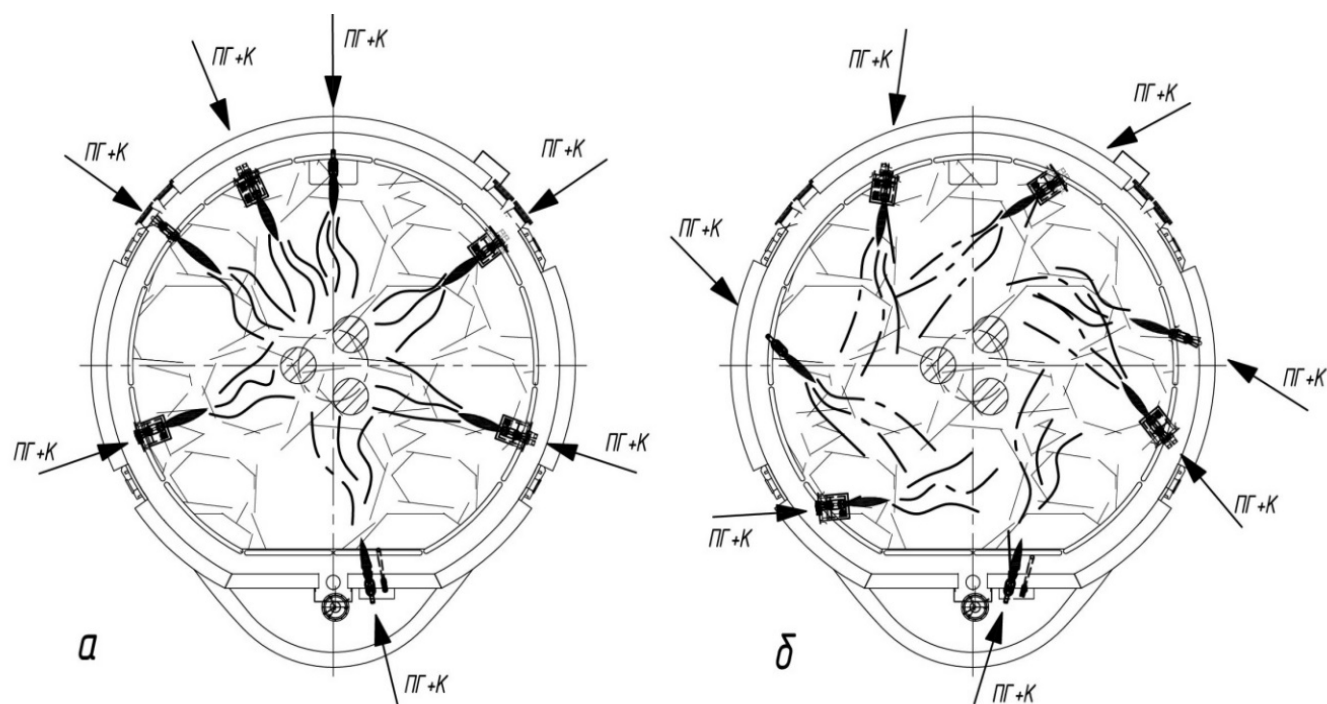
5.2. Газодинамические параметры и температурные поля продуктов сгорания в рабочем пространстве ДСП

Совершенствование газодинамики рабочего пространства современной ДСП, с целью обеспечения условий заданного теплообмена, быстрого и равномерного нагрева шихты в объеме рабочего пространства технически сложная задача. Эксплуатация печей свидетельствует, что поиск реализации поставленных задач идет эмпирическим путем по результатам натурных экспериментов и статистических исследований. Целесообразность предложенных рекомендаций оценивают по результатам технико-экономических показателей работы объекта.

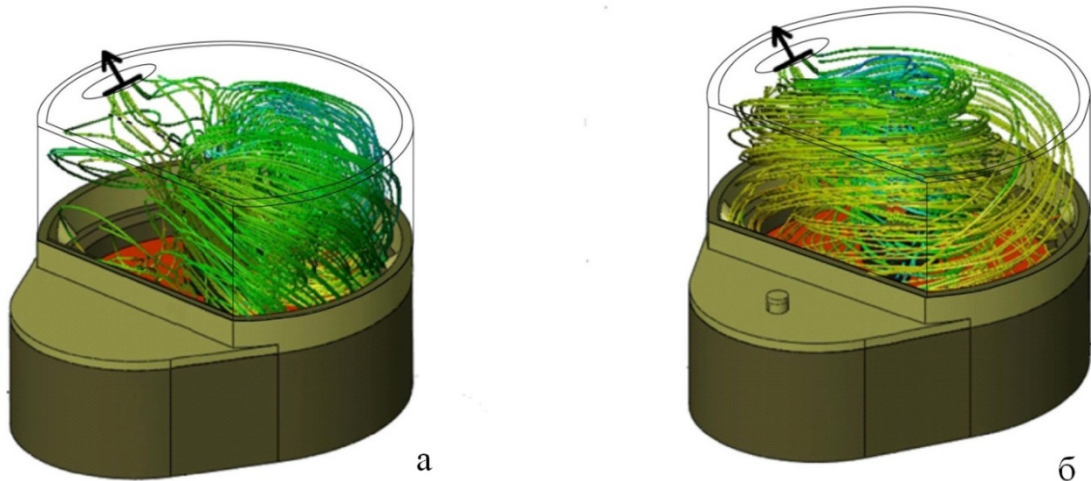
Существующие на ДСП технические решения, связанные с размещением топливосжигающих устройств на стенах и в эркере печи, предназначены исключительно для повышения производительности печи без должного обоснования рационального уровня использования энергоносителей. Радиальный способ подвода теплоты газокислородными горелками в современных ДСП для организации направленной теплопередачи на шихту не совсем рационален [83, 93]. Для подтверждения этого вывода проведено исследование с использованием средств компьютерного моделирования и инженерного анализа [17, 55]. Исследование проводилось на модели печи, полученной в программе КОМПАС-3D, а затем импортированной в приложение

SolidWorks Flow simulation для расчета газодинамики и температурного состояния в рабочем пространстве [98]. Рассмотрены модели, отличающиеся установкой ТСУ.

В первой модели горелки установлены радиально относительно оси рабочего пространства (вариант *а*), во второй – тангенциально в прежних местах при отсутствии контакта факела с футеровкой шлакового пояса и с гарнисажем водоохлаждаемых панелей (вариант *б*) (рис. 5.1). Входными параметрами модели выбраны: скорость исходной газокислородной смеси на срезе выходного отверстия горелки и расчетная действительная температура горения природного газа с кислородом [28]. Выходные параметры дымовых газов модели: разрежение на входе в дымоотводящий канал, согласно статистическим данным [99], принято 50 Па с температурой 1600 °С. Начальные параметры и граничные условия для расчета оставались неизменными. Тангенциально расположенные горелки над зеркалом расплава под углом 14-15 град. к ванне в вертикальной плоскости [100-106] и при возможном перемещении в горизонтальной плоскости на угол 45 град. позволяют изменить траекторию движения потоков продуктов сгорания (рис. 5.2) и распределение скоростей и температур в объеме рабочего пространства (рис. 5.3 и 5.4).



а – радиальное расположение горелок (на действующих печах); б – тангенциальное расположение горелок (предлагаемый вариант)
Рисунок 5.1 - Схема расположения комбинированных и газокислородных горелок в ДСП



а – радиальное расположение горелок; б – тангенциальное расположение горелок
 Рисунок 5.2 - Траектории газовых потоков в объеме рабочего пространства

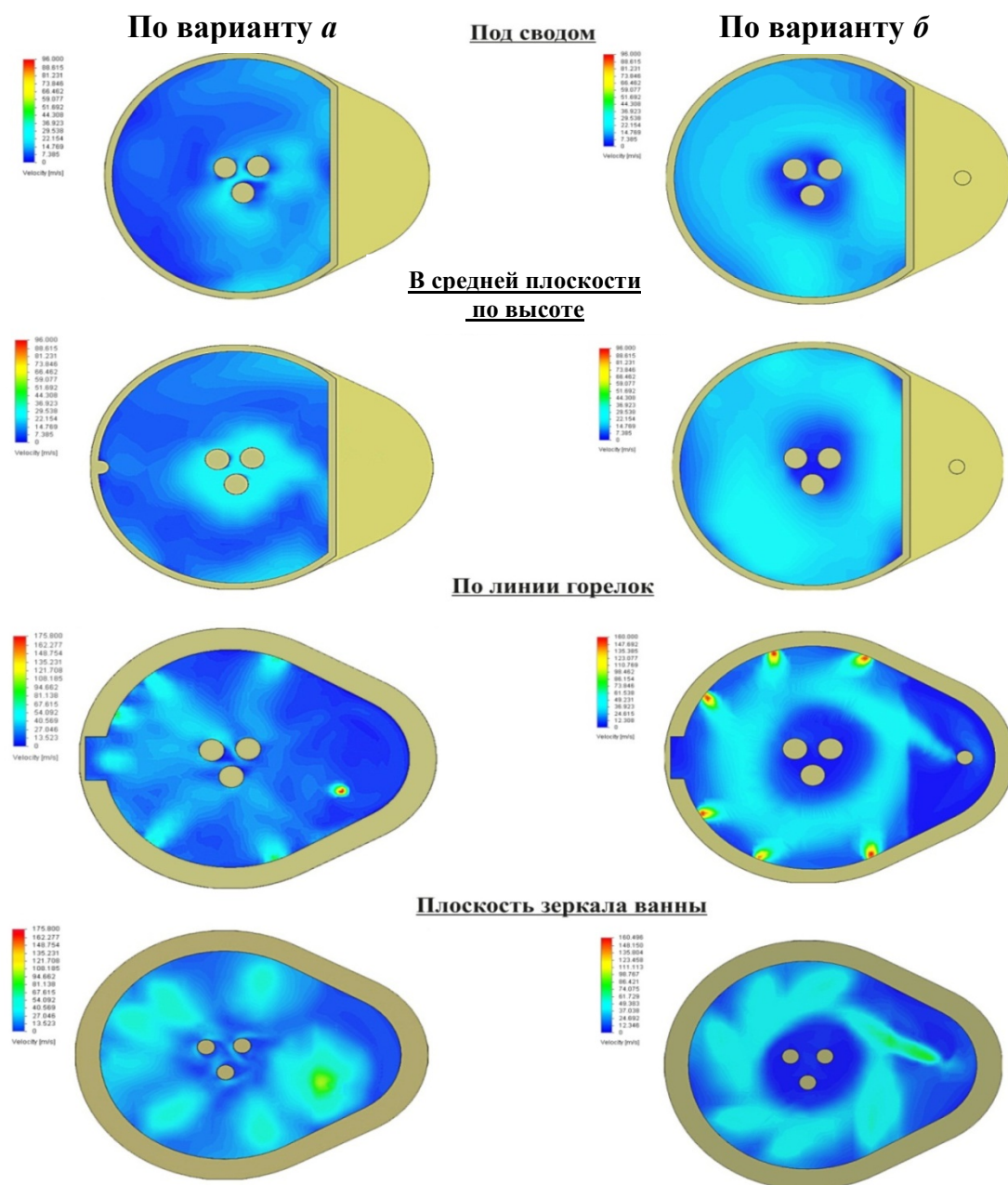


Рисунок 5.3 - Поле скоростей в горизонтальных сечениях рабочего пространства

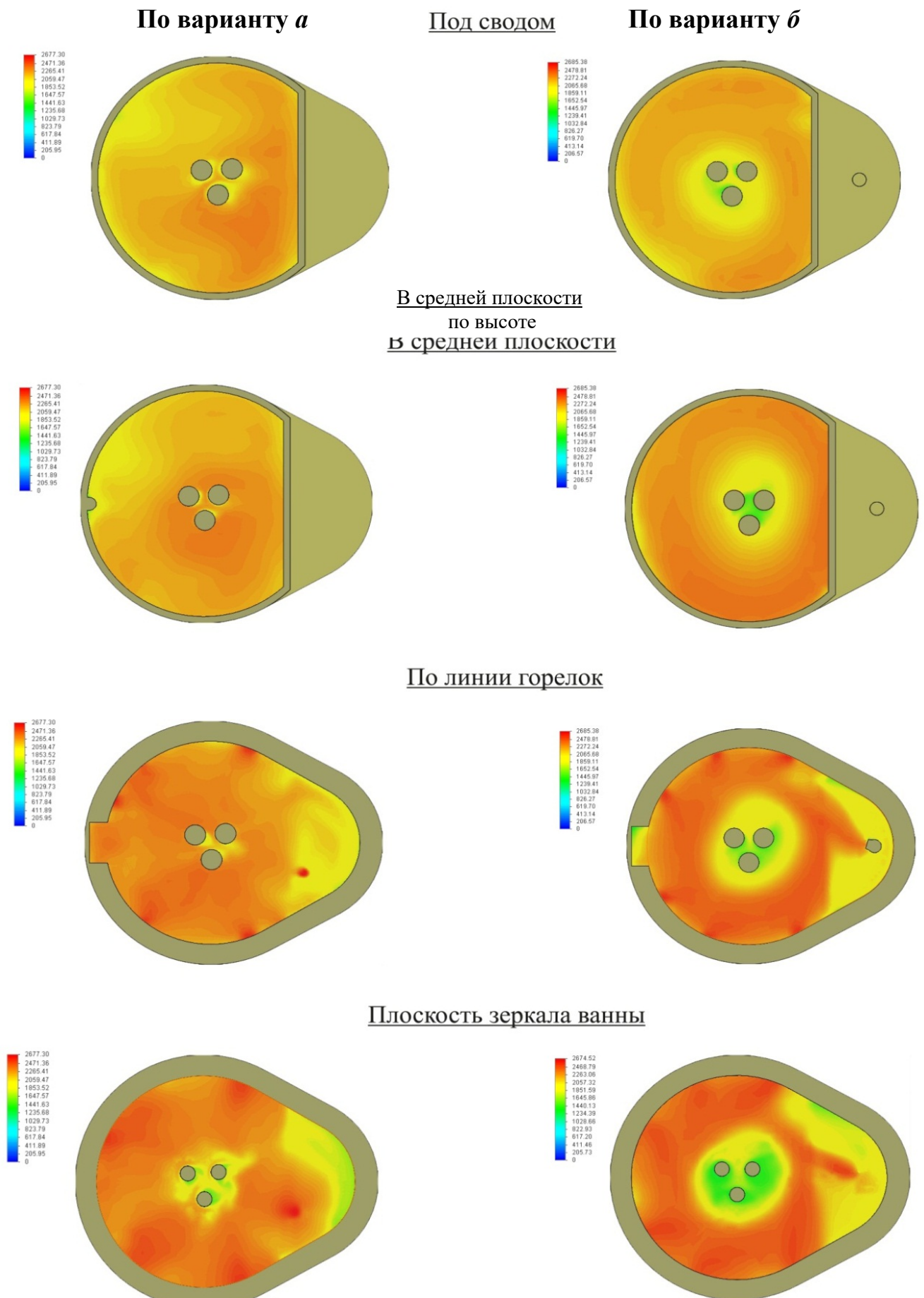


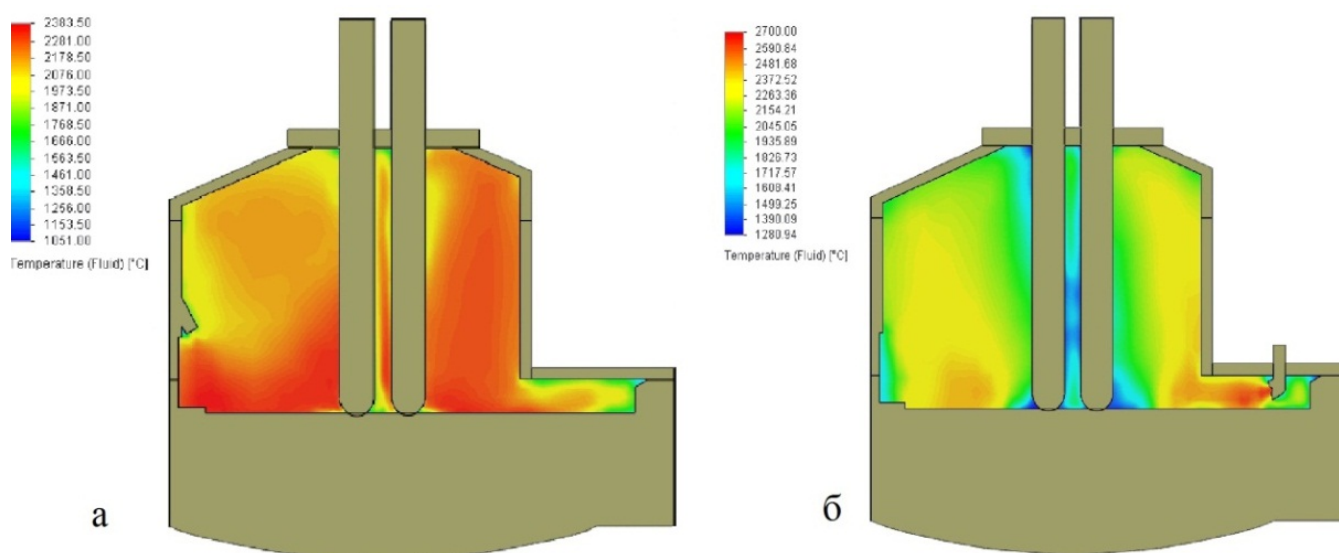
Рисунок 5.4 - Поле температур в горизонтальных сечениях рабочего пространства

На рисунке 5.2 показаны траектории газовых потоков в рабочем пространстве ДСП. При размещении горелок по варианту *a*, наблюдается крайне неравномерное распределение продуктов сгорания (в одной половине объема печи движение интенсивное, тогда как в другой практически отсутствует) [107-111].

На рисунке 5.3 представлены скоростные поля по варианту *a* и *б* в различных сечениях по высоте рабочего пространства печи: в плоскости зеркала ванны, по линии горелок, в средней плоскости по центру рабочего пространства по высоте и под сводом.

Необходимо отметить, что расположение повышенных температур в области электродов соответствует радиальной установке ГКГ (рис. 5.4).

Становится очевидным, что радиально направленные факелы газокислородных горелок формируют газодинамические потоки продуктов сгорания в высокотемпературную центральную зону печи, создавая циркуляцию их в вертикальной плоскости вблизи электродов (рис. 5.5).



а – радиальное расположение горелок; б – тангенциальное расположение горелок

Рисунок 5.5 – Поле скорости в продольном осевом сечении печи

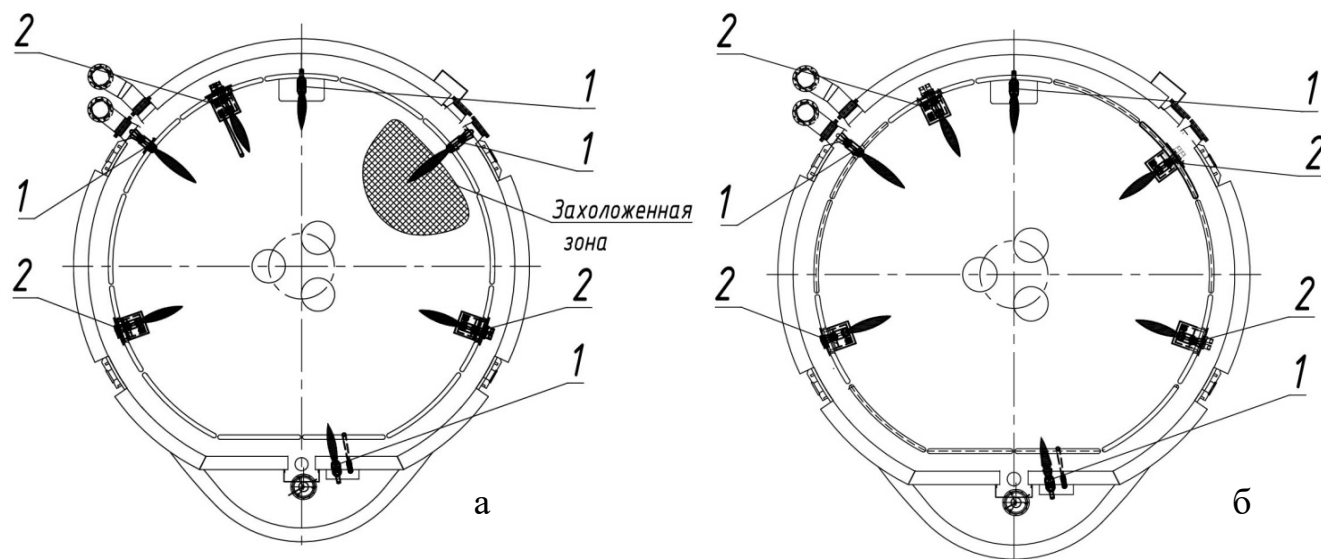
При такой траектории движения газов активная поверхность шихты и расплава, участвующая в теплообмене уменьшается. Поверхности электродов, обращенные в сторону факелов, подвергаются дополнительному разогреву и химическому воздействию направленным потоком высокотемпературных газов в присутствии кислорода, пара $\{H_2O\}$, $\{CO_2\}$ и продуктов их диссоциации. Углерод электродов интенсивно окисляется и выгорает, в результате снижается прочность электродов, увеличивается их расход. Высокие температуры наблюдаются и у поверхности водоохлаждаемой стены и свода, что увеличивает тепловые потери [4].

Размещение горелок по варианту *б* с тангенциальным направлением факела вызывает горизонтальную циркуляцию продуктов сгорания в объеме шихты. Создается круговое

движение газов в зоне между электродами и стенкой, где располагается основная масса холодной шихты (рис. 5.4 б). К моменту поступления в подсводовое пространство дымовые газы совершают 2-3 оборота (рис. 5.3 б), имея повышенное время для передачи тепла шихте и осаждения в ее объеме пыли.

При тангенциальном движении газов в периферийной зоне рабочего пространства отмечается снижение направленного воздействия газодинамического потока продуктов сгорания на водоохлаждаемую поверхность стены печи (рис. 5.3 б) [28]. За счет изменения способа установки горелок, площадь поверхности, участвующей в теплопередаче, расширяется более чем на 24 %, что способствует равномерному нагреву шихты или поверхности расплава [112].

Отмечено [67], что при проектном размещении ГКГ (4 шт.) и РКГ (3 шт.) возникает неравномерный нагрев футеровки шлакового пояса, который приводит к перегреву футеровки в местах установки горелок и к пониженному нагреву ее между ними. Такая температурная неравномерность приводит к возникновению настывки на футеровке. На рисунке 5.6 показано место образования настывки. Траектория газовых потоков в объеме рабочего пространства, показанная на рисунке 5.2, совпадает с участком образования настывки и неравномерности температурного состояния расплава, футеровки и гарнисажа на поверхности водоохлаждаемой стены (рис. 5.4 а, плоскость зеркала ванны).



1 – стеновые газокислородные горелки (СГКГ); 2 – комбинированные горелки (РГК)
Рисунок 5.6 – Схема установки стеновых газокислородных и комбинированных горелок до техперевооружения (а) и после (б)

Образование настывки оказывает влияние на равномерность расплавления шихты, гидродинамику расплава в ванне, время ремонтно-восстановительных работ и расход огнеупоров.

Рассматривались два варианта предупреждения образования настывки на футеровке сталеплавильной ванны. Первый вариант связан с тангенциальным расположением горелок и вто-

рой с заменой газокислородной горелки на рафинирующую. По рекомендации работников цеха к исполнению был принят второй вариант, как менее затратный на тот период времени в финансовом отношении [67]. Схема замены горелок в зоне образования настыви представлена на рисунке 5.6.

Замена горелки позволила исключить образование настыви и обеспечить снижение расхода электроэнергии на 3 кВт/т. Отзыв по результатам выполненных работ на АО «НЛМК-Урал» приведен в приложении Н.

Циркуляция газов способствует осаждению пыли в объеме печи и на внутренней поверхности водоохлаждаемой стенки печи и тем самым участвует в формировании гарнисажа. Эффективность осаждения частиц зависит от их размера, массы и скорости потока газов [12, 28, 98, 113]. При средней скорости газов 12 м/с (по результатам компьютерного моделирования) в объеме печи степень пылеосаждения на стенку, рассчитанная по инженерной методике и по «теории циклонов» [12], составила соответственно 27,1 % и 25,6 %. Степень осаждения частиц на поверхность электродов почти на порядок ниже и составила 2,7 % против 20,7 % для варианта с радиальным расположением горелок.

Тангенциальное размещение горелок взамен радиального позволяет изменить газодинамику потоков дымовых газов и улучшить нагрев шихтовых материалов. Рационально организованная подача тепловой энергии от сгорания газообразного топлива в месте расположения холодной шихты способствует быстрому прогреву ее материалов [4]. Положительный результат в таком случае существенно зависит от выбранной схемы установки горелок и режима их работы [3, 4, 28, 92].

В заключении можно отметить, что предложенный способ интенсивного нагрева холодной шихты позволяет за счет организации движения продуктов сгорания газокислородной смеси без изменения электрической мощности и при незначительных конструктивных изменениях обеспечить высокую производительность, снизить удельный расход электродов и обеспечить долговременную эксплуатацию футеровки в шлаковом поясе ванны, стеновых панелей и свода в ДСП при выплавке полупродукта стали по скрап-карбюраторному процессу [28].

5.3. Особенности теплообмена при нагреве шихтовых материалов в ДСП

Особенность теплообмена при нагреве холодной шихты состоит в том, что теплогенерация в объеме исходных материалов организуется за счет рассредоточенного по поперечному сечению шихты сжигания природного газа с кислородом и подачи электроэнергии переменной мощности и неконтролируемого процесса окисления углерода и железа в шихте.

Анализ коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов выполнен на примере плавки полупродукта стали 35ГС в режиме работы ДСП-120 по скрап-карбюраторному процессу. Химический состав стали 35ГС, полупродукта и первой пробы расплава в печи приведен в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Химический состав стали 35ГС, полупродукта и первой пробы расплава в печи

| № п.п. | Элемент | Полупродукт (макс) | Первая проба | Сталь (задание) |
|--------|---------|--------------------|--------------|-----------------|
| 1 | C | 0,36 | 0,086 | 0,34 |
| 2 | Mn | 1,05 | 0,067 | 1 |
| 3 | P | 0,02 | 0,007 | - |
| 4 | S | 0,025 | 0,048 | - |
| 5 | Ni | 0,29 | 0,116 | - |
| 6 | Cr | 0,29 | 0,047 | - |
| 7 | Cu | 0,29 | 0,207 | - |
| 8 | Si | 0,55 | 0,015 | 0,5 |
| 9 | Al | 0,004 | 0 | 0,001 |
| 10 | Pb | 0,01 | 0,001 | - |
| 11 | Sn | 0,03 | 0,0116 | - |
| 12 | Cb | 0,01 | 0,0087 | - |

Прежде всего, отметим начальные и граничные условия плавки. Плавка выполнена без «болота». Рассмотрены параметры и свойства шихтовых материалов в объеме первой корзины с использованием результатов материального, теплового и элементного балансов по углероду и кислороду при соблюдении действительных показателей работы печи. Исходные параметры нагрева материалов шихты первой корзины приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Параметры нагрева материалов шихты первой корзины

| № п.п. | Параметр | Количество | % |
|--------|---|------------|-------|
| 1 | Масса железосодержащих материалов марки 2А и 3А ($m_{\text{ш}}^{к-1}$), кг | 75000 | 92,03 |
| 2 | Масса кускового кокса ($m_{\text{кк}}$), кг | 1685 | 2,07 |
| 3 | Масса извести ($m_{\text{и}} = m_{\text{СаО}}$), кг | 4805 | 5,90 |
| 4 | Суммарная масса твердых шихтовых материалов первой корзины ($m_{\text{ш}}^{к-1}$), кг | 81490 | 100 |
| 5 | Масса полупродукта стали ($m_{\text{пп}}$), кг | 129700 | |
| 6 | Начальная температура шихты ($t_{\text{ш.н}}^{к-1}$), °С | 20 | |
| 7 | Конечная температура шихты по массе ($t_{\text{ш.к}}^{к-1}$), °С | 1300 | |

Химический состав, физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания природного газа с КВС ($O_2 = 95\%$) при входе в шихту и дымовых газов на выходе из объема шихты представлены в таблице 5.7. Продолжительность периодов плавки приведена в таблице 5.8.

Таблица 5.7 – Химический состав, физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания природного газа с КВС при входе продуктов сгорания и на выходе дымовых газов из шихты

| № п.п. | Параметр | Продукты сгорания при входе в шихту | Дымовые газы на выходе из шихты |
|--------|--|-------------------------------------|---------------------------------|
| 1 | Концентрация, об. % | 100 | 100 |
| 1.1 | Диоксид углерода (CO ₂), об. % | 18,15 | 18,34 |
| 1.2 | Водяной пар (H ₂ O), об. % | 52,87 | 11,22 |
| 1.3 | Азот (N ₂), об. % | 3,1 | 35,52 |
| 1.4 | Кислород (O ₂), об. % | 8,62 | 17,84 |
| 1.5 | Монооксид углерода (CO), об. % | 11,4 | 14,41 |
| 1.6 | Водород (H ₂), об. % | 5,86 | 2,67 |
| 2 | Плотность (ρ_0 при 0°C и 101,325 кПа), кг/м ³ | 1,016 | 1,3303 |
| 3 | Динамическая вязкость (μ_0), (Н·с)/м ² | 13,81· 10 ⁻⁶ | 15,92· 10 ⁻⁶ |
| 4 | Кинематическая вязкость (ν_0), м ² /с | 13,59· 10 ⁻⁶ | 11,97· 10 ⁻⁶ |
| 5 | Действительная температура (T_d), К | 2706 | 1873 |
| 6 | Коэффициент теплопроводности, ($\lambda_{пс}^{t_d}$), Вт/(м·К) | 0,2715 | 0,119 |
| 7 | Теплоемкость ($C_p^{t_d}$), кДж/(кг·К) | 2,005 | 1,388 |
| 8 | Плотность, ($\rho_{пс}^{t_d}$) кг/м ³ | 0,1025 | 0,1939 |
| 9 | Температуропроводность ($a_{пс}^{t_d}$), м ² /с | 0,0013 | 0,0004 |
| 10 | Кинематическая вязкость ($\nu_{пс}^{t_d}$), м ² /с | 0,0012 | 0,0005 |
| 11 | Число Прандтля $Pr = \nu/\alpha$ | 0,92 | 1,196 |

Таблица 5.8– Продолжительность периодов плавки

| Период | Продолжительность периода |
|--|---------------------------|
| Подготовка рабочего пространства | 1,5 мин (90 с) |
| Загрузка шихты | 4,4 мин (264 с) |
| Нагрев и плавление шихты | 43,5 мин (2610 с) |
| Нагрев первой корзины | 15,5 мин (930 с) |
| Работа печи под током | 43,4 мин (2604) |
| Выпуск расплава | 6 мин (360 с) |
| Продолжительность плавки от выпуска до выпуска | 55,4 мин (3324 с) |

Тепловыделение в объеме шихты первой корзины в период нагрева холодной шихты до температуры 1300 °С происходит за счет:

1. Электрической энергии.
2. Сжигания природного газа.
3. Окисления углерода электродов.
4. Окисления углерода кускового кокса.
5. Угара железа и других компонентов шихты.

Угар железа и других компонентов шихты при нагреве до 1300 °С связан со следующими объективными причинами:

- нагрев холодной шихты выполняют при номинальной электрической нагрузке;

- сжигание природного газа производят с кислородом в предварительно перемешанной смеси при коэффициенте расхода кислорода близком к единице. Нагрев холодной шихты происходит только за счет продуктов сгорания, имеющих на входе в объем шихты максимальную действительную температуру;

- присутствие кускового кокса в шихте способствует созданию атмосферы близкой к восстановительной.

В таблице 5.9 приведены сводные данные по источникам тепловыделения в объеме шихтовых материалов.

Таблица 5.9 – Источники тепловыделения в объеме шихты первой корзины

| Источник тепловыделения | Значение, кДж | % |
|-------------------------|---------------|-------|
| Электрическая энергия | 60 264 000 | 44,56 |
| Природный газ | 13 580 100 | 10,04 |
| Углерод электродов | 538 180,5 | 0,40 |
| Углерод кускового кокса | 23 735 758,3 | 17,55 |
| Угар железа | 37 114 517,2 | 27,45 |
| Итого | 135 232 556 | 100 |

Суммарный коэффициент теплопередачи в объеме шихты первой корзины (α_{Σ}^{k-1}) по результатам расчета (Приложение П) составил $3,436 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}}$. Исходя из анализа теплового состояния нагрева массы холодной шихты первой корзины следует, что основная доля тепловой энергии (44,56 %) приходится на электрическую энергию, окисление железа (27,45 %) и кокса (17,55 %). Доля тепловыделения от сжигания природного газа с кислородом не превышает 10,04 %. Сжигание природного газа с кислородом, угар железа и углерода кускового кокса требуют дополнительных исследований на действующих печах с целью определения рациональных расходов энергоносителей при скрап-карбюраторном процессе.

5.3.1. Теплообмен при нагреве шихты первой корзины

Рассмотрим варианты теплообмена при нагреве шихты первой корзины:

1. Теплообмен в объеме шихтовых материалов без учета образования окалина. В данных условиях активная поверхность шихты, участвующая в теплообмене в процессе нагрева, не окисляется. Теплообмен при нагреве шихты происходит без массообменных процессов и фазовых превращений (плавление). На рисунке 5.7 представлена схема процесса теплообмена. При стационарном режиме теплообмена $\bar{q}_{\Sigma} = q_{\text{теп}}$.

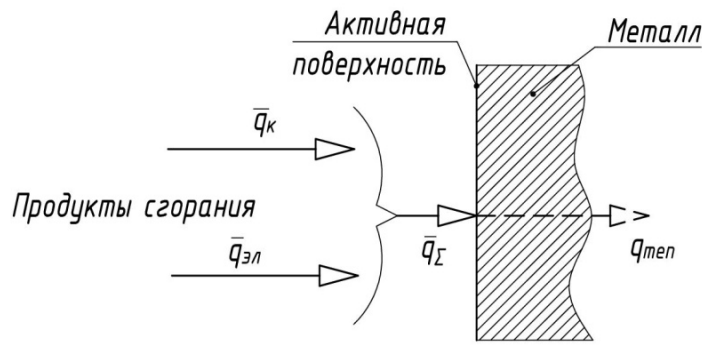


Рисунок 5.7 – Схема процесса теплообмена без учета образования окалины

2. Теплообмен в объеме шихтовых материалов при образовании окалины. Нагрев шихты первой корзины сопровождается угаром железосодержащих компонентов с образованием слоя окалины на поверхности и выделением тепловой энергии. Теплота окисления переходит во внутренние слои материала, повышая суммарный тепловой поток. Граница окисления, первоначально совпадающая с поверхностью металла, перемещается в металл. Толщина окалины ($\delta_{ок}$) увеличивается. Учитывая, что теплопроводность окалины ($\lambda_{ок}$) намного меньше теплопроводности металла, тепло от окисления в большей мере будет распространяться в сторону пониженных температур, увеличивая общее количество теплоты, поступающее в металл.

Схема процесса теплообмена при образовании окалины приведена на рисунке 5.8.

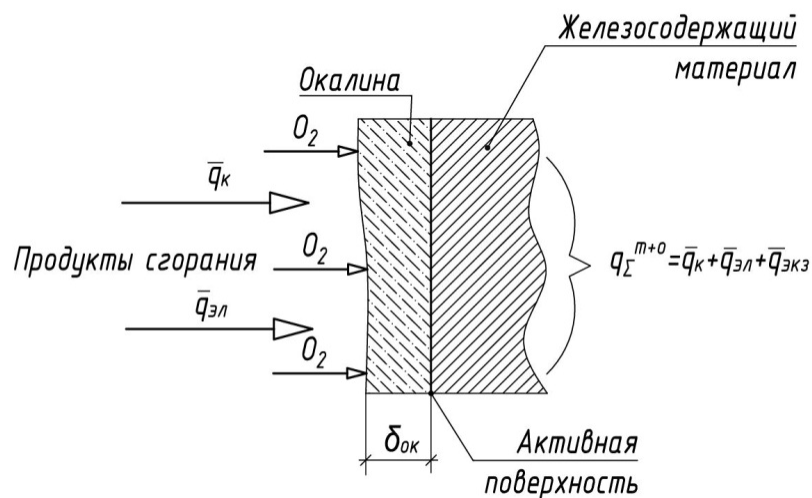


Рисунок 5.8 – Схема процесса теплообмена при образовании окалины

3. Теплообмен в объеме шихтовых материалов при локальном плавлении железосодержащих компонентов. В высокотемпературных зонах дуг и факелов при горении природного газа с кислородом в диффузионном режиме возможно поверхностное плавление железосодержащих компонентов. Жидкая пленка расплава не устойчива и сходит с поверхности, освобождая поверхность для последующего нагрева металла до температуры плавления, расплавления и схода в слои с низкой температурой, образуя настывль («козел»), снижающая газопроницаемость и режим нагрева шихты. На рисунке 5.9 приведена схема процесса теплообмена при образовании жидкой пленки расплава.

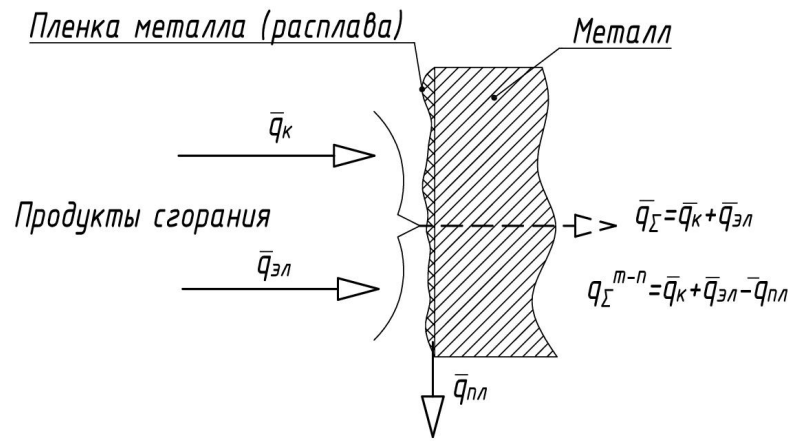


Рисунок 5.9 – Схема процесса теплообмена при образовании жидкой пленки расплава

Варианты расчета плотности теплового потока и коэффициента теплопередачи в объеме шихты, как при отсутствии, так и при образовании окалины в процессе нагрева и поверхностного плавления железосодержащих компонентов приведены в приложении Р.

Диффузионный режим сжигания природного газа с кислородом в слое шихтовых материалов вносит дополнительные сложности в расчет теплообмена за счет образования локальных зон. Нагрев шихтовых материалов продуктами сгорания природного газа с кислородом, полученных при кинетическом режиме, создает равномерный нагрев шихты в объеме.

5.3.2. Время нагрева шихты первой корзины при образовании окалины

В ДСП-120 определить закон взаимодействия температуры массы шихты с продуктами сгорания природного газа с кислородом (7 горелок, расположенных по периметру рабочего пространства), электрическими дугами (три дуги, перемещающиеся параллельно оси печи) и неконтролируемого процесса генерации теплоты при окислении углерода и железа в шихте практически невозможно.

Составить методически обоснованную математическую программу расчета нагрева массы шихты для действительных условий работы печи не представляется возможным. Поставленную задачу можно решить, не прибегая к прямому решению дифференциального уравнения. Для этого используется дифференциальное уравнение Фурье в критериальной форме, которое устанавливает зависимости относительной температуры массы шихты θ_m от относительного размера шихты $\bar{R}_{опр}$, Bi , Fo : $\theta_m = f(\frac{x}{R}; Bi; Fo)$.

Граничные условия теплообмена определяют исходя из конструктивных параметров рабочего пространства, технологических и тепловых режимов работы печи. Физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания природного газа и массы шихтовых материалов определены средними за период нагрева. Форма шихты в рабочем пространстве печи – цилиндр, установленный вертикально на под сталеплавильной ванны. Относительный размер высоты рационального объема цилиндра (3,455 м) к диаметру (6,28м) менее 1,75 [114].

По мнению авторов Китаева Б.И., Телегина А.С., Зобнина Б.Ф., М.Д. Казяева [114] расчет нагрева шихты производят по методике нагрева неограниченного цилиндра при определяющем его размере, равном радиусу. Основная цель расчета нагрева шихты связана с определением времени ее нагрева. Учитывая особенности технологической и тепловой работы печи введена поправка на порозность шихты в определяющий размер критериев V_i и F_0 , в физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания и массу шихтовых материалов.

Время нагрева шихты первой корзины, рассчитанное по предложенной методике (Приложение С) составляет 993 с и отличается на 6,8 % от действительного на печи, что позволяет сделать вывод о том, что данная методика может быть использована для других вариантов расчета в ДСП.

5.4 Выводы к главе 5

1. Из результатов расчёта материального, теплового и элементных балансов по углероду и кислороду можно сделать вывод, что приход теплоты от экзотермических реакций окисления углерода электродов, кускового и пылевидного кокса (6,63 %) и угара железа (30,68 %) настолько значителен, что тепловой режим и технологический процесс в целом приобретают признаки автогенного.

2. Анализ конструктивных параметров, газодинамических потоков и температурных полей продуктов сгорания в рабочем пространстве современных ДСП позволяет сделать вывод, что рассредоточенный подвод тепловой энергии в холодную зону шихтовых материалов за счет тангенциальной установки топливосжигающих устройств предпочтителен радиальному расположению.

3. Разработана методика расчета времени нагрева слоя комбинированной шихты с использованием дифференциального уравнения теплопроводности в критериальной форме. Предложенная методика позволяет рассчитать время нагрева шихты с погрешностью до 6,8 %.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе обобщены результаты расчетного исследования, которые представляют важное значение для совершенствования тепловой работы при реализации скрап-карбюраторного процесса в современной дуговой сталеплавильной печи. Исследования связаны с использованием дополнительного источника тепловой энергии при сжигании смеси природного газа с кислородом и изменении концентрации кислорода в КВС от 20 до 95 масс. %

Дополнительный источник тепловой энергии природный газ при реализации скрап-карбюраторного процесса в ДСП на сталелитейных, машиностроительных и мини-заводах позволит снизить расход электрической энергии и передельного чугуна, повысить производительность за счет интенсивного и равномерного нагрева исходной шихты.

Основные научные и практические результаты диссертационной работы могут быть сформулированы в следующем представлении:

1. Разработана методика расчета горения природного газа с кислородом. Исследован и рекомендован тангенциальный способ установки горелок в рабочем пространстве печи вместо радиального, существующего на современных ДСП.

2. Рекомендован кинетический режим сжигания природного газа вместо диффузионного, для чего предложена конструкция горелки, обеспечивающая надежное горение природного газа с кислородом в диапазоне концентрации O_2 от 20 до 95 % в КВС без «проскока» факела в горелку и исключая горение исходного состава топлива в объеме шихтовых материалов.

3. Уточнены физические параметры и теплофизические свойства продуктов сгорания природного газа с кислородом и комбинированного слоя шихты с учетом его порозности при скрап-карбюраторном процессе в ДСП-120 при плавке полупродукта стали 35ГС.

4. Разработана методика расчета времени нагрева слоя комбинированной шихты с использованием дифференциального уравнения теплопроводности в критериальной форме.

Перспективы дальнейшей разработки темы исследования

Продолжение совершенствования скрап-карбюраторного процесса выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи при углубленном изучении теплообмена при нагреве и плавлении шихтовых материалов совместно электрической дугой и продуктами сгорания природного газа с кислородом. Дальнейшее изучение процессов диссоциации компонентов горения природного газа с учетом взаимодействия продуктов сгорания с УСМ и разработка способов устранения химического недожога в пределах рабочего пространства.

Список использованных литературных источников

1. Мысик, В. Ф. Производство стали в электросталеплавильных цехах : учеб.-метод. пособие / В. Ф. Мысик, Е. Ю. Лозовая. – Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2009. – 48 с.
2. Мысик, В. Ф. Проектирование и оборудование электросталеплавильных цехов : учеб. пособие / Е. Ю. Лозовая, О. Ю. Шешуков. – Екатеринбург : УрФУ, 2013. – 308 с. – ISBN 978-5-7996-0914-6.
3. Воронов, Г. В. К вопросу о рациональной загрузке шихтовых материалов и расположении топливосжигающих устройств в ДСП-120 / Г.В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Глухов, И. В. Плесакин // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – № 4. – С. 45–49;
4. Воронов, Г. В. Особенности аэродинамики и температурного поля в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Глухов // Известия высших учебных заведений. – 2015. – № 58. – С. 645–651.
5. Трубин, К. Г. Мартеновский процесс / К. Г. Трубин // Вестник металлопромышленности. – 1924. №4. – С. 5–10.
6. Карнаухов, М. М. Металлургия стали / М. М. Карнаухов. – Петроград : Науч. хим. изд-во ВСНХ, 1929. ч.2, вып. 3, – 659 с.
7. Грум-Гржимайло, В. Е. Производство стали / В. Е. Грум-Гржимайло. – Москва; Ленинград: Госмашметиздат, 1933. – 408 с.
8. Трубин, К. Г. Металлургия стали. Мартеновский процесс / К. Г. Трубин, Г. Н. Ойкс. – Москва : Metallurgizdat, 1957. – 714 с.
9. Райле, В. Т. Концепция комбинированного подогрева металлолома в шахтных дуговых сталеплавильных печах / В. Т. Райле, В. Е. Роцин // Электроталлургия. – 2010. – № 6. – С. 42–47.
10. Гудим, Ю. А. Рациональные способы интенсификации плавки в современных дуговых сталеплавильных печах / Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров, А. Д. Киселев [и др.] // Электроталлургия. – 2005, № 9. – С. 2–6.
11. Гудим, Ю. А. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы : монография / Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров, А. Д. Киселев. – Новосибирск : изд-во НГТУ, 2010. – 547 с.
12. Макаров, А. Н. Влияние энерготехнологических параметров на технико-экономические показатели работы печей ДСП-150 при плавлении лома и окатышей. Часть I. Работа электропечей с высоким коэффициентом полезного действия дуг при плавлении лома и окатышей / А. Н. Макаров, А. Ю. Соколов, А. С. Дюндин // Электроталлургия. – 2010. – № 2. – С. 7–13.

13. Рябов, А. В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: учеб. пособие / А. В. Рябов, И. В. Чуманов, М. В. Шишимиров. – Москва : Теплотехник, 2007. – 192 с.
14. Белковский, А. Г. Современное состояние и тенденции развития технологии производства стали в ДСП и их конструкции / А. Г. Белковский, Я. Л. Кац, М. В. Краснянский // Бюллетень «Черная металлургия». – 2013. – № 3. – С. 72–78.
15. Чижиков, А. Г. Автомобильный лом в структуре металлофонда России и технические решения по его утилизации / А. Г. Чижиков, А. Е. Семин, И. И. Чижикова // Электromеталлургия. – 2010. – № 4. – С. 31–36.
16. ГОСТ 2787-2019 Металлы черные вторичные. Общие технические условия : межгосударственный стандарт : дата введения 2022-05-01. – Москва : Стандартинформ, 2019. – 19 с.
17. Семин, А. Е. Вторичные металлы и электроплавка стали / А. Е. Семин, А. Г. Чижиков // Электromеталлургия. – 2007. – № 6. – С. 2–6.
18. Черноусов, П. И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии : монография / П. И. Черноусов. – Москва : МИ-СиС, 2011. – 428 с.
19. Worldsteel Association Steel Statistical Yearbook 2021. – Brussels : Worldsteel Committee on Economic Studies, 2021. – 120 p.
20. Шапиро, Б. М. Планировка и показатели работы производственных отделений по переработке лома / Б. М. Шапиро, М. А. Бесчаснова, А. В. Соловьев // Вторичные металлы. – 2007. – № 1. – С. 30–35.
21. Показатели работы предприятий Минчермета СССР за 1987г. Технико-экономические показатели работы сталеплавильного производства. – Москва : Черметинформация, 1988, – 128 с.
22. Butcher, V. Single-Charg EAF Modification : Installation and Experience / V. Butcher, V. Laroy, K. Vanover [et al.] // Iron and Steel Technology. – 2011. – № 2. – P.42–48.
23. Дьяченко, В. Ю. Технологические особенности выплавки стали в 180 т дуговых печах / В. Ю. Дьяченко, А. В. Сарычев, А. Б. Великий [и др.] // Электromеталлургия. – 2008. – № 2. – С. 9–11.
24. Годик, Л. А. Разработка технологии выплавки стали в электропечах с повышенным расходом жидкого чугуна / Л. А. Годик, Н. А. Козырев, П. А. Шыбанов [и др.] // Сталь. – 2009. – № 5. – С. 30–33.
25. Gottardi, R. Decarburization Efficiency in EAF With Hot Metal Charge / R. Gottardi, S. Miani, A. Partyka [et al.] // Iron and Steel Technology. – 2012. – № 1. – P. 61–69.

26. Тулин, Н. А. Развитие бескоксовой металлургии / Н. А. Тулин, В. С. Кудрявцев, С. А. Пчелкин [и др.]. – Москва : Металлургия, 1987. – 328 с.
27. Меркер, Э. Э. Энергосберегающие условия плавления металлизированных окатышей в ванне дуговой печи / Э. Э. Меркер // Черная металлургия : Бюл. ин-та «Черметинформация». – 2008. – № 1. – С. 35–39.
28. Воронов, Г. В. Аэродинамика и тепловое состояние современной дуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Глухов // Проблемы черной металлургии и материаловедения. – 2016. – № 1. – С. 28–34.
29. Глухов, И. В. Тепловое состояние ДСП-120 при загрузке и нагреве слоя шихты / И. В. Глухов, Г. В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Плесакин // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. VI Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2017) с междунар. участием. – Екатеринбург : УрФУ, 2017. – С. 17–22.
30. Павлов, В. В. Влияние фракционного состава металлолома на показатели работы дуговой сталеплавильной печи / В. В. Павлов, Ю. А. Ивин, С. В. Пехтерев [и др.] // Электроталлургия. – 2011, – № 11. – С. 2–6.
31. Вдовин, К. Н. Проектирование цехов сталеплавильного производства / К. Н. Вдовин, В. Ф. Мысик, В. В. Точилкин, Н. А. Чиченев – Магнитогорск : изд-во МГТУ им. Г.И. Носова, 2016. – 505 с.
32. Глухов, И. В. Сжигание природного газа с технологическим кислородом в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / И. В. Глухов, Г. В. Воронов // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. IX Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2021) с междунар. участием. – Екатеринбург: УрФУ, 2021. – С. 28–34.
33. Abel, M. The SIMETAL Ultimate at Colakoglu, Turkey / M. Abel, M. Hein // Ibid. – 2009. – № 2. – P. 56–64.
34. Gottardi, R. Single EAF and Single Billet Caster for 320 t/h Productivity / R. Gottardi, B. Engin, S. Miani [et al.] // SEAI Quarterly Journal. – 2009. – № 2. – P. 13–22.
35. Предводителева А. С. Вопросы горения и детонационных волн. Четвертый симпозиум (междун.) по вопросам горения и детонационных волн / под. ред. А. С. Предводителева. – Москва : Изд-во оборонной промышленности, 1958. – 667 с.
36. Гольденберг, С. А. Вопросы горения. Материалы VI и VII международных симпозиумов по горению / под ред. С. А. Гольденберг. – Москва : Металлургиздат, 1963. – 426 с.
37. Лавров, Н. В. Физико-химические основы процесса горения топлива / Н. В. Лавров. – Москва : Изд-во «Наука», 1971. – 272 с.

38. Лавров, Н. В. Введение в теорию горения и газификации топлива / Н. В. Лавров, А. П. Шурыгин. – Москва : Изд-во академии наук СССР, 1962. – 215 с.
39. Льюис, Б. Процессы горения / Б. Льюис, Р. Н. Пиз, Х. С. Тейлор. – Москва : Гос. изд-во физико-мат. лит., 1961. – 542 с.
40. Новые методы сжигания топлив и вопросы теории горения : Труды института горючих ископаемых, том XIX. – Москва : Изд-во академии наук СССР, 1962. – 216 с.
41. Хитрин, Л. Н. Физика горения и взрыва / Л. Н. Хитрин – Москва : Изд-во Московского у-та, 1957. – 442 с.
42. Щетинков, Е. С. Физика горения газов / Е. С. Щетинков Москва : Изд-во «Наука», 1965. – 739 с.
43. Махнутин, А. А. Об использовании топливно-кислородных горелок в дуговых сталеплавильных печах / А. А. Махнутин, О. Ю. Шешуков, А. В. Сивцов [и др.] // Современные проблемы электрометаллургии стали : материалы XVI междунар. конф. – Магнитогорск : ЮУрГУ, 2015. – С. 157–160.
44. Павлечко, В. Н. Влияние концентрации кислорода на процесс сжигания газообразного топлива / В. Н. Павлечко, В. С. Францкевич // Химические технологии, биотехнологии, геоэкология : тр. БГТУ. Сер. 2., – Минск : БГТУ, 2018. – № 2. – С. 100–105.
45. Старцев, В. А. Скрап карбюраторный процесс при производстве стали в мартеновских печах / В. А. Старцев, Г. В. Воронов, В. И. Лобанов, Э.А.[и др.]. – Екатеринбург, 2004. – 225 с.
46. Тройб, С. Г. Расчёт температуры горения / С. Г Тройб. – Свердловск : Изд-во УПИ, 1960. – 36 с.
47. Карп, И. Н. Продукты сгорания природного газа при высоких температурах / И. Н. Карп, Б. С. Сорока, Л. Н. Дашевский, С. Д. Семеркина. – Киев : Техника, 1967. – 382 с.
48. Афанасьев, В. В. Размеры и форма ванны круглой дуговой печи / В. В. Афанасьев // Электрометаллургия. – 2005. – № 1. – С.17–21.
49. ГОСТ 5583-78 Кислород газообразный технический и медицинский. Технические условия : межгосударственный стандарт : дата введения 1980–01–01. – Москва : Стандартинформ, 2005. – 14 с.
50. Казанцев, Е. И. Промышленные печи: справочное руководство для расчетов и проектирования / Е. И. Казанцев – Москва : Metallurgia, 1975. – 368 с.
51. Лисиенко В. Г. Температура: теория, практика, эксперимент : справ. изд. В 3-х т. Т. 1, кн. 1 : Методы контроля температуры / В. Г. Лисиенко, Е. М. Шлеймович, М. Г. Ладыгичев [и др.]. – Москва : Теплотехник, 2008. – 549 с.

52. Металлургия / Premium engineering – URL: <http://www.premen.ru/ru/content/air/apply/metal/> (дата обращения: 28.03.18).
53. Баум, В. А. Metallургические печи / В. А. Баум, Д. В. Будрин ; под ред. М. А. Глинкова. – Москва : Metallургиздат, 1951. – 976 с.
54. Будрин, Д. В. Metallургические печи, т.1. / Д. В. Будрин ; под ред. М.А. Глинкова, – изд. 2-е. – Москва : Изд-во Metallургия, 1963. – 436 с.
55. Китаев, Б. И. Теплотехнические расчеты metallургических печей / Б. И. Китаев, Б. Ф. Зобнин, В. Ф. Ратников [и др.]. – Москва : Metallургия, 1970. – 528 с.
56. Лебедев, П. Д. Промышленная теплотехника / П. Д. Лебедев, А. А. Щукин. – Москва : Госэнергоиздат, 1956. – 384 с.
57. Физический энциклопедический словарь / Гл. ред. А. М. Прохоров. – Москва : Сов. энциклопедия, 1983. – 928 с.
58. Hottel, H. «Trans. Am. Inst. Chem. Eng.» №31 / H. Hottel, H. Mangelsdorf, 1935. – 517 p.
59. Кутателадзе, С. С. Справочник по теплопередаче : справочник / С. С. Кутателадзе, В.М. Боришанский. – Москва ; Ленинград : Госэнергоиздат, 1958. – 413 с.
60. Hottel, H. Trans. Am. Inst. Chem. Eng. №3 / H. Hottel, R. Egbert, 1942. – 38 p.
61. Тимофеев, В. Н. Изв. Всесоюзного теплотехнического института №9 / В. Н. Тимофеев, Е. С. Карасина, 1948. – 32 с.
62. Voronov, G. V. Physicochemical Properties of Natural Gas and Oxygen Combustion Products at Diffusion and Kinetic Burning / G. V. Voronov, I. V. Glukhov // Lecture Notes in Mechanical Engineering : Proceedings of the 7th International Conference on Industrial Engineering (ICIE 2021) / eds. A. A. Radionov, V. R. Gasiyarov. – Cham : Springer International Publishing, 2022. – P. 318–324.
63. Моксон, П. Применение кислородно-инжекционной технологии с использованием системы RCB, особенно для производства нержавеющей стали в ДСП / П. Моксон, М. Абель, Х. Кнапп и Р. Кук // REV. Met. Paris. – 2004. – № 101. С. 309–316.
64. Поволоцкий, Д. Я. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров. – Москва : Metallургия, 1990. – 174 с.
65. Смирнов, А. Н. Metallургические мини-заводы: монография / А. Н. Смирнов, В. М. Сафонов. – Донецк : Норд-Пресс, 2005 – 469 с.
66. Егоров, А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной metallургии / А. В. Егоров. – Москва : Metallургия, 1990. – 280 с.

67. Глухов, И. В. Энергосбережение в современной дуговой сталеплавильной печи ДСП-120 / И. В. Глухов, Д. В. Мехряков, Г. В. Воронов, К. М. Вдовин, А. А. Рыбак, В. В. Таранов // *Сталь*. – 2020. – № 5. – С. 21–23.
68. Abel, M. Oxygen-injection technology using Fuchs RCB burner in an EAF / M. Abel, H. Knapp, P. Moxon, R. Cooke // – 2004. – № 28. – P. 28–30.
69. SIMETAL EAF - solutions für electric arc furnaces / Siemens VAI Metals Technologies GmbH URL: <http://congnghe-sx.com/upload/files/SIMETAL-EAF-en.pdf> (дата обращения: 16.01.2022).
70. Общество с ограниченной ответственностью Научно-техническая производственная фирма "Эталон" URL: http://www.ntpf-etalon.ru/gorelochnie_ustroystva (дата обращения: 08.04.2020).
71. SMS group GmbH URL: <https://www.sms-group.com> (дата обращения: 06.05.2020).
72. Лаврухин, Г. Н. Аэрогазодинамика реактивных сопел. Т. I. Внутренние характеристики сопел / Г. Н. Лаврухин. – Москва : Наука. ФИЗМАТЛИТ, 2003. – 376 с.
73. ANSYS CFX-Solver Theory Guide. 2009. URL: <https://www.researchgate.net/profile/Ghassan-Smaisim/post/How-to-solve-below-integral-numerically/attachment/59d6555f79197b80779ac936/AS%3A525446028115968%401502287503696/download/113+Ansys+CFX+Solver+Theory+Guide.pdf> (дата обращения: 15.01.2023).
74. Voronov, G. V. Natural Gas Burning with Process Oxygen in Up-to-Date Arc Steel Furnace Operating Space / G. V. Voronov, I. V. Glukhov // *Proceedings of the 7th International Conference on Industrial Engineering (ICIE 2021) : Lecture Notes in Mechanical Engineering / eds. A. A. Radionov, V. R. Gasiyarov. – Cham: Springer International Publishing, 2022. – P. 358–365.*
75. Ваграфик, Н. Б. Теплофизические свойства веществ. Справочник / Н. Б. Ваграфик. – Москва; Ленинград : Госэнергоиздат, 1956. – 367 с.
76. Бабичев, А. П. Физические величины. Справочник / А. П. Бабичев, Н. А. Бабушкина, А. М. Братковский [и др.] ; под ред. И. С. Григорьева, Е. З. Мейлихова. – Москва : Энергоатомиздат, 1991. – 1232 с.
77. Кузнецова, Е. Е. Образование СО в ДСП–80 при скрап-рудном процессе, работающей с использованием природного газа / Е. Е. Кузнецова, Г. В. Воронов, К. П. Левачева, И. В. Глухов // *Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. VII Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2018) с междунар. участием. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2018. – С. 174–181.*
78. Левачева, К. П. Разработка теплового режима дуговой сталеплавильной печи, работающей с использованием природного газа в качестве теплового носителя / К. П. Левачева, Г. В. Воронов, Е. Е. Кузнецова, И. В. Глухов // *Теплотехника и информатика в образовании,*

науке и производстве : сб. докл. VII Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2018) с междунар. участием. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2018. – С. 190–198.

79. Voronov, G. V. Thermal and Physical Properties of Methane Family Hydrocarbon and Oxygen Combustion Products in State-of-the-Art Arc Steel Furnace / G. V. Voronov, I. V. Glukhov // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. . – 2020. – Vol. 969, № 1.

80. Voronov, G. V. Single pellet heating in natural gas combustion products in mixture with air and oxygen / G. V. Voronov, I. V. Glukhov // Materials Science Forum. – 2020. – Vol. 989. – P. 480–485.

81. Voronov, G. V. Specific features of thermal performance of the arc steel furnace in unstable properties conditions of burden materials / G. V. Voronov, I. V. Glukhov // Materials Science Forum. – 2020. – Vol. 989. – P. 486–491.

82. Лыков, А. В. Теория сушки / А. В. Лыков. – Москва : Энергия, 1968. – 472 с.

83. Кирпичев, М. В. Теплопередача: учебник для энергетических вузов / М. В. Кирпичев, М. А. Михеев, Л. С. Эйгенсон. – Москва; Ленинград : ГЭИ – гос. энергетическое изд-во, 1940. – 292 с.

84. Каплун, Л. И. Устройство и проектирование доменных печей : учебное пособие / Л. И. Каплун, А. В. Малыгин, О. П. Онорин, А. В. Пархачев. – Екатеринбург : УрФУ, 2016. – 220 с. – ISBN 9785321024867.

85. Юрьев, Б. П. Анализ расчетных зависимостей для определения сопротивления плотного слоя на конвейерных обжиговых машинах / Б. П. Юрьев, В. А. Гольцев, В. В. Луговкин [и др.] // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности : сб. докл. междунар. науч.-практ. конф., посвящ. 95-летию основания каф. ТИМ, УрФУ и 85-летию основания ОАО «ВНИИМТ». – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 104–114.

86. Кузнецов, Р. Ф. Газопроницаемость неподвижного слоя железорудных окатышей / Р. Ф. Кузнецов, Ю. И. Мерзляков, Г. М. Антуганова // Теплотехника обжиговых и агломерационных машин конвейерного типа. Теплофизика сталеплавильных процессов : сб. науч. тр. ВНИИМТ. – Москва : Металлургия, 1969. – № 18. – С. 11–14.

87. Юсфин Ю. С. Металлургия железа : учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков. – Москва : Академкнига, 2007. – 464 с.

88. Вегман Е. Ф. Доменное производство: Справочное издание. В 2-х т. Т. Подготовка руд и доменный процесс / Е. Ф. Вегман. – Москва : Металлургия, 1989. – 486 с.

89. Плесакин, И. В. Рекомендации по загрузке шихты и расположению топливосжигающих устройств в дуговой сталеплавильной печи ДСП-120 / И. В. Плесакин, Г. В. Во-

ронов, И. В. Глухов // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. VI Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2017) с междунар. участием. – Екатеринбург : УрФУ, 2017. – С. 98–102.

90. Новиков, И. И. Металловедение : учебник т.1 / И.И. Новиков.; под ред. В. С. Золоторевского. – Москва : МИСиС, 2009. – 496 с.

91. Миснар, А. Теплопроводность твердых тел, жидкостей, газов и их композиций / А. Миснар. – Москва : Изд-во «Мир», 1968. – 464 с.

92. Вегмана, Е. Ф. Подготовка руд и доменный процесс. Том 1. Справочник / Е. Ф. Вегман. – Москва : Металлургия, 1989. – 495 с.

93. Чиркин, В. С. Теплопроводность промышленных материалов / В. С. Чиркин. – Москва : Машгиз, 1962. – 247с.

94. Чиркин, В.С. Теплофизические свойства материалов / В. С. Чиркин. – Москва : Физматгиз, 1959. – 356 с.

95. Глухов, И. В. Геометрические параметры компонентов комбинированной шихты дуговой сталеплавильной печи / И. В. Глухов, Г. В. Воронов // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. VIII Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2019) с междунар. участием. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2019. — С. 40–43.

96. Винтовкин, А. А. К вопросу о взрыве газов в печах и топках / А. А. Винтовкин, Г. В. Воронов, И. В. Глухов, С. А. Проданов // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности : сб. докл. междунар. науч.-практ. конф., посвящ. 95-летию основания каф. ТИМ, УрФУ и 85-летию основания ОАО «ВНИИМТ». – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 340–343.

97. Журавлев, А. А. Расчеты материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах : учеб.-метод. пособие / А. А. Журавлев, В. Ф. Мысик, А. В. Жданов. – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2016. – 128 с.

98. Глухов, И. В. Компьютерное моделирование и совершенствование аэродинамики в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / И. В. Глухов, Г. В. Воронов, В. А. Гольцев // Энерго- и ресурсосбережение. Энергообеспечение. Нетрадиционные и возобновляемые источники энергии : материалы Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых с междунар. участием. – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 88–91.

99. Сазонов, А. В. Интенсификация плавления окатышей при их загрузке в зону воздействия электрической дуги на шлаковый расплав / А. В. Сазонов, Э. Э. Меркер, Е. А. Черменёв // Бюллетень «Чёрная металлургия». – 2011. – № 8. – С. 62–64.

100. Меркер, Э. Э. Особенности технологии электроплавки окатышей в дуговой печи / Э. Э. Меркер, А. В. Сазонов, А. А. Гришин // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. – 2008. – № 2. – С. 31–33.
101. Меркер, Э. Э. Электроплавка металлизированных окатышей в дуговой печи / Э. Э. Меркер, Е. А. Черменев. – Старый Оскол : Тонкие наукоемкие технологии, 2015. – 320 с.
102. Voronov, G. V (2020). Arc steel furnace operation at changing working space aerodynamic flows / G. V Voronov, I. V. Glukhov, I. V. Plesakin // Solid State Phenomena. – 2020. – Vol. 299. – P. 664–669.
103. Плесакин, И. В. Анализ процесса дожигания монооксида углерода в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / И. В. Плесакин, Г. В. Воронов, И. В. Глухов // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. VII Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2018) с междунар. участием. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2018. – С. 255–259.
104. Глухов, И. В. Особенности температурного поля в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / И. В. Глухов, Г. В. Воронов, И. В. Плесакин // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. V Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2016) с междунар. участием. – Екатеринбург : УрФУ, 2016. – С. 19–23.
105. Воронов, Г. В. Особенности тепловой работы современной дуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Глухов // Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии в промышленности. 100 лет отечественного проектирования металлургических печей : тр. VIII Междунар. науч.-практ. конф. – Москва : МИСИС, 2016. – С. 270–277.
106. Воронов, Г. В. Моделирование газодинамики рабочего пространства ДСП современной ДСП / Г. В. Воронов, М. В. Антропов, О. В. Порох, И. В. Глухов, Л. А. Валишев // Инновации в материаловедении и металлургии : материалы IV Междунар. интерактив. науч.-практ. конф. – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 103–109.
107. Воронов, Г. В. Аэродинамические и температурные поля в холодной зоне рабочего пространства современной дуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, В. А. Гольцев, И. В. Глухов // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности : сб. докл. в междунар. науч.-практ. конф., посвящ. 95-летию основания каф. ТИМ, УрФУ и 85-летию основания ОАО «ВНИИМТ». – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 244–251.
108. Глухов, И. В. Совершенствование аэродинамики в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / И. В. Глухов, Л. А. Валишев, Г. В. Воронов //

Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве : сб. докл. IV Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных с междунар. участием, посвящ. 95-летию основания каф. и у-та. – Екатеринбург : УрФУ, 2015. – С. 26–29.

109. Воронов, Г. В. Газодинамика в рабочем пространстве современной дуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, М. В. Антропов, И. В. Глухов // Новые огнеупоры. – 2014. – № 11. – С. 23–25.

110. Воронов, Г. В. Температурное состояние в рабочем пространстве современной дуговой сталепла-вильной печи / Г. В. Воронов, М. В. Антропов, О. В. Порох, И. В. Глухов, В. А. Гольцев // Новые огнеупоры. – 2015. – № 5. – С. 40–42.

111. Воронов, Г. В. Особенности работы современной электродуговой сталеплавильной печи / Г. В. Воронов, М. В. Антропов, И. В. Глухов // Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология : тр. VII междунар. науч.-практ. конф. – Москва : МИСИС, 2014. – С. 129–132.

112. Voronov, G. V. Aspects of the Aerodynamics in the Working Space of a Modern Electric-Arc Steelmaking Furnace / G. V. Voronov, M. V. Antropov, O. V. Porokh, // Refractories and Industrial Ceramics, – 2014. № 55. –P. 285–287.

113. Шишимиров, М. В. Ресурсосбережение и резервы повышения эффективности выплавки стали в ДСП / М. В. Шишимиров, О. М. Сосонкин // Вестник Ю-УГУ. Серия : Металлургия. – 2015. – Т. 15, № 3. – С. 70–79.

114. Телегин, А. С. Теплотехнические расчеты металлургических печей : Учеб. пособие для студентов вузов / А. С. Телегин, Б. Ф. Зобнин, М. Д. Казяев [и др.]. – 2-е изд. – Москва : Металлургия, 1982. – 365 с.

115. Морозов, А. И. Современное производство стали в дуговых печах. перераб. и доп. / А. И. Морозов. – 2-е изд. – Челябинск : Металлургия, 1987. – 320 с.

116. Ойкс, Г. Н. Производство стали. Расчеты / Г. Н. Ойкс, Х. М. Иоффе. – 4-е изд. – Москва : Металлургия, 1975. – 480 с.

117. Григорян, В. А. Физико – химические расчеты электросталеплавильных процессов : Сб. задач с решениями / В. А. Григорян, А. Я. Стомахин, Ю. И. Уточкин [и др.] – 2-е изд. – Москва : МИСиС, 2007. – 318 с.

118. Явойский, В. И. Теория процессов производства стали / В. И. Явойский. – Москва : Изд-во "Металлургия", 1967. – 792 с.

119. Алленштейн, Й. Огнеупорные материалы. Структура, свойства, испытания: справочник / Й. Алленштейн ; под ред. Г. Роучка, Х. Вутнау. – Москва : Интернет Инжиниринг, 2010. – 392 с.

120. Иванцов ,Г. П. Нагрев металла / Г. П. Иванцов. – Свердловск ; Москва : Металлургиздат, 1948. – 192 с.

121. Тайц, Н.Ю. О влиянии теплофизических свойств стали на технологию нагрева / Н. Ю. Тайц, В .В. Асцатуров // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1967. – № 1. – С. 184- 189.

Патент на устройство для сжигания природного газа с кислородом

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ПОЛЕЗНУЮ МОДЕЛЬ

№ 213773

Устройство для сжигания природного газа и кислорода

Патентообладатель: *Открытое акционерное общество
"Научно-исследовательский институт
металлургической теплотехники" (ОАО "ВНИИМТ")
(RU)*

Авторы: *Воронов Герман Викторович (RU), Глухов Илья
Васильевич (RU), Зайнуллин Лик Анварович (RU)*

Заявка № 2022116999

Приоритет полезной модели 23 июня 2022 г.

Дата государственной регистрации
в Государственном реестре полезных
моделей Российской Федерации 28 сентября 2022 г.

Срок действия исключительного права
на полезную модель истекает 23 июня 2032 г.

*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат 68b80077e14e40f0a94eedbd24145d5c7
Владелец *Зубов Юрий Сергеевич*
Действителен с 2.03.2022 по 26.05.2023

Ю.С. Зубов



Акт внедрения в учебный процесс материалов диссертационной работы



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б.Н. Ельцина» (УрФУ)

ул. Мира, 19, Екатеринбург, 620002, тел.: +7 (343) 375-45-07
контакт-центр: +7 (343) 375-44-44, 8-800-100-50-44 (звонок бесплатный)
e-mail: rector@urfu.ru, www.urfu.ru
ОКПО 02069208, ОГРН 1026604939855, ИНН/КПП 6660003190/667001001

16.03.2023 № 01.03-04/108
На № _____ от _____

АКТ ВНЕДРЕНИЯ

в учебный процесс материалов диссертационной работы аспиранта Глухова Ильи Васильевича «Совершенствование тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при «скрап-карбюраторном» процессе выплавки полупродукта стали», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук.

В 2020-2021 и в 2021-2022 учебных годах на кафедре «Теплофизика и информатика в металлургии» Института новых материалов и технологий ФГАОУ ВО «УрФУ имени первого Президента России Б.Н. Ельцина» внедрены в учебный процесс материалы диссертации аспиранта Глухова Ильи Васильевича. Тема диссертации: «Совершенствование тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при «скрап-карбюраторном» процессе выплавки полупродукта стали», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук», специальность 2.6.2– Металлургия черных, цветных и редких металлов. Научный руководитель:

- профессор, доктор технических наук **Воронов Г.В.**
- профессор, доктор технических наук **Шешуков О.Ю.**

Материалы диссертационной работы внедрены в учебный процесс для подготовки магистров:

- 1) образовательная программа «Металлургия черных, цветных и редких металлов», код направления - 22.04.02, уровень подготовки – магистр:
 - дисциплина М.1.10.2 – «Современные энергоэффективные технологии металлургического производства». Разделы диссертации, связанные с описанием современных дуговых сталеплавильных печей, применением газокислородных горелок, расчетом горения природного газа с кислородом.
 - дисциплина М.1.12.1 – «Наладка и эксплуатация металлургических печей». Разделы диссертации, связанные с описанием технологической и тепловой работы современных дуговых сталеплавильных печей.

Директор по образовательной деятельности ФГАОУ ВО «УрФУ»
профессор, доктор технических наук



С.Т. Князев

С.Т. Князев

225817

Коэффициент расхода окислителя

Коэффициент расхода окислителя (кислорода α_k) регламентируют в соответствии с технологическими требованиями и графиком теплового режима печи.

Коэффициент расхода окислителя есть отношение действительного расхода окислителя поданного на горение топлива, к стехиометрическому расходу, необходимого по химической реакции окисления горючих компонентов топлива.

Если $\alpha = 1,0$ горение происходит в стехиометрическом соотношении. Если в исходной газовой смеси присутствует избыточный кислород $\alpha > 1,0$ (O_2^H) тогда объем продуктов сгорания ($V_{\alpha>1}$) возрастает, а балансовая и действительная температуры (t_α^b и t_d) снижаются.

Коэффициент расхода кислорода

$$\alpha_k = \frac{V_{O_2}^H}{V_{O_2}^{CX}}, \quad (B.1)$$

где, $V_{O_2}^H$ - действительный расход кислорода. На действующих печах используют технологический кислород (ГОСТ5583-88), который содержит 90-99,5 % O_2 .

Стехиометрическому кислороду ($V_{O_2}^{CX}$) соответствует эквивалентное стехиометрическое количество технологического кислорода

$$V_{KT}^{CX} = (1 + k_k) \cdot V_{O_2}^{CX}, \quad (B.2)$$

где, $k_k = \frac{100 - O_{KT}^{KT}}{O_{KT}^{KT}}$ – коэффициент, учитывающий содержание азота в технологическом кислороде, тогда

$$\alpha_k = \frac{V_{O_2}^H}{(1+k_k) \cdot V_{O_2}^{CX}}. \quad (B.3)$$

Коэффициента расхода кислородо-воздушной смеси (КВС)

$$\alpha_{KBC} = \frac{V_{KBC}^H}{V_{O_2}^{CX}}, \quad (B.4)$$

где, V_{KBC}^H - действительный расход КВС, подаваемой в печь.

$$k_{KBC} = \frac{100 - O_2^{KBC}}{O_2^{KBC}}. \quad (B.5)$$

Стехиометрическому количеству кислорода ($V_{O_2}^{CX}$) соответствует эквивалентное стехиометрическое количество КВС

$$V_{KBC}^{CX} = (1 + k_{KBC}) \cdot V_{O_2}^{CX}, \quad (B.6)$$

Тогда коэффициент расхода кислородо-воздушной смеси рассчитывают по формуле

$$\alpha_{KBC} = \frac{V_{KBC}^H}{(1+k_{KBC}) \cdot V_{O_2}^{CX}}. \quad (B.7)$$

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Действительная степень диссоциации водяного пара

Таблица Г.1 – Действительная степень диссоциации водяного пара в зависимости от действительной температуры и концентрации водяного пара, % [50]

| t _д , °С | Концентрация водяного пара, об. % | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---------------------|-----------------------------------|------|-------|-------|-------|--------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-------|
| | 5,803 | 6,77 | 7,747 | 8,715 | 9,682 | 11,616 | 13,55 | 15,485 | 17,419 | 19,354 | 24,199 | 29,035 | 33,871 | 38,717 | 43,553 | 48,386 | 58,071 | 67,752 | 77,72 |
| 1600 | 0,75 | 0,7 | 0,65 | 0,63 | 0,6 | 0,58 | 0,56 | 0,54 | 0,52 | 0,5 | 0,48 | 0,46 | 0,44 | 0,42 | 0,4 | 0,38 | 0,35 | 0,32 | 0,3 |
| 1700 | 1,27 | 1,2 | 1,16 | 1,15 | 1,08 | 1,02 | 0,95 | 0,9 | 0,85 | 0,8 | 0,76 | 0,73 | 0,7 | 0,67 | 0,64 | 0,62 | 0,6 | 0,57 | 0,54 |
| 1800 | 2,1 | 2 | 1,9 | 1,85 | 1,8 | 1,7 | 1,6 | 1,53 | 1,46 | 1,4 | 1,3 | 1,25 | 1,2 | 1,15 | 1,1 | 1,05 | 1 | 0,95 | 0,9 |
| 1900 | 3,6 | 3,4 | 3,25 | 3,1 | 3 | 2,85 | 2,7 | 2,6 | 2,5 | 2,4 | 2,2 | 2,1 | 2 | 1,9 | 1,8 | 1,7 | 1,63 | 1,56 | 1,5 |
| 2000 | 5,05 | 4,8 | 4,6 | 4,45 | 4,3 | 4 | 3,8 | 3,55 | 3,5 | 3,4 | 3,15 | 2,95 | 2,8 | 2,65 | 2,57 | 2,5 | 2,4 | 2,3 | 2,2 |
| 2100 | 7,5 | 7,1 | 6,8 | 6,55 | 6,35 | 6 | 5,7 | 5,45 | 5,25 | 5,1 | 4,8 | 4,55 | 4,3 | 4,1 | 3,9 | 3,7 | 3,55 | 3,4 | 3,25 |
| 2200 | 10,8 | 10,3 | 9,9 | 9,6 | 9,3 | 8,8 | 8,35 | 7,95 | 7,65 | 7,4 | 6,9 | 6,5 | 6,25 | 5,9 | 5,65 | 5,4 | 5,1 | 4,9 | 4,7 |
| 2300 | 15 | 14,3 | 13,7 | 13,3 | 12,9 | 12,2 | 11,6 | 11,1 | 10,7 | 10,4 | 9,6 | 9,1 | 8,7 | 8,4 | 8 | 7,7 | 7,3 | 6,9 | 6,7 |
| 2400 | 20 | 19,1 | 18,4 | 17,7 | 17,2 | 16,3 | 15,6 | 15 | 14,4 | 13,9 | 13 | 12,2 | 11,7 | 11,2 | 10,8 | 10,4 | 9,9 | 9,4 | 9 |
| 2500 | 25,6 | 24,5 | 23,5 | 22,7 | 22,1 | 20,9 | 20 | 19,3 | 18,6 | 18 | 17,3 | 16,2 | 15,2 | 14,6 | 14,1 | 13,7 | 12,9 | 12,3 | 11,7 |
| 2600 | 33,5 | 32,1 | 31 | 30,1 | 29,2 | 27,8 | 26,7 | 25,7 | 24,8 | 24,1 | 22,6 | 21,5 | 20,5 | 19,7 | 19,1 | 18,5 | 17,5 | 16,7 | 16 |
| 2700 | 40,7 | 39,2 | 37,9 | 36,9 | 35,9 | 34,2 | 33 | 31,8 | 30,8 | 29,9 | 28,2 | 26,8 | 25,7 | 24,8 | 24 | 23,3 | 22,1 | 21,1 | 20,3 |
| 2800 | 50,3 | 48,7 | 47,3 | 46,1 | 45 | 43,2 | 41,6 | 40,4 | 39,3 | 38,3 | 36,2 | 34,6 | 33,3 | 32,2 | 31,1 | 30,2 | 28,8 | 27,6 | 26,6 |
| 2900 | 58,6 | 56,9 | 55,5 | 54,3 | 53,2 | 51,3 | 49,7 | 48,3 | 47,1 | 46 | 43,7 | 41,9 | 40,5 | 39,2 | 38,1 | 37,1 | 35,4 | 34,1 | 32,9 |
| 3000 | 66,8 | 65,1 | 63,8 | 62,6 | 61,6 | 59,6 | 58 | 56,6 | 55,4 | 54,3 | 51,9 | 50 | 48,4 | 47 | 45,8 | 44,7 | 42,9 | 41,4 | 40,1 |

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Действительная степень диссоциации диоксида углерода

Таблица Д.1 – Действительная степень диссоциации диоксида углерода в зависимости от действительной температуры и концентрации диоксида углерода, % [50]

| t, °C | Объемная концентрация диоксида углерода, об. % | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-------|--|------|-------|-------|-------|--------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 5,803 | 6,77 | 7,747 | 8,715 | 9,682 | 11,616 | 13,55 | 15,485 | 17,419 | 19,354 | 24,199 | 29,035 | 33,871 | 38,717 | 43,553 | 48,386 | 58,071 | 67,752 |
| 1500 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 | 0,4 |
| 1600 | 1,8 | 1,7 | 1,6 | 1,55 | 1,5 | 1,45 | 1,4 | 1,35 | 1,3 | 1,3 | 1,2 | 1,1 | 1 | 0,95 | 0,9 | 0,85 | 0,83 | 0,79 |
| 1700 | 3,3 | 3,1 | 3 | 2,9 | 2,8 | 2,6 | 2,5 | 2,4 | 2,3 | 2,2 | 2 | 1,9 | 1,8 | 1,75 | 1,7 | 1,65 | 1,6 | 1,5 |
| 1800 | 5,5 | 5,2 | 5 | 4,8 | 4,6 | 4,4 | 4,2 | 4 | 3,8 | 3,7 | 3,5 | 3,3 | 3,1 | 3 | 2,9 | 2,75 | 2,6 | 2,5 |
| 1900 | 8,9 | 8,5 | 8,1 | 7,8 | 7,6 | 7,2 | 6,8 | 6,5 | 6,3 | 6,1 | 5,6 | 5,3 | 5,1 | 4,9 | 4,7 | 4,5 | 4,3 | 4,1 |
| 2000 | 14,6 | 13,9 | 13,4 | 12,9 | 12,5 | 11,8 | 11,2 | 10,8 | 10,4 | 10 | 9,4 | 8,8 | 8,4 | 8 | 7,7 | 7,4 | 7,1 | 6,8 |
| 2100 | 21,3 | 20,3 | 19,6 | 18,9 | 18,3 | 17,3 | 16,6 | 15,9 | 15,3 | 14,9 | 13,9 | 13,1 | 12,5 | 12 | 11,5 | 11,2 | 10,5 | 10,1 |
| 2200 | 31,5 | 30,3 | 29,2 | 28,3 | 27,5 | 26,1 | 25 | 24,1 | 23,3 | 22,6 | 21,2 | 20,1 | 19,2 | 18,5 | 17,9 | 17,3 | 16,4 | 15,6 |
| 2300 | 40,7 | 39,2 | 37,9 | 36,9 | 35,9 | 34,3 | 32,9 | 31,8 | 30,9 | 30 | 28,2 | 26,9 | 25,7 | 24,8 | 24 | 23,2 | 22,1 | 21,1 |
| 2400 | 51,8 | 50,2 | 48,8 | 47,6 | 46,5 | 44,6 | 43,1 | 41,8 | 40,6 | 39,6 | 37,5 | 35,8 | 34,5 | 33,3 | 32,3 | 31,4 | 29,1 | 28,7 |
| 2500 | 62,2 | 60,6 | 59,3 | 58 | 56,9 | 55 | 53,4 | 52 | 50,7 | 49,7 | 47,3 | 45,4 | 43,9 | 42,6 | 41,4 | 40,4 | 38,7 | 37,2 |
| 2600 | 71,6 | 70,2 | 68,9 | 67,8 | 66,7 | 64,9 | 63,4 | 62 | 60,8 | 59,7 | 57,4 | 55,5 | 53,8 | 52,4 | 51,2 | 50,1 | 48,2 | 46,6 |
| 2700 | 79,8 | 78,6 | 77,6 | 76,6 | 75,7 | 74,1 | 72,8 | 71,6 | 70,5 | 69,4 | 67,3 | 65,5 | 63,9 | 62,6 | 61,3 | 60,3 | 58,4 | 56,8 |
| 2800 | 86,1 | 85,2 | 84,4 | 83,7 | 83 | 81,7 | 80,6 | 79,6 | 78,7 | 77,9 | 76,1 | 74,5 | 73,2 | 71,9 | 70,8 | 69,9 | 68,1 | 66,6 |
| 2900 | 90,6 | 90 | 89,4 | 88,8 | 88,3 | 87,4 | 86,5 | 85,8 | 85,1 | 84,5 | 83 | 86,8 | 80,7 | 79,7 | 78,8 | 78 | 76,5 | 75,2 |
| 3000 | 93,9 | 93,5 | 93,1 | 92,7 | 92,3 | 91,7 | 91,1 | 90,6 | 90,1 | 89,6 | 88,5 | 87,6 | 86,8 | 86 | 85,4 | 84,7 | 83,6 | 82,5 |

Пример расчета горения природного газа с кислородом

Состав газообразного топлива (на сухую массу) и исходные данные расчета приведены в таблице Е.1

Таблица Е.1 – Состав сухого природного газа

| п/п | Параметр | Значение |
|-----|---|--|
| 1 | Концентрация компонентов газа, об. %: | 100 |
| 1.1 | Метан (CH ₄) | 98,99 |
| 1.2 | Этан (C ₂ H ₆) | 0,11 |
| 1.3 | Пропан (C ₃ H ₈) | 0,04 |
| 1.4 | Диоксид углерода (CO ₂) | 0,04 |
| 1.5 | Азот (N ₂) | 0,81 |
| 1.6 | Кислород (O ₂) | 0,01 |
| 2 | Содержание водяного пара, d _r , г/м ³ с.г | 5 |
| 3 | Температура природного газа, °С | 20 |
| 4 | Окислитель | технологический кислород, содержащий O ₂ = 95 об. % |
| 5 | Температура окислителя, °С | 20 |
| 6 | Коэффициент расхода окислителя, α _к | 1,0 |

Состав влажного газа рассчитан с использованием формул, учитывая, что водяной пар неидеальный газ:

– в 1 м³ сухого воздуха содержится объем водяного пара:

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{d_r \cdot V_{\text{H}_2\text{O}}^M}{1000 \cdot M_{\text{H}_2\text{O}}^M} = \frac{d_r \cdot 23,45}{1000 \cdot 18,016} = 0,001302 \cdot d_r \text{ м}^3, \quad (\text{E.1})$$

где, $M_{\text{H}_2\text{O}}^M$ – мольная масса H₂O, 18,016 кг/кмоль;

$V_{\text{H}_2\text{O}}^M$ – мольный объем H₂O, 23,45 м³/кмоль;

– концентрация H₂O во влажном газе:

$$\text{H}_2\text{O} = \frac{100 \cdot 0,001302 \cdot d_r}{1 + 0,001302 \cdot d_r} = 0,65 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.2})$$

– состав влажного газа:

$$x_{\text{вл}} = \frac{100 \cdot x_{\text{сух}}}{100 + 0,1302 \cdot d_r} \text{ об. \%}, \quad (\text{E.3})$$

где, $x_{\text{сух}}$ – содержание компонента в сухом газе, об. %;

$$\text{CH}_4^{\text{B}} = 100 \cdot 98,99 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 98,35 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.4})$$

$$\text{C}_2\text{H}_6^{\text{B}} = 100 \cdot 0,11 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 0,11 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.5})$$

$$\text{C}_3\text{H}_8^{\text{B}} = 100 \cdot 0,04 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 0,04 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.6})$$

$$\text{CO}_2^{\text{B}} = 100 \cdot 0,04 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 0,04 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.7})$$

$$\text{N}_2^{\text{B}} = 100 \cdot 0,81 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 0,80 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.8})$$

$$\text{O}_2^{\text{B}} = 100 \cdot 0,01 / (100 + 0,1302 \cdot 5,0) = 0,01 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.9})$$

$$\text{H}_2\text{O}^{\text{B}} = 0,65 \text{ об. \%}.$$

Проверка: $\sum x_{\text{об.}} = 100 \text{ об. \%}$.

Низшая теплота сгорания влажного газа

$$Q_{\text{н.г}}^{\text{p.B}} = 0,01 (Q_{\text{CH}_4} \cdot \text{CH}_4^{\text{B}} + Q_{\text{C}_2\text{H}_6} \cdot \text{C}_2\text{H}_6^{\text{B}} + Q_{\text{C}_3\text{H}_8} \cdot \text{C}_3\text{H}_8^{\text{B}}) = 0,01 (35797 \cdot 98,36 + 64351 \cdot 0,1 + 93573 \cdot 0,04) = 35311,7 \text{ кДж/нм}^3. \quad (\text{E.10})$$

Изменение теплоты горения на $\Delta Q = Q_{\text{н.г}}^{\text{p.C}} - Q_{\text{н.г}}^{\text{p.B}} = 229,1 \text{ кДж/нм}^3$ или на 0,64 %.

Стехиометрический расход кислорода

Стехиометрический расход кислорода на горение влажного природного газа при $\alpha_{\text{к}} = 1,0$

$$V_{\text{O}_2} = 0,01 \cdot [\sum (\frac{3n+1}{2})\text{C}_n\text{H}_{2n+2} - \text{O}_2] = 0,01 (2 \cdot 98,35 + 3,5 \cdot 0,11 + 5 \cdot 0,04 - 0,01) = 1,973 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{E.11})$$

Стехиометрический расход технологического кислорода при $\alpha_{\text{к}} = 1,0$

$$L_{\text{ок}} = V_{\text{O}_2} \cdot (1 + k') = 1,973 \cdot (1 + \frac{100-95}{95}) = 2,077 \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{E.12})$$

где $k' = \frac{100-95}{95} = 0,053$, при содержании кислорода $Q'_2 = 95 \text{ об. \%}$ в технологическом кислороде.

Объем и концентрация компонентов продуктов горения.

Объем составляющих продуктов горения при $\alpha_{\text{к}} = 1,0$

$$V_{\text{CO}_2}^0 = 0,01 \cdot (\text{CO}_2^{\text{B}} + n \cdot \sum \text{C}_n\text{H}_{2n+2}^{\text{B}}) = 0,01 \cdot (0,04 + 98,35 + 2 \cdot 0,11 + 3 \cdot 0,04) = 0,987 \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (\text{E.13})$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}}^0 = 0,01 \cdot [\text{H}_2\text{O}^{\text{B}} + (n+1) \cdot \sum \text{C}_n\text{H}_{2n+2}^{\text{B}}] = 0,01 \cdot (0,65 + 2 \cdot 98,35 + 3 \cdot 0,11 + 4 \cdot 0,04) = 1,979 \text{ м}^3/\text{м}^3; \quad (\text{E.14})$$

$$V_{\text{N}_2}^0 = 0,01 \cdot \text{N}_2^{\text{B}} + k' \cdot V_{\text{O}_2} = 0,01 \cdot 0,80 + 0,053 \cdot 1,973 = 0,112 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{E.15})$$

Общее количество продуктов горения при $\alpha_{\text{к}} = 1,0$

$$V_0 = V_{\text{CO}_2}^0 + V_{\text{H}_2\text{O}}^0 + V_{\text{N}_2}^0 = 0,987 + 1,979 + 0,112 = 3,078 \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{E.16})$$

Концентрация компонентов продуктов горения

$$x^0 = (V_x^0 / V_0) \cdot 100 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.17})$$

где, V_x^0 – объем компонента продуктов горения природного газа при $\alpha_{\text{к}} = 1,0$:

$$\text{CO}_2^0 = (0,987/3,078) \cdot 100\% = 32,06 \text{ об. \%}; \quad (\text{E.18})$$

$$\text{H}_2\text{O}^0 = (1,978/3,078) \cdot 100\% = 64,3 \text{ об. } \%; \quad (\text{E.19})$$

$$\text{N}_2^0 = (0,112/3,078) \cdot 100\% = 3,64 \text{ об. } \%; \quad (\text{E.20})$$

$$\sum x^0 = 100 \text{ об. } \%.$$

По формулам, приведенным на диаграммах на рис. 2.1 и 2.2 определим действительные степень диссоциации $\{\text{H}_2\text{O}\}$ и $\{\text{CO}_2\}$ (a_d и b_d) при температуре 2400 °С с помощью программы Excel методом подбора параметра производим расчет

$$a_d = -4,232 \cdot \ln(C_{\text{H}_2\text{O}}) + 26,831 = -4,232 \cdot \ln(64,3) + 26,831 = 9,211; \quad (\text{E.21})$$

$$b_d = 80,806 \cdot C_{\text{CO}_2}^{-0,244} = 80,806 \cdot 32,06^{-0,244} = 34,67. \quad (\text{E.22})$$

В результате диссоциации водяного пара в продуктах сгорания ПГ образуется свободный кислород и водород:

$$\begin{aligned} V_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}} &= 4,775 \cdot 10^{-5} \cdot a_d \cdot \text{H}_2\text{O}^d \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} = \\ &= 4,775 \cdot 10^{-5} \cdot 9,211 \cdot 64,3 \cdot 3,078 = 0,087 \text{ м}^3/\text{м}^3; \end{aligned} \quad (\text{E.23})$$

$$\begin{aligned} V_{\text{H}_2}^{\text{дис}} &= 9,57 \cdot 10^{-5} \cdot a_d \cdot \text{H}_2\text{O}^d \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} \cdot \\ &= 9,57 \cdot 10^{-5} \cdot 9,211 \cdot 64,3 \cdot 3,078 = 0,174 \text{ м}^3/\text{м}^3 \end{aligned} \quad (\text{E.24})$$

Суммарный объем продуктов сгорания, включающий недиссоциированный водяной пар, водород и кислород

$$\begin{aligned} V'_{\text{H}_2\text{O}} &= (1 - 0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} \cdot \text{H}_2\text{O}^d \cdot 0,01 + V_{\text{H}_2}^{\text{дис}} + V_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}} = (1 - 0,01 \cdot 9,211) \cdot 3,078 \cdot 64,3 \cdot \\ &0,01 + 0,174 + 0,087 = 2,058 \text{ м}^3/\text{м}^3. \end{aligned} \quad (\text{E.25})$$

Диссоциация $\{\text{CO}_2\}$ в продуктах сгорания приводит к образованию свободного кислорода и оксида углерода. Объем кислорода и оксида углерода составит:

$$\begin{aligned} V_{\text{O}_2}^{\text{CO}_2} &= 5,03 \cdot 10^{-5} \cdot b_d \cdot \text{CO}_2^d \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} = \\ &= 5,03 \cdot 10^{-5} \cdot 64,16 \cdot 34,67 \cdot 3,078 = 0,172 \text{ м}^3/\text{м}^3; \end{aligned} \quad (\text{E.26})$$

$$\begin{aligned} V_{\text{CO}}^{\text{дис}} &= 10,06 \cdot 10^{-5} \cdot b_d \cdot \text{CO}_2^d \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} = \\ &= 10,06 \cdot 10^{-5} \cdot 64,16 \cdot 34,67 \cdot 3,078 = 0,344 \text{ м}^3/\text{м}^3. \end{aligned} \quad (\text{E.27})$$

Объем продуктов сгорания, включающий недиссоциированный диоксид углерода, оксид углерода и кислород

$$\begin{aligned} V'_{\text{CO}_2} &= (1 - 0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} \cdot \text{CO}_2^d \cdot 0,01 + V_{\text{O}_2}^{\text{CO}_2} + V_{\text{CO}}^{\text{дис}} = (1 - 0,01 \cdot 64,16) \cdot 3,078 \cdot 32,06 \cdot \\ &0,01 + 0,172 + 0,344 = 1,161 \text{ м}^3/\text{м}^3. \end{aligned} \quad (\text{E.28})$$

Общий объем и состав продуктов сгорания ПГ с учетом диссоциации водяного пара (H_2O) и диоксида углерода (CO_2)

$$\begin{aligned} V_{\alpha}^{\text{дис}} &= (1 - 0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} \cdot \text{H}_2\text{O}^d \cdot 0,01 + V_{\text{H}_2}^{\text{дис}} + V_{\text{O}_2}^{\text{H}_2\text{O}} + (1 - 0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{\text{TK}}} \cdot \text{CO}_2^d \cdot 0,01 + V_{\text{O}_2}^{\text{CO}_2} + \\ &V_{\text{CO}}^{\text{дис}} + V_{\text{N}_2} + V_{\text{O}_2}^{\text{н}} = (1 - 0,01 \cdot 9,211) \cdot 3,078 \cdot 64,3 \cdot 0,01 + 0,174 + 0,087 + (1 - 0,01 \cdot 64,67) \cdot \\ &3,078 \cdot 32,06 \cdot 0,01 + 0,172 + 0,344 + 0,11 + 0 = 3,332 \text{ м}^3/\text{м}^3. \end{aligned} \quad (\text{E.29})$$

Концентрация компонентов продуктов сгорания природного газа с технологическим кислородом с учетом диссоциации $\{H_2O\}$ и $\{CO_2\}$:

$$CO'_2 = \frac{(1-0,01 \cdot b) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot CO_2^D}{V_{\alpha}^{дис}} = \frac{(1-0,01 \cdot 34,67) \cdot 3,078 \cdot 32,06}{3,332} = 19,35 \text{ об. \%}; \quad (E.30)$$

$$H_2O' = \frac{(1-0,01 \cdot a) \cdot V_{\alpha_{TK}} \cdot H_2O_D}{V_{\alpha}^{дис}} = \frac{(1-0,01 \cdot 9,211) \cdot 3,078 \cdot 64,3}{3,332} = 53,94 \text{ об. \%}; \quad (E.31)$$

$$N'_2 = \frac{0,01 \cdot N_2^B + k^{TK} \cdot \alpha_{TK} \cdot V_{O_2}^K}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 = \frac{0,01 \cdot 0,81 + 0,0526 \cdot 1 \cdot 1,973}{3,332} \cdot 100 = 3,36 \text{ об. \%}, \quad (E.32)$$

где, N_2^B - концентрация азота в ПГ влажного состава, об. %;

α_{TK} - коэффициент расхода технологического кислорода;

$$k^{TK} = \frac{100 - O_2^{TK}}{O_2^{TK}} = \frac{100 - 95}{95} = 0,0526 - \text{азотный коэффициент технологического кислорода.}$$

Свободный кислород:

$$O'_2 = \frac{(\alpha_K - 1) V_{O_2}^K + V_{O_2}^{CO_2} + V_{O_2}^{H_2O}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 = \frac{(1-1)1,973 + 0,087 + 0,172}{3,332} \cdot 100 = 7,78 \text{ об. \%} \quad (E.33)$$

$$CO' = \frac{V_{CO}^{CO_2}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 = \frac{0,64}{3,332} \cdot 100 = 10,33 \text{ об. \%}; \quad (E.34)$$

$$H'_2 = \frac{V_{H_2}^{H_2O}}{V_{\alpha}^{дис}} \cdot 100 = \frac{0,4}{3,332} \cdot 100 = 5,24 \text{ об. \%}. \quad (E.35)$$

Степень черноты слоя продуктов сгорания

$$\varepsilon_{пго} = \varepsilon_{CO_2} f(T_{\alpha}^b \cdot 0,01 \cdot S_{\text{эф}}^{\text{ш}} \cdot CO'_2) + \beta \cdot \varepsilon_{H_2O} f(T_{\alpha}^b \cdot 0,01 \cdot S_{\text{эф}}^{\text{ш}} \cdot H_2O'), \quad (E.36)$$

где, $S_{\text{эф}}^{\text{ш}} = \eta_{\text{эф}} \cdot \frac{4V_{\text{ш}}}{F_{\text{ш}}}$ - эффективная длина луча в объеме сферической формы продуктов сгорания при условии, что объем шара $V_{\text{ш}} = \frac{4}{3}\pi R_{\text{ш}}^3 = V_{\alpha=1}^{дис} = 3,332 \text{ м}^3$ и поверхность $F_{\text{ш}} = 4\pi R_{\text{ш}}^2 = 4 \cdot 3,14 \cdot 0,928^2 = 10,81, \text{ м}^2$;

T_{α}^b - балансовая температура продуктов сгорания, К;

CO'_2, H_2O' - концентрация соответственно диоксида углерода и водяного пара, об. %;

β - поправочный коэффициент, учитывающий большее влияние концентрации водяного пара по сравнению с $S_{\text{эф}}$ на степень черноты H_2O [50, 55];

$\eta_{\text{эф}}$ - коэффициент эффективности излучения газового объема, соответствующий доле тепловой энергии, которая достигает условной оболочки шара площадью $F_{\text{ш}}$ ($\eta_{\text{эф}} = 0,75 - 0,95$) [53].

Радиус шара, эквивалентный стехиометрическому объему продуктов сгорания

$$R_{\text{ш}} = \sqrt[3]{\frac{V_{\alpha=1}^{дис}}{4\pi}} = 0,621 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{дис}} = 0,621 \cdot \sqrt[3]{3,332} = 0,928, \text{ м}. \quad (E.37)$$

Эффективная длина теплового луча в сферическом объеме

$$S_{\text{эф}}^{\text{ш max}} = 1,266 \cdot 0,621 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}} = 0,786 \cdot \sqrt[3]{V_{\alpha=1}^{\text{дис}}} = 0,786 \cdot \sqrt[3]{3,332} = 1,174 \text{ м.} \quad (\text{E.38})$$

Действительная степень черноты объема продуктов сгорания

$$\varepsilon_{\text{пго}}^{\text{д}} = \varepsilon_{\text{CO}_2} + \beta \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}} = 0,034 + 0,249 = 0,283. \quad (\text{E.39})$$

Из этой суммы вычитают поправку $\delta = \varepsilon_{\text{CO}_2} \cdot \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$, связанную с совпадением некоторых полос излучения в спектре $\{\text{CO}_2\}$ и $\{\text{H}_2\text{O}\}$

$$\varepsilon'_{\text{пго}} = \varepsilon_{\text{пго}}^{\text{д}} - \delta = \varepsilon_{\text{пго}}^{\text{д}} - \varepsilon_{\text{CO}_2} \cdot \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}} = 0,283 - 0,034 \cdot 0,249 = 0,274.$$

Действительная температура продуктов сгорания углеводородов с учетом отдачи тепловой энергии излучением в неограниченное свободное пространство

$$t_{\alpha=1}^{\text{д}} = \frac{Q_{\text{ну}}^{\text{п}} - Q_3^{\text{дис}} - Q_{\text{л}} + Q_{\text{к}}^{\text{ф}} + Q_{\text{пг}}^{\text{ф}}}{0,01 \cdot V_{\alpha=1} \cdot \sum c_i \cdot c_i^{t_{\alpha=1}^{\text{д}}}} = \frac{35310,94 - 6234,46 - 9468,77 + 363,07 + 333,92}{0,01 \cdot 3,078 \cdot (32,064 \cdot 3,089 + 64,299 \cdot 2,529 + 3,637 \cdot 1,687)} = 2463 \text{ }^{\circ}\text{C}, \quad (\text{E.40})$$

где, $Q_{\text{л}}$ – количество теплоты продуктов сгорания, отданное в окружающую среду за счет излучения $\{\text{CO}_2'\}$ и $\{\text{H}_2\text{O}'\}$ при температуре $t_{\alpha=1}^{\text{д}}$, кДж;

$c_i^{t_{\alpha=1}^{\text{д}}}$ – теплоемкость CO_2' и $\text{H}_2\text{O}'$ при действительной температуре $t_{\alpha=1}^{\text{д}}$, $\frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C}}$.

$Q_{\text{ну}}^{\text{п}}$ – низшая теплота сгорания смеси углеводородов, кДж/м³;

$t_{\alpha=1}^{\text{ж}}$ – температура продуктов сгорания (жаропроизводительность), $^{\circ}\text{C}$;

$V_{\alpha=1}^{\text{у}}$ – стехиометрический объем продуктов сгорания, м³/м³;

c_i – концентрация i -го компонента в продуктах сгорания, об. %;

$$c_{\text{CO}_2}^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} = (44,14 + 9,04 \cdot 10^{-3} \cdot T^{\text{ж}} - 8,54 \cdot 10^5 \cdot (T^{\text{ж}})^{-2}) \cdot 0,04492 = (44,14 + 9,04 \cdot 10^{-3} \cdot 2736 - 8,54 \cdot 10^5 \cdot (2736)^{-2}) \cdot 0,04492 = 3,089 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C}}; [45, 50] \quad (\text{E.41})$$

$$c_{\text{H}_2\text{O}}^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} = (30 + 10,71 \cdot 10^{-3} \cdot T^{\text{ж}} - 0,33 \cdot 10^5 \cdot (T^{\text{ж}})^{-2}) \cdot 0,04264 = (30 + 10,71 \cdot 10^{-3} \cdot 2736 - 0,33 \cdot 10^5 \cdot (2736)^{-2}) \cdot 0,04264 = 2,529 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C}}; [45, 50] \quad (\text{E.42})$$

$$c_{\text{N}_2}^{t_{\alpha=1}^{\text{ж}}} = (27,88 + 4,27 \cdot 10^{-3} \cdot T^{\text{ж}}) \cdot 0,04264 = (27,88 + 4,27 \cdot 10^{-3} \cdot 2736) \cdot 0,04264 = 1,628 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C}}; \quad (\text{E.43})$$

По рекомендации Кутателадзе С.С.

$$Q_{\text{л}} = 4,9 \left[\varepsilon'_{\text{пго}} \left(\frac{T_{\alpha=1}^{\text{д}}}{100} \right)^4 - a_{\text{в}} \left(\frac{T_0}{100} \right)^4 \right] F_{\text{ш}} \cdot \frac{4,1868}{3600} \text{ кДж}; \quad (\text{E.44})$$

$$Q_{\text{л}} = 4,9 \left[\varepsilon'_{\text{пго}} \left(\frac{T_{\alpha=1}^{\text{д}}}{100} \right)^4 - 55,67 \right] F_{\text{ш}} \cdot \frac{4,1868}{3600} = 4,9 \cdot \left[0,274 \left(\frac{(2463+273,15)}{100} \right)^4 - 55,67 \right] \cdot 10,81 \cdot \frac{4,1868}{3600} = 9468,77 \text{ кДж}, \quad (\text{E.45})$$

где, $a_{\text{в}}$ – степень поглощения окружающей среды, равной единице;

T_0 – термодинамическая температура, 273,15 К.

Тепловой пирометрический коэффициент

$$\eta_{\text{пир}}^{\text{теп}} = 1 - \frac{Q_{\text{л}}}{V_{\text{г}} \cdot Q_{\text{нв}}^{\text{п}}} \cdot 100 = 1 - \frac{9468,77}{1 \cdot 35310,94} \cdot 100 = 73,19 \%, \quad (\text{E.46})$$

где, $V_{\text{г}}$ - количество исходного газа, м³.

Температурный пирометрический коэффициент продуктов сгорания можно оценить для выбранных начальных и граничных условий:

$$\eta_{\text{пир}}^{\text{тем}} = \frac{T_{\text{д}}}{T_{\alpha=1}^6} \cdot 100 = \sqrt[4]{1 - \varepsilon'_{\text{пго}}} = \frac{(2463+273)}{(2692+273)} \cdot 100 = 92,27. \quad (\text{E.47})$$

В таблице E.2 представлены результаты расчета характеристик продуктов сгорания углеводородов при $t_{\alpha=1}^6$ и теплоотдаче излучением в неограниченную среду.

Таблица E.2 - Характеристики продуктов сгорания природного газа при температуре $t_{\alpha=1}^{\text{д}}$

| п/п | Параметр | Значение |
|-----|--|----------|
| 1 | Объем продуктов сгорания природного газа с учетом диссоциации $V_{\alpha_k=1}^{\text{дис}}, \text{ м}^3/\text{м}^3$ | 3,332 |
| 2 | Объем шара $V_{\text{ш}}^{\text{дис}}, \text{ м}^3$ | 3,332 |
| 3 | Поверхность шара $F_{\text{ш}}^{\text{дис}}, \text{ м}^2$ | 10,81 |
| 4 | Радиус шара $R_{\text{ш}}^{\text{дис}}, \text{ м}$ | 0,928 |
| 5 | Эффективная длина теплового луча $S_{\text{эф}}, \text{ м}$ | 1,174 |
| 6 | $0,01 \cdot S_{\text{эф}} \cdot \text{H}_2\text{O}^{\text{дис}}, \text{ м}$ | 0,633 |
| 7 | $0,01 \cdot S_{\text{эф}} \cdot \text{CO}_2^{\text{дис}}, \text{ м}$ | 0,227 |
| 8 | Степень черноты диоксида углерода $\varepsilon_{\text{CO}_2}$ | 0,034 |
| 9 | Степень черноты водяного пара $\beta \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$ | 0,249 |
| 10 | Действительная степень черноты продуктов сгорания $\varepsilon_{\text{угл}}^{\text{д}}$ | 0,283 |
| 11 | Скорректированная степень черноты продуктов сгорания $\varepsilon'_{\text{угл}}$ | 0,274 |
| 12 | Количество теплоты излучением {CO ₂ } и {H ₂ O}, отданной в окружающую среду $Q_{\text{л}}, \text{ кДж}$ | 9468,77 |
| 13 | Тепловой пирометрический коэффициент $\eta_{\text{пир}}^{\text{теп}}, \%$ | 73,19 |
| 14 | Температурный пирометрический коэффициент $\eta_{\text{пир}}^{\text{тем}}, \%$ | 92,27 |
| 15 | Действительная температура $t_{\text{д}}, \text{ }^\circ\text{C}$ | 2463 |

Материальный баланс плавки в современной дуговой сталеплавильной печи ДСП-120

Д.1 Приход шихты при скрап-карбюраторном процессе производства стали от выпуска до выпуска

Материальный баланс составлен для конкретной плавки полупродукта стали 35ГС с закрытой дугой и без «болота» (Приложение Ж). Загрузка производится в 2 этапа (2 корзины).

Металлолом марок 2А и 3А ($m_{л}$). Стальной лом и отходы марки 2А - это кусковой лом и отходы, а также шихтовые слитки, удобные для загрузки плавильных агрегатов. Не допускаются проволока и изделия из проволоки. Размеры куска должны быть не более 600x350x250 мм [16].

Стальной лом и отходы марки 3А - это кусковой лом, отходы и стальной скрап, удобные для загрузки плавильных агрегатов. Не допускаются проволока и изделия из проволоки. Размеры куска должны быть не более 800x500x500 мм [16].

Масса шихты первой корзины 81 490 кг и масса лома второй корзины 65000 кг.

1. Суммарная масса лома

$$m_{л} = 140000 \text{ кг.}$$

2. Масса извести (CaO)

$$m_{CaO} = 4805 \text{ кг.}$$

3. Масса кускового кокса

$$m_{к} = 1685 \text{ кг.}$$

4. Масса коксовой пыли $m_{к.п}$ (для вспенивания шлака)

$$m_{к.п} = 127 \text{ кг.}$$

5. Масса компрессорного воздуха $m_{к.в}$ (для доставки коксовой пыли в ванну).

Массовое отношение смеси компрессорный/коксовая пыль воздух:

$$\mu = \frac{m_{к.в}}{m_{к.п}} = 12 \text{ кг/кг [50].} \quad (\text{И.1})$$

Масса компрессорного воздуха, необходимая для доставки и распыления коксовой пыли в расплаве шлака:

$$m_{к.в} = \frac{m_{к.п}}{12} = \frac{127}{12} = 10,58 \text{ кг.} \quad (\text{И.2})$$

6. Масса электродов $m_{эл}$.

Удельный расхода электродов на тонну полупродукта $m_{эл} = 1,65 \text{ кг/т [14].}$

$$m_{эл} = 1,65 \cdot 129,7 = 227 \text{ кг,}$$

где, 129,7 – масса полупродукта, т.

7. Масса природного газа ($m_{пг}$). Расход природного за весь период плавки:

$$m_{\text{пг}} = V_{\text{пг}} \cdot \rho_0^{\text{пг}}, \quad (\text{И.3})$$

где, $V_{\text{пг}}$ – расход природного газа за плавку, 868 м^3 ;

$\rho_0^{\text{пг}}$ – плотность природного газа, 0,727 $\text{кг}/\text{м}^3$.

$$m_{\text{пг}} = 868 \cdot 0,727 = 631,04 \text{ кг.}$$

8. Масса технологического кислорода (m_{O_2}) (90-99,5 % O_2 ГОСТ 5583-68):

$$m_{\text{O}_2} = V_{\text{O}_2}^{\text{гоп}} \cdot \rho_0^{\text{O}_2}, \quad (\text{И.4})$$

где, $V_{\text{O}_2}^{\text{гоп}}$ – расход кислорода за плавку, $V_{\text{O}_2}^{\text{гоп}} = 5583 \text{ м}^3$;

$\rho_0^{\text{O}_2}$ – плотность кислорода, 1,429 $\text{кг}/\text{м}^3$.

$$m_{\text{O}_2} = 5583 \cdot 1,429 = 7978,11 \text{ кг.}$$

9. Масса воздуха ($m_{\text{п.в}}$), поступающая в печь через технологическое окно, открытое на 15 % за период работы под током $V_{\text{в.акт}}^{15} = 4042,63 \text{ м}^3$ (из баланса по кислороду).

$$m_{\text{п.в}} = V_{\text{в.акт}}^{15} \cdot \rho_{\text{ов}} = 4042,63 \cdot 1,293 = 5227,12 \text{ кг.} \quad (\text{И.5})$$

Общий приход материалов за период плавки

$$\begin{aligned} \sum m_{\text{пр}} &= m_{\text{л}} + m_{\text{CaO}} + m_{\text{к}} + m_{\text{к.п}} + m_{\text{к.в}} + m_{\text{эл}} + m_{\text{пг}} + m_{\text{O}_2} + m_{\text{п.в}} = \\ &= 140000 + 4805 + 1685 + 127 + 10,58 + 227 + 631,04 + 7978,11 + 5227,12 = 160690,85 \text{ кг.} \end{aligned} \quad (\text{И.6})$$

Д.2 Расход массы материалов за плавку по выходу

1. Масса полупродукта:

$$m_{\text{п.п.}} = 129700 \text{ кг.}$$

1. Масса шлака регламентируется технологической инструкцией – 7,2 % от массы полупродукта:

$$m_{\text{ш}} = 0,072 \cdot 129700 = 9338,4 \text{ кг.}$$

3. Масса дымовых газов. Общий объем дымовых газов для ДСП -120 составляет 12-20 тыс. м^3 [92]. Примем образование дымовых газов 100 $\text{м}^3/\text{ч}$ на 1 тонну полупродукта.

Масса дымовых газов:

$$m_{\text{д.г.}} = V_{\text{дг}}^0 \cdot \rho_0^{\text{дг}} \cdot \tau_{\text{пл}}, \text{ кг} \quad (\text{И.7})$$

где, $V_{\text{дг}}^0$ – расход дымовых газов ($V_{\text{дг}} = 129,7 \cdot 100 \cdot 0,923 = 11971 \text{ м}^3/\text{ч}$);

$\rho_0^{\text{дг}}$ – плотность дымовых газов определяется по химическому составу дымовых газов 1,029, $\text{кг}/\text{м}^3$.

$\tau_{\text{пл}}$ – время плавки, 0,923 ч.

$$m_{\text{дг}} = 11971 \cdot 1,029 = 12315,16 \text{ кг.}$$

4. Масса пыли. Для данной печи согласно паспорту печи выход пыли за одну плавку составляет 14,2 % от массы железосодержащей шихты, что соответствует технологической инструкции:

$$m_{\text{п.}} = 0,142 \cdot 140000 = 19880 \text{ кг.}$$

Выбивание через зазоры между электродами и футеровку свода, технологическое окно и опорное кольцо свода учтено не было.

Суммарный расход материалов.

$$m_{\Sigma} = m_{п.п.} + m_{ш} + m_{д.г.} + m_{п.} = 129700 + 9338,4 + 12315,16 + 19880 = 171233,56 \text{ кг.} \quad (\text{И.8})$$

Расхождение массы прихода материалов в печь и расхода (невязка)

$$\Delta m_{нев} = (171233,56 - 160690,85) \cdot 100 / 171233,56 = 6,16 \text{ \%}.$$

Баланс углерода в рабочем пространстве ДСП при скрап-карбюраторном процессе

Баланс углерода выполнен за период одной плавки в режиме работы печи по скрап карбюраторному процессу при отсутствии чугуна в шихте.

К.1 Приход углерода

1. С кусковым коксом в завалку в качестве карбюризатора

$$m_{\text{кк}}^c = 0,01 \cdot m_{\text{кк}} \cdot C_c^{\text{кк}} \text{ кг}, \quad (\text{К.1})$$

где, $m_{\text{кк}}$ – масса кускового кокса, кг;

$C_c^{\text{кк}}$ – содержание углерода в коксе, масс. %.

2. С коксовой пылью, подаваемой для вспенивания шлака

$$m_{\text{кп}}^c = 0,01 \cdot m_{\text{кп}} \cdot C_c^{\text{кп}} \text{ кг}, \quad (\text{К.2})$$

где, $m_{\text{кп}}$ – масса коксовой пыли, кг;

$C_c^{\text{кп}}$ – содержание углерода в коксовой пыли, масс. %.

3. С электродным боем с целью утилизации отходов

$$m_{\text{эб}}^c = 0,01 \cdot m_{\text{эб}} \cdot C_c^{\text{эб}} \text{ кг}, \quad (\text{К.3})$$

где, $m_{\text{эб}}$ – масса боя электродов, кг;

$C_c^{\text{эб}}$ – содержание углерода в электроде, %.

4. С железосодержащей шихтой

$$m_{\text{ш}}^c = 0,01 \cdot m_{\text{ш}} \cdot C_c^{\text{ш}} \text{ кг}, \quad (\text{К.4})$$

где, $m_{\text{ш}}$ – масса железосодержащей шихты (лома), кг;

$C_c^{\text{ш}}$ – концентрация углерода в железосодержащей шихте, %.

5. С углеродом электродов

$$m_{\text{эл}}^c = 0,01 \cdot m_{\text{эл}} \cdot m_{\text{пп}} \cdot \frac{\tau_{\text{пл}}^{\text{ток}}}{\tau_{\text{пл}}} C_c^{\text{эл}} \text{ кг}, \quad (\text{К.5})$$

где, $m_{\text{эл}}$ – удельный расход электродов за плавку, кг/ $m_{\text{пп}}$;

$m_{\text{пп}} = m_{\text{ст}}$ – масса стали (полупродукта), кг;

$\tau_{\text{пл}}$ – продолжительность плавки, с;

$\tau_{\text{пл}}^{\text{ток}}$ – время работы печи под током, с;

$C_c^{\text{эл}}$ – содержание углерода в электродной массе, %.

6. С природным газом

$$m_{\text{пг}}^c = V_{\text{пг}} \cdot \rho_0^{\text{пг}} \cdot \frac{M_c}{M_{C_nH_{2n+2}}} \text{ кг}, \quad (\text{К.6})$$

где, $m_{\text{пг}}^c$ – масса углерода в природном газе, кг;

$\rho_0^{\text{пг}}$ – плотность природного газа, кг/м³;

$V_{\text{пг}}$ – расход природного газа за плавку, м³;

$\frac{M_c}{M_{C_nH_{2n+2}}}$ – отношение содержания углерода в углеводородах природного газа;

M_c – мольная масса углерода, кг/кмоль;

$M_{C_nH_{2n+2}}$ – мольная масса углеводородов природного газа, кг/кмоль.

К.2 Расход углерода

1. С полупродуктом

$$m_{пп}^c = 0,01 \cdot m_{пп} [C_{пп}^c] \text{ кг}, \quad (K.7)$$

где, $[C_{пп}^c]$ - содержание углерода в полупродукте, масс. %.

2. С дымовыми газами, содержащими оксид и диоксид углерода

$$m_{CO}^c = V_{дг} \cdot \rho_0^{CO} \cdot \{CO\} \frac{M_c}{M_{CO}} \text{ кг}; \quad (K.8)$$

$$m_{CO_2}^c = V_{дг} \cdot \rho_0^{CO_2} \cdot \{CO_2\} \frac{M_c}{M_{CO_2}} \text{ кг}, \quad (K.9)$$

где, $V_{дг}$ – количество дымовых газов, м³;

ρ_0^{CO} и $\rho_0^{CO_2}$ - плотность оксида и диоксида углерода при нормальных условиях соответственно 1,25 кг/м³ и 1,979 кг/м³;

$\{CO\}$ и $\{CO_2\}$ – концентрация оксида и диоксида углерода в дымовых газах, об. %;

$\frac{M_c}{M_{CO}}$ и $\frac{M_c}{M_{CO_2}}$ – относительное содержание углерода соответственно в оксиде равным 0,429

и диоксиде 0,273, доли ед.

Уравнение элементного баланса за плавку примет следующий вид:

$$m_{пр}^c = m_{рас}^c \quad (K.10)$$

$$m_{кк}^c + m_{кп}^c + m_{эб}^c + m_{ш}^c + m_{CaCO_3}^c + m_{эл}^c + m_{пг}^c = m_{пп}^c + m_{CO}^c + m_{CO_2}^c. \quad (K.11)$$

Невязка баланса по углероду

$$\Delta m^c = \frac{m_{пр}^c - m_{рас}^c}{m_{пр}^c} \cdot 100 \%. \quad (K.12)$$

К.3 Пример расчета баланса углерода

В таблице К.1 приведены исходные данные для расчета баланса углерода

Таблица К.1 – Исходные данные

| № п.п. | Параметр | Значение |
|--------|---|----------|
| 1 | 2 | 3 |
| 1 | Выплавляемая марка стали | 35ГС |
| 2 | Общий вес лома (стальной лом 2А, 3А), кг | 140 000 |
| 3 | Продолжительность плавки от выпуска до выпуска, мин | 55,4 |
| 4 | Расход природного газа, м ³ | 868 |
| 5 | Расход кускового кокса в завалку, кг | 1685 |
| 6 | Расход кокса (пыль) для вспенивания шлака, кг | 127 |

| 1 | 2 | 3 |
|----|--|---------|
| 7 | Работа печи под током, мин | 42,8 |
| 8 | Расход электродов, кг/т | 1,65 |
| 9 | Масса полупродукта стали на выпуске, кг | 129 700 |
| 10 | Содержание углерода в расплаве (первая проба), % | 0,086 |
| 11 | Содержание углерода на выпуске, % | 0,329 |

Приход массы углерода:

1. С кусковым коксом в завалку

$$m_{\text{кк}}^{\text{с}} = 0,01 \cdot m_{\text{кк}} \cdot C_{\text{с}}^{\text{кк}} = 0,01 \cdot 1685 \cdot 85 = 1432,25 \text{ кг.} \quad (\text{К.13})$$

2. С коксовой пылью, подаваемой для вспенивания шлака

$$m_{\text{кп}}^{\text{с}} = 0,01 \cdot m_{\text{кп}} \cdot C_{\text{с}}^{\text{кп}} = 0,01 \cdot 127 \cdot 85 = 107,95 \text{ кг.} \quad (\text{К.14})$$

3. С железосодержащей шихтой

$$m_{\text{ш}}^{\text{с}} = 0,01 \cdot m_{\text{ш}} \cdot C_{\text{с}}^{\text{ш}} = 0,01 \cdot 140000 \cdot 0,086 = 120,4 \text{ кг.} \quad (\text{К.15})$$

4. С углеродом электродов (угар)

$$m_{\text{эл}}^{\text{с}} = 0,01 \cdot m_{\text{эл}} \cdot m_{\text{пп}} \cdot \frac{\tau_{\text{пл}}^{\text{ток}}}{\tau_{\text{пл}}} C_{\text{с}}^{\text{эл}} = 0,01 \cdot 1,65 \cdot 129,7 \cdot \frac{42,8}{55,4} \cdot 98 = 162,12 \text{ кг.} \quad (\text{К.16})$$

5. С природным газом

$$m_{\text{пг}}^{\text{с}} = V_{\text{пг}} \cdot \rho_0^{\text{пг}} \cdot \frac{M_{\text{с}}}{M_{\text{C}_n\text{H}_{2n+2}}} = 868 \cdot 0,7168 \cdot 0,75 = 466,64 \text{ кг.} \quad (\text{К.17})$$

Расход углерода:

1. С полупродуктом

$$m_{\text{пп}}^{\text{с}} = 0,01 \cdot m_{\text{пп}} [C_{\text{пп}}^{\text{с}}] = 0,01 \cdot 129700 \cdot 0,329 = 426,71 \text{ кг.} \quad (\text{К.18})$$

2. С дымовыми газами, содержащими оксид и диоксид углерода

$$m_{\text{CO}}^{\text{с}} = V_{\text{дг}} \cdot \rho_0^{\text{CO}} \cdot \{CO\} \frac{M_{\text{с}}}{M_{\text{CO}}} = 0,01 \cdot 11971 \cdot 1,25 \cdot 16,36 \cdot 0,429 = 1050,22 \text{ кг С.} \quad (\text{К.19})$$

$$m_{\text{CO}_2}^{\text{с}} = V_{\text{дг}} \cdot \rho_0^{\text{CO}_2} \cdot \{CO_2\} \frac{M_{\text{с}}}{M_{\text{CO}_2}} = 0,01 \cdot 11971 \cdot 1,979 \cdot 11,69 \cdot 0,273 = 756,06 \text{ кг С.} \quad (\text{К.20})$$

Удельный расход кускового кокса в завалку (с шихтой) на 1 т полупродукта

$$m_{\text{к.к}}^{\text{у}} = \frac{m_{\text{к.к}}}{m_{\text{пп}}} = \frac{1685}{129,7} = 12,99 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.21})$$

Удельный расход кускового и пылевидного кокса

$$m_{\text{к.к+п.к}}^{\text{у}} = \frac{m_{\text{к.к}} + m_{\text{п.к}}}{m_{\text{пп}}} = \frac{1685 + 127}{129,7} = 13,97 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.22})$$

Удельный расход (приход) элементного углерода за плавку с кусковым и пылевидным коксом и от электродов

$$m_{\Sigma\text{С}}^{\text{у}} = \frac{m_{\text{с}}(m_{\text{к.к}} + m_{\text{п.к}} + m_{\text{эл}})}{m_{\text{пп}}} = \frac{1432,25 + 107,95 + 162,12}{129,7} = 13,13 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.23})$$

Суммарный удельный приход углеродсодержащих компонентов за плавку

$$m_{\Sigma C_{\text{п}}}^y = \frac{m_{\Sigma C}^y}{m_{\text{пп}}} = \frac{2289,36}{129,7} = 17,65 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.24})$$

Потери углерода с дымовыми газами (с {CO} и {CO₂})

$$m_{\text{CO,CO}_2}^y = \frac{m_{\text{C}}^{\text{CO}} + m_{\text{C}}^{\text{CO}_2}}{m_{\text{пп}}} = \frac{1050,22 + 756,06}{129,7} = 13,92 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.25})$$

Переход массы углерода в расплав полупродукта

$$m_{\text{C}_{\text{п.п}}}^y = \frac{m_{\text{C}_{\text{п.п}}}}{m_{\text{пп}}} = \frac{426,71}{129,7} = 3,29 \text{ кг/т.} \quad (\text{К.26})$$

Баланс кислорода в рабочем пространстве ДСП

На печи используют технологический кислород с содержанием O_2 от 90 до 99,5 % ГОСТ 5583-78.

Л.1 Приход кислорода в печь

1. Общий расход за плавку технологического кислорода 5583 м^3 , которому соответствует расход чистого кислорода при концентрации 95 % O_2

$$V_{O_2}^{\text{TK}} = 5583 \cdot 0,95 = 5303,85 \text{ м}^3 \text{ или}$$

$$m_{O_2}^{\text{TK}} = V_{O_2}^{\text{TK}} \cdot \rho_0^{O_2} = 5303,85 \cdot 1,429 = 7579,2 \text{ кг.} \quad (\text{Л.1})$$

2. Кислород компрессорного воздуха, используемого для подачи порошкового кокса в ванну.

Масса порошкового кокса – 127 кг [Приложение Ж].

Удельный расход компрессорного воздуха составляет 12 кг на 1 кг коксовой пыли [36].

Расход компрессорного воздуха

$$m_{\text{KB}} = m_{\text{КП}} \cdot 12 = 127 \cdot 12 = 1524 \text{ кг.} \quad (\text{Л.2})$$

Объем компрессорного воздуха

$$V_{\text{KB}} = \frac{m_{\text{KB}}}{\rho_0^{\text{KB}}} = \frac{1524}{1,293} = 1178,65 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.3})$$

Объем и масса кислорода в компрессорном воздухе

$$V_{\text{KB}} = (1 + k_{\text{и}})V_{O_2}; \quad (\text{Л.4})$$

$$V_{O_2}^{\text{KB}} = \frac{V_{\text{KB}}}{(1+k_{\text{и}})} = \frac{1178,65}{(1+3,772)} = 246,99 \text{ м}^3, \quad (\text{Л.5})$$

$$m_{O_2}^{\text{KB}} = V_{O_2}^{\text{KB}} \cdot \rho_0^{O_2} = 246,99 \cdot 1,429 = 352,95 \text{ кг.} \quad (\text{Л.6})$$

3. Кислород, поступающий в ванну с известью (CaO)

$$m_{O_2}^{\text{CaO}} = \frac{m_{\text{CaO}} \cdot 0,5M_{O_2}}{M_{\text{CaO}}} = \frac{4805 \cdot 16}{56} = 1372,86 \text{ кг;} \quad (\text{Л.7})$$

$$V_{O_2}^{\text{CaO}} = \frac{m_{O_2}^{\text{CaO}}}{\rho_0^{O_2}} = \frac{1372,86}{1,429} = 960,71 \text{ м}^3, \quad (\text{Л.8})$$

где, m_{CaO} - расход извести за плавку, кг;

M_{CaO} - молекулярный вес извести, 56 кг/моль;

M_{O_2} – молекулярный вес кислорода, 32 кг/моль;

$\rho_0^{O_2}$ - плотность кислорода, 1,429 кг/м³.

4. Кислород в твердых окислителях

Твердый окислитель – печная окалина, окатыши, агломерат и др.

Окалина нагревательных печей содержит вюстит (FeO) 90-98 % и порядка 10 % гематита (Fe_2O_3) [50].

4.1 Содержание кислорода в оксидах железа в расчете на 1000 кг:

$$\text{в вюстите } m_{O_2}^{FeO} = \frac{m_{FeO} \cdot 0,5M_{O_2}}{M_{FeO}} = \frac{1000 \cdot 0,5 \cdot 32}{72} = 222,22 \text{ кг}; \quad (\text{Л.9})$$

$$V_{O_2}^{FeO} = \frac{m_{O_2}^{FeO}}{\rho_0^{O_2}} = \frac{222,22}{1,429} = 155,51 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.10})$$

$$\text{в гематите } m_{O_2}^{Fe_2O_3} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot 1,5M_{O_2}}{M_{Fe_2O_3}} = \frac{1000 \cdot 1,5 \cdot 32}{160} = 300 \text{ кг}; \quad (\text{Л.11})$$

$$V_{O_2}^{Fe_2O_3} = \frac{m_{O_2}^{Fe_2O_3}}{\rho_0^{O_2}} = \frac{300}{1,429} = 209,94 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.12})$$

В гематите кислорода содержится больше, чем в вюстите на

$$\Delta O_2^{Fe_2O_3-FeO} = \frac{209,94 - 155,51}{209,94} \cdot 100 = 25,93 \%. \quad (\text{Л.13})$$

4.2 Содержание кислорода в 1 кг окатышей

$$m_{O_2}^{ок} = \frac{m_{FeO} \cdot 0,5M_{O_2}}{M_{FeO}} + \frac{m_{CaO} \cdot 0,5M_{O_2}}{M_{CaO}} + \frac{m_{SiO_2} \cdot M_{O_2}}{M_{SiO_2}} + \frac{m_{Al_2O_3} \cdot 1,5M_{O_2}}{M_{Al_2O_3}} + \frac{m_{MgO} \cdot 0,5M_{O_2}}{M_{MgO}} = \frac{0,018 \cdot 0,5 \cdot 32}{72} +$$

$$\frac{0,03 \cdot 0,5 \cdot 32}{56} + \frac{0,077 \cdot 32}{60} + \frac{0,011 \cdot 1,5 \cdot 32}{102} + \frac{0,011 \cdot 0,5 \cdot 32}{40} = 0,004 + 0,0086 + 0,0411 + 0,0052 + 0,0044 =$$

$$= 0,0633 \text{ кг}; \quad (\text{Л.14})$$

$$V_{O_2}^{ок} = \frac{m_{O_2}^{ок}}{\rho_0^{O_2}} = \frac{0,0633}{1,429} = 0,043 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.15})$$

5. Поступление кислорода за счет подсоса воздуха через технологическое окно печи
Возможны разные варианты открытия отверстия окна по времени и степени открытия.

Плотность воздуха в цехе

$$\rho_{воз} = \rho_0 \frac{P_{рп} \cdot T_0}{T_d \cdot P_6} \text{ кг/м}^3, \quad (\text{Л.16})$$

где, P_6 - барометрическое давление, Па;

$P_{рп}$ - давление в рабочем пространстве печи, P_6 – 50 Па;

T_0 - температура воздуха при нормальных условиях, 273 К;

T_d - действительная температура воздуха, $t_{oc} + 273$ К.

t_{oc} - температура окружающей среды в цехе, 20 °С.

$$\rho_{возд} = 1,293 \frac{101275 \cdot 273}{293 \cdot 101325} = 1,204 \text{ кг/м}^3.$$

Плотность дымовых газов при средней температуре 1642 °С по высоте печи составит:

$$\rho_{дг}^{\bar{t}h} = 1,029 \cdot \frac{101275 \cdot 273}{1915 \cdot 101325} = 0,146 \text{ кг/м}^3.$$

Геометрический напор:

$$h_{геом} = (\rho_{возд}^t - \rho_{дг}^{\bar{t}h}) \cdot h, \text{ кг/м}^2, \quad (\text{Л.17})$$

где, h - высота столба дымовых газов от оси дымового канала до центра технологического окна, 7,79 м.

$$h_{геом} = (1,204 - 0,146) \cdot 7,79 = 8,242, \text{ кг/м}^2.$$

Скорость воздуха на входе в технологическое окно

$$W_{\text{ТО}} = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot h_{\text{геом}}}{\rho_{\text{возд}}^t}} \text{ м/с.} \quad (\text{Л.18})$$

$$W_{\text{ТО}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,81 \cdot 8,242}{1,204}} = 11,59 \text{ м/с.}$$

Количество воздуха, поступающего в печь через технологическое окно

$$V_{\text{В}}^{\text{ТО}} = W_{\text{ТО}} \cdot S_{\text{ок}} \cdot \tau_{\text{пл}} \cdot \delta \text{ м}^3, \quad (\text{Л.19})$$

где, $S_{\text{ок}}$ - площадь технологического окна, $1,3 \text{ м}^2$;

$\tau_{\text{пл}}$ - время открытия окна, с;

δ – степень открытия технологического окна, доли ед.

Действительное количество воздуха с учетом коэффициента сопротивления

$$W_{\text{ТО}} = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \varepsilon \cdot h_{\text{геом}}}{\rho_{\text{возд}}^t}} \text{ м/с,} \quad (\text{Л.20})$$

где, ε - коэффициент сопротивления, $0,47$ [50].

$$W_{\text{ТО}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,81 \cdot 0,47 \cdot 8,242}{1,204}} = 7,943 \text{ м/с.}$$

На рисунке Л.1 представлена зависимость неорганизованного поступления воздуха в рабочее пространство печи ДСП-120 от времени и степени открытия заслонки технологического окна

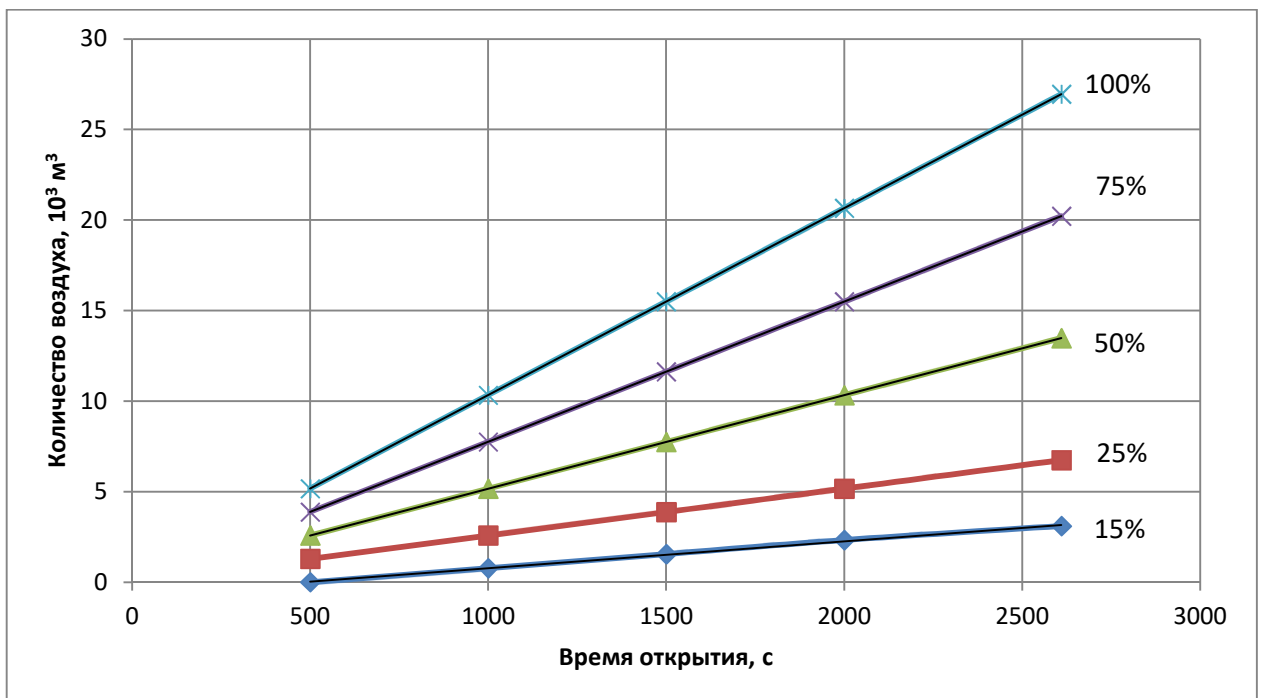


Рисунок Л.1 – Зависимость неорганизованного поступления воздуха в рабочее пространство печи ДСП-120 за время и степень открытия заслонки технологического окна

Количество кислорода, поступающее в печь через окно, открытое на 15 % в течение активного периода работы печи, составит

$$V_{O_2}^{\text{возд}} = V_{\text{в.акт}}^{15} \cdot 0,01 \cdot \{O_2^{\text{вл}}\} \text{ м}^3, \quad (\text{Л.21})$$

где, $\{O_2^{\text{вл}}\}$ - концентрация кислорода во влажном воздухе, 20,64 %;

$V_{\text{в.акт}}^{15}$ - количество воздуха, поступающее в печь через окно, открытое на 15 % в течение активного периода ее работы, т. е. без периода подготовки (1,5 мин), загрузки (4,4 мин) и выпуска стали (6,0 мин)

$$V_{\text{в.акт}}^{15} = W_{\text{то}} \cdot S_{\text{ок}} \cdot \tau_{\text{пл}} \cdot \delta = 7,943 \cdot 1,3 \cdot 2610 \cdot 0,15 = 4042,6 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.22})$$

$$V_{O_2}^{\text{возд}} = 4042,63 \cdot 0,01 \cdot 20,64 = 834,4 \text{ м}^3.$$

$$m_{O_2}^{\text{возд}} = V_{O_2}^{\text{возд}} \cdot \rho_0^{O_2} = 834,4 \cdot 1,429 = 1192,36 \text{ кг}. \quad (\text{Л.23})$$

Суммарный приход чистого кислорода в печь за плавку

$$V_{O_2}^{\text{пр}} = V_{O_2}^{\text{тк}} + V_{O_2}^{\text{кв}} + V_{O_2}^{\text{CaO}} + V_{O_2}^{\text{возд}} = 5303,85 + 246,99 + 960,71 + 834,4 = 7345,95 \text{ м}^3; \quad (\text{Л.24})$$

$$m_{O_2}^{\text{пр}} = m_{O_2}^{\text{тк}} + m_{O_2}^{\text{кв}} + m_{O_2}^{\text{CaO}} + m_{O_2}^{\text{возд}} = 7579,2 + 352,95 + 1372,86 + 1192,36 = 10497,36 \text{ кг}. \quad (\text{Л.25})$$

Л.2 Расход кислорода в рабочем пространстве печи

1. Кислород, необходимый для горения природного газа

Состав природного газа приведен в таблице Л.1.

Таблица Л.1 – Состав природного газа [45], об. %

| Компонент | CH_4^B | $C_2H_6^B$ | $C_3H_8^B$ | $C_4H_{10}^B$ | $C_5H_{12}^B$ | CO_2^B | N_2^B | O_2^B | H_2O^B |
|---------------------|----------|------------|------------|---------------|---------------|----------|---------|---------|----------|
| Концентрация, об. % | 97,98 | 0,573 | 0,071 | 0,028 | 0,005 | 0,021 | 0,686 | 0,012 | 0,62 |

Стехиометрическое количество кислорода, необходимое для горения компонентов природного газа по уравнениям 2.7, 2.8 составит $V_{O_2} = 2,115 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Стехиометрический расход кислорода на горение природного газа при коэффициенте расхода $\alpha=1,0$

$$V_{O_2}^{\text{пр}} = V_{\text{г}} \cdot V_{O_2} = 868 \cdot 2,115 = 1933,04 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.26})$$

$$m_{O_2}^{\text{пр}} = V_{O_2}^{\text{пр}} \cdot \rho_0^{O_2} = 1933,04 \cdot 1,429 = 2762,31 \text{ кг}. \quad (\text{Л.27})$$

Массу и объем кислорода, затраченного на окисление углерода, марганца, фосфора, серы, кремния и т.д. рассчитывают по уравнениям

$$m_{O_2}^i = \frac{0,01 \Delta m_i \cdot G \cdot n \cdot M_{O_2}^i}{M_i} \text{ кг}; V_{O_2}^i = \frac{0,01 \Delta m_i \cdot G \cdot n \cdot V_{O_2}^M}{M_i} \text{ м}^3; V_{O_2}^i = m_{O_2}^i / \rho_0^{O_2} \quad (\text{Л.28})$$

где, Δm_i - изменение концентрации i-го компонента в расплаве, масс. %;

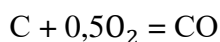
G - выход годного полупродукта, кг;

n - число молей кислорода в оксиде, един.;

M_i - молекулярная масса i-го компонента, кг/кмоль;

$V_{O_2}^M$ - мольный объем кислорода, 22,39 м³/кмоль.

2. Окисление углерода пылевидного, кускового кокса и электродов происходит по уравнению до {CO}



При сжигании 1 кг углерода образуется:

$$m_{CO} = \frac{m_c^i \cdot 0,5 \cdot M_{CO}}{M_C} = \frac{28 \cdot m_c^i}{12} = 2,333 m_c^i \text{ кг } \{CO\}; \quad (Л.29)$$

$$m_{O_2} = \frac{m_c^i \cdot 0,5 \cdot M_{O_2}}{M_C} = 1,333 m_c^i \text{ кг } \{O_2\}. \quad (Л.30)$$

Расход кислорода на:

2.1 Окисление пылевидного кокса

Масса и объем кислорода для окисления углерода пылевидного кокса

$$m_{O_2}^{ПК-CO} = \frac{m_{C-CO}^{ПК} \cdot 0,5 \cdot M_{O_2}}{M_C} = \frac{107,95 \cdot 0,5 \cdot 32}{12} = 143,93 \text{ кг}; \quad (Л.31)$$

$$V_{O_2}^{ПК-CO} = m_{O_2}^{ПК-CO} / \rho_0^{O_2} = 143,93 / 1,429 = 100,72 \text{ нм}^3. \quad (Л.32)$$

2.2 Окисление углерода кускового кокса, подаваемого в завалку

Количество углерода, окислившегося до {CO} равно 78,6 %

$$m_{C-CO}^{КК} = 0,786 \cdot m_C^{КК} = 0,786 \cdot 1432,25 = 1125,75 \text{ кг}. \quad (Л.33)$$

Масса и объем кислорода, необходимого для окисления углерода кускового кокса

$$m_{O_2}^{КК-CO} = \frac{m_{C-CO}^{КК} \cdot 0,5 \cdot M_{O_2}}{M_C} = \frac{1125,75 \cdot 0,5 \cdot 32}{12} = 1501,0 \text{ кг}; \quad (Л.34)$$

$$V_{O_2}^{КК-CO} = m_{O_2}^{КК-CO} / \rho_0^{O_2} = 1501,0 / 1,429 = 1050,38 \text{ м}^3. \quad (Л.35)$$

2.3 Окисление углерода электродов

Масса углерода электродов

$$m_{Эл}^C = 162,12 \text{ кг}.$$

$$m_{O_2}^{Эл-CO} = \frac{m_{Эл}^C \cdot 0,5 \cdot M_{O_2}}{M_C} = 162,12 \cdot 1,333 = 215,99 \text{ кг}; \quad (Л.36)$$

$$V_{O_2}^{Эл-CO} = m_{O_2}^{Эл-CO} / \rho_0^{O_2} = 215,99 / 1,429 = 151,14 \text{ м}^3. \quad (Л.37)$$

3. Кислород, затраченный на окисление {CO} до {CO₂}, рассчитывают по уравнению $2CO + O_2 = 2CO_2$.

Первоначально определим массу и объем оксида углерода, который образуется при окислении пылевидного, кускового кокса и электродов.

$$\text{При сжигании 1кг } \{CO\} \text{ образуется } \frac{2M_{CO_2}}{2M_{CO}} = \frac{2 \cdot 44}{2 \cdot 28} = 1,571 \text{ кг } \{CO_2\} \quad (Л.38)$$

Образование оксида углерода из компонентов:

- ПЫЛЕВИДНОГО КОКСА

$$m_{\text{CO}}^{\text{ПК}} = 2,333m_{\text{C-CO}}^{\text{ПК}} = 2,333 \cdot 107,95 = 251,85 \text{ кг.} \quad (\text{Л.39})$$

$$V_{\text{CO}}^{\text{ПК}} = \frac{m_{\text{CO}}^{\text{ПК}}}{\rho_0^{\text{CO}}} = \frac{251,85}{1,25} = 201,48 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.40})$$

- КУСКОВОГО КОКСА

$$m_{\text{CO}}^{\text{КК}} = 2,333m_{\text{C-CO}}^{\text{КК}} = 2,333 \cdot 1125,75 = 2626,37 \text{ кг.} \quad (\text{Л.41})$$

$$V_{\text{CO}}^{\text{КК}} = \frac{m_{\text{CO}}^{\text{КК}}}{\rho_0^{\text{CO}}} = \frac{2626,37}{1,25} = 2101,1 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.42})$$

- ЭЛЕКТРОДОВ

$$m_{\text{CO}}^{\text{Э}} = 2,333 m_{\text{ЭЛ}}^{\text{С}} = 2,333 \cdot 162,12 = 378,23 \text{ кг.} \quad (\text{Л.43})$$

$$V_{\text{CO}}^{\text{Э}} = \frac{m_{\text{CO}}^{\text{Э}}}{\rho_0^{\text{CO}}} = \frac{378,23}{1,25} = 302,58 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.44})$$

Общая масса и объем {CO} в рабочем пространстве

$$m_{\text{CO}}^{\Sigma} = m_{\text{CO}}^{\text{ПК}} + m_{\text{CO}}^{\text{КК}} + m_{\text{CO}}^{\text{Э}} = 2626,37 + 251,85 + 378,23 = 3256,45 \text{ кг.} \quad (\text{Л.45})$$

$$V_{\text{CO}}^{\Sigma} = \frac{m_{\text{CO}}^{\Sigma}}{\rho_0^{\text{CO}}} = 2605,16 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.46})$$

Расход кислорода, пошедший на окисление 79 % массы монооксида углерода *i*-го компонента до {CO₂} определяют, используя уравнение

$$m_{\text{O}_2}^{i-\text{CO}_2} = \frac{0,79 \cdot m_{\text{CO}}^i \cdot 0,5 \cdot M_{\text{O}_2}}{M_{\text{CO}}} = 0,451 m_{\text{CO}}^i \text{ кг.} \quad (\text{Л.47})$$

Расход кислорода необходимый для окисления {CO} до {CO₂}

- ПЫЛЕВИДНОГО КОКСА

$$m_{\text{O}_2}^{\text{ПК-CO}_2} = 0,451 \cdot 251,85 = 113,58 \text{ кг;} \quad (\text{Л.48})$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{ПК-CO}_2} = m_{\text{O}_2}^{\text{ПК-CO}_2} / \rho_0^{\text{O}_2} = 113,58 / 1,429 = 79,49 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.49})$$

-КУСКОВОГО КОКСА

$$m_{\text{O}_2}^{\text{КК-CO}_2} = 0,451 \cdot 2626,37 = 1184,49 \text{ кг;} \quad (\text{Л.50})$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{КК-CO}_2} = m_{\text{O}_2}^{\text{КК-CO}_2} / \rho_0^{\text{O}_2} = 1184,49 / 1,429 = 828,90 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.51})$$

-ЭЛЕКТРОДОВ

$$m_{\text{O}_2}^{\text{Э-CO}_2} = 0,451 \cdot 378,23 = 170,58 \text{ кг;} \quad (\text{Л.52})$$

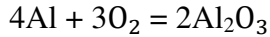
$$V_{\text{O}_2}^{\text{Э-CO}_2} = m_{\text{O}_2}^{\text{Э-CO}_2} / \rho_0^{\text{O}_2} = 170,58 / 1,429 = 119,37 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.53})$$

Общий расход кислорода на окисление {CO} до {CO₂}

$$m_{\text{O}_2}^{\Sigma \text{CO-CO}_2} = m_{\text{O}_2}^{\text{ПК-CO}_2} + m_{\text{O}_2}^{\text{КК-CO}_2} + m_{\text{O}_2}^{\text{Э-CO}_2} = 1468,65 \text{ кг;} \quad (\text{Л.54})$$

$$V_{\text{O}_2}^{\Sigma \text{CO-CO}_2} = V_{\text{O}_2}^{\text{ПК-CO}_2} + V_{\text{O}_2}^{\text{КК-CO}_2} + V_{\text{O}_2}^{\text{Э-CO}_2} = 1027,76 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.55})$$

4. Окисление алюминия



$$m_{\text{O}_2}^{\text{Al}-\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{0,01\Delta m_{\text{Al}} \cdot G \cdot n \cdot M_{\text{O}_2}^i}{M_{\text{Al}}} = \frac{0,01 \cdot (0,909 - 0,004) \cdot 129700 \cdot 0,75 \cdot 32}{27} = 1043,36 \text{ кг}, \quad (\text{Л.56})$$

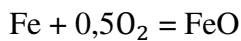
где, $M_{\text{O}_2}^i = 3/4 M_{\text{O}_2}$;

0,909 – содержание Al в шихте, масс. %;

0,004 – содержание Al в стали, масс. %.

$$V_{\text{O}_2}^{\text{Al}} = m_{\text{O}_2}^{\text{Al}} / \rho_{\text{O}_2}^{\text{O}_2} = 1043,36 / 1,429 = 730,14 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.57})$$

5. Окисление железа



Определим угар железа как разницу массы железосодержащей шихты и массы готового металла $m_{\text{Fe}} = 140000 - 129700 = 10300 \text{ кг}$.

$$m_{\text{O}_2}^{\text{Fe}-\text{FeO}} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot n \cdot M_{\text{O}_2}^i}{M_{\text{Fe}}} = \frac{10300 \cdot 0,5 \cdot 32}{56} = 2942,86 \text{ кг}; \quad (\text{Л.58})$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = m_{\text{O}_2}^{\text{Fe}-\text{FeO}} / \rho_{\text{O}_2}^{\text{O}_2} = 2942,86 / 1,429 = 2059,38 \text{ м}^3. \quad (\text{Л.59})$$

$$m_{\text{O}_2}^{\text{расх}} = m_{\text{O}_2}^{\text{пг}} + m_{\text{O}_2}^{\text{пк}} + m_{\text{O}_2}^{\text{кк}} + m_{\text{O}_2}^{\text{э}} + m_{\text{O}_2}^{\text{Al}} + m_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} + m_{\text{O}_2}^{\text{CO}_2} = 2762,31 + 143,93 + 1501,0 + 215,99 + 1043,36 + 2942,95 + 1468,65 = 10078,11 \text{ кг}. \quad (\text{Л.60})$$

$$V_{\text{O}_2}^{\text{расх}} = 1933,04 + 100,72 + 1050,38 + 195,68 + 1062,81 + 730,14 + 2059,38 = 7132,15 \text{ м}^3$$

Балансовое уравнение кислорода за плавку

$$m_{\text{O}_2}^{\text{тк}} + m_{\text{O}_2}^{\text{кв}} + m_{\text{O}_2}^{\text{CaO}} + m_{\text{O}_2}^{\text{возд}} = m_{\text{O}_2}^{\text{пг}} + m_{\text{O}_2}^{\text{пк}} + m_{\text{O}_2}^{\text{кк}} + m_{\text{O}_2}^{\text{э}} + m_{\text{O}_2}^{\text{Al}} + m_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} + m_{\text{O}_2}^{\text{CO}_2} \quad (\text{Л.61})$$

$$\delta_{\text{нев}} = \frac{m_{\text{O}_2}^{\text{пр}} - m_{\text{O}_2}^{\text{расх}}}{m_{\text{O}_2}^{\text{пр}}} \cdot 100 = \frac{10497,36 - 10078,11}{10497,36} \cdot 100 = 3,99 \%. \quad (\text{Л.62})$$

Тепловой баланс рабочего пространства ДСП

Расчет теплового баланса выполнен за плавку от выпуска до выпуска. Тепловой баланс состоит из приходной $Q_{пр}$ и расходной $Q_{рас}$ частей [115-117]:

$$Q_{пр} = Q_{рас} \pm Q_{невяз} \quad (M.1)$$

М.1 Приход теплоты

1. Приход теплоты за счет электроэнергии ($Q_{э.э}$) принят по данным паспорта плавки полупродукта стали 35ГС при скрап-карбюраторном процессе.

Расход электроэнергии за плавку

$$Q_{э.э} = 48,95 \cdot 10^6 \text{ Вт} \cdot \text{ч} = 176,22 \cdot 10^6 \text{ кДж} \text{ [Приложение Ж].}$$

2. Химическая теплота природного газа $Q_{пг}^x$

$$Q_{пг}^x = \Sigma V_{г}^* \cdot Q_{н}^p \quad (M.2)$$

где, $\Sigma V_{г}^*$ - объем природного газа, расходуемый на всю плавку, м³;

$Q_{н}^p$ - низшая теплота сгорания природного газа на рабочее состояние, 35392 кДж/м³.

$$Q_{пг}^x = 868 \cdot 35392 = 30720256 = 30,72 \cdot 10^6 \text{ кДж.}$$

3. Физическая теплота материалов ($Q_{м}^{\phi}$), поступающих в печь

$$Q_{м}^{\phi} = m_{л} \cdot c_{л} \cdot t_{л} + m_{CaO} \cdot c_{CaO} \cdot t_{CaO} + m_{кк} \cdot c_{кк} \cdot t_{кк} + m_{к.п} \cdot c_{к.п} \cdot t_{к.п} + m_{к.в} \cdot c_{к.в} \cdot t_{к.в} + m_{пг} \cdot c_{пг} \cdot t_{пг} + m_{O_2} \cdot c_{O_2} \cdot t_{O_2}, \quad (M.3)$$

где, $m_{л}, m_{CaO}, m_{кк}, m_{к.п}, m_{к.в}, m_{пг}, m_{O_2}$ – масса загружаемого легковесного и тяжеловесного лома, извести, кокса, коксовой пыли, компрессорного воздуха, природного газа, кислорода, кг;

$c_{л}, c_{CaO}, c_{кк}, c_{к.п}, c_{к.в}, c_{пг}, c_{O_2}$ – истинная теплоемкость лома, извести, кокса, коксовой пыли, компрессорного воздуха, природного газа, кислорода, кДж/(кг·°С);

$t_{л}, t_{CaO}, t_{кк}, t_{к.п}, t_{к.в}, t_{пг}, t_{O_2}$ – истинная температура лома, извести, кокса, коксовой пыли, компрессорного воздуха, природного газа, кислорода, °С.

$$Q_{м}^{\phi} = 140000 \cdot 0,49 \cdot 20 + 4805 \cdot 0,821 \cdot 105 + 1685 \cdot 1,85 \cdot 20 + 127 \cdot 1,85 \cdot 20 + 10,58 \cdot 1,030 \cdot 20 + 868 \cdot 2,25 \cdot 5 + 5585 \cdot 0,918 \cdot 20 = 1965782,57 = 1,97 \cdot 10^6 \text{ кДж}.$$

4. Химическая теплота от окисления углерода кускового кокса, коксовой пыли и электродов

В печь подают кусковый кокс массой $m_{кк} = 1685$ кг и коксовую пыль массой $m_{к.п} = 127$ кг.

Угар массы электродов за плавку

$$m_{э} = m_{уэ} \cdot m_{пл} \cdot \tau_{пл} = 1,65 \cdot 129,7 \cdot 0,65 = 139,2 \text{ кг}, \quad (M.4)$$

где, $m_{уэ}$ - удельный расход электродов, кг/т.

Масса углерода в кусковом коксе $m_c^к = m_{кк} \cdot 0,85 = 1685 \cdot 0,85 = 1432,25$ кг, из которой 21,4 % поступает в расплав полупродукта и 78,6 % окисляется с образованием {CO} [баланс кислорода за плавку].

Общая масса углерода кускового, пылевидного кокса и электродов, окислившаяся до {CO} $\sum m_c = 1432,25 \cdot 0,786 + 127 \cdot 0,85 + 139,2 \cdot 0,98 = 1370,1$ кг, (M.5)

при этом выделится тепловой энергии, учитывая, что углерод в виде графита

$$Q_{C-CO} = \sum m_c \cdot Q_{н.С-CO}^p = 1370,1 \cdot 3942,47 = 5,41 \cdot 10^6 \text{ кДж} \quad (M.6)$$

и образуется масса CO, соответствующая стехиометрической реакции $C+0,5O_2 = CO$,

$$m_{CO} = \sum m_c \cdot n_{CO} = 1370,1 \cdot \frac{28}{12} = 3203,43 \text{ кг}, \quad (M.7)$$

где на 1кг С образуется $28/12 = 2,333$ кг {CO}.

Теплота сгорания {CO} до {CO₂} составляет 10106,64 кДж/кг.

Общее количество теплоты от окисления 50 % {CO}, поступающего в объем печи

$$Q_{CO-CO_2} = \frac{m_{CO}}{2} \cdot Q_{н.CO-CO_2}^p = \frac{3203,43}{2} \cdot 10106,64 = 16,19 \cdot 10^6 \text{ кДж}. \quad (M.8)$$

5. Химическая теплота от окисления железосодержащих компонентов шихты

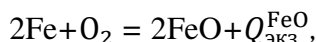
Угар железа в ванне за период плавки составляет 142 кг/т. Тогда общее количество железа, окислившееся до FeO и Fe₂O₃, составит:

$$m_{FeO} = 142 \cdot 129,7 = 18417,2 \text{ кг}.$$

Принимаем, что железо окисляется до FeO и Fe₂O₃ в соотношении 50/50. Отсюда

$$m_{FeO} = m_{Fe_2O_3} = \frac{m_{Fe}}{2} = \frac{18417,2}{2} = 9208,7 \text{ кг}. \quad (M.9)$$

Окисление железа до FeO происходит по реакции:



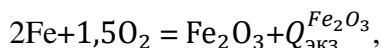
где, $Q_{ЭКЗ}^{FeO} = q'_{ЭКЗ} \cdot m_{FeO}$, (M.10)

где, $q'_{ЭКЗ}$ – тепловой эффект окисления железа до FeO, 3990 кДж/кг [50];

m_{FeO} – масса угара Fe при окислении до FeO, кг.

$$Q_{ЭКЗ}^{FeO} = 3990 \cdot 9208,7 = 36738723 \text{ кДж}.$$

Окисление железа до Fe₂O₃ происходит по реакции:



где, $Q_{ЭКЗ}^{Fe_2O_3} = q''_{ЭКЗ} \cdot m_{Fe_2O_3}$, (M.11)

$q''_{ЭКЗ}$ – тепловой эффект окисления железа до Fe₂O₃, 7300 кДж/кг [50];

$m_{Fe_2O_3}$ – масса угара Fe при окислении до Fe₂O₃, кг.

$$Q_{ЭКЗ}^{Fe_2O_3} = 7300 \cdot 9208,7 = 67223510 \text{ кДж}.$$

$$Q_{\text{ЭКЗ}}^{\text{Fe}} = 36738723 + 67223510 = 103,96 \cdot 10^6 \text{ кДж.}$$

Суммарный приход теплоты:

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{э.э}} + Q_{\text{пг}}^{\text{x}} + Q_{\text{м}}^{\phi} + Q_{\text{с-со}} + Q_{\text{со-со}_2} + Q_{\text{ЭКЗ}}^{\text{Fe}} = 176,22 \cdot 10^6 + 30,72 \cdot 10^6 + 1,97 \cdot 10^6 + 5,41 \cdot 10^6 + 16,19 \cdot 10^6 + 10,4 \cdot 10^6 = 334,7 \cdot 10^6 \text{ кДж.} \quad (\text{M.12})$$

М.2 Расход теплоты

$$Q_{\text{расх}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_5 + Q_6, \quad (\text{M.13})$$

где, Q_1 – расход теплоты на нагрев, расплавление шихты и перегрев металла и шлака до заданной температуры, кДж;

Q_2 – потери теплоты с дымовыми газами, кДж;

Q_3 – потери теплоты с химическим недожогом, кДж;

Q_5 – потери теплоты в окружающую среду;

Q_6 – потери теплоты за счет аккумуляции, кДж;

1. На нагрев, расплавление шихты и перегрев металла и шлака до заданной температуры

$$Q_1 = Q_1^{\text{ш}} + Q_1^{\text{пм}} + Q_1^{\text{шл}} \quad (\text{M.14})$$

где, $Q_1^{\text{ш}}$ – теплота, затраченная на нагрев и расплавление шихты, кДж;

$Q_1^{\text{пм}}$ – теплота, затраченная на перегрев металла, кДж;

$Q_1^{\text{шл}}$ – теплота, затраченная на перегрев шлака, кДж.

Теплота, затраченная на нагрев и расплавление шихты

$$Q_1^{\text{ш}} = q_{\text{ш}} \cdot m_{\text{ш}}, \quad (\text{M.15})$$

где, $q_{\text{ш}}$ – удельная теплота, расходуемая на нагрев и плавление шихты, кДж/кг;

$m_{\text{ш}}$ – масса шихты, кг.

$$q_{\text{ш}} = \overline{C}_T \cdot (t_{\text{пл}} - 20) + \Delta H_{\text{ср}}, \quad (\text{M.16})$$

где, \overline{C}_T – средняя теплоемкость твердой шихты, 0,683 кДж/(кг·°C) [118];

$t_{\text{пл}}$ – температура плавления шихты, 1535 °C;

$\Delta H_{\text{ср}}$ – скрытая теплота плавления железосодержащей шихты, 268 кДж/кг.

$$q_{\text{ш}} = 0,683 \cdot (1535 - 20) + 268 = 1302,75 \text{ кДж/кг.}$$

$$Q_1^{\text{ш}} = 1302,75 \cdot 140000 = 182384300 \text{ кДж.}$$

Теплота, затраченная на перегрев полупродукта стали

$$Q_1^{\text{пм}} = m_{\text{пп}} \cdot \overline{C}_J \cdot (t_{\text{пер}} - t_{\text{пл}}), \quad (\text{M.17})$$

где, $m_{\text{пп}}$ – масса полупродукта стали, 129700 кг;

\overline{C}_J – средняя теплоемкость полупродукта стали, 0,683 кДж/(кг·°C) [118];

$t_{\text{пл}}, t_{\text{пер}}$ – температура плавления шихты и перегрева полупродукта стали, °C.

$$Q_1^{\text{пл}} = 129700 \cdot 0,683 \cdot (1650 - 1535) = 10187286,5 \text{ кДж.}$$

Теплота, затраченная на нагрев шлака

$$Q_1^{\text{шл}} = m_{\text{ш}} \cdot \bar{C}_{\text{ш}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (\text{M.18})$$

где $m_{\text{ш}}$ – масса шлака перед его спуском, кг;

$\bar{C}_{\text{ш}}$ – средняя теплоемкость шлака, $\bar{C}_{\text{ш}} = 0,27 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$ [118];

$t_{\text{шл}}$ – температура шлака, $^\circ\text{C}$.

Общая масса шлака, для принятой шихты составит 7,2 % от массы стали, т.е. $m_{\text{ш}} = 0,072 \cdot 129700 = 9338 \text{ кг}$.

$$Q_1^{\text{шл}} = 9338 \cdot 0,27 \cdot 1720 = 4336567 \text{ кДж.}$$

Суммарный расход теплоты на нагрев, расплавление шихты и перегрев стали со шлаком до заданной температуры будет составлять:

$$Q_1 = 182384300 + 10187286,5 + 4336567 = 198908153,5 \text{ кДж.}$$

2. Потери теплоты с дымовыми газами.

$$Q_2 = V_{\text{г}} \cdot \bar{C}_{\text{г}} \cdot t_{\text{г}}, \quad (\text{M.19})$$

где, $V_{\text{г}}$ – объем дымовых газов за плавку, м^3 ;

$\bar{C}_{\text{г}}$ – средняя теплоемкость дымовых газов, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

$t_{\text{г}}$, - температура газов за плавку, $^\circ\text{C}$.

$$V_{\text{г}} = \Sigma V_{\text{г}} \cdot \tau_{\text{ток}}, \quad (\text{M.20})$$

где, $\Sigma V_{\text{г}}$ – общий расход дымовых газов, $12970 \text{ м}^3/\text{ч}$;

$\tau_{\text{ток}}$ – продолжительность плавки, ч.

$$V_{\text{г}} = 12970 \cdot 0,924 = 11971 \text{ м}^3.$$

$$\bar{C}_{\text{г}} = 0,01 \cdot (\bar{C}_{\text{CO}_2} \cdot \text{CO}_2 + \bar{C}_{\text{H}_2\text{O}} \cdot \text{H}_2\text{O} + \bar{C}_{\text{CO}} \cdot \text{CO} + \bar{C}_{\text{H}_2} \cdot \text{H}_2 + \bar{C}_{\text{O}_2} \cdot \text{O}_2 + \bar{C}_{\text{N}_2} \cdot \text{N}_2), \quad (\text{M.21})$$

где, \bar{C}_{CO} , \bar{C}_{CO_2} , $\bar{C}_{\text{H}_2\text{O}}$, \bar{C}_{N_2} , \bar{C}_{H_2} , \bar{C}_{O_2} - средние теплоемкости газов при $t_{\text{г}}^*$, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

CO , CO_2 , H_2O , N_2 , H_2 , O_2 – концентрации компонентов в дымовых газах, об. %.

$$\bar{C}_{\text{г}} = 0,01 \cdot (0,546 \cdot 9,76 + 0,427 \cdot 41,69 + 0,330 \cdot 16,36 + 0,297 \cdot 9,9 + 0,344 \cdot 13,36 + 0,322 \cdot 8,93) = 0,389 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}).$$

Средняя температура в рабочем объеме печи, рассчитанная с помощью программы SolidWorks Flow simulation $\bar{t} = 1642 \text{ }^\circ\text{C}$.

$$Q_2 = 11971 \cdot 0,389 \cdot 1642 = 7646333 \text{ кДж.}$$

3. Потери теплоты с химическим недожогом.

$$Q_3 = 0,01 \cdot V_{\text{г}} \cdot \text{CO} \cdot Q_{\text{CO}}, \quad (\text{M.22})$$

где, V_r - объем дымовых газов за плавку, m^3 ;

CO – концентрация $\{CO\}$ в дымовых газах, %;

Q_{CO} - теплота сгорания $\{CO\}$, $Q_{CO} = 12644 \text{ кДж}/m^3 [50]$.

$Q_3 = 0,01 \cdot 11932 \cdot 15,2 \cdot 12644 = 24407980 \text{ кДж}$.

4. Потери теплоты теплопроводностью, излучением, с водой, с воздухом и пылью

4.1. Потери теплоты теплопроводностью через под печи

$$Q_{5.1} = q_{\text{под}} \cdot F_{\text{под}} \cdot \tau_{\text{пл}}, \quad (M.23)$$

где, $q_{\text{под}}$ – плотность теплового потока, $\text{кДж}/(m^2 \cdot c)$;

$F_{\text{под}}$ – площадь наружной поверхности пода, m^2 .

$$q_{\text{под}} = ((t_{\text{вн}} - t_0) / ((\sum S_i / \lambda_i) + 1 / \alpha_{\Sigma})), \quad (M.24)$$

где, $t_{\text{вн}}, t_0$ – температура внутренней поверхности стенки и окружающей среды, $^{\circ}C$;

S_i – толщина i -того слоя футеровки пода, m ;

λ_i – теплопроводность материала i -того слоя, $\text{Вт}/(m \cdot K)$;

α_{Σ} – суммарный коэффициент теплоотдачи от наружной поверхности в окружающую среду, $\text{Вт}/(m^2 \cdot K)$;

$\tau_{\text{пл}}$ – продолжительность плавки, c .

Подина состоит из четырех слоев:

- металлический каркас печи (0,035 м). Коэффициент теплопроводности стали составляет $\lambda_m = 48,1 \text{ Вт}/(m \cdot K)$ [118];

- асбестовый картон (0,015 м). Коэффициент теплопроводности асбестового картона [119]:

$$\lambda_{\text{асб}} = 0,16 + 0,14 \cdot 10^{-3} \cdot t, \quad (M.25)$$

$$\lambda_{\text{асб}} = 0,16 + 0,14 \cdot 10^{-3} \cdot 825 = 0,276 \text{ Вт}/(m \cdot K).$$

- кладка в 2 ряда из периклазового кирпича толщиной 0,075 м (0,150м).

Физико-химические свойства периклазового материала представлены в таблице М.1 [119].

Таблица М.1– Физико–химические свойства периклазового материала

| Материал | Содержание, % | | | | Плотность, $г/см^3$ | Пористость, % |
|----------|---------------|---------|------------------|--------------------------------|---------------------|---------------|
| | MgO | CaO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | | |
| П - 2 | более 91 | менее 3 | менее 3 | менее 2,5 | более 3 | менее 22 |

Коэффициент теплопроводности периклазового материала [119]:

$$\lambda_{\text{пер}} = 6,84 - 6,1 \cdot 10^{-3} \cdot t + 2,2 \cdot 10^{-6} \cdot t^2, \quad (M.26)$$

$$\lambda_{\text{пер}} = 6,84 - 6,1 \cdot 10^{-3} \cdot 1000 + 2,2 \cdot 10^{-6} \cdot 1000^2 = 2,93 \text{ Вт}/(m \cdot K).$$

- Для рабочего слоя футеровки подины применяют периклазовые или периклазуглеродистые набивные массы толщиной 0,5 м.

В таблице М.2 приведены физико-химические свойства рабочего слоя подины [119].

Таблица М.2 – Физико-химические свойства огнеупорной массы рабочего слоя подины

| Материал | Содержание, % | | | | Температура эксплуатации, °С | Фракция, мм |
|-----------------------------|---------------|------|------------------|--------------------------------|------------------------------|-------------|
| | MgO | CaO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | | |
| Набивная масса из периклаза | 75-77 | 8-20 | 0,6 | 0,4 | более 1750 | 0-5 |

Коэффициент теплопроводности набивной массы вычислим по формуле [119]:

$$\lambda_{\text{пер}} = 12,2 - 11,7 \cdot 10^{-3} \cdot t + 4,4 \cdot 10^{-6} \cdot t^2, \quad (\text{М.27})$$

$$\lambda_{\text{пер}} = 12,2 - 11,7 \cdot 10^{-3} \cdot 1650 + 4,4 \cdot 10^{-6} \cdot 1650^2 = 4,87 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot ^\circ\text{С}).$$

Коэффициент теплоотдачи от наружной металлической поверхности пода в окружающую среду при естественной конвекции рассчитывают по формуле [36]:

$$\alpha_{\Sigma} = \alpha_{\text{к}} + \alpha_{\text{л}} = K \cdot \sqrt[4]{t_{\text{н}} - t_{\text{окр}}} + \frac{\sigma_0 \cdot \varepsilon_{\text{н}} \cdot (T_{\text{н}}^4 - T_{\text{окр}}^4)}{t_{\text{н}} - t_{\text{окр}}} =$$

$$= 1,6 \cdot \sqrt[4]{150 - 20} + \frac{5,668 \cdot 10^{-8} \cdot 0,8 \cdot (423^4 - 293^4)}{150 - 20} = 14 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}), \quad (\text{М.28})$$

где, K – коэффициент, учитывающий положение горизонтальной поверхности в пространстве;

$t_{\text{окр}}, t_{\text{н}}$ – температура окружающей среды и наружной поверхности пода, °С;

$T_{\text{окр}}, T_{\text{н}}$ – температура окружающей среды и наружной поверхности пода, К;

σ_0 – постоянная Стефана-Больцмана, Вт/(м² · К⁴);

$\varepsilon_{\text{н}}$ – степень черноты наружной поверхности стенки пода, 0,8.

$$q_{\text{под}} = (1650 - 20) / (0,015/0,276 + 0,035/48,1 + 0,15/2,94 + 0,5/4,87 + 1/14) = 5,82 \text{ кДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{с}).$$

Поверхность пода при сферическом днище, примем равной:

$$F_{\text{под}} = 1,15 \cdot \pi \cdot \frac{d^2}{4}, \quad (\text{М.29})$$

$$F_{\text{под}} = 1,15 \cdot 3,14 \cdot \frac{6,8^2}{4} = 41,7 \text{ м}^2.$$

Потери теплопроводностью через под печи:

$$Q_{5.1} = 5,82 \cdot 41,7 \cdot 3324 = 806714,9 \text{ кДж}.$$

4.2. Потери теплоты теплопроводностью через поверхность футеровки печи

$$Q_{5.2} = q_{\text{ст}} * F_{\text{ст}}, \quad (\text{M.30})$$

где, $q_{\text{ст}}$ – плотность теплового потока, кДж/(м² · с);

$F_{\text{ст}}$ – площадь наружной поверхности футеровки, м².

$$\alpha_{\Sigma} = 2,4 \cdot \sqrt[4]{150 - 20} + \frac{5,668 \cdot 10^{-8} \cdot 0,8 \cdot (423^4 - 293^4)}{150 - 20} = 16,7 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}.$$

$$q_{\text{ст}} = (1650 - 20) / (0,015/0,276 + 0,035/48,1 + 0,46/4,87 + 1/16,7) = 7,78 \text{ кДж/(м}^2 \cdot \text{с)}.$$

Площадь поверхности стенки

$$F_{\text{ст}} = \pi \cdot d_k \cdot h_{\text{ст}}, \quad (\text{M.31})$$

где, d_k – внутренний диаметр стены, м;

$h_{\text{ст}}$ – футерованная высота стенки, м.

$$F_{\text{ст}} = 3,14 \cdot 6,8 \cdot 3,7 = 80 \text{ м}^2.$$

$$Q_{5.2} = 7,78 \cdot 80 \cdot 3324 = 2068857,6 \text{ кДж}.$$

4.3. Потеря теплоты излучением через открытое технологическое окно

$$Q_{5.3} = q_{\text{изл}} * F_{\text{ок}} * \Phi * \tau_{\text{пер}}, \quad (\text{M.32})$$

где, $q_{\text{изл}}$ – плотность теплового потока, кДж/(м² · с);

$F_{\text{ок}}$ – площадь поверхности рабочего окна, м²;

Φ – коэффициент диафрагмирования, $\Phi = 0,65$ [50];

$\tau_{\text{пер}}$ – период времени открытого рабочего окна, 0,288 ч.

$$q_{\text{изл}} = c_{\text{пр}} \left(\frac{\bar{T}_{\text{п}}^{\Delta}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{\text{окр}}}{100} \right)^4, \quad (\text{M.33})$$

где, $c_{\text{пр}}$ – приведенный коэффициент излучения, кДж/(м² · К⁴ · ч);

$\bar{T}_{\text{п}}$ – действительная температура на уровне зеркала ванны и горелок.

$$\bar{T}_{\text{п}}^{\Delta} = \bar{T}_{\text{п}} \cdot \dot{\eta}_{\text{пир}}, \quad (\text{M.34})$$

где, $\bar{T}_{\text{п}}$ – средняя температура в печи, 2475 К;

$\dot{\eta}_{\text{пир}}$ – пирометрический коэффициент, 0,746 [50];

$T_{\text{окр}}$ – температура окружающей среды, $T_{\text{окр}} = 293$ К.

$$\bar{T}_{\text{п}}^{\Delta} = 2475 \cdot 0,746 = 1846 \text{ К}.$$

$$q_{\text{изл}} = 5,7 \left[\left(\frac{1846}{100} \right)^4 - \left(\frac{293}{100} \right)^4 \right] = 661494 \text{ кДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

Площадь технологического окна:

$$F_{ок} = a \cdot b, \quad (M.35)$$

где, a – ширина технологического окна, м;

b – высота технологического окна, м.

$$F_{ок} = 1,3 \cdot 0,99 = 1,287 \text{ м}^2.$$

$$Q_{5.3} = 661494 \cdot 1,287 \cdot 0,65 \cdot 0,288 = 159371,4 \text{ кДж}.$$

4.4 Потери теплоты излучением из рабочего пространство в цех во время подвалки

$$Q_{5.4} = q_{подв} \cdot F_{пр} \cdot \tau_{пер} \text{ кДж}, \quad (M.36)$$

где, $q_{подв}$ – плотность теплового потока, кДж/(м² · ч);

$F_{пр}$ – площадь рабочего пространства печи, м²;

$\tau_{пер}$ – период времени открытого рабочего пространства печи, 0,08 ч.

$$q_{изл} = 5,7 \left[\left(\frac{1846}{100} \right)^4 - \left(\frac{293}{100} \right)^4 \right] = 661494 \text{ кДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

Площадь рабочего пространства печи определим по формуле:

$$F_{пр} = \pi \cdot d_{св}^2 / 4, \text{ м}^2, \quad (M.37)$$

где, $d_{св}$ – внутренний диаметр свода печи, м;

$$F_{пр} = (3,14 \cdot 7,268^2) / 4 = 40 \text{ м}^2.$$

$$Q_{5.4} = 661494 \cdot 40 \cdot 0,288 = 7620410,9 \text{ кДж}.$$

4.5. Потери теплоты от внутренней поверхности свода во время подвалки шихты

$$Q_{5.5} = q_{подв}^{св} \cdot F_{св} \cdot \tau_{пер} \text{ кДж}, \quad (M.38)$$

где, $q_{подв}^{св}$ – плотность теплового потока, кДж/(м² · ч);

$F_{св}$ – площадь внутренней поверхности свода, м²;

$\tau_{пер}$ – период времени подвалки шихты, ч.

$$q_{изл} = 0,8 \cdot 5,7 \left[\left(\frac{1846}{100} \right)^4 - \left(\frac{293}{100} \right)^4 \right] = 529195 \text{ кДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

Площадь внутренней поверхности свода определим по формуле:

$$F_{пр} = \pi \cdot d_{св}^2 / 4, \quad (M.39)$$

$$F_{пр} = (3,14 \cdot 7,268^2) / 4 = 41,5 \text{ м}^2.$$

$$Q_{5.5} = 529195 \cdot 41,5 \cdot 0,288 = 6324938,6 \text{ кДж}.$$

4.6. Потери теплоты с охлаждающей водой

$$Q_{5.6} = Q_{св} + Q_{к.п} \text{ кДж}, \quad (M.40)$$

где, $Q_{св}$ – потери теплоты с охлаждающей водой свода печи, кДж;

$Q_{к.п}$ – потери теплоты с охлаждающей водой кожуха печи, кДж.

$$Q_{5.6} = V_{H_2O} \cdot \bar{c}_{H_2O} \cdot \Delta t \cdot \tau_{пл} \text{ кДж}, \quad (M.41)$$

где, V_{H_2O} – расход воды на охлаждение стены, свода, держателей электродов, 1550000 кг/ч;

\bar{C}_{H_2O} – теплоемкость воды при температуре Δt , кДж/(кг·К);

Δt – разность температур воды на выходе и входе водоохлаждаемого элемента, °С;

$\tau_{пл}$ – продолжительность плавки, ч.

$$Q_{5.6} = 1550000 \cdot 4,20 \cdot 10 \cdot 0,92 = 59892000 \text{ кДж.}$$

1.7 Потери теплоты на нагрев воздуха, поступающего из цеха в рабочее пространство

$$Q_{5.7} = m_{пв} \cdot \bar{C}_ж \cdot (t_{кон} - t_{нач}), \quad (M.42)$$

где, $m_{пв}$ – масса подсоса воздуха, 5227,12 кг;

$\bar{C}_в$ – средняя теплоемкость воздуха, 1,16 кДж/(кг·К) [118];

$t_{кон}, t_{нач}$ – конечная и начальная температура воздуха, °С.

$$Q_{5.7} = 5227,12 \cdot 1,16 \cdot (1642 - 20) = 9834930 \text{ кДж.}$$

5.8 Потери теплоты с пылью в дымовых газах.

$$Q_{2.1} = m_{п} \cdot \bar{C}_{п}^t \cdot t_{дг} = 19880 \cdot 0,837 \cdot 1600 = 26623296 \text{ кДж,} \quad (M.43)$$

где, $\bar{C}_{п}^t$ – средняя теплоемкость пыли за плавку при температуре дымовых газов, $\bar{C}_{п}^t = \bar{C}_{FeO}^t$ кДж/(кг·К).

Суммарный расход теплоты:

$$Q_{рас} = 198908153,5 + 7646333 + 24407980 + 86707223,4 + 26623296 = 344292985,9 \text{ кДж.}$$

Невязка:

$$\Delta Q_{нев} = (334468271,6 - 344292985,9) \cdot 100 / 334468271,6 = -2,94 \%.$$

Отзыв

УТВЕРЖДАЮ

Генеральный директор

ОАО «ВНИИМТ»

Зайнуллин Л.А.



ОТЗЫВ

**о работе аспиранта кафедры «Теплофизика и информатика в металлургии»
Института новых материалов и технологий ФГАОУ ВО «Уральский федеральный
университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина»**

Проектно-конструкторский центр ОАО «ВНИИМТ» в соответствии с договором от 18.02.2019г. №ДП-5/1102-19 между АО «НЛМК-Урал» и ОАО «ВНИИМТ» выполнил комплекс работ по разработке технической документации и оказанию услуг по объекту: «Установка 4-й РКГ на ДСП-1 и ДСП-2. Электросталеплавильный цех».

Глухов Илья Васильевич принимал непосредственное участие в разработке проектной и рабочей документации на установку 4-й рафинирующей комбинированной горелки (РКГ) на ДСП-1 и ДСП-2.

В ходе разработки документации были использованы материалы исследования аспиранта Глухова Ильи Васильевича, а именно:

- результаты расчетов материального и теплового балансов;
- данные компьютерного моделирования газодинамических потоков и температурного состояния рабочего пространства ДСП-120.

Отзыв по результатам выполненных работ №52/8-490 от 16.06.2022 АО «НЛМК-Урал» приведен в приложении 1.

Приложения:

Приложение 1 – Отзыв по результатам выполненных работ №52/8-490 от 16.06.2022 АО «НЛМК-Урал».

Зам. генерального директора
по проектированию

Мехряков Д. В.

Приложение 1 – Отзыв по результатам выполненных работ №52/8-490 от 16.06.2022 АО «НЛМК-Урал».



Акционерное общество
«НЛМК-Урал»

АО «НЛМК-Урал», ул. Карла Либкнехта, д. 3, г. Ревда,
Свердловская область, Россия, 623280
тел.: +7 (34397) 2 67 54, 2 68 49
факс: +7 (34397) 3 30 83
e-mail: ns-a-nimk-ural@nimk.com; www.ural.nimk.com

16.06.2022 № 52/8-490-НОК
На № _____ от _____

Заместителю генерального директора
по проектированию ОАО «ВНИИМТ»
Мехрякову Д.В.
pkc@vniimt.ru

Отзыв о работе «НЛМК-Урал. МП.
Установка 4-й РКГ на ДСП-1 и ДСП-2,
ЭСПЦ».

Уважаемый Дмитрий Владимирович!

ОАО ВНИИМТ была разработана проектная, рабочая и рабочая конструкторская документация на установку 4-й рафинирующей комбинированной горелки (РКГ) на ДСП-1 и ДСП-2, ЭСПЦ АО «НЛМК-Урал».

В соответствии с разработанной документацией произведена замена стеновой панели с горелкой СГКГ№4 на стеновую панель с рафинирующей горелкой РКГ№4. Сравнительные характеристики исходных, проектируемых и фактических результатов после технического перевооружения работы печи приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристика исходных, проектируемых и фактических результатов после технического перевооружения печи

| № п/п | Наименование оборудования и параметра | Ед. изм. | Значение | | |
|-------|--|-------------------|----------|-----------|---------------------------|
| | | | Исходное | Проектное | После тех. перевооружения |
| 1 | Стеновая газокислородная горелка (СГКГ) | шт | 4 | 3 | 3 |
| 1.1 | Расход природного газа на СГКГ | м ³ /ч | 1600 | 1200 | 1200 |
| 1.2 | Максимальная тепловая мощность на 1 горелку | МВт | 3,5 | 3,5 | 3,5 |
| 1.3 | Расход природного газа на 1 горелку | м ³ /ч | 100-400 | 100-400 | 100-400 |
| 1.4 | Давление природного газа на 1 горелку | Бар | 3-5 | 3-5 | 3-5 |
| 1.5 | Расход кислорода на 1 горелку | м ³ /ч | 200-800 | 200-800 | 200-800 |
| 1.6 | Давление кислорода | Бар | 12-16 | 12-16 | 12-16 |
| 2 | Рафинирующая комбинированная газокислородная горелка (РКГ) | шт | 3 | 4 | 4 |
| 2.1 | Расход природного газа на РКГ | м ³ /ч | 1050 | 1450 | 1450 |
| 2.2 | Максимальная тепловая мощность на 1 горелку | МВт | 3,5 | 3,5 | 3,5 |
| 2.3 | Расход природного газа на 1 горелку | м ³ /ч | 75-350 | 100-350 | 100-350 |

| № п/п | Наименование оборудования и параметра | Ед. изм. | Значение | | |
|-------|---|-------------------|----------|-----------|---------------------------|
| | | | Исходное | Проектное | После тех. перевооружения |
| 2.4 | Давление природного газа | Бар | 5-6 | 5-6 | 5-6 |
| 2.5 | Расход кислорода на горение на 1 горелку | м ³ /ч | 200-800 | 200-800 | 200-800 |
| 2.6 | Давление кислорода на горение на 1 горелку | Бар | 14 | 14 | 14 |
| 2.7 | Расход кислорода на фришевание на 1 горелку | м ³ /ч | 1500 | 1500 | 1500 |
| 2.8 | Давление кислорода на фришевание | Бар | 14 | 14 | 14 |
| 3 | Максимальный расход природного газа на печь | м ³ /ч | 2650 | 2650 | 2650 |
| 4 | Удельный расход природного газа | м ³ /т | 7 | 7 | 7 |
| 5 | Максимальный расход кислорода на печь на горение | м ³ /ч | 5600 | 5600 | 5600 |
| 6 | Максимальный расход кислорода на печь на фришевание | м ³ /ч | 4500 | 6000 | 6000 |
| 7 | Суммарный максимальный расход кислорода на печь | м ³ /ч | 10100 | 11600 | 11600 |
| 8 | Удельный расход электроэнергии | кВтч/т | 356,4 | 353,4 | 353,4 |
| 9 | Снижение удельного расхода электроэнергии | кВтч/т | - | | 3 |

По результатам эксплуатации можно отметить, что замена стеновой панели с горелкой СГКГ№4 на стеновую панель с рафинирующей горелкой РКГ№4, при сохранении общего количества горелок, позволило устранить «захоленную» зону при использовании в завалке повышенной доли тяжеловесного скрапа и исключить образование настыли на футеровке сталеплавильной ванны, а снижение расхода электроэнергии за счет уменьшения продолжительности подачи напряжения на электроды в период доводки составило 335500 кВтч/год.

С уважением,
Технический директор



О.В. Можаровский

Таранов В.В.
+7 (343) 2-69-03
taranov_vv@nsmk.com

ПРИЛОЖЕНИЕ П

Расчет суммарного коэффициента теплопередачи в объёме шихты первой корзины

Тепловыделение в объёме шихты первой корзины в период нагрева холодной шихты до температуры 1300 °С за счет:

1. Электрической энергии

$$Q_{\text{э}}^{\text{к-1}} = 16,74 \text{ МВт} \cdot \text{ч} = 60\,264\,000 \text{ кДж.}$$

2. Сжигания природного газа

$$Q_{\text{пг}}^{\text{к-1}} = V_{\text{пг}}^{\text{к-1}} \cdot Q_{\text{пг}}^{\text{р}} = 382 \cdot 35550 = 13\,580\,100 \text{ кДж.} \quad (\text{П.1})$$

3. Окисления углерода электродов

Исходя из уравнения 5.25 масса углерода электродов, окислившегося за период нагрева первой корзины

$$m_{\text{эл}}^{\text{к-1}} = m_{\text{эл}}^{\text{с}} \cdot \frac{\tau_{\text{к-1}}}{\tau_{\text{пг}}^{\text{ток}}} = 162,12 \cdot \frac{15,5}{43,4} = 57,9 \text{ кг;} \quad (\text{П.2})$$

$$Q_{\text{эл}}^{\text{к-1}} = m_{\text{эл}}^{\text{к-1}} \cdot Q_{\text{с-со}} = 57,9 \cdot 9295 = 538\,180,5 \text{ кДж,} \quad (\text{П.3})$$

где, $Q_{\text{с-со}}$ – теплота сгорания углерода до {CO}, 9295 кДж/кг.

4. Окисления углерода кускового кокса

С первой корзиной в печь подают весь кусковый кокс массой $m_{\text{к}} = 1685$ кг, масса углерода в котором составляет 1432,25 кг, из него 78,6 % окисляется до {CO} за счет кислорода в объёме шихты

$$m_{\text{с-со}}^{\text{кк}} = m_{\text{с}} \cdot 0,786 = 1432,25 \cdot 0,786 = 1125,75 \text{ кг.} \quad (\text{П.4})$$

Тепловыделение в объёме шихты при окислении углерода кокса до {CO} составит

$$Q_{\text{с-со}}^{\text{к-1}} = m_{\text{с-со}}^{\text{кк}} \cdot Q_{\text{с-со}} = 1125,75 \cdot 9295 = 10\,463\,846,25 \text{ кДж.} \quad (\text{П.5})$$

В процессе окисления образуется масса оксида углерода

$$m_{\text{со}} = m_{\text{с-со}}^{\text{кк}} \cdot \frac{M_{\text{со}}}{M_{\text{с}}} = 1125,75 \cdot \frac{28}{12} = 2626,37 \text{ кг,} \quad (\text{П.6})$$

из которых 50 % {CO} окисляется до {CO₂} с выделением теплоты

$$Q_{\text{со-со}_2}^{\text{к-1}} = \frac{m_{\text{со}}}{2} \cdot Q_{\text{со-со}_2}^{\text{р}} = \frac{2626,37}{2} \cdot 10\,106,64 = 13\,271\,912,0 \text{ кДж.} \quad (\text{П.7})$$

Общее количество теплоты от окисления углерода кускового кокса

$$\sum Q_{\text{с-со-со}_2}^{\text{к-1}} = Q_{\text{с-со}}^{\text{к-1}} + Q_{\text{со-со}_2}^{\text{к-1}} = 10\,463\,846,25 + 13\,271\,912,0 = 23\,735\,758,3 \text{ кДж.} \quad (\text{П.8})$$

5. Угара железа и других компонентов шихты при нагреве до 1300 °С

Приход теплоты за счет угара железа в период нагрева шихты первой корзины до температуры 1300 °С составит (табл. 5.8)

$$Q_{\text{Fe-FeO-Fe}_2\text{O}_3}^{\text{к-1}} = 103962233 \cdot \frac{15,5}{43,4} = 37\,114\,517,2 \text{ кДж.} \quad (\text{П.9})$$

Суммарное тепловыделение в объеме шихты первой корзины

$$\sum Q_{K-1} = Q_{\text{эз}}^{K-1} + Q_{\text{пг}}^{K-1} + Q_{\text{эл}}^{K-1} + Q_{\text{C-CO-CO}_2}^{K-1} + Q_{\text{Fe-FeO-Fe}_2\text{O}_3}^{K-1} = 60\,264\,00 + 13\,580\,100 + 538\,180,5 + 23\,735\,758,3 + 37\,114\,517,2 = 135\,232\,556 \text{ кДж.} \quad (\text{П.10})$$

Суммарный коэффициент теплопередачи в объеме шихты первой корзины

$$\alpha_{\Sigma}^{K-1} = \frac{\sum Q_{K-1}}{\tau_{K-1} \cdot V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \bar{t}_{\text{ш}}} = \frac{135\,232\,556}{930 \cdot 64,12 \cdot 660} = 3,436 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}}, \quad (\text{П.11})$$

где, τ_{K-1} - продолжительность нагрева шихты первой корзины, 930 с;

$V_{\text{акт}}^{\text{ра}}$ - активный объем шихты, участвующий в тепломассообмене и занимающий рациональный объем рабочего пространства печи, м^3 ;

$\bar{t}_{\text{ш}}$ - средняя температура шихтовых материалов за цикл нагрева, $^\circ\text{C}$.

Расчет удельного теплового потока, коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов и времени нагрева

Р.1 Расчет удельного теплового потока и коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов без учета образования окалины

Р.1.1 Анализ конвективной теплопередачи от продуктов сгорания к шихте

Шихта в рабочем пространстве ДСП представлена в форме цилиндра, установленного вертикально на под сталеплавильной ванны. Тепловой поток в объеме шихты, занимающей рациональный объем рабочего пространства печи, поступает через боковую и верхнюю торцевую поверхность цилиндра. Нижняя торцевая поверхность цилиндра контактирует с футеровкой ванны и в теплообмене с продуктами сгорания не участвует.

Средняя плотность конвективного теплового потока от продуктов сгорания к шихте

$$\bar{q}_k = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\bar{t}_{\text{пс}}}}{\bar{R}_{\text{опр}}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2 \cdot \text{с}}, \quad (\text{Р.1})$$

где, $\lambda_{\text{пс}}^{\bar{t}_{\text{пс}}}$ - теплопроводность продуктов сгорания при средней температуре за период нагрева ШИХТЫ, $\frac{\text{Дж}}{\text{м} \cdot \text{с} \cdot \text{°C}}$;

$\Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} = \frac{\bar{t}_{\text{пс}} - \bar{t}_{\text{ш}}}{2}$ - средний перепад температуры между продуктами сгорания и твердыми материалами за период нагрева шихты, °C;

$$\bar{t}_{\text{пс}} = \frac{t_{\text{д}} + t_{\text{ш}}}{2} - \text{средняя температура продуктов сгорания за период нагрева шихты, °C;}$$

$$\bar{t}_{\text{ш}} = \frac{t_{\text{ш}}^{\text{кон}} + t_{\text{ш}}^{\text{нач}}}{2} - \text{средняя температура шихты за период нагрева, °C.}$$

$\bar{R}_{\text{опр}} = \frac{4V_{\text{акт}}^{\text{ра}}(1 - \bar{\rho}_{\text{от}})}{F_{\text{акт}}^{\text{ра}}}$ или $\bar{R}_{\text{опр}} = \frac{4V_{\text{акт}}^{\text{ра}}\Pi}{F_{\text{акт}}^{\text{ра}}}$ - средний определяющий размер толщины пограничного слоя продуктов сгорания при рациональном заполнении рабочего объема печи с учетом порозности шихты, м;

$V_{\text{акт}}^{\text{ра}}$ - активный объем рабочего пространства печи;

$V_{\text{акт}}^{\text{ра}}(1 - \frac{\bar{\rho}_{\text{н}}}{\bar{\rho}_0})$ - активный объем продуктов сгорания, заполняющий пустоты рационального объема печи, м³;

$F_{\Sigma \text{ра}} = 2\bar{S}_{\text{в}} + F_{\text{в}}^{\text{бок}}$ - суммарная площадь цилиндрической поверхности рационального объема печи с учетом площади поперечного сечения по верху и низу садки, рассчитанная по среднему диаметру рабочего пространства печи м²;

$2\bar{S}_{\text{в}}$ - суммарная площадь двух торцевых поверхностей, м²;

$F_{\text{акт}}^{\text{ра}} = \bar{S}_B + (F_B^{\text{бок}} - F_{\text{ван}}^{\text{бок}})$ – суммарная активная поверхность, ограничивающая рациональный объем шихты, м^2 ,

где, \bar{S}_B – торцевая поверхность шихты в рациональном объеме, м^2 ;

$$\bar{S}_B = \frac{\pi \bar{d}_{\text{рп}}^2}{4} - \text{площадь торцевой поверхности шихты, } \text{м}^2;$$

$\bar{d}_{\text{рп}}$ – внутренний диаметр рабочего пространства, м.

$F_B^{\text{бок}}$ – боковая поверхность рационального объема, $F_B^{\text{бок}} = \pi \cdot \bar{d}_{\text{рп}} \cdot h_{\text{ра}}$ м^2 ;

$h_{\text{ра}}$ – высота рационального объема шихты, м.

$F_{\text{ван}}^{\text{бок}} = \pi \cdot \bar{d}_{\text{рп}} \cdot h_B$ – площадь поверхности рационального объема, контактирующего с футеровкой ванны, м^2 ;

h_B – глубина ванны, м.

Средняя плотность конвективного теплового потока от продуктов сгорания к объему шихтовых материалов

$$\bar{q}_K = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot F_{\text{акт}}^{\text{ра}}}{4V_{\text{акт}}^{\text{ра}} (1 - \bar{\rho}_{\text{от}})} \cdot \frac{F_{\text{акт}}^{\text{ра}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}}} \quad \text{или} \quad \bar{q}_K = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}}}{4(1 - \bar{\rho}_{\text{от}})} \cdot \left(\frac{F_{\text{акт}}^{\text{ра}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}}} \right)^2 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с}}. \quad (\text{P.2})$$

Коэффициент конвективной теплопередачи в объеме шихтовых материалов

$$\bar{\alpha}_K^{\text{об}} = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot (F_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{\Delta \bar{t}_{\text{ш}} \cdot 4(1 - \bar{\rho}_{\text{от}}) \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}}. \quad (\text{P.3})$$

Р.1.1 Анализ теплопередачи излучением от продуктов сгорания природного газа и электрических дуг к шихте

Предположим, что вся тепловая энергия излучения от электрических дуг и продуктов сгорания природного газа аккумулируется шихтой. Доля в суммарной плотности потока от продуктов сгорания природного газа составляет незначительную величину, которую в расчете можно не учитывать.

Плотность потока тепловой энергии излучением при действительных расходах электроэнергии

$$\bar{q}_{\text{эл}} = \frac{Q_{\text{ээ}}^{\text{теп}}}{F_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \tau} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2 \cdot \text{с}}, \quad (\text{P.4})$$

где, $Q_{\text{ээ}}^{\text{теп}} = 3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{ээ}}^{\text{эл}}$ – тепловая энергия дуги, Дж;

$F_{\text{акт}}$ – площадь поверхности шихты, активно участвующая в теплообмене, м^2 ;

τ – продолжительность теплообмена между дугами и шихтой (работа печи под током), с.

Удельный тепловой поток (теплопередача) в объеме шихты за счет излучения дуг

$$\bar{q}_{\text{эл}} = \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{ээ}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \pi \cdot \Delta \bar{T}_{\text{ш}}}. \quad (\text{P.5})$$

Коэффициент теплопередачи от электрической дуги в объеме шихты

$$\bar{\alpha}_{\text{эл}}^{\text{об}} = \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{ээ}}^{\text{эл}}}{\tau \cdot V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \pi \cdot \Delta \bar{T}_{\text{ш}}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot \text{К}}, \quad (\text{P.6})$$

где, $V_{\text{акт}}^{\text{ра}}$ - объем шихты, соответствующий рациональному заполнению рабочего пространства печи, м^3 ;

Π – порозность садки шихтовых материалов, доли ед;

$$\Delta \bar{T}_{\text{ш}} = \frac{T_{\text{ш}}^{\text{к}} - T_{\text{ш}}^{\text{н}}}{2}, \text{ К}$$

$T_{\text{ш}}^{\text{к}}$ - конечная температура нагрева шихты, К;

$T_{\text{ш}}^{\text{н}}$ - начальная температура шихты, К.

Суммарный коэффициент теплопередачи в объеме шихтовых материалов за счет конвективного и лучистого теплообмена при заполнении рационального объема рабочего пространства ДСП и отсутствии образования окалины

$$\bar{\alpha}_{\Sigma}^{\text{об}} = \bar{\alpha}_{\text{к}}^{\text{об}} + \bar{\alpha}_{\text{эл}}^{\text{об}} = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot (F_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{4(1-\bar{\rho}_{\text{от}}) \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}} \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} + \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{эз}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \Delta \bar{T}_{\text{ш}} \cdot \tau} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot \text{К}}. \quad (\text{P.7})$$

Р.2 Расчет удельного теплового потока и коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов при образовании окалины

Суммарное количество теплоты, поступающее в металл и теплота от окисления металла

$$\bar{q}_{\Sigma}^{\text{т+о}} = \bar{q}_{\text{к}} + \bar{q}_{\text{эл}} + \bar{q}_{\text{экс}}; \bar{q}_{\Sigma}^{\text{т+о}} = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot (F_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{4(1-\bar{\rho}_{\text{от}}) \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} + \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{эз}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau} + \frac{0,01 \cdot m_{\text{ш}}^{\text{к-1}} \cdot y \cdot Q_{\text{м-мо}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с}}. \quad (\text{P.8})$$

Коэффициент теплопередачи

$$\bar{\alpha}_{\Sigma}^{\text{т+о}} = \bar{\alpha}_{\text{эл}}^{\text{об}} + \bar{\alpha}_{\text{к}}^{\text{об}} + \bar{\alpha}_{\text{экс}}^{\text{об}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot \text{°C}}, \quad (\text{P.9})$$

где, $\bar{\alpha}_{\Sigma}^{\text{т+о}}$ - суммарный коэффициент прихода теплоты в металл с учетом окисления железа в единице объема (м^3) исходной шихты, $\text{Дж}/\text{м}^3$.

$$\bar{\alpha}_{\Sigma}^{\text{т+о}} = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\text{т}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot (F_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{4(1-\bar{\rho}_{\text{от}}) \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}} \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} + \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{эз}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \Delta \bar{T}_{\text{ш}} \cdot \tau} + \frac{0,01 \cdot m_{\text{ш}} \cdot y \cdot Q_{\text{м-мо}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}} \cdot \tau} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot \text{°C}}, \quad (\text{P.10})$$

где, $m_{\text{ш}}$ – масса железосодержащих материалов в шихте, кг;

y - угар железа за плавку, %;

$Q_{\text{м-мо}}$ - тепловыделение при окислении железа, $\text{Дж}/\text{кг}$.

Р.3 Расчет удельного теплового потока и коэффициента теплопередачи в объеме шихтовых материалов при локальном плавлении железосодержащих компонентов

Количество теплоты, равное плотности потока теплоты при нагреве и расплавлении металла, уходит из локального объема шихты

$$q_{\Sigma}^{\text{т-п}} = q_{\text{к}} + q_{\text{эл}} - q_{\text{пл}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с}}, \quad (\text{P.11})$$

где, $q_{\Sigma}^{\text{т-п}}$ - суммарный приход теплоты при теплопередаче и плавлении металла ($q_{\text{пл}}$), $\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с}}$.

Суммарный коэффициент прихода теплоты в металл с учетом оплавления железосодержащих материалов

$$\alpha_{\Sigma}^{\tau-\text{пл}} = \alpha_{\kappa}^{\text{об}} + \alpha_{\text{эл}}^{\text{об}} - \alpha_{\text{пл}}^{\text{об}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}}; \quad (\text{P.12})$$

$$\alpha_{\text{пл}}^{\text{об}} = \frac{0,01 \cdot m_{\text{ш}}^{\kappa-1} \cdot y \cdot \frac{M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Fe}}} \cdot Q_{\text{пл}}^{\text{Fe}_x\text{O}_y} \cdot K_{\text{пл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}}^{\text{пл}}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}}, \quad (\text{P.13})$$

где, $Q_{\text{пл}}^{\text{Fe}_x\text{O}_y}$ – теплота образования оксида железа, Дж/кг;

$\Delta \bar{t}_{\text{ш}}^{\text{пл}}$ – средний перепад температуры при плавлении шихты, $^\circ\text{C}$;

M_{FeO} – молекулярная масса FeO, $M_{\text{FeO}} = 71,84$ кг/кмоль;

M_{Fe} – молекулярная масса Fe, $55,85$ кг/кмоль;

$M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ – молекулярная масса Fe_2O_3 , $159,68$ кг/кмоль;

$K_{\text{пл}}$ – коэффициент локального оплавления шихты, доли ед..

$$\alpha_{\Sigma}^{\tau-\text{пл}} = \frac{\lambda_{\text{пс}}^{\bar{t}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс}-\text{ш}} \cdot (F_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{4(1-\bar{\rho}_{\text{от}}) \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}} \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} + \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{эл}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau \cdot \Delta \bar{T}_{\text{ш}}} - \frac{0,01 \cdot m_{\text{ш}} \cdot y \cdot \frac{M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Fe}}} \cdot Q_{\text{пл}}^{\text{Fe}_x\text{O}_y}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau \cdot \Delta \bar{t}_{\text{ш}}^{\text{пл}}} \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{C}} \quad (\text{P.14})$$

Варианты:

а) Коэффициент перехода массы Fe в FeO

$$K_{\text{угара}} = \frac{M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Fe}}} = \frac{71,84}{55,85} = 1,286; \quad (\text{P.15})$$

б) Коэффициент перехода массы Fe в $0,5\text{FeO}+0,5\text{Fe}_2\text{O}_3$

$$K_{\text{угара}} = \frac{0,5[\text{FeO}+\text{Fe}_2\text{O}_3]}{M_{\text{Fe}}} = \frac{0,5[71,84+159,68]}{55,85} = 2,073. \quad (\text{P.16})$$

**Расчет времени нагрева шихты первой корзины при
образовании окалины**

Расчет времени нагрева шихты первой корзины выполнен при условии образования окалины в объеме шихтовых материалов.

Суммарное количество теплоты, поступающее в металл

$$\bar{q}_{\Sigma}^{T+0} = \bar{q}_k + \bar{q}_{эл} + \bar{q}_{экз} \frac{Дж}{м^3 \cdot 0^{\circ}C} \quad (C.1)$$

При стационарном режиме теплообмена

$$\bar{q}_{\Sigma}^{T+0} = q_{теп},$$

где, $q_{теп}$ - удельный тепловой поток, передаваемый в объем шихты за счет теплопроводности.

Время нагрева шихты определим, используя уравнение баланса прихода и аккумуляции тепловой энергии в массе шихтовых материалов рационального объема рабочего пространства печи ($V_{ра}^{ш}$).

Форма шихты в рабочем пространстве печи представляет собой вертикально установленный цилиндр. Для расчета используем действительные размеры по внутреннему контуру рабочего пространства ДСП-120, приведенные в таблице С.1.

Таблица С.1 – Геометрические параметры рабочего пространства ДСП-120

| Параметр | Значение |
|--|----------|
| 1. Объем рабочего пространства ($V_{рп}$), м ³ | 138 |
| 2. Средняя площадь поверхности поперечного сечения ($\bar{S}_{рп}$), м ² | 30,976 |
| 3. Средний диаметр ($\bar{d}_{рп}$), м | 6,28 |
| 4. Рациональный объем заполнения рабочего пространства шихтой ($V_{ра}^{ш}$), м ³ . | 107,02 |
| 5. Высота рационального объема ($h_{ра}$), м | 3,455 |

Свободный объем $V_{св}=30,976 \text{ м}^3$ над уровнем засыпи шихты высотой $h_{св}=1,0 \text{ м}$ предназначен для возможного дожигания {СО} в рабочем пространстве печи.

Общая поверхность шихты по контуру рационального объема

$$F_{ра}^{ш} = 2\bar{S}_{рп} + F_{ра}^{бок} = \frac{2\pi \cdot \bar{d}_{рп}^2}{4} + \pi \cdot \bar{d}_{рп} \cdot h_{ра} = 130,05 \text{ м}^2, \quad (C.2)$$

где, $2\bar{S}_{рп}$ - суммарная площадь торцевых поверхностей шихты, м²;

$F_{ра}^{бок}$ - боковая поверхность рационального объема, м².

Относительная поверхность рационального объема печи

$$K_{ра} = \frac{F_{ра}^{ш}}{V_{ра}^{ш}} = 1,215 \text{ 1/м}. \quad (C.3)$$

Активная поверхность рационального объема, участвующая в процессе тепломассообмена

$$F_{\text{ак}}^{\text{ра}} = \bar{S}_{\text{рп}} + (F_{\text{ра}}^{\text{бок}} - F_{\text{ван}}^{\text{бок}}) = \frac{\pi \cdot \bar{d}_{\text{рп}}^2}{4} + \pi \cdot \bar{d}_{\text{рп}} \cdot (h_{\text{ра}} - h_{\text{в}}) = 69,41 \text{ м}^2, \quad (\text{C.4})$$

где, $\bar{S}_{\text{рп}}$ - площадь верхней торцевой поверхности шихты, участвующей в тепломассообмене, м^2 ;

$h_{\text{в}}$ - глубина ванны, 1,505 м.

Активный объем шихты, участвующий в тепломассообмене

$$V_{\text{акт}}^{\text{ра}} = \bar{S}_{\text{рп}} \cdot h_{\text{акт}} = 64,12 \text{ м}^3. \quad (\text{C.5})$$

Относительная поверхность шихты, активно участвующая в тепломассообмене

$$K_{\text{ак}} = \frac{F_{\text{ак}}^{\text{ра}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}}} = 1,08 \text{ 1/м}. \quad (\text{C.6})$$

Действительная температура продуктов сгорания природного газа с кислородом при входе в шихту $t_{\text{д}} = 2659 \text{ }^{\circ}\text{C}$ и при выходе из объема шихты $t_{\text{пс}}^{\text{вых}} = 1600 \text{ }^{\circ}\text{C}$.

Средняя температура продуктов сгорания за период нагрева шихты

$$\bar{t}_{\text{пс}} = \frac{2659 + 1600}{2} = 2129,5 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Начальная температура ($t_{\text{мн}} = 20 \text{ }^{\circ}\text{C}$) и конечная нагрева шихты ($t_{\text{мк}} = 1300 \text{ }^{\circ}\text{C}$). Средняя температура шихты за период нагрева

$$\bar{t}_{\text{ш}} = \frac{t_{\text{мк}} + t_{\text{мн}}}{2} = 660 \text{ }^{\circ}\text{C}. \quad (\text{C.7})$$

Средний перепад температуры между продуктами сгорания и шихтовыми материалами за период нагрева

$$\Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} = \frac{\bar{t}_{\text{пс}} - \bar{t}_{\text{ш}}}{2} = \frac{2129,5 - 660}{2} = 734,7 \text{ }^{\circ}\text{C}. \quad (\text{C.8})$$

Средняя температура продуктов сгорания и шихты за период нагрева

$$\bar{t}_{\text{пс-ш}} = \frac{\bar{t}_{\text{пс}} + \bar{t}_{\text{ш}}}{2} = 1394,75 \text{ }^{\circ}\text{C}. \quad (\text{C.9})$$

Средний определяющий размер шихты при рациональном заполнении рабочего объема печи с учетом порозности шихты

$$\bar{R}_{\text{опр}} = \frac{4V_{\text{ра}}^{\text{ш}} \cdot (1 - \bar{\rho}_{\text{от}})}{F_{\text{ра}}^{\text{ш}}} = \frac{4V_{\text{ра}}^{\text{ш}} \cdot \Pi}{F_{\text{ра}}^{\text{ш}}} = 0,856 \text{ м}. \quad (\text{C.10})$$

Средний определяющий размер шихты, участвующей в тепломассообменных процессах, при рациональном заполнении рабочего объема печи с учетом порозности

$$\bar{R}_{\text{опр}} = \frac{4V_{\text{ак}}^{\text{ш}} \cdot \Pi}{F_{\text{акт}}^{\text{ра}}} = 0,96 \text{ м}. \quad (\text{C.11})$$

Порозность слоя шихтовых материалов первой корзины, заполняющий рациональный объем рабочего пространства печи, составляет 0,26 доли ед. (26 %).

Балансовое уравнение теплообмена в слое шихтовых материалов, заполняющих рациональный объем рабочего пространства печи (баланс составлен по результатам работы ДСП-120).

$$\left(\frac{\lambda_{\text{пс}}^{\bar{t}} \cdot \Delta \bar{t}_{\text{пс-ш}} \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2}{4(1-\bar{p}_{\text{от}}) \cdot (V_{\text{акт}}^{\text{ра}})^2} + \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot Q_{\text{эл}}^{\text{эл}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau} + \frac{0,01 \cdot m_{\text{ш}}^{\text{к-1}} \cdot \gamma \cdot Q_{\text{м-мо}}}{V_{\text{акт}}^{\text{ра}} \cdot \Pi \cdot \tau} \right) \tau^{\text{к-1}} \cdot V_{\text{акт}}^{\text{ра}} = m_{\text{ш}}^{\text{к-1}} \cdot C_{\text{ш}}^{\bar{t}} \cdot \bar{t}_{\text{ш}} + Q_{\text{пот}}, \quad (\text{C.12})$$

где, $Q_{\text{пот}}$ - потери теплоты с дымовыми газами, химическим недожогом, теплопроводностью через футеровку ванны, с охлаждающей водой, на нагрев воздуха, поступающего через технологическое окно и с пылью.

Потери теплоты по указанным статьям составили $Q_{\text{пот}} = 131280111,5$ кДж. На период нагрева холодной шихты потери

$$Q_{\text{нш}}^{\text{к-1}} = Q_{\text{пот}} \cdot \frac{\tau^{\text{к-1}}}{\tau_{\text{под т}}} = 131280111,5 \cdot \frac{15,5}{43,4} = 46866999 \text{ кДж}, \quad (\text{C.13})$$

где, $\tau_{\text{под т}}$ - время работы печи под током, мин.

Расход теплоты на нагрев шихты первой корзины

$$Q_{\text{рас}}^{\text{к-1}} = m_{\text{ш}}^{\text{к-1}} \cdot C_{\text{ш}}^{\bar{t}} \cdot \bar{t}_{\text{ш}}^{\text{к-1}} = 81490 \cdot 786,49 \cdot 660 \cdot 10^{-3} = 42300106,3 \text{ кДж}. \quad (\text{C.14})$$

Общая затрата теплоты за период нагрева массы шихты первой корзины

$$Q_{\Sigma}^{\text{к-1}} = Q_{\text{рас}}^{\text{к-1}} + Q_{\text{нш}}^{\text{к-1}} = 89167105,3 \text{ кДж}. \quad (\text{C.15})$$

Расчет нагрева массы шихты первой корзины для бесконечного цилиндра при нестационарной теплопроводности и граничных условиях третьего рода

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial t}{\partial r} \right). \quad (\text{C.16})$$

Это уравнение, записанное в общем виде, характеризует закон измерения температуры при начальном распределении температуры по сечению в цилиндрическом теле

$$t_{\text{ш}} = f(x, y, 0) \quad (\text{C.17})$$

и граничном условии передачи тепла к поверхности 3-го рода

$$\alpha_{\Sigma} (t_{\text{г}} - t_{\text{пов}}) = -\lambda \frac{\partial t}{\partial x}, \quad (\text{C.18})$$

где, $t_{\text{г}}$ - температура газовой среды, °С;

$t_{\text{пов}}$ - температура поверхности цилиндра, °С.

Нагрев шихты первой корзины имеет свои особенности. Во-первых, нагревается не сплошное тело, а объем, состоящий из существенно разнородных по физическим параметрам и теплофизическим свойствам материалов. Форма, размер, условия распределения материалов в объеме шихты способствуют созданию пустот, которые определяют порозность шихты.

Во-вторых, следует разграничить источники тепловой энергии внешние (электроэнергия, природный газ) и внутренние, возникающие в результате окисления в основном углерода и железа. Учитывая перечисленные особенности технологической и тепловой работы печи, возникает необходимость ввести поправку в определяющий параметр критериев Bi и Fo , используя порозность.

Возможны два варианта расчета среднего определяющего размера шихты с учетом порозности

$$\text{а) } \bar{R}_{\text{опр}} = (1 - \Pi) \cdot R = 0,1 \cdot 3,14 = 0,314 \text{ м;} \quad (\text{С.19})$$

$$\text{б) } \bar{R}_{\text{опр}} = \frac{4V_{\text{акт}} \cdot (1 - \Pi)}{F_{\text{акт}}} = 0,37 \text{ м.} \quad (\text{С.20})$$

Для расчета Bi и Fo используем определяющий размер $\bar{R}_{\text{опр}} = 0,37 \text{ м.}$

Относительная температура массы шихты первой корзины, имеющей форму цилиндра

$$\theta_{\text{м}} = \frac{t_{\text{г}} - t_{\text{МК}}}{t_{\text{г}} - t_{\text{МН}}} = \frac{2659 - 1300}{2659 - 20} = 0,515, \quad (\text{С.21})$$

где, $t_{\text{г}} = t_{\text{д}}$ – расчетная температура продуктов сгорания природного газа с кислородом, °С.

$$\text{Критерий } Bi = \frac{\alpha_{\Sigma}^{\text{об}} \cdot \bar{R}_{\text{опр}}}{\lambda_{\text{ш}}^{t_{\text{ш}}}} \cdot \frac{V_{\text{ак}}^{\text{па}}}{F_{\text{ак}}^{\text{па}}} = \frac{654 \cdot 0,37 \cdot 64,12}{29,35 \cdot 69,41} = 7,62, \quad (\text{С.22})$$

где, $\alpha_{\Sigma}^{\text{об}}$ – объемный коэффициент теплопередачи в шихте первой корзины, $\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{С}}$.

$$\alpha_{\Sigma}^{\text{об}} = \frac{Q_{\text{ш}}^{\text{к}-1}}{V_{\text{па}}^{\text{ш}} \cdot \Delta t_{\text{ш}} \cdot \tau^{\text{к}-1}} = \frac{m_{\text{ш}}^{\text{к}-1} \cdot c_{\text{ш}}^{\text{т}} \cdot t_{\text{ш}}^{\text{к}}}{V_{\text{па}}^{\text{ш}} \cdot \Delta t_{\text{ш}} \cdot \tau^{\text{к}-1}} = \frac{81490 \cdot 786,49 \cdot 1300}{107,02 \cdot 1280 \cdot 930} = 654 \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3 \cdot \text{с} \cdot ^\circ\text{С}}. \quad (\text{С.23})$$

Известно [120, 121], что при $Bi \geq 0,5$ тело рассматривают массивным в тепловом отношении. Шихту первой корзины следует рассматривать как массивное в тепловом отношении тело.

Число Fo определено по диаграмме Будрина Д.В. и время нагрева шихты рассчитано как

$$\tau^{\text{к}-1} = \frac{Fo \cdot \bar{S}_{\text{опр}}^2}{a_{\text{ш}}^{t_{\text{ш}}}} = \frac{0,26 \cdot 0,37^2 \cdot 10^6}{37,11} = 959 \text{ с.} \quad (\text{С.24})$$

Расчетное время нагрева шихты отличается на 6,8 % от действительного на печи, что позволяет сделать вывод о том, что данная методика может быть использована для других вариантов расчета в ДСП.