

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС» (НИТУ МИСИС)

На правах рукописи

МУРАТОВ ЕВГЕНИЙ ВЛАДИСЛАВОВИЧ

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА
КОРРОЗИОННОСТОЙКОЙ СТАЛИ, ВКЛЮЧАЮЩЕЙ ВАКУУМ-КИСЛОРОДНОЕ
РАФИНИРОВАНИЕ**

Специальность 2.6.2 – Metallургия чёрных, цветных и редких металлов

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель
Доктор технических наук, профессор
Семин Александр Евгеньевич

Москва – 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
Актуальность работы.....	4
Степень научной разработанности темы исследования.....	6
Цель и задачи исследования.....	6
Научная новизна.....	7
Практическая значимость.....	8
Методология и методы исследования.....	8
Положения, выносимые на защиту.....	9
Степень достоверности.....	10
Апробация результатов.....	10
Личный вклад автора.....	12
Структура и объем диссертационной работы.....	12
Глава 1. Аналитический обзор литературы.....	13
1.1 Актуальность исследования и состояние рынка коррозионностойкой стали России.....	13
1.2 Развитие технологий выплавки стали 08X18H10.....	21
1.3 Проблема остатка жидкого металла в ДСП.....	25
1.4 Использование присадок кокса на шлак перед ВКР.....	28
Цели и задачи исследования.....	30
Глава 2. Исходные материалы, оборудование и методики исследования.....	31
2.1 Методика исследования.....	31
2.2 Материалы для исследования. Технология выплавки стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А».....	33
Выводы по главе 2.....	37

Глава 3. Влияние массы железистого остатка на показатели плавки стали 08X18H10T в ДСП.....	38
3.1 Разработка альтернативного способа оценки массы «болота»...	38
3.2 Сравнительный анализ методик оценки массы «болота».....	50
Выводы по главе 3.....	59
Глава 4. Исследование потерь металла при внепечном рафинировании...	60
4.1 Потери металла при ВКР.....	60
4.2 Влияние содержания углерода в полупродукте и углерода кокса, присаживаемого на шлак, на технико-экономические показатели ВКР.....	75
Выводы по главе 4.....	82
Глава 5. Оценка снижения затрат на выплавку стали.....	83
5.1 Определение наиболее значимых технологических факторов..	83
5.2 Анализ влияния факторов на снижение затрат на выплавку стали 08X18H10T.....	92
Выводы по главе 5.....	93
ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ.....	94
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	96
Приложение А. Методика расчета материального баланса при внепечной обработке стали 08X18H10T.....	109

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

Коррозионностойкая сталь является важным конструкционным материалом, который используется во всех отраслях народного хозяйства. Её сортament весьма широк, но основную роль здесь играют низкоуглеродистые высокохромистые стали типа 08X18H10. Выплавка нержавеющей стали производится по сложной многоступенчатой технологии. Она предусматривает получение высокохромистого высокоуглеродистого полупродукта в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) и последующую внепечную обработку (ВО): подогрев и легирование металла в агрегате ковш-печь и обезуглероживание на установках аргонокислородного или вакуум-кислородного рафинирования. Полученный жидкий металл разливают на машинах непрерывного литья заготовок либо в слитки.

В настоящее время производство нержавеющей стали в России характеризуется малыми объемами и, соответственно, повышенными издержками, что снижает его технико-экономические показатели. Это, в первую очередь, обусловлено состоянием рынка высоколегированной стали в России, что делает актуальным повышение эффективности технологии выплавки и увеличение объема производства нержавеющей стали на фоне высокого объема импорта таких сталей в РФ.

Отсутствие специализированных предприятий и участков по производству коррозионностойкой стали приводит к использованию для производства отличных по составу марок стали одних и тех же агрегатов, что сказывается на технико-экономических показателях производства коррозионностойкой стали. При этом плавки нержавеющей стали, в ряде случаев, являются одиночными. До и после них выплавляют низколегированные стали, после выпуска которых в ДСП присутствует жидкий железистый остаток (болото); он может неконтролируемо разбавлять выплавляемый высоколегированный полупродукт по концентрации

основных элементов – хрома и никеля – и затруднять проведение плавки. Использование остатка металла в ДСП при выплавке высоколегированной нержавеющей стали может быть эффективным только тогда, когда плавки этой стали идут сериями. Именно такая технология должна быть основной при большом объеме производимой стали.

При обезуглероживании высокохромистой коррозионностойкой стали шлаки могут содержать повышенное количество оксидов хрома. При этом шлаки становятся густыми. Это затрудняет проведение процесса и повышает угар хрома. При открытой плавке, в ряде случаев, на шлак присаживают кокс; это обеспечивает частичное восстановление оксидов хрома, снижение его угара, разжижение шлака и повышение технико-экономических показателей процесса. Можно предположить, что использование этого приема применительно к вакуум-кислородному процессу будет еще более эффективным, так как в вакууме восстановительная способность углерода повышается. Однако, это общее положение требует дальнейшего теоретического анализа и проверки на практике. При этом необходимо сравнить эффективность углерода, присаживаемого на шлак в составе углеродсодержащих материалов, и растворенного в металле.

Таким образом, в настоящее время выплавку нержавеющей стали зачастую вынужденно проводят одиночными плавками. Особое значение здесь имеет достоверное определение массы железистого болота от предыдущей плавки низколегированной стали, определение роли присадки кокса на шлак при вакуум-кислородном рафинировании и другие ключевые технологические факторы, влияющие на эффективность протекания процессов обезуглероживания и легирования полупродукта хромом и никелем, которые будут определять основные затраты на производство коррозионностойкой стали. Из изложенного следует, что тема диссертационного исследования является актуальной и представляет интерес для совершенствования и дальнейшего развития технологии производства нержавеющей коррозионностойкой стали.

Степень научной разработанности темы исследования

При выполнении работы опирались на результаты исследований, В. С. Дуба, В. И. Явойского, В. А. Григоряна, А. Я. Стомахина, Д. Я. Поволоцкого, К. В. Григоровича, А. В. Дуба, Б. Я. Балдаева, Г. Ф. Гладышева, Г. Кнютпеля, Х. Р. Паулса, Ли Ванли, Гу Фокуана. Способ вакуум-кислородного рафинирования высокохромистой нержавеющей стали известен достаточно давно. Он основывается на фундаментальных закономерностях процесса обезуглероживания стали в условиях вакуума. Практика использования этого процесса для обезуглероживания высокохромистых расплавов показывает, что в условиях вакуума удастся достичь низких концентраций углерода (менее 0,03 %) при достаточно малом угаре хрома. В то же время технология выплавки нержавеющей стали при наличии остатка металла в ДСП (болота) изучена недостаточно. Совершенствование процесса затрудняет проблема противоречивости данных о необходимом содержании углерода в полупродукте; кроме того, роль углерода, как восстановителя оксидов хрома шлака, исследована недостаточно. Решению этих проблем посвящена данная работа.

Цель и задачи исследования

Целью исследования является разработка рекомендаций по совершенствованию технологии производства коррозионностойкой стали методом вакуум-кислородного рафинирования, достичь которую можно путем решения следующих задач:

1. Разработать математическую модель, позволяющую по первой пробе после расплавления завалки определить массу остатка металла в ДСП от предыдущей плавки низколегированной стали.
2. Оценить влияние массы остатка металла от предыдущей плавки низколегированной стали в ДСП на технологию выплавки стали 08X18H10T.
3. Провести термодинамический и статистический анализ влияния концентрации углерода в металле и количества углерода, присаживаемого на

шлак в форме углеродсодержащих материалов перед вакуум-кислородным рафинированием, на структуру потерь хрома в ходе ВКР.

4. Разработать рекомендации по совершенствованию технологии выплавки нержавеющей коррозионностойкой стали 08X18H10T, включающей вакуум-кислородное рафинирование. Оценить ожидаемое снижение затрат на выплавку стали от использования предложенных рекомендаций.

Научная новизна

1. Установлено, что технологический режим выплавки коррозионностойкой хромоникелевой и низколегированной стали в одном сталеплавильном агрегате существенно зависит от массы неконтролируемого остатка низколегированного металла предыдущей плавки, что затрудняет управление технологическим процессом. Отсутствие объективной информации о массе жидкого остатка приводит к перерасходу легирующих материалов, увеличению затрат за счет вынужденного отклонения технологического режима от теоретически обоснованного. Установление этой зависимости позволило рекомендовать теоретически и экспериментально обоснованные технологические приемы ведения плавов различного состава в конкретных условиях и близких к ним, включая информацию о жидком остатке от предыдущей плавки, а именно: серийность производства конкретных марок, учет количества и состава металла от предыдущей плавки, режим легирования и обезуглероживания.

2. Разработана теоретически обоснованная и экспериментально подтвержденная математическая модель, основанная на балансовых расчетах с учетом поведения конкретных элементов в жидком расплаве (окисление, испарение и т.д.), позволяющая оценить массу остатка металла от предыдущей плавки по первой пробе металлического расплава в ДСП.

3. Установлено, что углерод, находящийся в металлическом растворе, и, добавляемый на шлак с коксом, по-разному влияют на угар хрома при вакуум-кислородном рафинировании. При повышении концентрации растворенного углерода, согласно термодинамическим закономерностям, снижается угар хрома

при последующем вакуум-кислородном обезуглероживании металла. Увеличение массы углерода, присаживаемого на шлак, приводит к повышению содержания хрома в металле подшлаковой зоны и росту потерь хрома за счет термодинамического стимулирования процессов его испарения.

Практическая значимость

Основные результаты диссертационной работы представлены в отчете по НИР № 1691096 «Совершенствование технологии производства низкоуглеродистой коррозионностойкой стали 08X18H10T методом вакуум-кислородного рафинирования в условиях Предприятия А с целью сокращения затрат на выплавку», выполненной по заказу Предприятия А. В частности, рекомендовано: минимизировать массу остатка металла в ДСП при переходе выплавки с низколегированной на коррозионностойкую сталь типа 18-10; скорректировать состав полупродукта по основным элементам (хром, никель, углерод); сократить расход углеродсодержащих материалов, например кокса, присаживаемого на шлак перед вакуум-кислородным обезуглероживанием. Например, подтверждено, что снижение массы остатка от плавки низколегированной стали при переходе на плавку коррозионностойкой стали 08X18H10T с 16,6 т до 6,0 т привело к сокращению затрат на процесс на 12,5 %. Изменение состава полупродукта, а именно: никеля в шихте с 9,6 до 10,5 %, хрома с 17,2 до 19,4 %, углерода в полупродукте с 0,67 до 0,95 % и исключение при этом подачи кокса на шлак перед вакуум-кислородным обезуглероживанием позволило сократить затраты на плавку на 11 %. В Акте Заказчиком указано, что представленный отчет по выполненной НИР удовлетворяет условиям Договора.

Методология и методы исследования

Методология исследования заключалась в содержательном анализе промышленной технологии производства низкоуглеродистой коррозионностойкой стали, включающей выплавку полупродукта в дуговой

сталеплавильной печи вместимостью 120 тонн, подогрев и легирование на агрегате ковш-печь, вакуум-кислородное рафинирование и разливку в слитки.

В качестве материала для исследования использована информация по выплавке и разливке стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А», отвечающая периоду с 2016 по 2019 гг.

Для термодинамического моделирования поведения металла в различных технологических условиях использована программа ShyTherMa.

Анализ влияния параметров обработки металла на технико-экономические показатели выплавки стали 08X18H10T выполнен методом регрессионного статистического анализа и описательной статистики в программных средах MS Excel и Statistica.

Положения, выносимые на защиту

1. Выплавка марок стали, значимо отличающихся по химическому составу (коррозионностойкие хромоникелевые и низколегированные) в одном сталеплавильном агрегате с оставлением неконтролируемого по массе остатка низколегированного металла от предыдущей плавки существенно затрудняет управление технологическим процессом производства.

2. Балансовая математическая модель, позволяющая оценить массу остатка металла от предыдущей плавки по первой пробе металлического расплава в ДСП.

3. Повышение концентрации углерода в металле снижает угар хрома за период вакуум-кислородного вакуумирования. В то же время увеличение массы углерода, присаживаемого на шлак в виде кокса перед ВКР, приводит к повышению потерь хрома в газовую фазу.

4. Оставление неконтролируемого по массе железистого остатка металла от предыдущей плавки низколегированной стали при выплавке высоколегированной стали 08X18H10T приводит к перерасходу легирующих материалов и росту потерь металла при разливке в виде сливов и недоливок. Увеличение массы железистого остатка низколегированного полупродукта в ДСП

не приводит к сокращению общего времени выплавки стали 08X18H10T. Снижение массы такого остатка от средней – 16,6 до минимальной, наблюдаемой на практике – 6 т должно привести к сокращению затрат по металлургическому переделу на 12,5 %.

5. Увеличение концентрации никеля в шихте с 9,6 до 10,5 %, хрома с 17,2 до 19,4 %, углерода в полупродукте с 0,67 до 0,95 %, сокращение массы углерода, присаживаемого в составе кокса на шлак перед ВКР, с 0,36 до 0 % должно обеспечить снижение затрат по металлургическому переделу на 11 %.

Степень достоверности

Все данные, представленные в работе, получены при непосредственном участии соискателя при проведении промышленных плавов и материалов, изложенных в паспортах плавов на конкретном предприятии. Химический состав металла и шлака определялся на аналитическом оборудовании предприятия, аттестованным и позволяющим с достаточной точностью и объективностью принимать за достоверность полученные результаты анализа.

Апробация результатов

Результаты исследования опубликованы в пяти статьях в рецензируемых журналах из списка ВАК, включенных в РИНЦ и Scopus:

1. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин. Влияние массы железистого «болота» на эффективность выплавки стали 08X18H10 в ДСП // Тяжелое машиностроение, 2023. – №1-2. – С. 39-47 (ВАК, РИНЦ);

2. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин. Влияние углерода в металле и присадок кокса на шлак перед окислительным вакуумированием стали типа 08X18H10 на потери хрома // Тяжелое машиностроение, 2023. – № 3. – С. 25-34 (ВАК, РИНЦ);

3. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин. Технологические и экономические тенденции развития производства

коррозионностойкой стали в России // Тяжелое машиностроение, 2023. – № 4. – С. 24-28 (ВАК, РИНЦ).

4. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников. Влияние способа оценки массы железистого остатка в ДСП на ход и показатели плавки коррозионностойкой стали // Черные металлы, 2024. – № 10. – С. 9-13 (ВАК, РИНЦ, Scopus)

5. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников. Повышение экономической эффективности технологии выплавки коррозионностойкой стали с использованием вакуум-кислородного рафинирования // Тяжелое машиностроение, 2024. – № 9. – С. 28-33 (ВАК, РИНЦ).

Результаты работы были представлены на двух профильных конгрессах и конференциях, тезисы одного доклада включены в РИНЦ:

1. С. В. Подкур, Е. В. Муратов, Г. И. Котельников, Д. Е. Смирнов, К. Г. Каменский, А. Е. Семин. Анализ технологии выплавки стали 08X18N10T в дуговой печи с последующим вакуум-кислородным обезуглероживанием методом материального баланса // XV Международный конгресс сталеплавателей - ISCON 2018. г. Тула. 15-19 октября 2018 г. Сборник трудов. М.: ООО «РПК ПринтАП» – С. 154-155 (РИНЦ).

2. Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин. Влияние массы «болота» от предыдущей плавки низколегированной стали на массу легирующих добавок при выплавке нержавеющей стали // Международная конференция «Импортозамещение в металлургии и металлургическом машиностроении». Москва. 18-20 октября 2022 г. [Электронная ссылка] – URL: <https://clck.ru/32TWne> (дата обращения 25.10.2022)

Личный вклад автора

Непосредственное участие соискателя ученой степени кандидата технических наук в выборе предмета исследования, обосновании основных задач работы и получении экспериментальных данных по технологическому процессу производства коррозионностойкой стали на агрегатах – дуговая сталеплавильная печь и установка ковш-печь. Автором выполнен теоретический анализ процессов в системе «металл-шлак-газовая фаза», протекающих при производстве коррозионностойкой стали и проведена обработка результатов промышленных плавов. Разработаны математические модели, позволяющие оценить как количество остатка металла в дуговой печи, так и его влияние на технологические показатели процесса, предложены рекомендации по снижению затрат на производство; подготовлены публикации и доклады по теме работы.

Структура и объем диссертационной работы

Диссертация состоит из введения, пяти глав, выводов и библиографического списка. Диссертация изложена на 115 страницах машинописного текста, содержит 30 рисунков, 26 таблиц и Приложения. Библиографический список включает 110 наименований отечественных и зарубежных авторов.

Глава 1. Аналитический обзор литературы

1.1 Актуальность исследования и состояние рынка коррозионностойкой стали России

Металлургическая отрасль Советского Союза базировалась на общегосударственной плановой экономике. Сталеплавильные заводы в свой сортамент включали определенный набор марок стали и сплавов, который мог быть произведен исходя из имеющегося оборудования, требуемых объемов конкретной продукции и наиболее совершенных технологических схем производства. Эти все моменты согласовывались в рамках Министерства черной металлургии, ряд вопросов решали через Союзспецсталь.

Внутри каждого завода основное плавильное оборудование (кислородный конвертер или дуговые сталеплавильные печи) привязывали к конкретной группе производимых марок стали. Считалось, что если дуговая сталеплавильная печь ориентирована на выплавку аустенитной никельсодержащей стали, то производить на ней, например, подшипниковый металл нецелесообразно.

На данный момент ситуация во многом изменилась. Выбор продукции предприятия в основном определяется завоеванным им рынком стали [1, 2]. В связи с чем принимаемые решения на конкретном предприятии не всегда технически обоснованы и осуществляются технологическими приемами, которые определяются набором имеющегося оборудования. Возможно, что целесообразнее было бы отказаться от выполнения непрофильного заказа, а если он представляется перспективным на длительное время, продумать вопросы о частичном перевооружении предприятия, либо его расширения за счет создания специализированного участка, цеха, завода.

Отдельные заводы не в состоянии решить проблемы импортозамещения и удовлетворить контролируемый ими сегмент рынка определенных марок стали, в том числе коррозионностойких. Различные совещания без глубокого анализа причин, сдерживающих производство в России нержавеющей стали с затратами, весьма превышающими лучшие мировые показатели, пока не приносят заметных

результатов. Очевидно, требуются совещания специалистов, как это делалось в СССР, когда обсуждения и научные конференции проводились даже по конкретным маркам стали, например подшипниковым, нержавеющей и другим. Но на данном этапе каждое предприятие старается решить возникающие проблемы отдельно от других, в ряде случаев это удается. Однако, как показывает практика, это приводит к росту затрат, при этом конкурентная способность выпускаемой продукции падает. Это в первую очередь обусловлено состоянием рынка высоколегированной стали в России, что делает актуальным повышение эффективности сложной, многостадийной [3, 4, 5, 6] технологии выплавки нержавеющей стали, сопровождающейся высокими потерями хрома [7, 8, 9].

Попытки крупных машиностроительных и металлургических предприятий составлять планы плавов высоколегированного и низколегированного металла с частым их чередованием могут приводить к затруднениям в реализации технологии выплавки стали и повышению затрат. В соответствии с этим желательно выстраивать технологические схемы с применением более специализированного оборудования под относительно узкий марочник стали. Следует напомнить, что ранее на металлургических заводах и комбинатах дуговые сталеплавильные печи делили по назначению, в соответствии с выплавкой отдельных групп марок стали: коррозионностойкие, подшипниковые, быстрорежущие и т.д. Такой подход был принят на Челябинском, Златоустовском металлургических заводах, заводе «Красный Октябрь», «Ижсталь» и других. На данный момент он не всегда практикуется.

Это проявляется на многих металлургических и машиностроительных предприятиях, в частности, на Предприятии «А». Сортамент этого предприятия весьма широк – от низколегированных до высоколегированных марок стали, включая нержавеющие. В этом случае остаток металла предыдущей плавки и шлак влияют на химический состав и массу полупродукта ДСП. Негативное влияние «болота» большой массы для завода, на котором происходит частая смена химического состава требуемого полупродукта, может привести к росту затрат на дополнительное долегирование или быть причиной брака по

химическому составу стали. В данном случае задачи такой степени сложности решаются за счет хорошего парка оборудования для внепечной обработки стали.

Таким образом, на данный момент весьма серьезно стоит вопрос о пересмотре сложившейся ситуации по наиболее целесообразному распределению сортамента металлургического производства согласно потребностям промышленности и с учетом наличия производственных мощностей на конкретных предприятиях. Как известно, Правительство РФ весьма значимо поддерживает металлургическую отрасль, следовательно и она должна в полной мере отвечать потребностям других отечественных отраслей промышленности, включая решение общепроизводственных задач.

Производство черных металлов в России имеет стабильно высокую прибыльность на уровне 18 % [10, 11] и обеспечивает базис экономического развития государства [12]. Так, по данным источника [13], увеличение потребления стали внутри страны на 1 % приводит к росту ВВП на 0,6-0,7 %. Анализ финансовой отчетности металлургических и машиностроительных компаний [14] показывает, что для повышения прибыльности этих предприятий в условиях нестабильного рынка крайне необходима их интеграция. Примером этому может служить объединение Госкорпорации «Росатом» и ООО «ОМЗ-Спецсталь» [15].

Выполним анализ возможных путей дальнейшего развития отечественного производства нержавеющей стали в России. Для этого рассмотрим структуру металлофонда и рынка нержавеющей стали России (таблицы 1.1 и 1.2).

Таблица 1.1 – Структура металлофонда из нержавеющей сталей России [16]

Отрасль	%	тыс. т	Жизненный цикл, годы	Ломообразование, тыс. т в год
ТЭК (включая атомную промышленность)	28	3604	35	103
Машиностроение	35	4505	40	113
Пищевая промышленность	11	1416	7	202
Архитектура и строительство	10	1287	80	16
Водопроводы и системы очистки воды	9	1158	30	39
Столовые приборы	2	257	60	4
Другие (вкл. Аэрокосмическую отрасль)	5	644	35	18
Итого	100	12870	-	495

Таблица 1.2 – Анализ рынка из нержавеющей стали РФ [16, 17, 18, 19]

Год	2013 г	2021 г
Нержавеющая сталь	тыс. т в год	
Производство нержавеющей стали	180,0	214,0
Экспорт нержавеющей стали	25,8	17,0
Импорт нержавеющей стали	252,9	473,0
Видимое потребление нержавеющей стали	384,0	663,9
Корректировка «двойного счета»	27,8	71,4
Потребление нержавеющей стали	356,2	592,5
Лом нержавеющей стали	тыс. т в год	
Импорт лома нержавеющей стали	0,0	1,9
Экспорт лома нержавеющей стали	57,5	136,0
Потребление лома нержавеющей стали	167,4	156,0
Образование лома нержавеющей стали	413,7	495,2
Профицит лома, превышение ломообразования над потреблением	246,3	338,3
Металлофонд	тыс. т в год	
Прирост металлофонда нержавеющей стали	298,7	458,4
Общий металлофонд нержавеющей стали, тыс. т	10753	12870

По данным Ассоциации НСРО Руслон.КОМ, порталов Rusmet, UNEP, Минпромторга России, Высшей школы экономики [16, 17, 18, 19] без учета оценки потребления спецсталей в машинах и оборудовании, доля импорта спецсталей в потреблении в России составляет 70-90% в 2021 г. Потребление нержавеющей стали составило 592,5 тыс. тонн в 2021 году при положительной динамике роста потребления за последние 8 лет (коэффициент прироста 2021/2013гг. составил 1,66), при этом объем производства в России составил всего 214 тыс. тонн. (коэффициент прироста 2021/2013гг. составил 1,19). При этом за последние два года с 2021 по 2023 год наблюдалось снижение экспорта лома на 86 % на фоне роста его профицита на 20 %. При этом общий металлофонд страны увеличился на 1,1 млн. т.

Балансовый анализ рынка нержавеющей стали с 2018 по 2023 гг. в РФ представлен на рисунке 1.1.

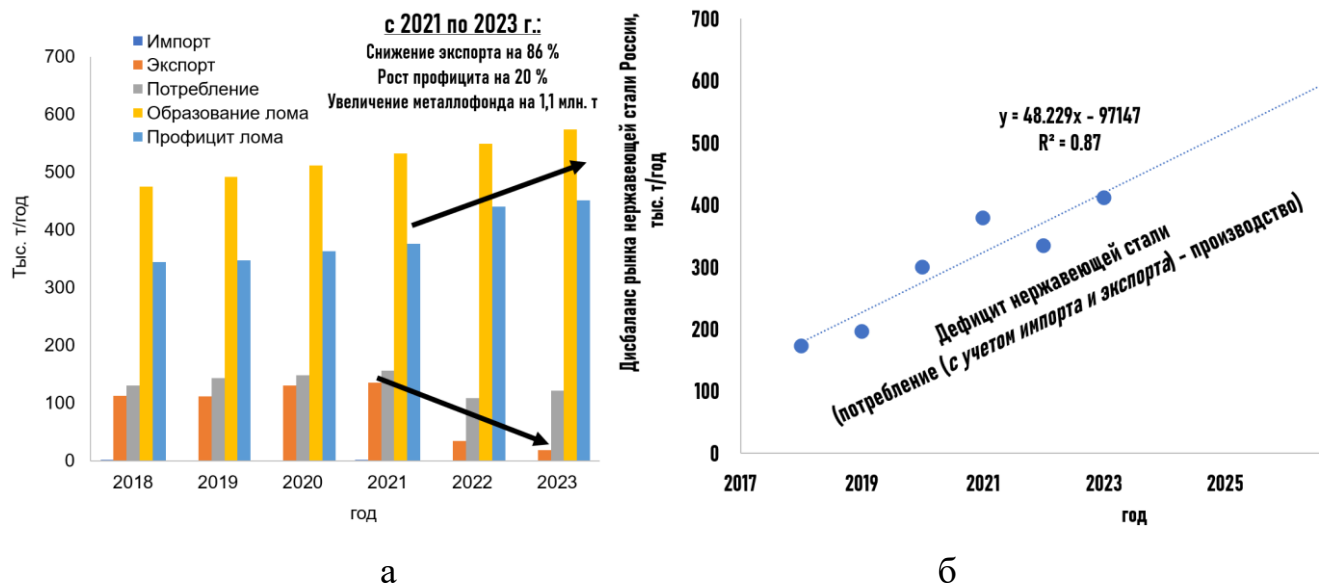


Рисунок 1.1 – Баланс рынка нержавеющей стали РФ: а – общая динамика рынка нержавеющей стали, б – дисбаланс рынка нержавеющей стали

Балансовый анализ рынка нержавеющей стали РФ (рисунок 1.1) показывает, что к 2025 году в стране ожидаемый дефицит нержавеющей стали должен составлять около 500 тыс. т в год, что подтверждается в работах [18, 20].

Проанализируем стратегию импортозамещения в России, предполагающую производство нержавеющей стали объемом около 500 тыс. т в год [18, 20]. Используемая в настоящее время технология производства нержавеющей металла предполагает, что примерно 70 % шихты – это лом коррозионностойких марок стали. При этом в РФ имеется профицит лома нержавеющей стали над ее внутренним потреблением в объеме 340 тыс. тонн в год. Учитывая, что прирост металлофонда нержавеющей стали ежегодно составляет 300-400 тыс. тонн, объем лома нержавеющей стали будет увеличиваться, при этом даже существующих запасов (около 12,9 млн. тонн), если плавить сталь по действующей технологии, хватит на десятилетия. Таким образом, из анализа стратегии импортозамещения можно сделать вывод, что России необходимо сооружение завода по производству нержавеющей стали объемом около 500 тыс. т в год. Данный объем производства вполне обеспечен внутренними запасами лома. Следует отметить, что имеющихся в России

агрегатов по внепечному вакуум-кислородному рафинированию высокохромистых расплавов в ковше достаточно для производства 500 тыс. т нержавеющей стали в год. Эти мощности в настоящее время находятся в составе Группы «Мечел» (г. Челябинск), ТМК (г. Волжский) и ООО «ОМЗ-спецсталь» (г. Колпино). В настоящее время начато строительство соответствующего завода на площадке Волжского Трубного Завода [20].

Сравнительный анализ удельного производства нержавеющей стали в России и Китае за 2020 год показывает, что в РФ удельное количество выплавляемого металла данного класса составляет 1,53 кг/чел. в год, тогда как в Китае эта цифра составляет 21,4 кг/чел. в год [18]. Для уточнения сортамента продукции и подтверждения необходимого роста выполним анализ структур потребления в ЕС нержавеющей проката и его доли в мировом экспорте (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Анализ потребления в ЕС нержавеющей проката и его доли в мировом экспорте

Прокат	Структура потребления в ЕС нержавеющей проката [21]			Доля нержавеющей проката в мировом экспорте [18]
	млн. т в год	%	Доля собственного производства, %	%
Сорт	2,1	25,6	64	21
Лист	6,1	74,4	76,5	79
холоднокатанный лист	4,2	51,1	–	52
горячекатанный лист	1,9	23,3	–	27

Из таблицы 1.3 видно, что ведущим продуктом из нержавеющей стали является холоднокатанный лист, его доля составляет порядка 50-55 % от общего объема нержавеющей проката. Используя данные таблицы 1.3, также можно рассчитать удельное производство нержавеющей стали для Европейского союза (447 млн. чел.), оно составляет 18,33 кг/чел. в год.

Нержавеющая сталь – важнейший фактор при производстве дорогостоящего высокотехнологического оборудования. Организация

производства качественной стали и её использования в народном хозяйстве оказывает комплексное влияние на развитие экономики страны. По данным [22, 23] оценим влияние удельного производства нержавеющей стали на удельный ВВП в странах мира (рисунок 1.2). Данные для СССР (Россия + Украина) скорректированы с учетом инфляции доллара и его курса к рублю, приведенными к 2020 году [24, 25, 26, 27].

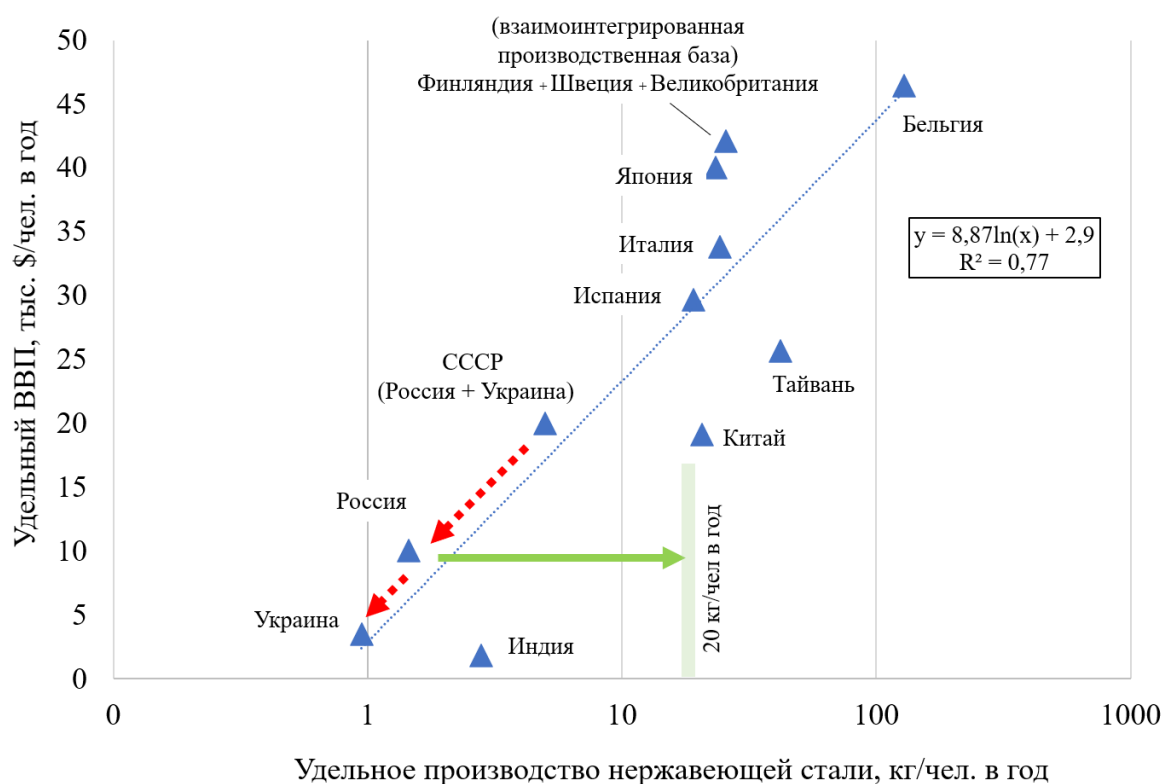


Рисунок 1.2 – Связь удельного производства нержавеющей стали и ВВП на душу населения в странах мира

Из рисунка 1.2 видно, что производство нержавеющей стали существенно связано с удельным ВВП в странах мира. Из этого следует, что для развития экономики страны необходимо наращивание производства нержавеющей стали. Для достижения уровня ведущих технологически развитых стран в России необходимо нарастить производство нержавеющей стали до 2,5-3 млн. т в год (144 млн чел. $\times$ 0,015-0,02 т/чел.). Это может означать, например, сооружение трех металлургических заводов, специализированных на выпуске

металлопродукции из нержавеющей стали. То есть необходим завод по производству нержавеющей сорта и два завода по получению листовой продукции – каждый производительностью 1 млн. т в год. После полноценного мультипликативного развития всей производственно-экономической системы это должно привести к трехкратному росту удельного ВВП в России с 10 до 30 тыс. \$/чел. в год.

При допущении, что доля легированных отходов при выплавке нержавеющей стали составляет 70 % шихты, существующих запасов в 12,9 млн. т (таблица 1.2) при суммарном объеме производства нержавеющей стали в России на уровне 2,5-3 млн. т в год должно хватить на 6 – 7 лет. Отсюда следует, что в ходе реализации стратегии, направленной не только на импортозамещение, но и на интенсивное развитие, необходимо в большей степени обращать внимание на обеспечение производства нержавеющей стали необходимыми материалами, в первую очередь хромом и никелем. Производство никеля в РФ с 2021 по 2023 годы возросло со 160 до 210 тыс. т в год [28, 29]. Этого достаточно для производства стали типа 08X18H10 в объеме $210/0,09 = 2,3$ млн. т в год. С учетом того, что из 3-х миллионов не весь металл будет отвечать марке стали типа X18H10, можно считать, что собственного никеля, производимого в России, достаточно для получения указанного объема нержавеющей стали, включая экономнолегированные и хромистые. Сегодня избыток производства феррохрома в СНГ составляет 2 млн. т в год [30]. При среднем содержании хрома в составе феррохрома 70 % эквивалентный объем стали типа X18H10 составит 7,8 млн. т в год, что существенно превышает предполагаемый объем производства в 2,5-3 млн. т нержавеющей стали. Недостаточную конкурентоспособность российской стали можно повысить при резком увеличении объема её производства (цена AISI 304 в РФ – 4 тыс. \$/т, ЕС – 3,5 тыс. \$/т, Китай – 2 тыс. \$/т) [31].

Естественно, что поток никеля и феррохрома в этом случае будет развернут в пользу собственного рынка для производства нержавеющей стали. При этом нужно позаботиться о том, чтобы получаемая продукция была эффективно использована для ускоренного развития промышленности страны и

обеспечения технологического суверенитета. Ясно, что существенное повышение объема производимой нержавеющей стали должно быть тесно увязано с развитием всех остальных отраслей промышленности, в противном случае это повышение объема производства нержавеющей металла будет недостаточно эффективно. Но даже если выпускать одну нержавеющую сталь, не затрагивая все остальные отрасли, появится возможность экспортировать продукт более глубокого передела. То есть получать большую прибыль, которую можно использовать, в частности, на развитие всего промышленного комплекса страны.

Таким образом, анализ рынка нержавеющей стали в России показывает, что в стране наблюдается её дефицит в объеме ≈ 500 тыс. т в год – в основном это импортируемая листовая продукция. Для покрытия этого импорта предполагается сооружение завода производительностью 500 тыс. т нержавеющей стали в год. Для производства этого количества металла ресурсов лома хватит на несколько десятилетий, при условии, что доля лома в шихте будет составлять порядка 70 %.

Если предполагать необходимость приближения к уровню удельного производства технологически развитых стран, то в России необходимо нарастить производство нержавеющей стали до 2,5-3 млн. т в год. Ресурсов никеля в России и хрома в СНГ вполне достаточно. Сооружаемые заводы должны быть узко специализированными и обладать всем набором агрегатов внепечной обработки. Это в итоге должно привести к трехкратному росту удельного ВВП в России с 10 до 30 тыс. \$/чел. в год.

1.2 Развитие технологий выплавки стали 08X18H10

На сегодняшний день наиболее распространенной нержавеющей сталью, выплавляемой в мире, является сталь типа X18H10. Это хромоникелевая сталь аустенитного класса.

В 1820—1821 годах Майкл Фарадей и Пьер Бертье отметили способность сплава хрома с железом сопротивляться кислотной коррозии. Однако учёные не

смогли получить сплав с высоким содержанием хрома [32]. Нержавеющая сталь была запатентована в 1912 году немецкими инженерами фирмы Krupp. Патент касался аустенитной стали. Название «нержавеющая сталь» впервые использовал английский инженер Гарри Брирли. Он работал в военной промышленности в лабораториях Браун-Ферт в Шеффилде. В 1913 году Гарри Брирли, экспериментировавший с различными видами и свойствами сплавов, обнаружил способность стали с высоким содержанием хрома сопротивляться кислотной коррозии. Англичанину удалось убедить в полезности такой стали производителя ножей Р. Ф. Мосли. Изначально нержавеющая сталь использовалась только для изготовления столовых приборов. В 1924 году Великобритания запатентовала сталь по стандарту AISI 304, содержащую 18 % хрома и 8 % никеля [32].

Аустенитная сталь типа 08X18H10 обладает рядом ценных эксплуатационных свойств. Она хорошо сопротивляется кислотной коррозии, пластична, хорошо сваривается, для неё характерно отсутствие закалочной хрупкости [33, 34, 35, 36]. Однако для этой стали характерна пониженная стойкость против межкристаллитной коррозии. Наиболее типичное объяснение этого явления выглядит следующим образом. При остывании металла на границе зерен выпадают карбиды хрома, при этом концентрация хрома в растворе в области границ снижается до 12 % и ниже. При такой концентрации хрома сталь перестает сопротивляться коррозии – границы зерен окисляются. Для предотвращения межкристаллитной коррозии в металл вводят титан или ниобий, которые связывают углерод в карбиды титана или ниобия. Концентрация свободного углерода (углерода в растворе) понижается, и это избавляет сталь от межкристаллитной коррозии, так как хром, содержащийся в стали, уже не расходуется на образование карбидов.

В связи с вышеизложенным в последние десятилетия расширяется выпуск низкоуглеродистых коррозионностойких сталей. При производстве которых необходимая концентрация титана уменьшается либо титан не присаживают вообще. В этом случае содержание углерода должно составлять ниже 0,03 %. Было показано, что дальнейшее снижение концентрации углерода также

положительно сказывается на сопротивлении стали межкристаллитной коррозии [33; 34; 35, 36].

Межкристаллитная коррозия может проявляться даже при содержании углерода 0,003 % и при повышении концентрации углерода усиливается. В связи с этим проблема получения низкого содержания углерода в хромистых нержавеющей сталях и проблема введения стабилизирующих добавок титана и ниобия остается актуальной [34, 37].

Серьезные шаги в направлении эффективного снижения концентрации углерода в стали без значительных потерь хрома были сделаны во второй половине двадцатого века с изобретением аргоно-кислородного рафинирования – АКР или AOD (Argon Oxygen Decarburization) [38]. Этот процесс был разработан в США в 1968 г. и получил широкое применение. К началу 1990 г. данным способом производилось 75% коррозионностойкой стали в мире. В настоящее время существует множество разновидностей этого процесса, сегодня также ведутся работы по повышению его эффективности, в том числе и экологической [39, 40]. В современном виде технология выплавки коррозионностойкой стали методом AOD пришла к виду дуплекс-схемы ДСП-АКР, когда предварительно полупродукт выплавляется в дуговой печи, после чего происходит его обезуглероживание в аргоно-кислородном конвертере [41, 42, 43, 44, 45, 46]. При этом стоит сказать, что процесс по рассматриваемой технологии протекает при давлении ≈ 1 атм, в связи с чем можно сделать вывод о том, что процесс обезуглероживания по реакции $[C] + [O] = CO_{\uparrow}$ протекает с недостаточной эффективностью. Повысить её, в соответствии с принципом Ле-Шателье можно за счет снижения остаточного давления в камере. По данному пути и продолжилось развитие металлургии высоколегированной стали.

Процесс вакуумного обезуглероживания металла получил название VOD (Vacuum Oxygen Decarburization) или ВКР (вакуум-кислородное рафинирование) [47, 48, 49, 50, 51]. Процесс был разработан фирмой «Thyssen Edelstahlwerke» в г. Виттен, ФРГ между 1962 и 1967 гг. [52]. У этого процесса в настоящее время

тоже имеется ряд разновидностей. Развитие процессов внепечной обработки привело к переносу операций по десульфурации, рафинированию и легированию металла из печи на установку внепечной обработки. Функция дуговой сталеплавильной печи (ДСП) теперь заключается только в расплавлении шихтовых материалов в полупродукт, который будет преобразован в сталь заданного химического состава на агрегате внепечной обработки. Технологическая схема выплавки стали с использованием ДСП и установки АКР и/или ВКР носит название дуплекс- или триплекс-процесса. Чаще всего триплекс-процесс используется при производстве низкоуглеродистой коррозионностойкой стали, когда после выплавки полупродукта он направляется на предварительное легирование в АКП, а далее на обезуглероживание - ВКР. Стандартный временной шаг на установках при такой технологии составляет порядка 70 минут. Он достигается на ряде предприятий за счет использования газообразного кислорода для интенсификации процесса расплавления металла в ДСП [53].

Однако существуют и примеры адаптации технологической схемы выплавки рядовых марок стали: ДСП – АКП – VD-вакууматор – МНРС для условий получения высоколегированной коррозионностойкой стали. В таком случае в ДСП производится расплавление шихты, в АКП – доводка металла по химическому составу и температуре. В вакууматоре, не имеющем кислородной фурмы, выполняется исключительно удаление газов и микролегирование, поэтому задача обеспечения низкой концентрации углерода в стали решается использованием более дорогостоящих низкоуглеродистых ферросплавов для обеспечения прироста углерода не более 0,05 %, а выпуск полупродукта осуществляется с [C] не более 0,02 %, Al – не более 0,02 %. Перед присадкой ферротитана производится максимальное скачивание шлака, в промковше МНРС применяются специальные ШОС и трубы для защиты стали от вторичного окисления [54].

При производстве стали с повышенными требованиями к качеству могут применяться переплавные процессы: переплав в вакууме (ВДП, ЭЛП), под шлаком (ЭШП) и в среде инертных газов (ПДП) [55]. В последнее время активно

ведутся разработки по использованию высоколегированных порошков в аддитивном производстве для 3D печати методом селективного лазерного сплавления – СЛС [56, 57].

В этой связи необходимо проанализировать технологию выплавки высоколегированной коррозионностойкой стали в условиях рассматриваемого предприятия, выявить её отличительные особенности и недостатки в сравнении с общепринятой технологией.

1.3 Проблема остатка жидкого металла в ДСП

Одной из наиболее значимых инноваций на рассматриваемом предприятии стала замена типа дуговой сталеплавильной печи с ДСП с жёлобом на ДСП с эркерным выпуском.

Известно, что процесс эксплуатации печей с эркерным выпуском является более технологичным. В связи с тем, что необходимый наклон такой печи для выпуска металла составляет порядка 12° в сравнении с 45° у печей с жёлобом (рисунок 1.3) – силовые узлы и элементы электросети таких агрегатов испытывают меньшую нагрузку, и соответственно изнашиваются не так интенсивно. Это значительно увеличивает срок их эксплуатации, а соответственно и интегральный уровень фондоотдачи в рамках предприятия.

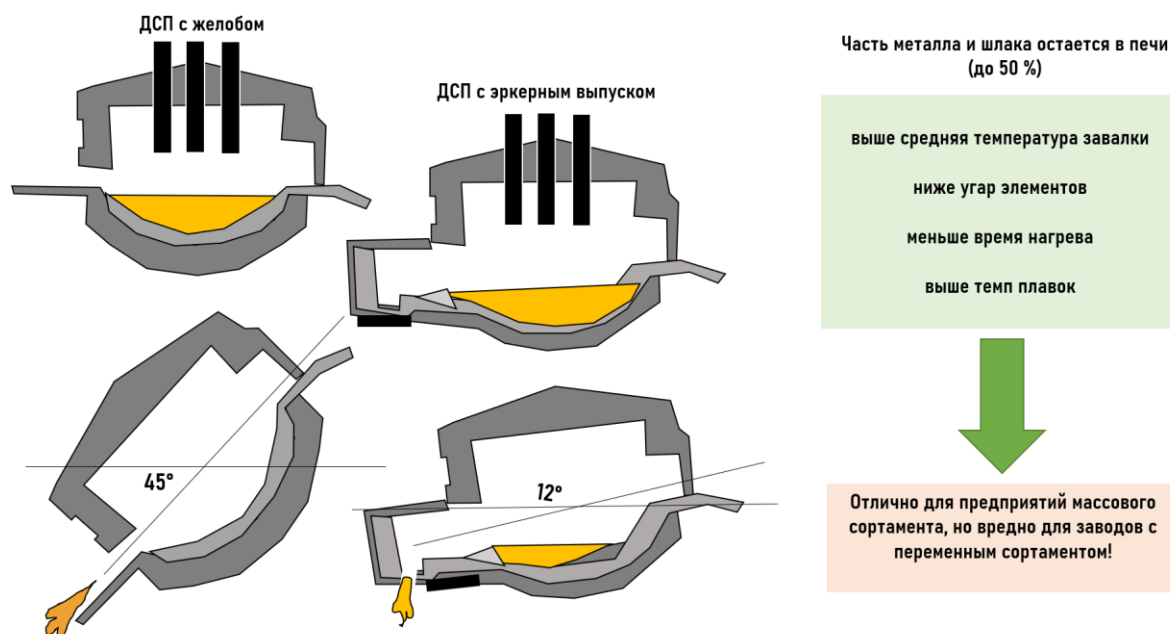


Рисунок 1.3 – Влияние конструкции дуговой сталеплавильной печи на массу остатка жидкого металла в печи

Однако отличительной особенностью таких печей является постоянное наличие остатка жидкого металла после выпуска полупродукта из ДСП – «болота». Благотворное влияние «болота» на технико-экономические показатели выплавки стали известно металлургам давно. Увеличении массы болота в ДСП приводит к снижению расхода электроэнергии, кислорода, шлакообразующих материалов, сокращается время расплавления лома [58, 59, 60, 61].

Однако стоит учитывать, что данные достоинства достаточно полно достигаются в условиях построения плана плавки длинными сериями близких по марочному составу сталей. В случае предприятий, работающих в условиях нестабильного планового режима с широким марочным диапазоном, данный фактор может сыграть негативную роль за счет оказываемого возмущения. К примеру, негативное инерционное влияние «болота» большой массы для завода, на котором происходит частая смена химического состава требуемого полупродукта, может привести к росту затрат и комплексу негативных эффектов, комплексно влияющих на показатели всей технологии выплавки металла. Так оставление металла в печи после выплавки низколегированного полупродукта на

последующей плавке высоколегированного полупродукта может вызвать разбавление металлошихты железом, что повлечет за собой избыточные затраты на долегирование и соответственно образование лишнего металла на этапе разливки. При переходе от выплавки высоколегированного полупродукта к низколегированному также возникает ряд особенностей: повышается риск избыточного содержания легирующих элементов в полупродукте с вероятностью дальнейшего перевода всей плавки в брак (рисунок 1.4).

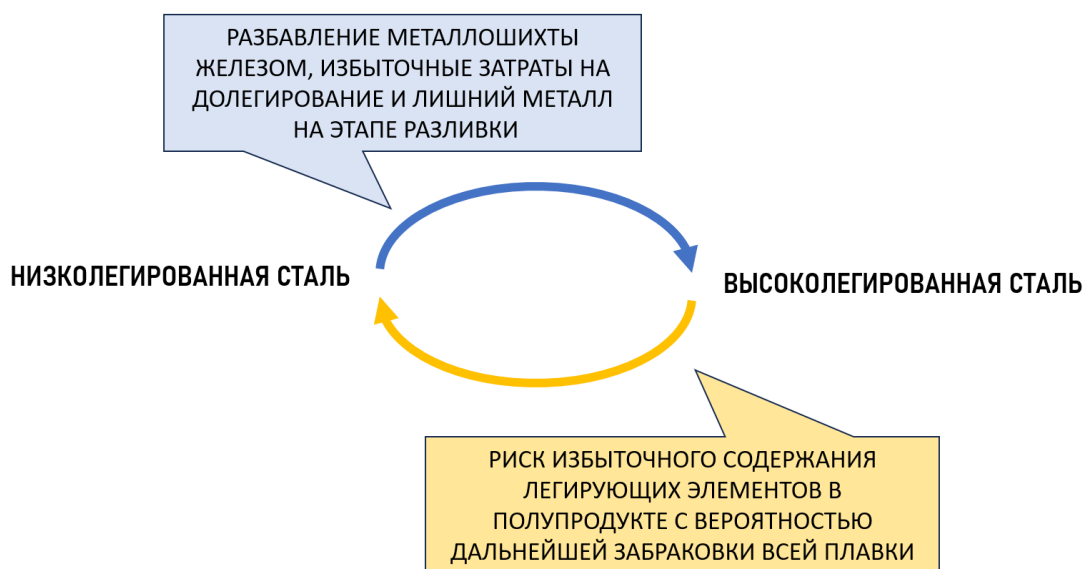


Рисунок 1.4 – Отрицательное влияние «болота» в ДСП при переходе от низколегированной стали к высоколегированной и обратно для предприятия с переменным сортаментом

Таким образом, необходимо исследовать количественное влияние остатка металла в ДСП от предыдущей плавки низкоуглеродистого металла на технико-экономические показатели выплавки высоколегированной коррозионностойкой стали 08X18H10T. Для этого необходимо разработать балансовую математическую модель для оценки массы остатка металла в ДСП при её выплавке.

1.4 Использование присадок кокса на шлак перед ВКР

Использование углерода в качестве добавки для вспенивания шлака в сталеплавильных агрегатах является распространенной практикой [62, 63, 64]. Присадки углерода на шлак ДСП приводит к его вспениванию, снижению количества потерь металла с пылью, экранирует электрическую дугу в печи, что повышает эффективность использования энергии в агрегате и снижает износ огнеупоров из-за перегрева от интенсивного теплового излучения дуги в высокомоощной современной ДСП.

Известно, что углерод также входит в состав теплоизолирующих смесей для наведения рафинировочных шлаков в ковше и шлакообразующих смесей для промковшей МНРС [65, 66, 67]. Углерод способствует более эффективной защите металла от вторичного окисления и частичному раскислению металла.

В этой связи использование углеродсодержащих смесей при ВКР высоколегированной стали представляет особый интерес. На предприятии «А» для повышения эффективности восстановления хрома из шлака используют присадку кокса на шлак перед вакуум-кислородным рафинированием. При продувке высокохромистого расплава (более 9 % [Cr]) кислородом наблюдается окисление хрома и переход его в виде оксидов Cr_3O_4 в шлак [68, 89, 90]. Дальнейшее окисление углерода происходит за счет оксидов Cr_3O_4 . При этом предварительная термодинамическая оценка по изотерме Вант-Гоффа энергии Гиббса возможных реакций взаимодействия оксида хрома шлака с углеродом для условий [Cr] = 18 %, [C] = 0,01 %, $T = 1923 \text{ K}$ показывает неоднозначные результаты (рисунок 1.5). Подробно этот вопрос изложен в разделе 4.2.

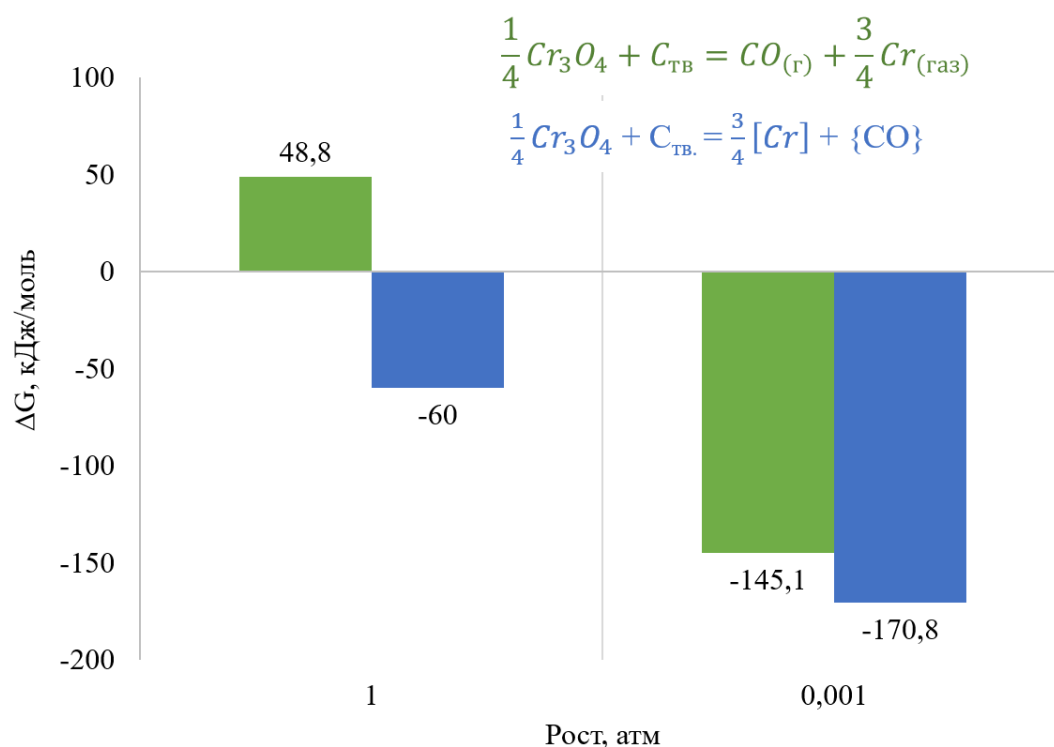


Рисунок 1.5 – Анализ процессов испарения и восстановления хрома из оксидов под влиянием углерода в системе «металл-шлак-газ» с использованием зависимости энергии Гиббса реакций от остаточного давления в камере

Анализ энергии Гиббса процессов восстановления и испарения хрома под влиянием углерода в системе «металл-шлак-газ» показывает, что при снижении остаточного давления в камере должны развиваться процессы испарения хрома. При этом присадка углерода на шлак должна стимулировать эти процессы. В связи с этим представляет интерес исследование влияния концентрации углерода в металле и количества углерода, присаженого на шлак, на уровень и состав потерь хрома в ходе вакуум-кислородного рафинирования высокохромистого расплава. Необходимо уточнить, действительно ли использование присадок кокса на шлак способствует повышению технико-экономической эффективности плавки высокохромистой стали типа 08X18H10T.

Цели и задачи исследования

Целью исследования является разработка рекомендаций по совершенствованию технологии производства коррозионностойкой стали методом вакуум-кислородного рафинирования в условиях Предприятия «А», достичь которую можно путем решения следующих задач:

1. Разработать математическую модель, позволяющую по первой пробе после расплавления завалки определить массу остатка металла в ДСП от предыдущей плавки низколегированной стали.
2. Оценить влияние массы остатка металла от предыдущей плавки низколегированной стали в ДСП на технологию выплавки стали 08X18H10T.
3. Провести термодинамический и статистический анализ влияния концентрации углерода в металле и количества углерода, присаживаемого на шлак в форме углеродсодержащих материалов перед вакуум-кислородным рафинированием, на структуру потерь хрома в ходе ВКР.
4. Разработать рекомендации по совершенствованию технологии выплавки нержавеющей коррозионностойкой стали 08X18H10T, включающей вакуум-кислородное рафинирование. Оценить ожидаемое снижение затрат на выплавку стали от использования предложенных рекомендаций.

Глава 2. Исходные материалы, оборудование и методики исследования

2.1 Методика исследования

Предметом исследования в данной работе являлась технология выплавки стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А». Химический состав стали представлен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав стали 08X18H10T [69, 70]

Химический элемент	Массовая концентрация, %
C	< 0,08
Si	< 0,8
Mn	< 2
Ni	9 – 11
S	<0,02
P	<0,04
Cr	17-19
Ti	$5 \cdot [C] - 0,7$
Fe	Ост.

При выполнении исследования было использовано следующее аналитическое и измерительное оборудование:

Измерительное оборудование:

- температура жидкого металла (1300-1800 °С). Преобразователь термоэлектрический ТПР-91, погрешность $\pm 10,5$ °С;
- давление при вакуумировании (0-18,75 мм.рт.ст.), технограф-160-1, погрешность $\pm 0,25$ мм.рт.ст.; датчик Метрон-100-ДА (0-2,5 кПа), погрешность $\pm 1\%$;
- масса ферросплавов и шлакообразующих. Весы рычажные, товарные, электронные крановые, устройства весодозирующие (от 4 кг $\pm$ 0,2 кг до 10 т $\pm$ 2 кг);
- продолжительность периодов рафинирования. Часы, секундомер (погрешность $\pm 1,6$ сек/час).

Аналитическое оборудование:

- Спектрометр оптико-эмиссионный SPEKTROLAB 13358-06. Экспресс анализ концентрации элементов в черных и цветных металлах (0,0001 – 99,9 %), предел допускаемого относительного среднего квадратического отклонения результата измерений выходного сигнала $\pm 1,0$ % .

- Спектрометр оптико-эмиссионный SPEKTROLAB 13358-17. Экспресс анализ концентрации элементов в черных и цветных металлах ($1 \cdot 10^{-5}$ – 50 %), предел допускаемого относительного среднего квадратического отклонения результата измерений выходного сигнала $\pm 5,0$ %;

- Анализатор ELTRA. Измерение массовой доли углерода и серы в различных жидких и твердых веществах (CS800, CS2000). В образцах с [C] < 0,1 %: $\pm 1 \text{ppm}$ [C], $\pm 1 \text{ppm}$ [S]; в образцах [C] < 5 % $\pm 10 \text{ppm}$ [C], $\pm 10 \text{ppm}$ [S];

- Спектрометр рентгенофлуоресцентный AXIOS. Определение химического состава шлака. Диапазон от 0(8)K α до U(92)L α , СКО 1,5.

Для решения задач, поставленных в исследовании, работу необходимо было разделить на несколько этапов:

- предварительное знакомство с технологией выплавки стали в условиях предприятия, выделение её отличительных особенностей; анализ хронометражей, паспортов плавов; осмотр состояния ДСП до и после плавов на предмет оценки остатков металла в печи;

- термодинамическая проработка гипотез с помощью расчётов отдельных реакций и моделирования взаимодействия элементов в системе «металл-шлак-газ» с применением программы «SyTherMa» (рисунок 2.1);

- сравнение результатов статистического анализа имеющихся массивов данных плавильных карт с результатами термодинамического моделирования;

- разработка рекомендаций, направленных на снижение затрат при выплавке нержавеющей стали с использованием вакуум-кислородного рафинирования.

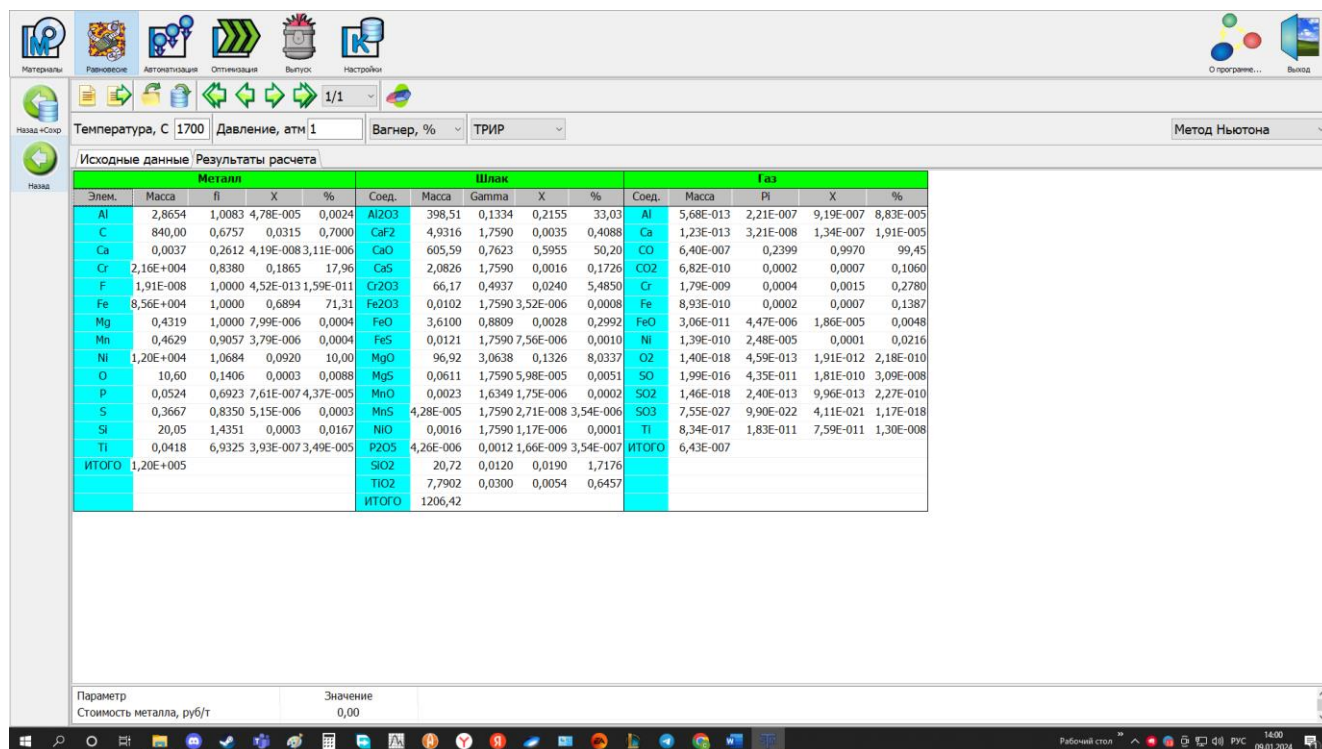


Рисунок 2.1 – Внешний вид программы термодинамического моделирования «SyTherMa»

2.2 Материалы для исследования. Технология выплавки стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А»

В соответствии с данными технологической информации предприятия технологию выплавки стали 08X18H10T можно представить схемой, отраженной на рисунке 2.2.

Выплавка полупродукта происходит в дуговой сталеплавильной печи (ДСП-120) с использованием донной продувки аргоном без применения продувки газообразным кислородом. Такой режим обеспечивает низкие потери хрома со шлаком.

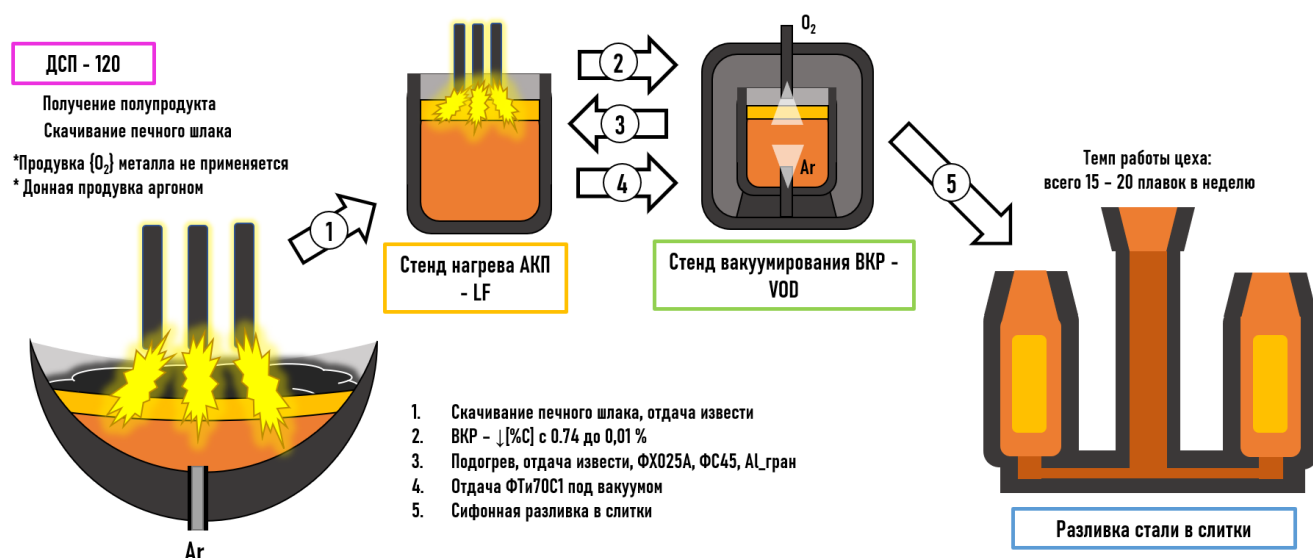


Рисунок 2.2 – Технология производства стали 08X18H10T в условиях
Предприятия «А»

После выпуска полупродукта из ДСП в ковш металл направляется на стенд нагрева двухпозиционного агрегата ковш-печь (АКП). На стенде нагрева происходит предварительное легирование и раскисление стали, наведение шлака и нагрев металла перед вакуумированием.

Далее на стенде вакуумирования происходит вакуум-кислородное рафинирование (ВКР) расплава, где из металла удаляются вредные газы, а концентрация углерода в стали снижается до 0,01 %.

После этого сталь возвращается на стенд нагрева и происходит раскисление алюминием и повторное долегирование металла по химическому составу.

Затем, для окончательной доводки концентрации титана в металле и снижения его потерь в ходе данной операции, он снова направляется на установку вакуумирования. После этого происходит сифонная разливка металла в слитки.

Схема внепечного рафинирования и доводки стали в условиях Предприятия «А» представлена на рисунке 2.3.

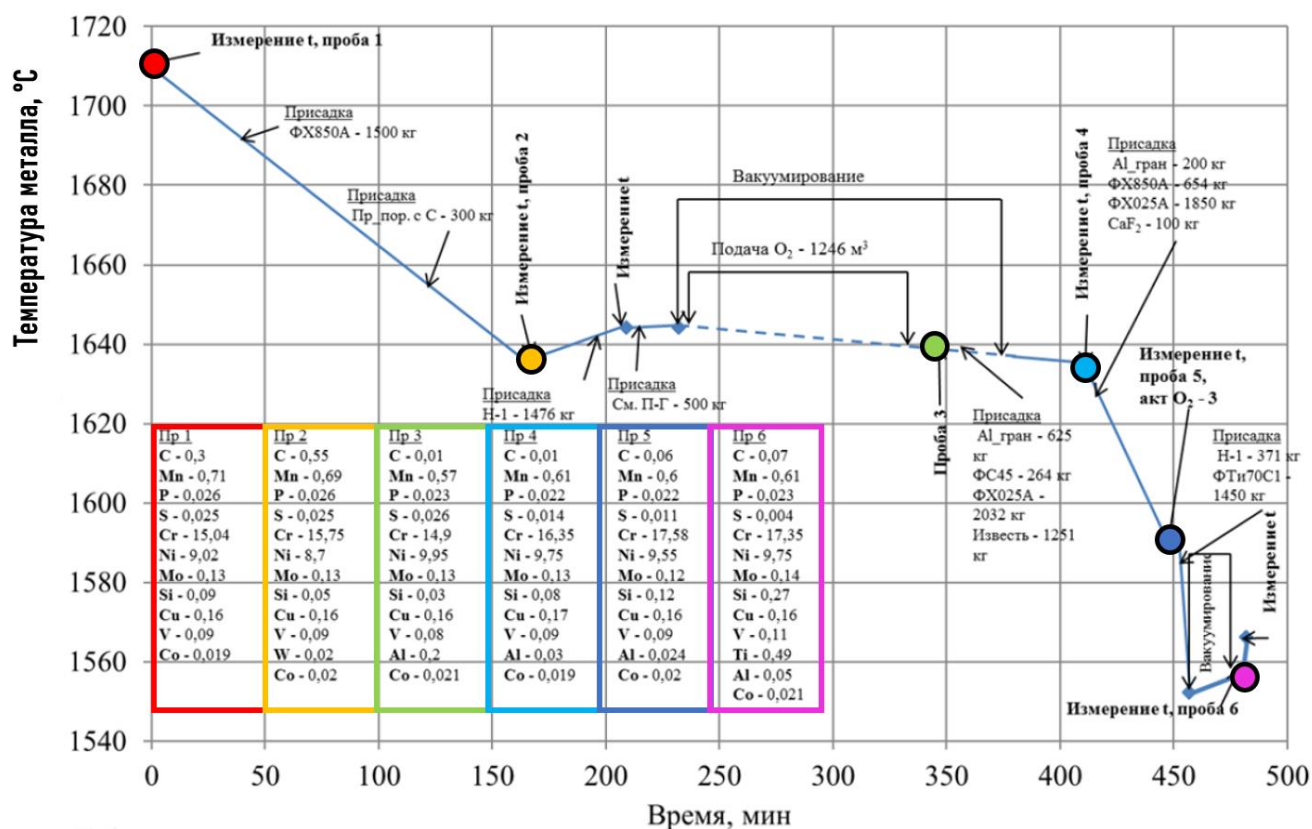


Рисунок 2.3 – Схема внепечного рафинирования и доводки стали в условиях Предприятия «А»

Для того чтобы определить возможные резервы повышения технико-экономической эффективности выплавки стали 08X18H10T, был обработан ряд плавильных карт предприятия. Их внешний вид представлен на рисунке 2.4

В качестве исследуемого материала был использован массив технологических данных плавильных карт предприятия с 2016 по 2019 гг. В данный период происходило наращение количества учитываемых параметров на этапе внепечной обработки стали, в связи с этим плавильные карты 2018-2019 гг. являлись более информативными в отношении процесса внепечного рафинирования металла. Таким образом, для более полного исследования аспектов внепечной обработки стали был использован массив из данных 16 карт плавок, проведенных в период с 2.12.2018 по 13.04.2019 г. (глава 4, Приложение «А»).

Для анализа режима выплавки полупродукта в ДСП, общей оценки технико-экономической эффективности получения годных слитков из стали 08X18H10T и проверки воспроизводимости результатов анализа процесса внепечной обработки стали был исследован массив данных для 11 наиболее подробных карт плавов, проведенных с 30.12.2016 по 27.01.2018 г. (главы 3 и 5).

Т, ч	Т, мин	Операция	Т, °С	Хим. состав, %												W, МВт·ч	Добавки, кг				
				C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	V	W	Co		Заг. ПШ	ЛНЗБ-26	Стр15Б0Х	Стр15НХН	Известь
4	53	Завалка															4300	80100	4500	29600	1000
5	53	Замер	1396																		
5	55	Замер	1490													53					
6	06	Замер	1457																		
6	21	Замер	1458																		
6	35	Проба №12741401		0,31	0,71	0,027	0,026	15,42	9,05	0,13	0,12	0,17	0,1	0,02	0,018						
6	36	Проба №12741401																			
6	37	Замер	1526																		
6	44	Замер														73					
6	53	Проба №12741402		0,29	0,7	0,026	0,026	15,35	9,04	0,13	0,08	0,17	0,1	0,02	0,018						
6	54	Замер	1710													73					
6	56	Проба №12741403																			
7	0	Выпуск		0,3	0,71	0,026	0,025	15,04	9,02	0,13	0,09	0,16	0,09		0,019						
Масса завадки								118500 кг													
Масса выпуска								120000 кг													

32

а

Г.ч	Г.мин	Операция	Т, °С	Химический состав металла, % масс.														Добавки, кг									
				C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	V	W	Ti	Al	Co	ШЭП	Пр.пор с С	ФХ850А	СмЛГ	Известь	АЛгран	ФС45	ФХ025А	Н-1	СаС ₂
7	05	Завалка															120000										
7	35	Подача аргона																									
7	45	Присадка материала																	1500								
9	14	Присадка материала																300									
9	52	Проба №18951401	1636	0,55	0,69	0,026	0,025	15,75	8,7	0,13	0,05	0,16	0,09	0,02			0,02										
10	20	Присадка материала																							1476		
10	34	Замер	1644																								
10	40	Присадка материала																		500							
10	57	Вакуумирование	1644	Рост=0 мм рт. ст.; время окончания 12:27																							
11	02	Подача кислорода		Объем 1246 м³; время окончания 12:27																							
12	50	Проба №18951402		0,01	0,57	0,023	0,026	14,9	9,95	0,13	0,03	0,16	0,08			0,2	0,021										
12	57	Вакуумирование		Рост=0 мм рт. ст.; время окончания 13:25																							
12	59	Присадка материала																			1251	625	264	2032			
13	56	Проба №18951402	1634	0,01	0,61	0,022	0,014	16,35	9,75	0,13	0,08	0,17	0,09			0,03	0,019										
14	06	Присадка материала																	654			200		1850		100	
14	34	Проба №18951403	1590	0,06	0,6	0,022	0,011	17,58	9,55	0,12	0,12	0,16	0,09			0,024	0,02										
14	35	Замер	1590																								
14	38	Присадка материала																							371		1450
14	42	Вакуумирование	1590/1552	Рост=5,50 мм рт. ст.; время окончания 14:57																							
15	05	Проба №18951404	1557	0,07	0,61	0,023	0,004	17,35	9,75	0,14	0,27	0,16	0,11		0,49	0,05	0,021										
15	05	Замер	1566																								
15	07	Выезд на разливку																									
Масса завадки								130522 кг																			
Масса годного								118200 кг																			

б

Рисунок 2.4 – Пример плавильной карты выплавки стали 08X18H10T:

а – ДСП, б – внепечная обработка

С использованием программных сред MS Excel (зависимости от одного фактора) и Statistica (зависимости от двух и более факторов) статистическому анализу был подвергнут общий массив данных для 27 плавов.

Выводы по главе 2

1. В качестве исследуемого материала использована технологическая информация по выплавке и разливке стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А».
2. Используются современные средства измерения и аналитического контроля температуры, химического состава металла и шлака, остаточного давления в вакуумной камере, массы отдаваемых материалов.
3. Для термодинамического моделирования поведения металла, шлака и газовой фазы в различных технологических условиях использована программа ShyTherMa.
4. Методом регрессионного статистического анализа и описательной статистики в программных средах MS Excel и Statistica проведен анализ влияния параметров обработки металла на технико-экономические показатели выплавки стали 08X18H10T.

Глава 3. Влияние массы железистого остатка на показатели плавки стали 08X18H10T в ДСП

3.1 Разработка альтернативного способа оценки массы «болота»

Сегодня российской металлургии удастся частично обеспечить конструкционными материалами определяющие отрасли промышленности: машиностроение, химическую промышленность, нефтегазодобывающую, транспортную и многие другие [71]. Однако, значительная часть качественного металла по-прежнему поступает из-за рубежа. В значительной степени это относится к коррозионностойкой стали. Действительно, производство нержавеющей стали в 2021 году в России составило 214 тыс. т, а импорт 473 тыс. т [18]. Проблема Российской металлургии, производящей нержавеющую сталь, имеет две стороны, которые между собой сильно связаны. Малые объемы производства делают сталь дорогой и одновременно малые объемы стали затрудняют работы по усовершенствованию технологии производства и повышению качества металла, что делает российскую сталь менее конкурентоспособной.

Выход из этого может быть следующий. Нужно одновременно вести работу по повышению качества производимого металла и искать способы снижения затрат на его производство. К наиболее распространенным методам снижения затрат можно отнести использование отходов нержавеющей стали при плавке, применение более дешевого высокоуглеродистого феррохрома, сокращение потерь хрома в ходе выплавки полупродукта и последующего внепечного рафинирования металла, совмещение плавки твердой шихты дугой с её растворением в остатке жидкого металла от предыдущей плавки. Остаток жидкого металла часто называют «болото». Последний способ широко используется при выплавке углеродистых и низколегированных конструкционных сталей. Он показал свою эффективность, так как обеспечивает существенное повышение производительности и необходимое качество получаемого

полупродукта. Увеличении массы болота в ДСП приводит к снижению расхода электроэнергии, кислорода, шлакообразующих материалов, сокращается время расплавления лома [58, 59, 60, 61]. Однако стоит учитывать, что эти достоинства достаточно полно достигаются в условиях построения плана плавов длинными сериями близких по марочному составу сталей. В случае предприятий, работающих в условиях нестабильного планового режима с широким марочным диапазоном, данный фактор может сыграть негативную роль. К примеру, это может быть инерционное влияние «болота» большой массы для завода, на котором происходит частая смена химического состава требуемого полупродукта. Такое воздействие может привести к значительному колебанию состава полупродукта, дополнительному легированию или вовсе привести к браку по химическому составу стали. Эти факторы могут вызвать рост затрат на выплавку металла.

Технология выплавки нержавеющей стали на ряде современных машиностроительных и металлургических предприятий как раз характеризуется тем обстоятельством, что кроме нержавеющей стали здесь производится широкий сортамент низколегированных конструкционных марок сталей. При этом объем коррозионностойкой стали обычно невелик и выплавка этого металла проводится либо одиночными плавками, либо небольшими сериями между низколегированными. В связи с этим возникает проблема – насколько полезным может быть остаток металла после выпуска из ДСП при выплавке нержавеющей стали.

Выполним анализ влияния массы остатка металла в ДСП, работающей в условиях, когда часто меняется плановый химический состав получаемой стали в достаточно широких пределах: от низколегированной углеродистой до высоколегированной стали.

Сегодня, как правило, используют простейшие расчетные методики оценки массы болота. Первая основана на разнице масс загруженной в ДСП металлошихты и металла выпущенного из печи [61]. Вторая опирается на

допущение о том, что выход годного полупродукта за период расплавления шихты в ДСП составляет некоторую фиксированную величину [72].

При этом не учитывается состав полупродукта следующих друг за другом плавов. Ясно, что эти подходы в оценке массы болота, когда стали различной легированности принимаются равносильными друг другу, требуют дополнительной проверки.

В работе [73] представлена усовершенствованная балансовая модель оценки железистого болота от предыдущей плавки по результатам последующей плавки нержавеющей стали. Эта модель учитывает особенности поведения хрома, никеля, молибдена, меди, образования шлака и пыли в ходе расплавления легированной шихты. Методика [73] основана на допущении об отсутствии угара никеля при проведении технологических операций окисления, восстановления и легирования. Такой подход описан в источнике [74], как способ оценки массы легированного расплава при выплавке нержавеющей стали на основе изменения концентрации никеля в расплаве при добавке в ванну известной массы металлического никеля. В работе [73] этот подход получил дальнейшее развитие и был использован для определения массы железистого остатка после выпуска из ДСП низколегированной марки стали по результатам последующей плавки нержавеющей стали.

Рассмотрим методику балансового расчета «болота» в ДСП – 120 на примере одной плавки применительно к Предприятию «А».

Масса завалки в ДСП - m_3 состоит из шихты - $m_{ш}$ и болота - m_6 :

$$m_3 = m_6 + m_{ш}. \quad (3.1)$$

Некоторая масса металла в период расплавления окисляется - $m_{ок}$ и испаряется - $m_{исп}$. Поэтому масса ванны после расплавления – m_p равна:

$$m_p = m_6 + m_{ш} - m_{ок} - m_{исп}. \quad (3.2)$$

Или для каждого i – го компонента металла имеем:

$$m_i^p = m_i^b + m_i^{\text{ш}} - m_i^{\text{ок}} - m_i^{\text{исп}}, \quad (3.3)$$

где m_i^p – масса элемента в расплаве;

$m_i^{\text{ш}}$ – масса элемента в шихте;

$m_i^{\text{ок}}$ – масса окисленного элемента;

$m_i^{\text{исп}}$ – масса испарившегося элемента.

Уравнение (3.3) используется для расчета баланса по каждому элементу i . По приведенным уравнениям определить массу металла по расплавлению - m_p не представляется возможным, так как масса железистого болота из углеродистой стали предыдущей плавки - m_b является неизвестной величиной. Её можно найти допустив, что масса никеля за расплавление не изменяется, то есть масса никеля в шихте - $m_{Ni}^{\text{ш}}$ равна массе никеля в расплаве после окончания процесса расплавления - m_{Ni}^p , то есть $m_{Ni}^{\text{ш}} = m_{Ni}^p$. Отметим, что в данном случае принят простейший вариант состава болота. Принято, что оно не содержит никеля и хрома. Таким образом источником никеля и хрома является только твердая металлошихта.

Масса никеля в твердой металлошихте $m_{Ni}^{\text{ш}}$ может быть выражена через массу шихты - $m_{\text{ш}}$ и содержание никеля в ней $[\%Ni]_{\text{ш}}$:

$$m_{Ni}^{\text{ш}} = \frac{m_{\text{ш}} \cdot [\%Ni]_{\text{ш}}}{100 \%}. \quad (3.4)$$

Масса никеля в металле по расплавлению равна

$$m_{Ni}^p = \frac{m_p \cdot [\%Ni]_p}{100 \%}. \quad (3.5)$$

Тогда из равенства $m_{Ni}^{\text{ш}} = m_{Ni}^{\text{р}}$ следует, что масса расплавленного металла составляет

$$m_{\text{р}} = \frac{m_{\text{ш}} \cdot [\%Ni]_{\text{ш}}}{[\%Ni]_{\text{р}}} . \quad (3.6)$$

Количество окисленного металла - $m_{\text{ок}}$ рассчитывали, исходя из состава и массы шлака по расплавлению – $m_{\text{шл}}$. Массу каждого металлического компонента - $m_i^{\text{ок}}$, который при расплавлении окислился и перешел в шлак, найдем из выражения

$$m_i^{\text{ок}} = \frac{m_{\text{шл}} \cdot M_R^i \cdot (\%RON)_i}{100 \% \cdot M_{RON}^i} - m_i^{\text{зола}} - m_i^{\text{флюс}} , \quad (3.7)$$

где $m_{\text{шл}}$ – масса шлака;

$(\%RON)_i$ – содержание оксида i -го элемента, %;

M_R^i – атомная масса элемента R;

M_{RON}^i – молекулярная масса оксида i -го элемента;

$m_i^{\text{зола}}$ – масса i -го элемента шлака, пришедшая из неметаллической части шихты (зола углеродсодержащего материала и карбида кремния);

$m_i^{\text{флюс}}$ – масса i -го элемента шлака, пришедшая из флюсов.

Форма RON для оксида i -го элемента выбрана из соображений удобства расчетов. То есть Al_2O_3 в таком случае отвечает форме $AlO_{1.5}$, $Cr_2O_3 \equiv CrO_{1.5}$ и т.д. Для таких оксидов, как SiO_2 , FeO , MnO , при этом ничего не изменяется.

Массу каждого компонента шлака можно определить по формуле

$$(mRON)_i = \frac{m_{\text{шл}}}{100 \%} \cdot (\%RON)_i . \quad (3.8)$$

Массу шлака определим исходя из массы загружаемого в ДСП (вместе с известью и другими флюсами) оксида кальция - m_{CaO} и содержания CaO в шлаке по расплавлению – (%CaO):

$$m_{\text{шл}} = \frac{m_{\text{CaO}} \cdot 100 \%}{(\% \text{CaO})}. \quad (3.9)$$

Массой шлака, оставшегося после выпуска предыдущей плавки на поверхности футеровки ДСП, пренебрежем.

Зная массу каждого окисленного и перешедшего в шлак элемента m_i , можем найти общую массу окисленного металла – $m_{\text{ок}}$:

$$m_{\text{ок}} = \sum m_i^{\text{ок}}. \quad (3.10)$$

Массу металла $m_{\text{исп}}$ находим как $m_{\text{исп}} = \sum m_i^{\text{исп}}$, где

$$m_i^{\text{исп}} = \frac{m_{\text{пыли}} \cdot (\%R)_{\text{пыль}}}{100 \%}. \quad (3.11)$$

Считали, что масса пыли для каждой плавки пропорциональна массе металлошихты - $m_{\text{ш}}$, так как основное количество завалки составляет именно твёрдая металлошихта. Тогда

$$m_{\text{пыли}} = m_{\text{пыли}}^{\text{уд}} \cdot m_{\text{ш}}, \quad (3.12)$$

где $m_{\text{пыли}}^{\text{уд}}$ – удельное количество пыли на 1 т шихты.

Массу и состав пыли приняли по литературным данным [75], которые получены на серии из пяти плавки стали 08X18H10T, проведенных подряд на дуговой печи, близкой по конструкции и технологии к исследуемой. Эта сверхмощная печь имеет эркер и выполнена в водоохлаждаемом исполнении.

Принято, что на тонну шихты образуется 9,8 кг пыли (за счет испарения) следующего состава: $\text{Fe}_{\text{общ}} - 46,1 \%$; $\text{NiO} - 0,08 \%$; $\text{Cr}_{\text{общ}} - 0,65 \%$; $\text{MnO} - 1,61 \%$; $\text{SiO}_2 - 6,8 \%$; $\text{CaO} - 4,2 \%$. Сумма компонентов не равна 100 %, так как такие компоненты как CaO и SiO_2 считали испаряющимися из шлака, а не из металла.

В таблице 3.1 представлены составы используемых высокохромистых и никельсодержащих отходов, а также легирующих добавок. В таблице 3.2 указаны составы углеродсодержащих материалов (УСМ), металлургического карбида кремния, извести и магнезильного флюса - ФФ 10-40. В таблице 3.3 представлен пример расчета элементного состава металлошихты для стали 08X18H10T, который был выполнен по следующей формуле:

$$[\%i]_{\text{ш}} = \frac{\sum m_k \cdot [\%i]_k}{m_{\text{ш}}}, \quad (3.13)$$

где m_k – масса k-того шихтового материала;

$[\%i]_k$ – концентрация i-того элемента в k-том шихтовом материале;

$m_{\text{ш}}$ – общая масса твердой металлошихты.

Используя методику для расчетной оценки массы болота (3.1-3.13), проведем анализ влияния массы железистого остатка металла от предыдущей плавки в ДСП на технико-экономические параметры выплавки стали 08X18H10T.

Рассчитаем массу окисленных элементов плавки $m_i^{\text{ок}}$ (таблица 3.7). Для этого вычтем из массы шлака массы элементов, внесенных в систему «металл-шлак» со шлакообразующими материалами, золой УСМ и золой карбида кремния (таблица 3.4).

Таблица 3.1 - Химический состав компонентов металлошихты, % [76, 77, данные предприятия]

Материал	Химический элемент										
	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	Al	Ti
ЛЛЗБ (ОХЗ)	0,03	0,45	0,025	0,02	12,3	3	0,1	0,2	0,9	0,02	-
ЛНЗ (ХН5)	0,04	12	0,025	0,003	18,3	5,2	0,15	0,4	0,1	0,01	-
ЛНЗБ-26	0,06	1,1	0,03	0,005	17,5	9,5	0,26	0,2	0,15	0,35	-
Стр15НХН	0,06	1,1	0,03	0,005	17,5	9,5	0,26	0,2	0,15	0,35	-
ФМн70	7	70	0,3	0,02	-	-	-	6	-	-	-
Скр25 Б-26	0,065	0,72	0,021	0,002	17,4	9,5	0,24	0,2	0,14	0,04	0,44
ЛНЗ(ХН5М)	0,04	12	0,025	0,003	18,3	5,2	0,6	0,4	0,1	0,01	-
Стр15ХН5М	-	0,6	-	-	12	8,3	2,5	-	-	-	-
ЗБ57	-	0,7	-	-	10,8	0,5	0,73	-	0,11	-	-
ЛЛЗБ-18	0,2	1	0,03	0,02	13	-	-	0,5	0,1	0,03	0,01
Стр15ХН20	0,05	0,8	0,03	0,012	11	18,3	0,12	0,3	0,15	0,15	2,1
ФС45	0,2	1	0,05	0,02	0,5	-	-	45	-	2	-
ФХ850А	8,5	-	0,03	0,05	65	-	-	2	-	-	-
ЛУЗА	0,1	1,4	0,025	0,03	0,25	0,25	-	0,7	0,25	0,04	-
ЛЛЗБ-5	0,12	0,5	0,02	0,02	1	3	-	0,2	0,25	-	-
ЛЛЗБ-8	0,15	1,3	0,02	0,02	1,8	1,2	0,4	1,2	0,25	-	-
Стр15ХНМ	0,15	0,7	0,035	0,035	1,5	1,5	0,2	0,27	-	-	-
ЛН56-26У	-	1,5	0,03	-	18	9,5	0,25	3	-	-	1,1
ЛЛЗБ-18	0,07	0,7	0,03	-	13	0,5	-	0,7	-	-	-
Стр15БОХ	0,03	0,45	0,025	0,02	12,3	3	0,1	0,2	0,9	0,02	-
ЛЛЗБ-32	0,2	0,7	0,03	0,02	17	2,5	-	0,7	-	-	-
ЛЛЗБ-48	0,07	1,8	0,03	0,02	17	14	-	0,7	-	-	-
ФХС48	0,1	-	0,03	0,02	28	-	-	45	-	-	-

* – в шихтовых материалах также учитывается содержание Cu, N, V, As, W

Таблица 3.2 – Химический состав УСМ, карбида кремния и шлакообразующих, % [78, 79, 80]

Материал	Химическое соединение в оксидной фазе										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅	MnO	H ₂ O	FeO	S
УСМ	4	2	0,96	0,4	0,16	0,24	0,032	0,208	2	-	-
SiC	5,95	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
ФФ-10-40*	6	-	-	5	58	-	0,030	-	-	-	0,03
Известь	1	0,3	-	97,3	1	-	0,1	-	-	0,3	0,03
Материал	Химический элемент в металлической фазе										
	C	Mn	P	S	Si	Cu	V	Al	Co	N	Fe
SiC	27,9	-	-	-	65,1	-	-	0,371	-	0,4	0,68
УСМ	89	-	-	0,6	-	-	-	-	-	-	-

* – остальные 30,4 % это потери при прокаливании (ППП)

Таблица 3.3 – Расчет масс элементов в составе металлошихты плавки полупродукта для стали 08X18H10T, кг

Материал	Масса, кг	Химический элемент, кг						
		C	Mn	P+S	Cr	Ni	Mo	Si
ЛЛЗБ(ОХЗ)	4500	1,35	20,25	2,025	553,5	135	4,5	9
ЛНЗ (ХН5)	5800	2,32	696	1,625	1061,4	301,6	8,7	23,2
ЛЕЗБ-26	61400	36,84	675,4	21,49	10745	5833	159,64	122,8
Стр15НХН	45300	27,18	498,3	15,855	7927,5	4303,5	117,78	90,6
ФМн70	200	14	140	0,64	-	-	-	12
Скр25 Б-26	8000	5,2	57,6	1,84	1392	760	19,2	16
SiC	1024	285,7	-	-	-	-	-	666,62
УСМ	4800	4272	-	28,8	-	-	-	-
сумма:	129760	4644,5	2087,6	72,31	21679	11333	309,8	940,22
Материал	Масса, кг	Химический элемент, кг						
		Nb	Ti	V	Al	Co	N	Fe
ЛЛЗБ(ОХЗ)	4500	-	-	1,35	1,125	0,54	0,675	3730,05
ЛНЗ (ХН5)	5800	-	-	14,5	0,87	-	27,26	3607,02
ЛЕЗБ-26	61400	-	-	104,3	214,9	12,28	7,368	42992,3
Стр15НХН	45300	-	-	77,01	158,55	9,06	5,436	31719,
ФМн70	200	-	-	-	-	-	-	33,36
Скр25 Б-26	8000	0,4	35,2	13,6	3,36	1,52	0,96	5668
SiC	1024	-	-	-	3,8	-	4,096	6,95
УСМ	4800	-	-	-	-	-	-	-
сумма:	129760	0,400	35,200	210,8	382,60	23,400	45,795	87756,7

Таблица 3.4 – Расчет массы компонентов, вносимых в систему «металл-шлак» шлакообразующими, золой УСМ и золой карбида кремния, кг

Материал	Масса, кг	MnO	H ₂ O	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅	S
SiC	1024	-	-	60,9	-	-	-	-	-	-	-
УСМ	4800	10,0	96	192	96	20,7	19,2	7,7	11,5	1,5	-
Известь	3000	-	-	30	9	9	2918	30	-	3	0,9
ФФ 10-40	1058	-	-	64,5	-	-	53	613,6	-	0,3	0,32
сумма	4 143,3	10,0	96	346,4	105	29,7	2990,2	651,3	-	4,9	5,8

Таблица 3.5 – Фактический химический состав шлака после расплавления, %

Al ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaO	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	MnO	FeO
2,5	12,7	26,9	0,01	0,07	33,9	5,4	9,3	5,2	3,5

Рассчитаем массу шлака после расплавления по формуле (3.9):

$$m_{\text{шл}} = \frac{m_{\text{CaO}} \cdot 100 \%}{(\% \text{CaO})} = \frac{2990,2 \cdot 100 \%}{33,9 \%} = 8820,65 \text{ кг.}$$

Тогда, зная фактический химический состав шлака (таблица 3.5) и его массу, по формулам (3.10-3.13) определим массы компонентов шлака по расплавлению и соответственно массы окисленных элементов металлошихты (таблицы 3.6 и 3.7).

Таблица 3.6 – Расчет массы и концентрации компонентов шлака по расплавлению

Al ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaO	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	MnO	FeO	Всего
кг										
220,51	1120,22	2372,75	0,88	6,17	2990,2	476,32	820,32	458,67	308,72	8775
%										
2,51	12,77	27,04	0,01	0,07	34,08	5,43	9,35	5,23	3,52	100

Таблица 3.7 – Расчет масс окисленных элементов металлошихты (масса элементов в шлаке за вычетом массы элементов флюсов и золы УСМ, SiC), кг

Al	Mg	Si	P	S	Ca	Ti	Cr	Mn	Fe
61,16	281,34	1289,5	1,74	0,35	0	285,79	463,66	347,58	216,99

Выполним расчет масс испарившихся элементов металлошихты за период расплавления в ДСП. Основную часть времени электрическая дуга взаимодействует с твердой металлошихтой, поэтому оценку пылеобразования выполним с опорой на эту часть закладки:

$$m_{\text{пыли}} = m_{\text{пыли}}^{\text{уд}} \cdot m_{\text{ш}} = 9,8 \text{ кг/т} \cdot 129,76 \text{ т} = 1\,271,65 \text{ кг}$$

Тогда масса *i*-го элемента металлошихты, испарившегося в ходе расплавления, равна:

$$m_i^{\text{исп}} = \frac{m_{\text{пыли}} \cdot (\%R)_{\text{пыль}}}{100 \%} = \frac{1\,271,65 \cdot (\%R)_{\text{пыль}}}{100 \%} \quad (3.14)$$

Результаты расчета $m_i^{\text{исп}}$ представлены в таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Расчет масс элементов $m_i^{\text{исп}}$, испарившихся из металлошихты за расплавление, кг

Fe	Ni	Cr	Mn
586,23	0,80	8,27	15,86

Из таблицы 3.8 видно, что в процессе расплавления больше всего испаряется железо – 586,23 кг. Испарение марганца и хрома более чем на порядок меньше. Видно, что никель практически не испаряется.

Таким образом, масса никеля, теряемого металлом при расплавлении, очень мала – 0,8 кг. Это отвечает снижению концентрации никеля при массе шихты 129 760 кг:

$$\Delta[\%Ni] = \frac{0,8 \text{ кг} \cdot 100 \%}{129760 \text{ кг}} = 0,0006 \%. \quad (3.15)$$

В то же время фактическое снижение концентрации никеля составило

$$\Delta[\%Ni]_{\text{ш-р}} = [\%Ni]_{\text{ш}} - [\%Ni]_{\text{р}}, \quad (3.16)$$

где $[\%Ni]_{\text{ш}}$ – концентрация никеля в шихте – 8,94;

$[\%Ni]_{\text{р}}$ – концентрация никеля после расплавления – 7,46.

$$\Delta[\%Ni]_{\text{ш-р}} = 8,94 - 7,46 = 1,48 \%. \quad (3.17)$$

Объяснить это снижение концентрации никеля – 1,48 % можно наличием значительного железистого остатка металла от предыдущей плавки (болото) [81]. Это болото, скорее всего, в данном случае практически не содержит никеля, хрома и разбавляет шихту по содержанию этих элементов.

Рассчитаем массу болота. Для этого оценим массу металла после расплавления шихты

$$m_p = \frac{m_{ш} \cdot [\%Ni]_{ш}}{[\%Ni]_p} = \frac{129\,760 \text{ кг} \cdot 8,94 \%}{7,46 \%} = 155\,503 \text{ кг.} \quad (3.18)$$

Отметим, что для полученного $m_p = 155\,503$ кг масса никеля в расплаве будет равна

$$m_{Ni}^p = \frac{m_p \cdot [\%Ni]_p}{100 \%} = \frac{155\,503 \text{ кг} \cdot 7,46 \%}{100 \%} = 11\,600,5 \text{ кг,} \quad (3.19)$$

что, согласно модели, совпадает с массой никеля в шихте.

$$m_{Ni}^{ш} = \frac{m_{ш} \cdot [\%Ni]_{ш}}{100 \%} = \frac{129\,760 \text{ кг} \cdot 8,94 \%}{100 \%} = 11\,600,5 \text{ кг.} \quad (3.20)$$

В данном случае масса металла по расплавлению $m_p = 155\,503$ кг превышает массу шихты $m_{ш} = 129\,760$ кг. Из этого можно сделать вывод, что данная плавка была проведена с большим количеством железистого болота, оставшегося в печи после предыдущей плавки. Определим массу болота $m_{б Ni}$ на основе данных о массе шихты $m_{ш}$ и массы расплава m_p с учетом изменения концентрации никеля в металле в ходе расплавления

$$\begin{aligned} m_{б, Ni} &= m_p + m_{ок} + m_{исп} - m_{ш} = \\ &= 155\,503 + 2948 + 611 - 129\,760 = 29\,302 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Для подтверждения рассматриваемого подхода выполним оценку массы расплава, используя допущение о постоянстве массы (отсутствия угара) молибдена и меди при расплавлении шихты.

$$m_{p, Mo} = \frac{[\%Mo]_{ш} \cdot m_{ш}}{[\%Mo]_p} = \frac{0,244 \% \cdot 129\,760 \text{ кг}}{0,19 \%} = 166\,639,16 \text{ кг} \quad (3.21)$$

$$m_{p,Cu} = \frac{[\%Cu]_{ш} \cdot m_{ш}}{[\%Cu]_p} = \frac{0,17 \% \cdot 129\,760 \text{ кг}}{0,14 \%} = 157\,565,71 \text{ кг} \quad (3.22)$$

Расчетные массы металла по расплавлению $m_{p,Ni}$, $m_{p,Mo}$ и $m_{p,Cu}$ достаточно близки. Это означает, что методика расчета болота качественно подтверждается при использовании в качестве нейтрального маркера разных металлов (никель, молибден, медь). Нужно отметить, что наиболее точным является никель, так как концентрации молибдена и меди малы.

3.2 Сравнительный анализ методик оценки массы «болота»

Сравним предложенную методику оценки массы железистого «болота» от предыдущей плавки с принятой на предприятии.

В условиях завода угар металла за время выплавки полупродукта в ДСП угар металла принят 10 % при условии, что масса конечного легированного остатка в печи равна нулю, то есть принимается, что легированный полупродукт (шихту электропечную - ШЭП) выпускают полностью. Тогда массу начального железистого «болота» в дуговой печи можно определить по уравнению:

$$m_{б,оценка} = \frac{m_{ШЭП,факт} - m_{ШЭП,прог}}{0,9} \quad (3.23)$$

где: $m_{ШЭП,факт}$ – фактическая масса полупродукта, выпущенного из ДСП, т;

$m_{ШЭП,прог}$ – расчетная масса полупродукта перед выпуском из ДСП, т.

$$m_{ШЭП,прог} = 0,9 \cdot m_{ш}.$$

Выполним сравнительный анализ оценки массы железистого болота при постоянном выходе годного 0,9 и выпуске легированного металла из ДСП насухо ($m_{б,оценка}$) и модели, основывающейся на допущении постоянства массы никеля

($m_{\delta, Ni}$). Для сравнения рассматриваемых моделей будем использовать фактические технологические показатели выплавки стали 08X18H10T (таблица 3.9) – расход феррохрома ФХ и металлического никеля Н-1 при внепечной обработке стали, масса отходов на разливке в виде сливов и недоливок. Потери металла в шлак и газовую фазу для плавов были получены согласно материальному балансу, выполненному для каждой плавки в работе [72]. Сравнительный анализ моделей представлен в таблице 3.10.

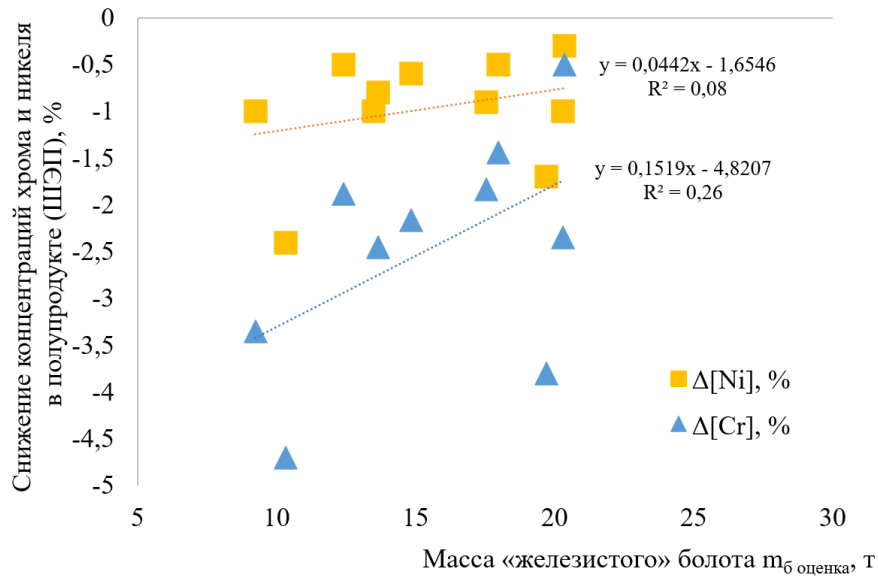
Таблица 3.9 – Технологические показатели выплавки стали 08X18H10T

№	Потери в шлак, кг	Потери в г.ф., кг	[Cr], %		Добавка ФХ, кг/т ШЭП	Добавка Н-1, кг/т ШЭП	Масса отходов на разливке, кг
			шихта	ШЭП			
1	1429,2	1185	17,2	15,04	50,3	15,3	8000
2	1940,1	1098	17,4	15,96	49,1	13,7	3130
3	3797,1	1240,8	16,6	13,25	103,7	31,6	6500
4	2107,2	1130	16,9	12,2	126,1	36,9	8250
5	1417,4	1140,9	17,3	16,8	48,7	7,0	6650
6	1356,2	1158	17,6	15,77	70,8	14,5	8700
7	2741,4	1208	16,5	14,05	70,2	14,5	7300
8	2572	1254	16,2	14,4	89,6	23,9	8600
9	2248	1187	17,2	14,85	93,5	17,7	4500
10	2006,3	1103	19,4	17,52	н/д	н/д	6300
11	1571,8	1250	17,4	13,6	118,4	31,6	8000

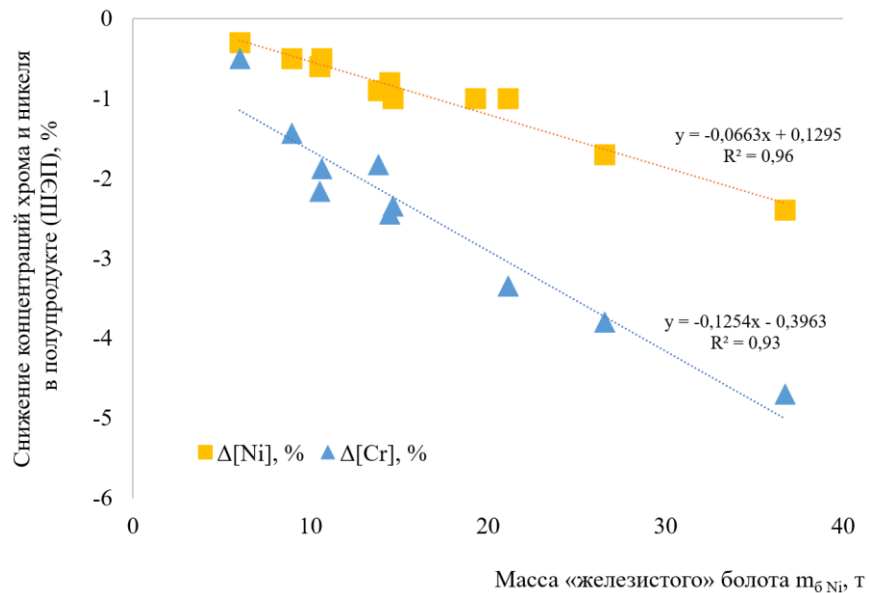
Таблица 3.10 – Расчет массы начального железистого «болота» (m_{δ}) и массы легированного полупродукта в ДСП (m_p) при выплавке нержавеющей стали с использованием упрощенной и новой методики, т

№	[Ni], %		$m_{ш}$	$m_{ШЭП, факт}$ (ковш)	Упрощенная оценка		Новая методика	
	шихта	ШЭП			$m_{ШЭП, прог}$ (ДСП) ($m_{p, оценка}$)	$m_{\delta, оценка}$	$m_{p, Ni}$	$m_{\delta, Ni}$
1	9,6	9	118,50	120	106,65	14,83	126,4	10,51
2	9,8	9,3	109,80	115	98,82	17,98	115,70	8,94
3	8,7	7,7	124,09	120	111,68	9,25	140,20	21,15
4	10,5	8,1	113,00	111	101,70	10,33	146,48	36,72
5	10,2	9,9	114,10	121	102,69	20,34	117,56	6,02
6	10,1	9,2	115,80	120	104,22	17,53	127,13	13,84
7	10	9,2	120,80	121	108,72	13,64	131,30	14,45
8	9,1	8,1	125,40	125	112,86	13,49	140,88	19,31
9	9,9	8,9	99,70	108	89,73	20,30	110,90	14,64
10	8,4	7,9	118,70	118	106,83	12,41	126,21	10,62
11	9,6	7,9	110,30	117	99,27	19,70	134,04	26,56

Железистый остаток металла от предыдущей плавки низколегированной стали разбавляет легирующие компоненты шихты, что приводит к росту массы легирующих добавок, подаваемых в ковш на этапе внепечной обработки стали. Рассмотрим, как масса железистого болота, рассчитанная по обоим методикам, влияет на этот процесс (рисунки 3.1 и 3.2).

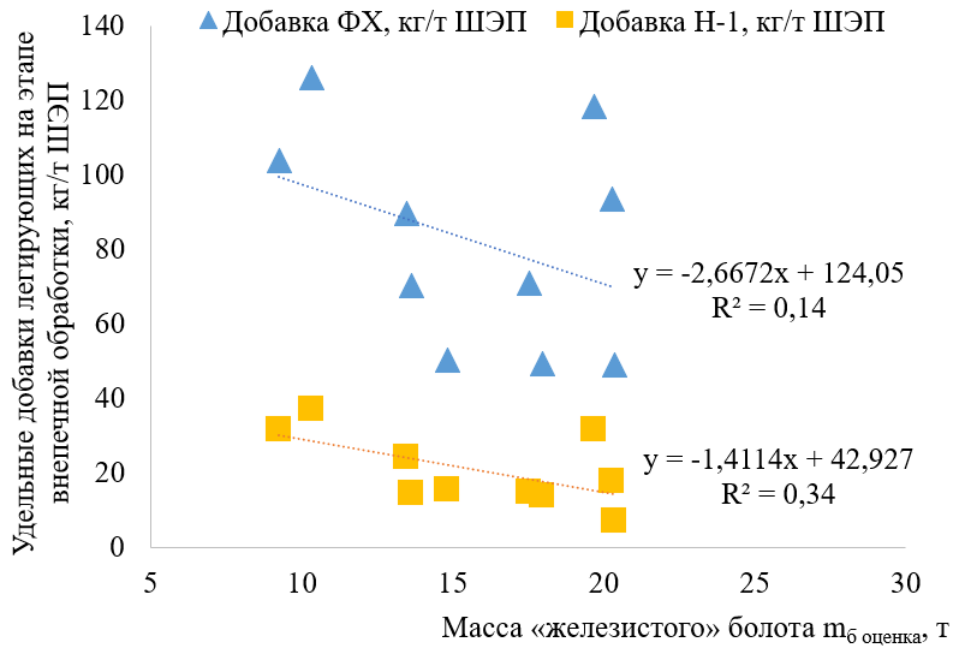


а

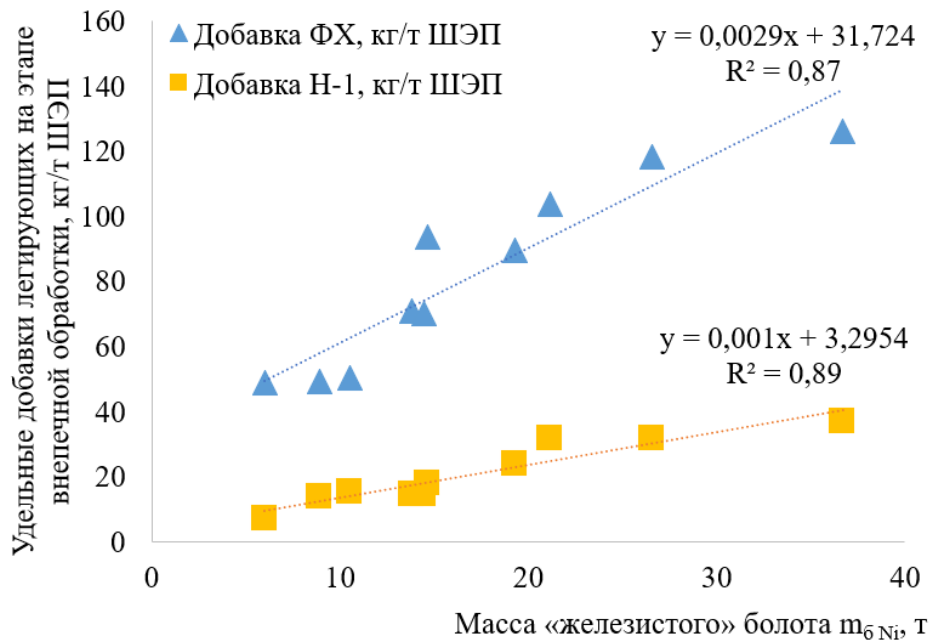


б

Рисунок 3.1 – Влияние расчётной массы железистого болота на снижение концентраций никеля и хрома в металле при выплавке легированного полупродукта в ДСП; а – упрощенная оценка, б – предлагаемая методика



а



б

Рисунок 3.2 – Влияние расчетной массы железистого болота на удельное количество добавок феррохрома и металлического никеля на этапе внепечной обработки, а – упрощенная оценка, б – предлагаемая методика

Из рисунков 3.1 и 3.2 видно, что повышение массы железистого болота, оцененной по упрощенной методике $m_{б, оценка}$, должно приводить к снижению расхода легирующих, что не отвечает фактическим данным. В то же время,

согласно предлагаемой методике, увеличение массы $m_{\delta, Ni}$ действительно разбавляет имеющиеся в шихте легирующие компоненты и приводит к дополнительному расходу феррохрома и никеля для компенсации этого разбавления. Предлагаемая модель обладает более высокой достоверностью $R^2 = 0,87 \div 0,96$ по сравнению с упрощенной $R^2 = 0,08 \div 0,34$. Кроме того, рассчитанная по упрощенной методике масса расплава в ДСП ниже фактической массы получаемого полупродукта (ШЭП) (рисунок 3.3), что является нарушением материального баланса.

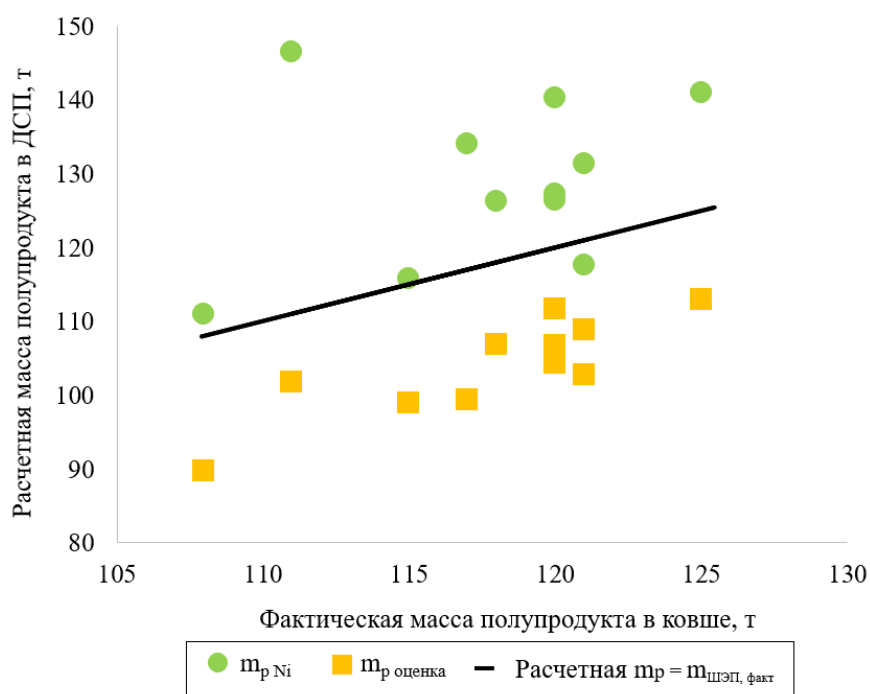


Рисунок 3.3 – Сравнение рассчитанной по рассматриваемым методикам массы легированного полупродукта в ДСП и его фактической массы в ковше

Таким образом, предлагаемая методика расчета железистого остатка металла от предыдущей плавки в ДСП является более корректной в сравнении с упрощенной.

Стоит отметить, что разбавляющее влияние железистого остатка в печи оказывает комплексное негативное влияние на технико-экономические показатели выплавки стали. Это обусловлено тем, что железистое болото

приводит к необходимости присадки избыточного количества легирующих материалов на этапе внепечной обработки, поэтому к моменту разливки образуется «лишний» годный металл, который теряется в виде сливов и недоливков (рисунок 3.4).

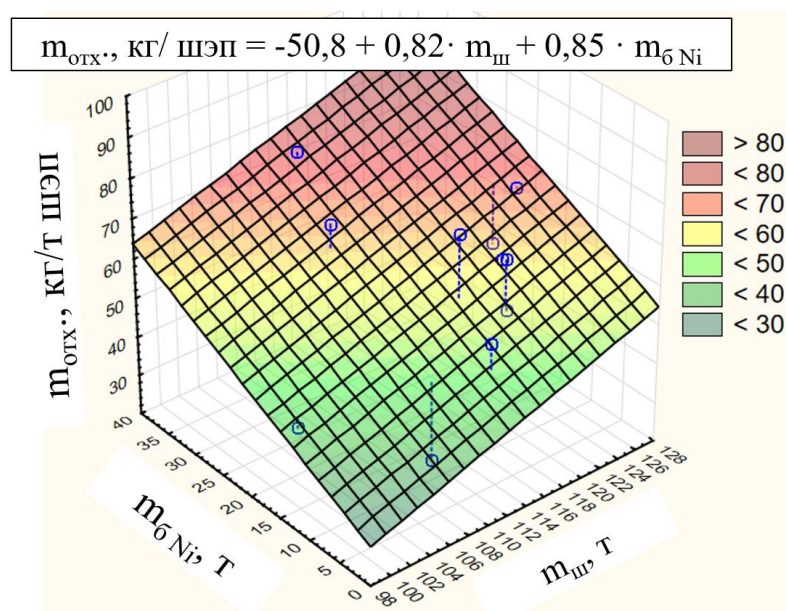


Рисунок 3.4 – Зависимость удельного количества отходов на этапе разливки от массы металлошихты и массы железистого болота в ДСП (расчет по предлагаемой методике)

В связи с этим количественно комплексное негативное влияние остатка металла от предыдущей плавки в ДСП выглядит следующим образом. Одна тонна железистого «болота» приводит к разбавлению компонентов шихты: никеля на 0,066 % и хрома на 0,125 %. Это в итоге вызывает увеличение расхода феррохрома на 2,9 кг/т ШЭП и никеля металлического на 1 кг/т ШЭП; рост массы отходов на этапе разливки в виде сливов и недоливков на 0,85 кг/т ШЭП.

В заключение следует отметить, что данная работа касается проблемы остатка металла после выпуска из ДСП низколегированной стали с последующей плавкой высоколегированной нержавеющей марки стали. В соответствии с вышеизложенным эта ситуация осложняет технологию выплавки коррозионностойкой стали.

Для того, чтобы провести анализ влияния массы начального железистого болота в ДСП на продолжительность внепечной обработки стали типа 08X18H10T составим сводную таблицу основных, определяющих факторов. В первую очередь к ним можно отнести массу твердой металлошихты в ДСП и долю железистого болота в составе завалки печи (таблица 3.11).

Таблица 3.11 – Основные показатели, определяющие длительность внепечной обработки стали типа 08X18H10T

Плавка	Масса железистого болота, т	Доля железистого болота в завалке, %	Масса твердой шихты, т	Время внепечной обработки, часы
1	10,51	8,0	118,50	8,17
2	8,94	7,2	109,80	7,83
3	21,15	15,2	124,09	8,01
4	36,72	25,9	113,00	9,49
5	6,02	4,5	114,10	7,03
6	13,84	9,9	115,80	8,25
7	14,45	10,8	120,80	8,37
8	19,31	13,5	125,40	8,83
9	14,64	12,0	99,70	7,42
10	10,62	8,5	118,70	7,41
11	26,56	19,4	110,30	8,75

На основе сводных данных, представленных в таблице 3.11 выполним статистический анализ зависимости длительности внепечной обработки при выплавке стали типа 08X18H10T от массы твердой металлошихты и массы железистого болота в составе завалки ДСП (рисунок 3.5).

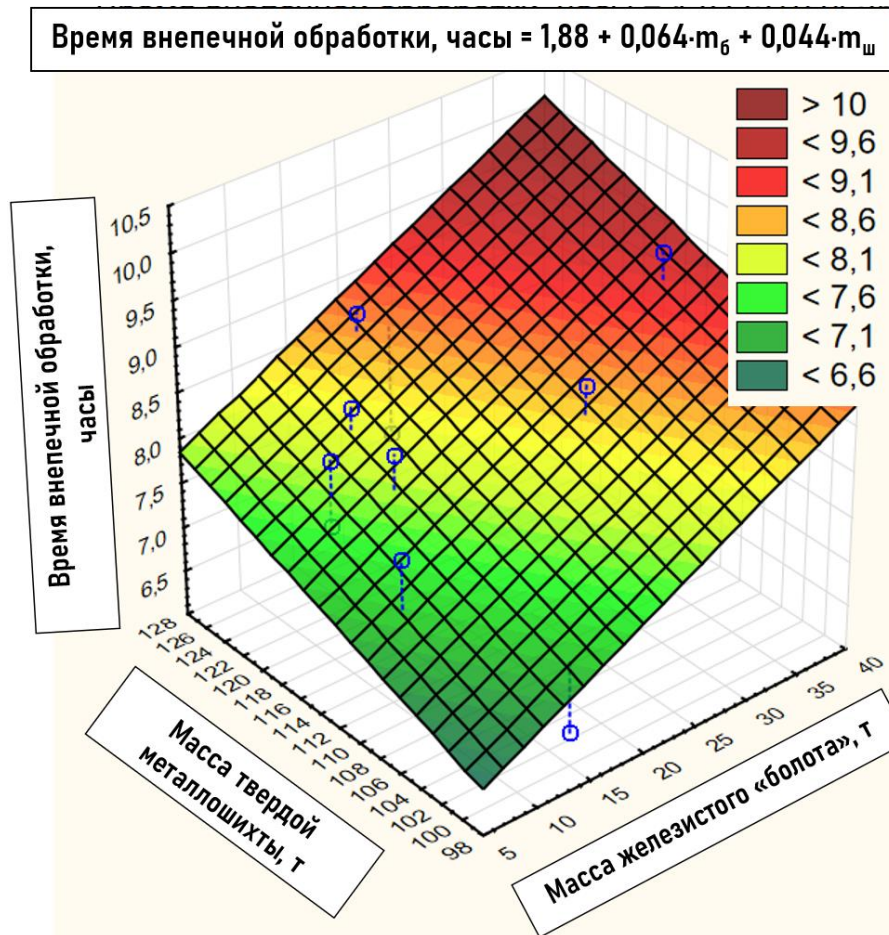


Рисунок 3.5 – Зависимость длительности внепечной обработки при выплавке стали типа 08X18Н10Т от массы твердой металлошихты и доли железистого болота в составе завалки ДСП

Рисунок 3.5 показывает, что с увеличением массы твердой металлошихты в ДСП на одну тонну время внепечной обработки возрастает на 2 минуты 40 сек. При этом увеличение массы железистого «болота» в составе завалки электропечи на 1 тонну время внепечной обработки стали типа 08X18Н10Т в условиях Предприятия «А» также возрастает на 3 мин. 50 сек. Таким образом, при выполнении рекомендации сокращения массы железистого болота с 16,61 до 6 т и менее время внепечной обработки стали должно сократиться более чем на 40 мин.

При этом не стоит отрицать благотворного влияния тепла жидкого остатка металла в ДСП. Получим зависимость времени выплавки полупродукта в ДСП от массы начального железистого болота (рисунок 3.6).

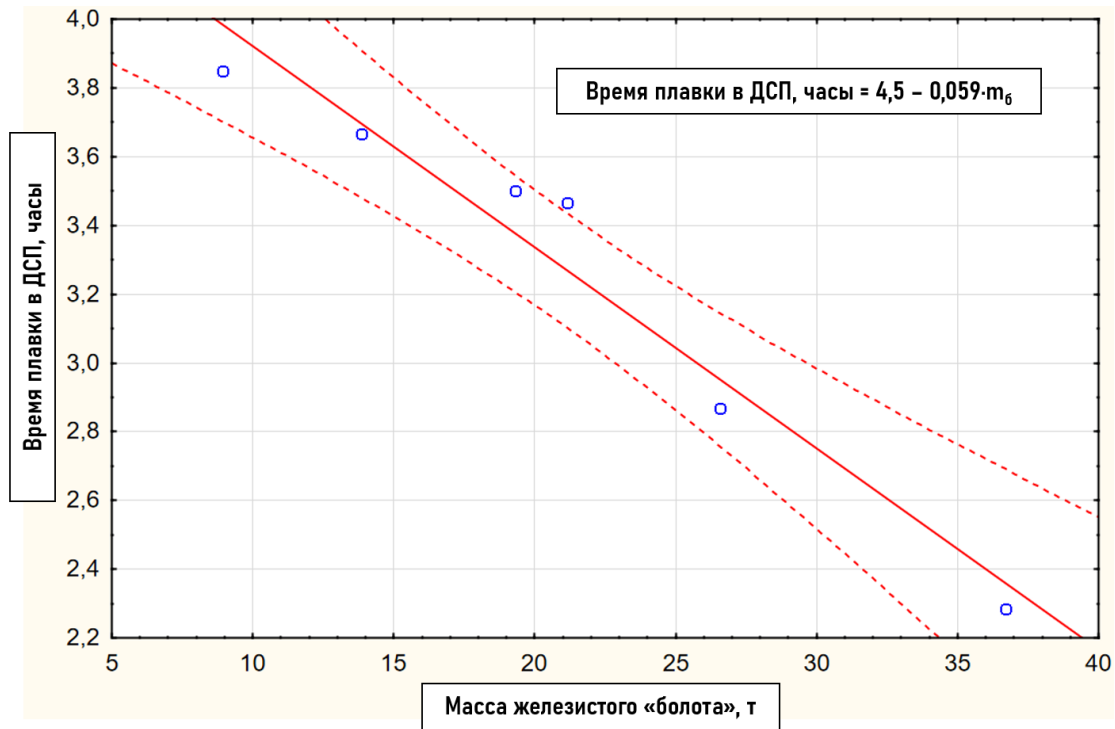


Рисунок 3.6 – Влияние массы железистого болота в ДСП на время выплавки полупродукта стали типа 08X18H10T

Из рисунка 3.6 видно, что увеличение массы железистого болота в составе завалки электропечи на 1 т снижает время выплавки полупродукта на 3 мин. 30 сек. Таким образом, изменение массы железистого болота с 16,61 до 6 т и менее должно приводить к увеличению времени выплавки полупродукта в ДСП на 37 мин. 30 сек.

Отсюда следует, что общее время выплавки стали типа 08X18H10T в условиях Предприятия «А» при снижении массы железистого болота со среднего по массиву значения – 16,61 до 6 т должно снизить время выплавки на:

$$(0,064 - 0,059) \cdot (16,61 - 6) = 0,005 \cdot 10,61 = 0,053 \text{ часа или } 3 \text{ мин. } 11 \text{ мин.}$$

Таким образом, применительно к условиям Предприятия «А» можно сделать вывод о том, что увеличение массы железистого болота в ДСП сокращает время выплавки полупродукта, но увеличивает продолжительность внепечной обработки, то есть не ускоряет плавку в целом.

Выводы по главе 3

1. Проведен сравнительный анализ способов оценки массы железистого остатка в ДСП от предыдущей плавки низколегированной стали при выплавке нержавеющей стали. Показано, что упрощенная методика оценки массы болота в ДСП, опирающаяся на фиксированный уровень выхода годного полупродукта в печи, дает недостоверные результаты, заключающиеся в нарушении баланса масс.
2. Показано, что предлагаемая в данной работе методика оценки массы железистого остатка в печи от предыдущей плавки низколегированной стали, использующая допущение постоянства массы никеля в металле в ходе плавки, даёт достоверные результаты, соответствующие практике производства нержавеющей стали.
3. Установлено, что одна тонна железистого болота в ДСП вместимостью 120 т вызывает разбавление компонентов шихты: никеля на 0,066 % и хрома на 0,125 %. Это приводит к увеличению расхода феррохрома на 2,9 кг и никеля металлического на 1 кг на тонну полупродукта; росту массы отходов на этапе разливки в виде сливов и недоливоков на 0,85 кг/т ШЭП.
4. Применительно к условиям Предприятия «А» можно сделать вывод о том, что увеличение массы железистого болота в ДСП сокращает время выплавки полупродукта, но увеличивает продолжительность внепечной обработки, то есть не ускоряет плавку в целом.

Глава 4. Исследование потерь металла при внепечном рафинировании

4.1 Потери металла при ВКР

Классический процесс вакуум-кислородного рафинирования (ВКР) предполагает, что содержание углерода в высокохромистом полупродукте составляет порядка 0,4 %. Содержание хрома при этом близко к верхнему марочному пределу в выплавляемой стали. В течение длительного времени эти установки были неизменными и никем не пересматривались. В то же время исследование процесса глубокого обезуглероживания продолжалось. В работах [82, 83] сделана попытка исследовать влияние начального содержания углерода на обезуглероживание и угар хрома. В ходе анализа экспериментальных данных и результатов термодинамических расчетов было показано, что повышение начальной концентрации углерода в металле может быть вполне обоснованным. Это целесообразно в том случае, когда концентрация хрома в металле достаточно высока, поэтому при низких начальных содержаниях углерода равновесное давление СО получается меньше одной атмосферы. В этом случае при подаче кислорода наблюдается более полное окисление хрома. При этом оксиды хрома переходят в шлак и загущают его, усвоение кислорода снижается, подъем температуры замедляется, что способствует дальнейшему избыточному окислению хрома. Реакция, которая противодействовала бы этому процессу и параллельно восстанавливала хром из шлака за счет углерода в этом случае не проявляет себя. В работах [82, 83] было показано, что повышение начальной концентрации углерода в полупродукте блокирует эту ситуацию. Шлак получается более жидкоподвижным, с меньшим содержанием оксидов хрома в нем. Это облегчает последующее восстановление оксидов хрома из шлака за счет присадок ферросилиция и алюминия.

Технология выплавки полупродукта и вакуум-кислородного рафинирования (ВКР) высокохромистого расплава в условиях Предприятия «А» предполагает

подход, который можно рассматривать, как развитие вышеописанной технологии, предусматривающей использование углерода для восстановления окисленного хрома. Ряд источников [33, 67, 84, 85, 86, 87, 88] подтверждают, что восстановление хрома углеродом и другими раскислителями из шлака оказывает значительное положительное влияние на экономические показатели выплавки нержавеющей стали.

В полупродукте на Предприятии «А» фактическое содержание углерода составляет порядка 0,6 - 0,9 % (пример, таблица 4.1). Это отвечает концентрациям, которые были рекомендованы в работах [82, 83]: 0,7 - 0,8 %. Стоит отметить, что ранее считалось достаточным иметь содержание углерода в металле перед кислородной продувкой в ДСП порядка 0,3 % [33]. То есть проблема начального содержания углерода в полупродукте перед кислородной продувкой продолжает оставаться актуальной.

В развитие этого подхода на рассматриваемом предприятии перед началом ВКР на шлак присаживают некоторое количество кокса, которое в ходе обезуглероживания должно восстанавливать оксиды хрома из шлака, поддерживать шлак в жидкоподвижном состоянии, обеспечивать снижение потерь хрома в целом. В пересчете на концентрацию углерода присадка 100-500 кг кокса на шлак эквивалентна 0,1-0,35 [%C]. Отметим, что присадка кокса на шлак использовалась ранее при выплавке нержавеющей стали в открытой дуговой печи на заводе «Днепропецсталь» и при проведении научно-исследовательских работ «МИСИС» на предприятии «Красный Октябрь».

Для оценки эффективности наличия кокса на поверхности хромистого шлака, подтверждения высокой восстановительной способности углерода в вакууме, можно произвести термодинамический расчет восстановления хрома из шлака растворенным в металле углеродом и присаженным на поверхность шлака коксом. Будем использовать методику и исходные данные работ [89, 90, 91]. Запишем реакцию восстановления оксида хрома растворенным в металле углеродом.



$$\Delta G^\circ = 220546 - 146,3 \cdot T, \text{ Дж}$$

$$\lg K = -11520/T + 7,64$$

Скомбинируем реакцию (4.1) с реакцией растворения графита в железе (4.2)



$$\Delta G^\circ = 22600 - 42,3 \cdot T, \text{ Дж.}$$

Получим реакцию восстановления оксидов хрома твердым углеродом, присаживаемым на шлак



$$\Delta G^\circ = 243146 - 188,6 \cdot T, \text{ Дж}$$

$$\lg K = -12701/T + 9,85$$

При $T = 1923 \text{ К}$ значение константы равновесия K равно 1759. Выражение K имеет вид:

$$K = \frac{[\%Cr]^{3/4} \cdot p_{\text{CO}}}{a_{\text{Cгр}} \cdot a^{1/4}(\text{Cr}_3\text{O}_4)}.$$

Тогда

$$[\%Cr]^{3/4} = K \cdot a_{\text{Cгр}} \cdot a^{1/4}(\text{Cr}_3\text{O}_4) / p_{\text{CO}}.$$

Расчеты показывают, что хром при данных условиях должен восстановиться из шлака за счет углерода кокса в вакууме практически полностью. Расчетное равновесное с твердым углеродом содержание ($\%\text{Cr}_3\text{O}_4$) в шлаке даже при одной атмосфере, $T = 1923 \text{ К}$ и $[\text{Cr}] = 18 \%$ составляет $\approx 1 \cdot 10^{-7} \%$. В связи с этим низкие фактические концентрации (таблица 4.2) оксида хрома в шлаке после ВКР: 0,4-2,6 % – можно считать объяснимыми.

На рисунке 4.1 представлены фактические данные по содержанию хрома в металле после ВКР. Точки на графике – экспериментальные данные. Линия – термодинамический расчет для условий $T = 1923 \text{ К}$ и $P_{\text{ост.}} = 0,001 \text{ атм.}$ Расчеты проведены в программе термодинамического моделирования «SyTherMa – равновесие» [92]: масса металла принята равной – 130 т, масса шлака – 1,3 т, расход кислорода – до 1,7 т, масса присаживаемого на шлак кокса – 1 т; исходные химические составы металла и шлака приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Принятые для расчета исходные химические составы металла и шлака перед вакуумированием, %

Металл		Шлак	
C	0,80	Al_2O_3	4
Si	0,06	MgO	7,5
Mn	0,50	SiO_2	25
Cr	18,00	CaO	42,1
Ni	10,00	TiO_2	4
O	0,01	Cr_2O_3	10
Al	0,025	MnO	3,3
Ti	0,007	FeO	4,1

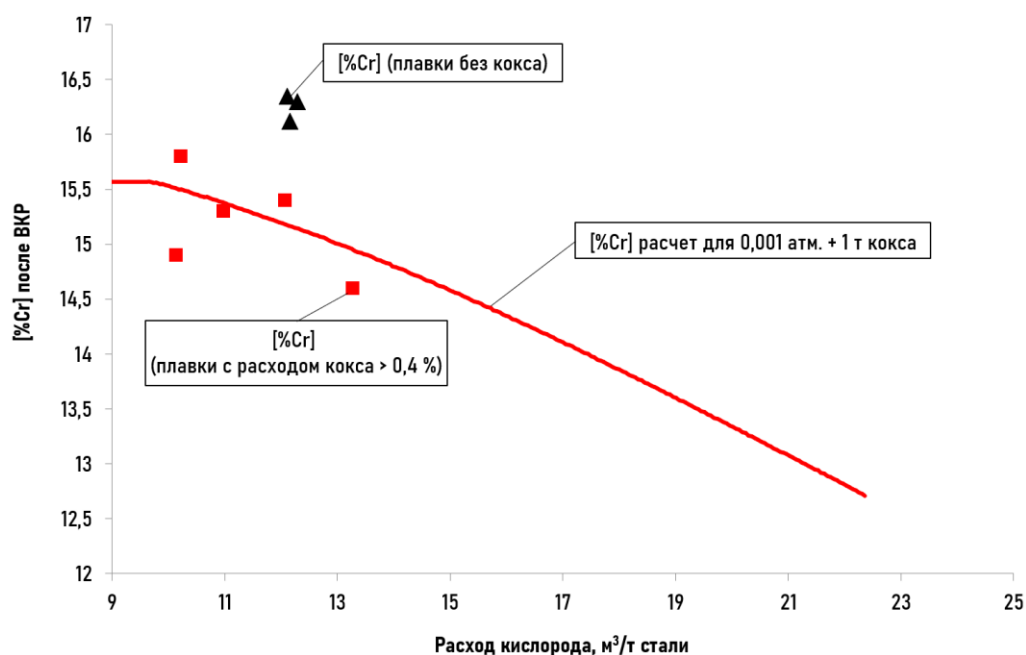


Рисунок 4.1 – Зависимость содержания хрома в металле после ВКР от расхода кислорода и присадки кокса на поверхность шлака при $T = 1923 \text{ К}$ и $P_{\text{ост.}} = 0,001 \text{ атм}$

Рисунок 4.1 показывает, что концентрация хрома в металле после ВКР на плавках, где присадки кокса на поверхность шлака не использовались, выше, по сравнению с плавками, где эти присадки были применены. Возможно, здесь значимое влияние оказывают особенности реализации процесса ВКР при присадке на поверхность шлака углеродсодержащих материалов. В этом случае обработка металла вакуумом должна стимулировать рост потерь хрома за счет испарения с поверхности шлака хрома, восстановленного из оксидов хрома коксом.

Можно себе представить ситуацию, что добавки кокса на шлак приведут к повышению концентрации углерода в готовом металле. В связи с этим на рисунке 4.2 представлены экспериментальные и расчетные данные по обезуглероживанию стали в зависимости от расхода кислорода, остаточного давления и количества кокса, отданного на шлак.

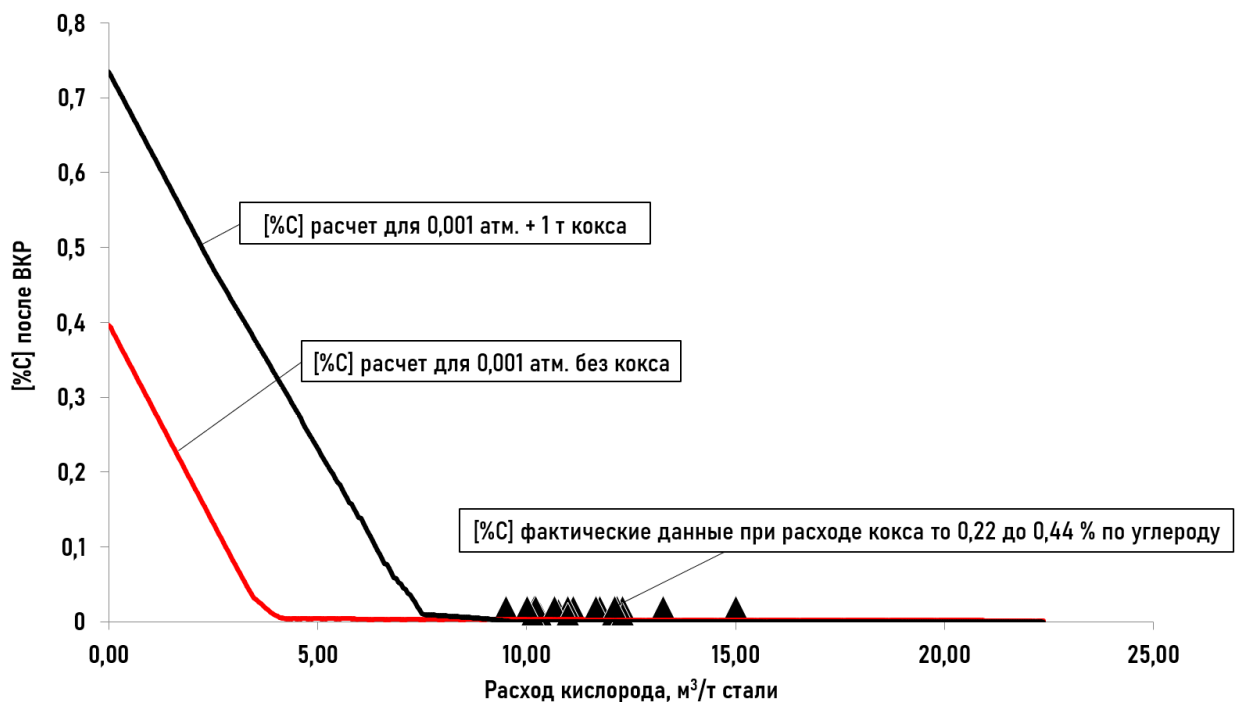


Рисунок 4.2 – Зависимость содержания углерода в металле после ВКР от расхода кислорода и присадки кокса на поверхность шлака при $T = 1923 \text{ К}$ и $P_{\text{ост.}} = 0,001 \text{ атм}$

Из рисунка 4.2 видно, что при реальном расходе кислорода (10-15 м³/т) присадки кокса на шлак не оказывают влияния на конечное содержание углерода в стали.

Балансовым методом оценим распределение хрома в системе «металл-шлак-газовая фаза» за время вакуум-кислородного рафинирования. Согласно этому методу, общая масса хрома в системе «металл-шлак-газовая фаза» в ходе вакуумирования остается постоянной.

Примем следующие условные обозначения согласно фазовому распределению в системе «металл-шлак-газовая фаза»:

$m[\text{Cr}]_{\text{до вак}}$ — масса хрома в металле перед вакуумированием;

$m(\text{Cr})_{\text{до вак}}$ — масса хрома в шлаке перед вакуумированием;

$m\{\text{Cr}\}_{\text{до вак}}$ — масса хрома в газовой фазе перед вакуумированием;

$m[\text{Cr}]_{\text{после вак}}$ — масса хрома в металле после вакуумирования;

$m(\text{Cr})_{\text{после вак}}$ — масса хрома в шлаке после вакуумирования;

$m\{\text{Cr}\}_{\text{после вак}}$ — масса хрома в газовой фазе после вакуумирования.

Тогда уравнение массового баланса можно записать в виде следующего выражения:

$$m[\text{Cr}]_{\text{до вак}} + m(\text{Cr})_{\text{до вак}} + m\{\text{Cr}\}_{\text{до вак}} = m[\text{Cr}]_{\text{после вак}} + m(\text{Cr})_{\text{после вак}} + m\{\text{Cr}\}_{\text{после вак}}.$$

Массу хрома в металлической фазе перед вакуумированием определим по уравнению:

$$m[\text{Cr}]_{\text{до вак}} = m_{\text{мет}} \cdot [\% \text{Cr}]_{\text{до вак}} / 100 \%,$$

где $m_{\text{мет}}$ — масса металла перед вакуумированием;

$[\% \text{Cr}]_{\text{до вак}}$ — концентрация Cr в металле перед вакуумированием, %.

Массу хрома в металлической фазе после вакуумирования определим по уравнению:

$$m[\text{Cr}]_{\text{после вак}} = m_{\text{мет}} \cdot [\% \text{Cr}]_{\text{после вак}} / 100 \%,$$

где $m_{\text{мет}}$ – масса металла перед вакуумированием, кг;

$[\% \text{Cr}]_{\text{после вак}}$ – концентрация хрома в металле после вакуумирования, %.

Массу металла $m_{\text{мет}}$ будем считать неизменной.

Массу шлака $m_{\text{шл}}$ можно выразить через массу металла, приняв, что кратность шлака $\lambda = m_{\text{шл}} / m_{\text{мет}}$. Тогда масса шлака равняется $m_{\text{шл}} = \lambda \cdot m_{\text{мет}}$. Примем, что кратность шлака в ходе вакуумирования не изменяется и составляет $\lambda = 0,01$. Тогда масса хрома в шлаке в начале вакуумирования равна:

$$m(\text{Cr})_{\text{до вак}} = \lambda \cdot m_{\text{мет}} \cdot (\% \text{Cr})_{\text{до вак}} / 100 \%,$$

а в конце вакуумирования:

$$m(\text{Cr})_{\text{после вак}} = \lambda \cdot m_{\text{мет}} \cdot (\% \text{Cr})_{\text{после вак}} / 100 \%.$$

Содержание в шлаке $(\% \text{Cr})$ можно оценить пересчитав массовую долю оксида хрома: $(\% \text{Cr}) = (\% \text{Cr}_2\text{O}_3) \cdot 2 \cdot 52 / (2 \cdot 52 + 3 \cdot 48)$.

Масса хрома в газовой фазе в начале вакуумирования равна нулю

$$m\{\text{Cr}\}_{\text{до вак}} = 0,$$

а по окончании вакуумирования

$$m\{\text{Cr}\}_{\text{в г.ф}} = m[\text{Cr}]_{\text{до вак}} + m(\text{Cr})_{\text{до вак}} - (m[\text{Cr}]_{\text{после вак}} + m(\text{Cr})_{\text{после вак}}).$$

или

$$m_{\text{Cr}_{\text{г.ф.}}} = m_{\text{мет}} \cdot \left(\frac{[\% \text{Cr}]_{\text{до_вак}} - [\% \text{Cr}]_{\text{после_вак}}}{100\%} + \lambda \cdot \frac{(\% \text{Cr})_{\text{до_вак}} - (\% \text{Cr})_{\text{после_вак}}}{100\%} \right).$$

Опираясь на это уравнение, можно получить ряд выражений для последующего анализа, например оценки угара хрома из металла:

$$m[Cr]_{потери} = m_{мет} \cdot \left(\frac{[\%Cr]_{до_вак} - [\%Cr]_{после_вак}}{100\%} \right),$$

Удельные потери хрома в кг/т за период вакуумирования составят

$$m[Cr]_{уд.потери} = m[Cr]_{потери} \cdot 1000 / m_{мет} = 10 \cdot ([\%Cr]_{до_вак} - [\%Cr]_{после_вак}).$$

Необходимые для балансового расчета сведения о фактических содержаниях хрома в металле и шлаке до и после ВКР представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Фактические содержания хрома в металле и шлаке до и после ВКР

Плавка	до ВКР	до ВКР	после ВКР	до ВКР		после ВКР	
	m _{мет} , кг	[%Cr]	[%Cr]	(%Cr ₂ O ₃)	(%Cr)	(%Cr ₂ O ₃)	(%Cr)
1	130993	15,79	14,9	3,5	2,4	0,7	0,5
2	111278	16,1	15,4	1,9	1,3	1,0	0,7
3	124999	15,5	15,05	1,8	1,2	1,0	0,7
4	139517	13,4	12,75	18,3	12,5	2,6	1,8
5	142411	16,7	16,12	1,6	1,1	1,6	1,1
6	127435	16,9	16,12	0,6	0,4	0,4	0,3
7	129967	16,48	16	0,7	0,5	0,7	0,5
8	119645	16,6	16,3	2,0	1,4	2,0	1,4
9	133906	16,6	16,3	2,2	1,5	0,9	0,6
10	143089	14,78	14,18	0,7	0,5	0,6	0,4
11	133525	15,23	15,05	0,7	0,5	0,4	0,3
12	132857	16,35	16	0,7	0,5	0,4	0,3
13	138909	13,95	13,7	0,9	0,6	0,6	0,4
14	138050	14,9	14,6	0,6	0,4	0,6	0,4
15	122987	15,9	15,3	0,6	0,4	0,6	0,4
16	137543	13,54	13,54	1,2	0,8	1,2	0,8

Результаты балансовой оценки распределения хрома в системе «металл-шлак-газ» за время ВКР представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Результаты балансового распределения хрома в системе «металл-шлак-газ» за время ВКР

Плавка	[C] _{до вак} , %	Углерод добавок, отданных на шлак перед вакуумированием		m[Cr] _{до вак} , кг	m[Cr] _{пос ле вак} , кг	Удельные потери Cr из металла, кг/т	Масса Cr в газовой фазе, кг/т
		кг	% от массы металла				
1	0,55	580	0,44	20683,8	19518,0	8,9	9,0
2	0,73	372	0,33	17915,8	17136,8	7,0	7,1
3	0,74	300	0,24	19374,8	18812,3	4,5	4,6
4	0,63	0	0,00	18695,3	17788,4	6,5	7,1
5	0,78	0	0,00	23782,6	22956,7	5,8	5,8
6	0,75	552	0,43	21536,5	20542,5	7,8	7,8
7	0,72	360	0,28	21418,6	20794,7	4,8	4,8
8	0,74	0	0,00	19861,1	19502,1	3,0	3,1
9	0,74	270	0,20	22228,4	21826,7	3,0	3,1
10	0,56	590	0,41	21148,6	20290,0	6,0	6,0
11	0,92	540	0,40	20335,9	20095,5	1,8	1,8
12	0,76	540	0,41	21722,1	21257,1	3,5	3,5
13	0,9	540	0,39	19377,8	19030,5	2,5	2,5
14	0,84	540	0,39	20569,5	20155,3	3,0	3,0
15	0,66	360	0,29	19554,9	18817,0	6,0	6,0
16	0,76	300	0,22	18623,3	18623,3	0,0	0,0

Из результатов балансового расчета (таблица 4.3) видно, что хром, теряемый металлом, переходит в газовую фазу.

С использованием таблиц 4.2 и 4.3 построим зависимости снижения концентрации хрома в металле и количества потерь хрома в газовую фазу за период ВКР от концентрации хрома в металле до вакуумирования, содержания растворенного в стали углерода и массы углерода, присаженного на поверхность шлака рисунки 4.3 и 4.4.

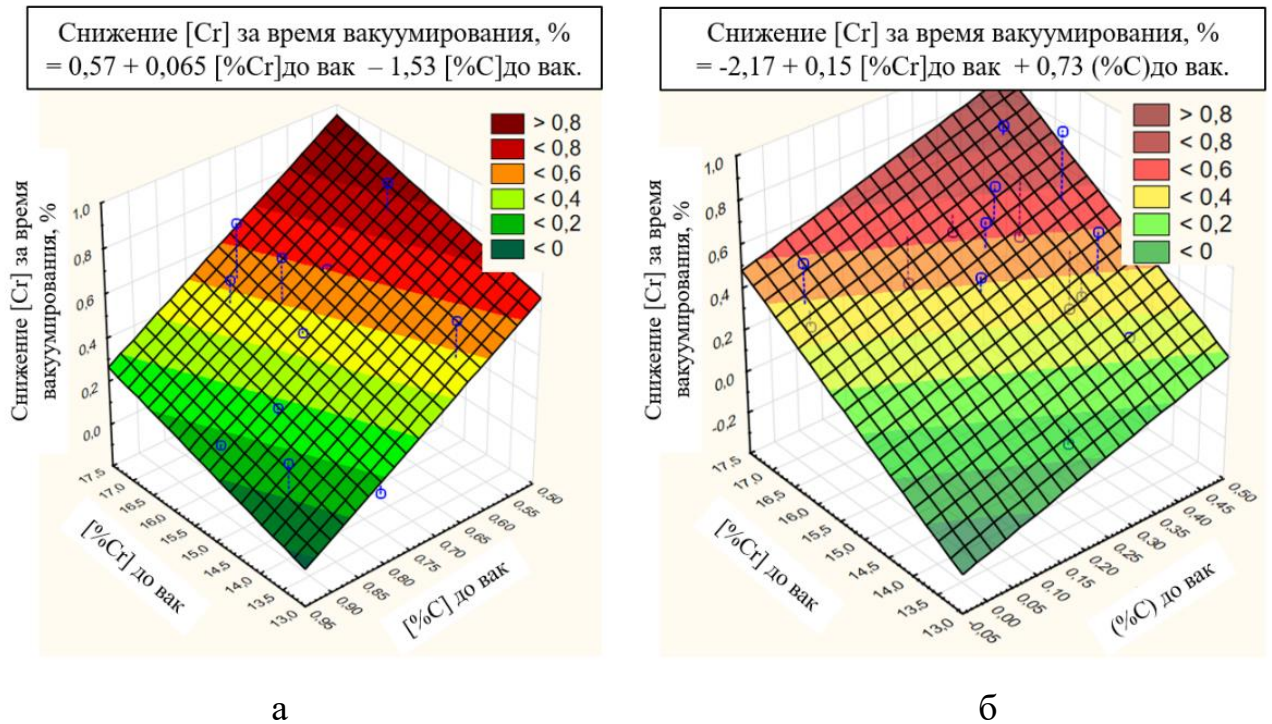
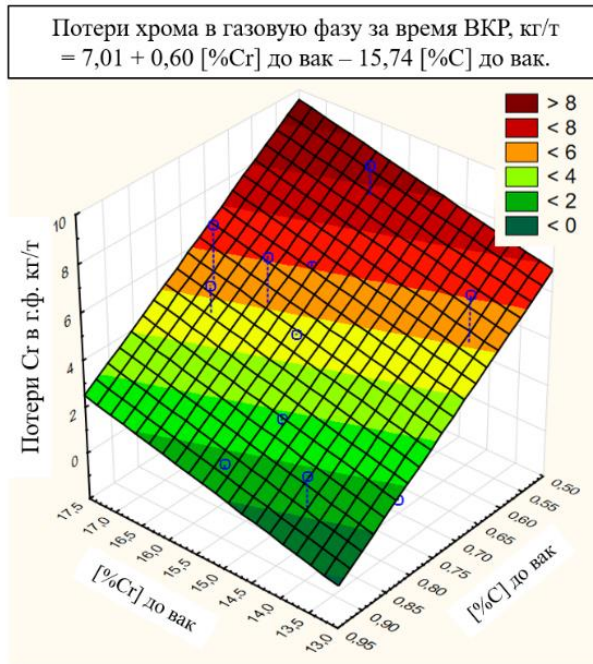


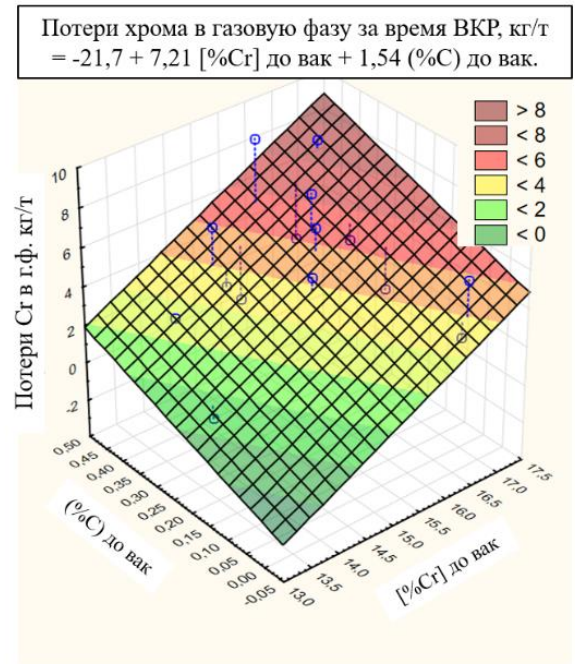
Рисунок 4.3 – Снижение содержания хрома в металле за время вакуумирования в зависимости от: а – концентраций хрома и углерода в металле до вакуумирования; б – концентрации хрома и количества углерода, присаженного на шлак до вакуумирования (в % относительно массы металла)

Из рисунка 4.3 видно, что повышение концентрации хрома в стали всегда приводит к росту потерь хрома за время окислительного вакуумирования. Увеличение концентрации углерода, растворенного в металле, снижает потери хрома (рисунок 4.3а). Повышение количества углерода, присаженного на шлак, увеличивает угар хрома (рисунок 4.3б).

Отметим, что углерод, растворенный в металле, приводит к снижению потерь хрома в газовую фазу (рисунок 4.4а), тогда как углерод, присаженный на шлак, увеличивает потери хрома в газовую фазу (рисунок 4.4б).



а



б

Рисунок 4.4 – Потери хрома в газовую фазу за время окислительного вакуумирования в зависимости от: а – концентраций хрома и углерода, растворенных в металле до ВКР; б – концентрации хрома в металле и количества углерода, присаженного на шлак до ВКР (в % относительно массы металла)

Для того, чтобы более полно учесть влияние различных факторов на снижение концентрации хрома в металле за время вакуумирования (потери хрома) в программе «Statistica» был выполнен множественный регрессионный анализ и получена математическая модель, учитывающая содержание хрома и углерода в металле, а также количество присаженного на поверхность шлака углерода перед ВКР (рисунок 4.5).

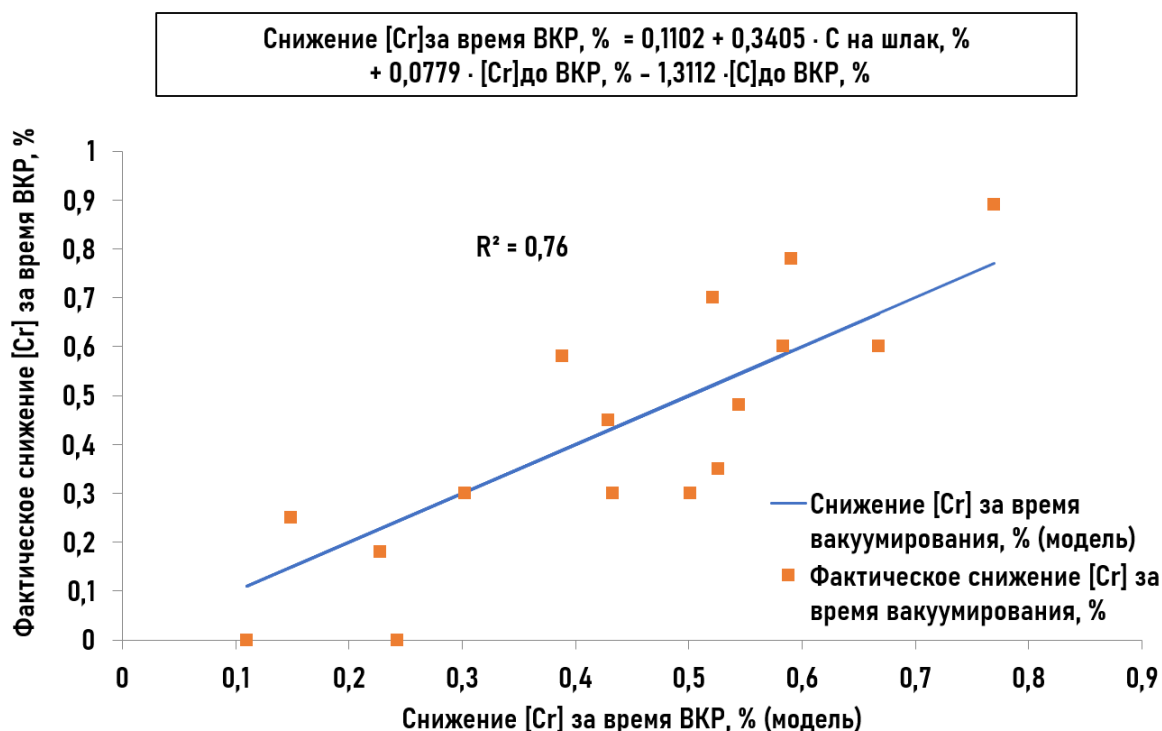


Рисунок 4.5 – Оценка эффективности прогнозирования потерь хрома за время вакуумирования с помощью регрессионной модели

Из рисунка 4.5 видно, что повышение концентрации углерода в металле перед вакуумированием на 0,1 % приводит к снижению потерь хрома за время ВКР на 0,131 % или 1,31 кг/т. Увеличение количества углерода, присаживаемого с добавками на шлак на 0,1 %, повышает потери хрома на 0,034 % или 0,34 кг/т.

Модель, основанная на статистическом анализе фактических данных, обладает достаточной точностью. Однако для того, чтобы более подробно исследовать влияние рассматриваемых параметров на потери хрома необходимо выполнить термодинамическую оценку степени их влияния. Для этого в программе «SyTherMa - равновесие» [92] произвели равновесный расчет потерь [Cr] металлом в ходе вакуумирования. Исходные параметры расчета: остаточное давление – 0,001 атм, температура – 1650 °С, масса металла – 100 кг, масса шлака – 1 кг, расход кислорода – 0,9 кг. Удельную массу присаживаемого на шлак углерода варьировали от 0,5 до 0,8 %. Химический состав металла отвечал типичному усредненному химическому составу полупродукта ДСП (шихты электропечной – ШЭП); при этом концентрация углерода в полупродукте принята

равной – 0,7 %, а содержание хрома в нем изменяли от 14 до 25 %. Принятый исходный состав шлака, %: Al_2O_3 – 4; MgO – 7,5; SiO_2 – 25; CaO – 42,1; TiO_2 – 4; Cr_2O_3 – 10; MnO – 3,3; FeO – 4,1. Результаты термодинамического моделирования распределения хрома в системе «металл-шлак-газовая фаза» представлены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Результаты термодинамического моделирования распределения хрома в системе «металл-шлак-газовая фаза»

Количество углерода, присаженного на шлак перед ВКР, %	[Cr] перед ВКР = 14 %			[Cr] перед ВКР = 18 %			[Cr] перед ВКР = 25 %		
	[Cr], %	(Cr), кг	{Cr}, кг	[Cr], %	(Cr), кг	{Cr}, кг	[Cr], %	(Cr), кг	{Cr}, кг
0,5	13,36 (13,11 кг)	0,36	0,53	17,26 (16,9 кг)	0,38	0,72	24,08 (23,49 кг)	0,4	1,11
0,65	13,52 (13,26 кг)	0,05	0,69	17,37 (16,99 кг)	0,08	0,93	24,13 (23,47 кг)	0,1	1,43
0,8	13,49 (13,20 кг)	≈ 0	0,80	17,33 (16,9 кг)	≈ 0	1,1	24,03 (23,32 кг)	≈ 0	1,68

Из таблицы 4.4 видно, что углерод, присаживаемый на поверхность шлака, активно восстанавливает хром из шлака, однако стимулирует процесс уноса восстановленного Cr в газовую фазу, что и приводит к росту суммарных потерь этого элемента.

С использованием данных таблицы 4.4 на рисунке 4.6 представлены результаты термодинамического моделирования в программе «SyTherMa - равновесие» – расчет потерь хрома из металла в ходе ВКР.

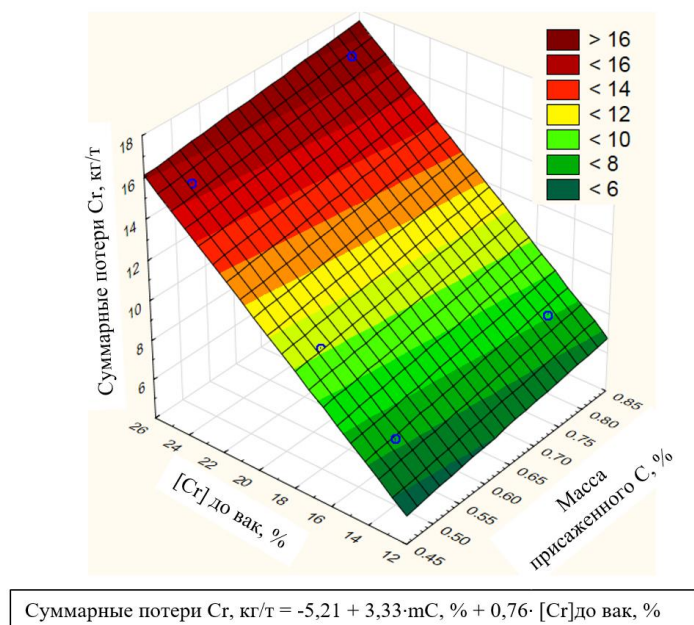


Рисунок 4.6 – Результаты термодинамического моделирования влияния концентрации хрома в металле до ВКР и количества присаживаемого на поверхность шлака углерода на суммарные потери хрома из металла за время ВКР

О том, что результаты термодинамического моделирования отвечают действительности – свидетельствует близость модельных и фактических коэффициентов влияния углерода, присаживаемого на шлак, и содержания хрома в металле перед вакуумированием на потери хрома за время вакуумирования (таблица 4.5).

Таблица 4.5 – Сравнительный анализ прогноза потерь хрома в процессе вакуумирования стали (факторные множители) по эмпирической и термодинамической моделям

Фактор	Эмпирическая модель (см, рис. 4.5)	Термодинамическая модель с использованием «SyTherMa - равновесие» (см, рис. 4.6в)
Рост на 1 % [Cr] в металле перед вакуумированием приводит к росту потерь хрома за время вакуумирования на:	0,78 кг/т	0,76 кг/т
Повышение расхода углерода, присаживаемого на шлак, на 1 % по отношению к массе металла увеличивает потери хрома за время вакуумирования на:	3,4 кг/т	3,33 кг/т

С помощью программы «SyTherMa - равновесие» проведем расчет содержания хрома в металле в подшлаковой зоне в ходе окислительного вакуумирования стали. Условия расчета: остаточное давление – 0,001 атм, $T = 1650\text{ }^{\circ}\text{C}$, масса шлака – 1500 кг, масса металла – 500 кг, концентрация углерода в полупродукте – 0,7 %, содержание хрома в нем изменяли от 8 до 28 %. Принятый состав шлака, %: Al_2O_3 – 4; MgO – 7,5; SiO_2 – 25; CaO – 42,1; TiO_2 – 4; Cr_2O_3 – 10; MnO – 3,3; FeO – 4,1. Результаты расчета представлены на рисунке 4.7.

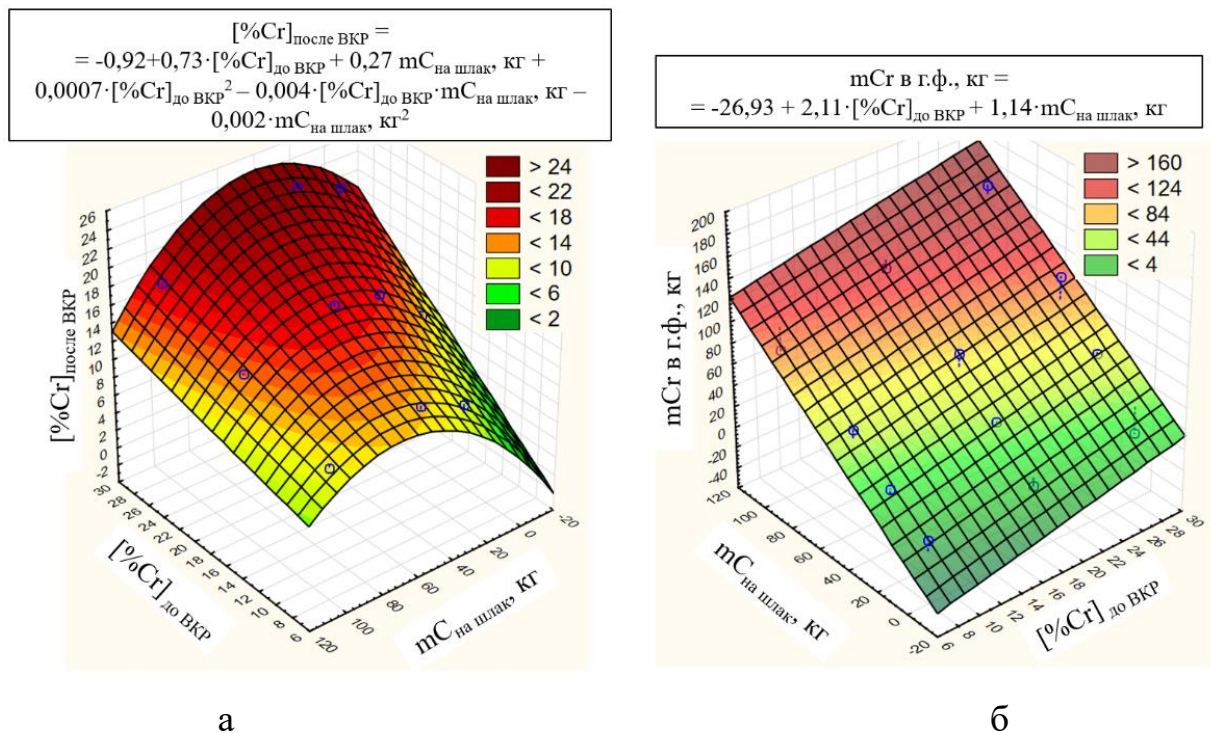
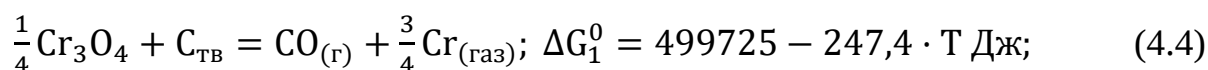


Рисунок 4.7 – Влияние концентрации хрома в металле и количества углерода, отданного на шлак на содержание $[\text{Cr}]$ в подшлаковой зоне и количество хрома, перешедшего в газовую фазу

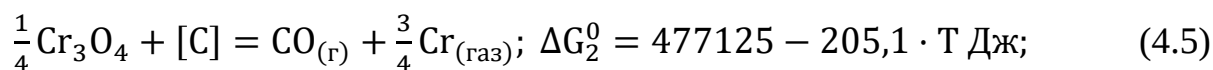
Из рисунка 4.7 следует, что углерод, присаживаемый на шлак, может приводить к некоторому повышению содержания хрома в металле подшлаковой зоны, и, соответственно, к значительному испарению хрома в ходе обработки вакуумом.

4.2 Влияние содержания углерода в полупродукте и углерода кокса, присаживаемого на шлак, на технико-экономические показатели ВКР

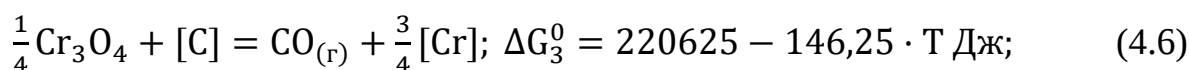
Выполним термодинамический анализ отдельных реакций восстановления оксида хрома твердым углеродом и углеродом, растворенным в металле (реакции 4.4–4.8). Используя данные [89, 90, 91, 93], запишем:



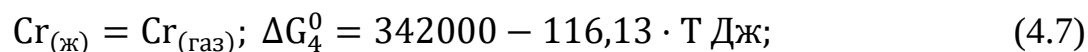
$$\Delta G_1 = \Delta G_1^0 + RT \ln \frac{P_{\text{CO}} \cdot P_{\text{Cr}}^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot 1 \cdot 1^{1/4}} = \Delta G_1^0 + RT \ln \frac{P_{\text{ост}} \cdot P_{\text{ост}}^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4}} \text{ Дж};$$



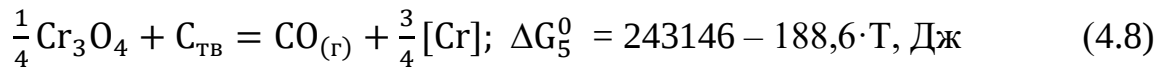
$$\Delta G_2 = \Delta G_2^0 + RT \ln \frac{P_{\text{CO}} \cdot P_{\text{Cr}}^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot [\text{C}] \cdot f_{\text{C}}} = \Delta G_2^0 + RT \ln \frac{P_{\text{ост}} \cdot P_{\text{ост}}^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot [\text{C}] \cdot f_{\text{C}}} \text{ Дж};$$



$$\Delta G_3 = \Delta G_3^0 + RT \ln \frac{P_{\text{CO}} \cdot [\text{Cr}]^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot [\text{C}] \cdot f_{\text{C}}} = \Delta G_3^0 + RT \ln \frac{P_{\text{ост}} \cdot [\text{Cr}]^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot [\text{C}] \cdot f_{\text{C}}} \text{ Дж};$$



$$\Delta G_4 = \Delta G_4^0 + RT \ln \frac{P_{\text{Cr}}}{a_{[\text{Cr}]}} = \Delta G_4^0 + RT \ln \frac{P_{\text{ост}}}{[\% \text{Cr}]/100}; \text{ Дж}$$



$$\Delta G_5 = \Delta G_5^0 + RT \ln \frac{P_{\text{CO}} \cdot [\text{Cr}]^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4} \cdot 1 \cdot 1^{1/4}} = \Delta G_5^0 + RT \ln \frac{P_{\text{ост}} \cdot [\text{Cr}]^{3/4}}{x_{\text{Cr}_3\text{O}_4}^{1/4}} \text{ Дж};$$

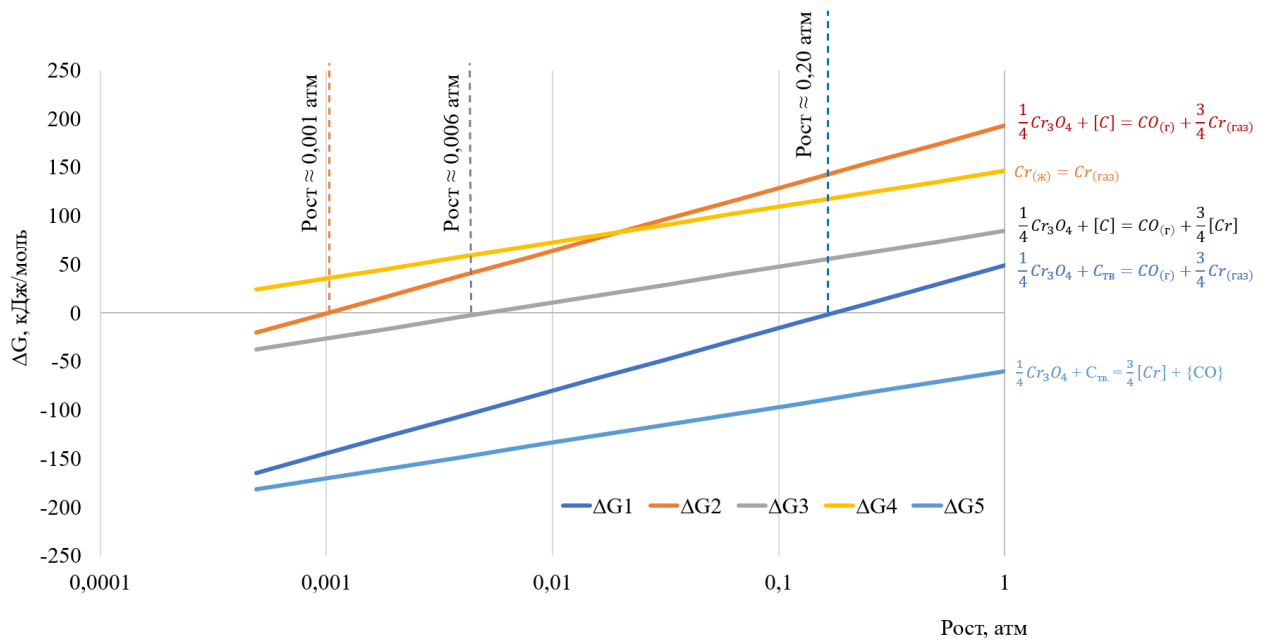


Рисунок 4.8 – Влияние остаточного давления на ΔG реакций (4.4-4.8)

при $[\text{Cr}] = 18 \%$, $[\text{C}] = 0,01 \%$, $T = 1923 \text{ К}$, $x_{\text{Cr}_3\text{O}_4} = 0,002$, $f_c = 0,48$

Из рисунка 4.8 видно, что испарение хрома при взаимодействии оксидов хрома с твердым углеродом (реакция 4.4) углеродом развивается при остаточном давлении в камере ниже 0,2 атм. При рабочем давлении 0,001 атм. термодинамическая способность хрома, восстанавливаемого из шлака твердым углеродом, перейти в газовую фазу либо в металлический раствор практически становится одинаковой. Это как раз и вызывает большие потери хрома в газовую фазу при присадке углерода на шлак. При восстановлении оксидов хрома твердым углеродом и переходе хрома в металл испарение хрома возможно при давлении 1 атмосфера и ниже (реакция 4.8). Отсюда следует, что обработку шлака твердым углеродом целесообразно проводить при повышенном остаточном давлении или

атмосферном давлении с некоторой выдержкой перед началом обработки вакуумом.

Стоит отметить, что процесс образования пузырей монооксида углерода в условиях вакуума должен оказывать влияние не только на потери в газовую фазу хрома, но и других компонентов стали: железа и никеля [37, 93].

Для исследования процесса пылеобразования используем методику термодинамической оценки связи температуры испарения с давлением паров элементов [49, 95, 96]. При выполнении расчета сделано допущение, что эти пузырьки насыщены парами железа, хрома, никеля.

Равновесное давление паров металла в пузырьке монооксида углерода зависит от температуры и химического состава металла. Для заданных значений температуры это давление является суммой парциальных равновесных давлений паров железа и легирующих элементов:

$$P_{\text{общ}} = \sum P_i \quad (4.9)$$

Парциальное равновесное давление пара химического элемента, входящего в состав сплава, определяется по формуле:

$$P_i = P_i^0 \cdot X_i \cdot \gamma_i \quad (4.10)$$

где P_i^0 – равновесное давление пара чистого элемента, Па;

X_i – мольная доля элемента в растворе;

γ_i – коэффициент активности элемента.

Поскольку Fe, Ni и Cr образуют растворы, близкие к идеальным, то их коэффициенты активности принимаем равными единице.

Для расчета значений P_i^0 чистых Ni, Cr и Fe воспользуемся зависимостями:

$$\log P_{Fe}^0 = -\frac{20170 \pm 120}{T} + 11,615 \pm 0,101 \quad (4.11)$$

$$\log P_{Cr}^0 = 0,00769 \cdot T - 12,79 \quad (4.12)$$

$$\log P_{Ni}^0 = -\frac{20875 \pm 660}{T} + 11,989 \pm 0,209 \quad (4.13)$$

Тогда рассчитанные по уравнениям (4.9 – 4.13) значения P_i^0 паров элементов при температуре интенсивного обезуглероживания (1700 °C) составят:

$$P_{Fe}^0 = 24,7 \text{ Па}, P_{Cr}^0 = 241,2 \text{ Па}, P_{Ni}^0 = 25,6 \text{ Па},$$

Для определения мольной доли элемента в расплаве выполним пересчет по уравнению (4.14):

$$N_i = \frac{C_i/M_i}{\frac{C_i}{M_i} + \frac{C_j}{M_j} + \frac{C_k}{M_k} + \dots} \quad (4.14)$$

где C_i, C_j, C_k - концентрация компонента, % масс.;

M_i, M_j, M_k - молекулярная масса компонента, г/моль.

Результаты расчета парциального давления паров компонентов металла представлен в таблице 4.6

Таблица 4.6 – Расчет парциального давления паров компонентов металла

	Fe	Cr	Ni
Упругость пара чистого компонента, Па	24,7	241,2	25,6
Концентрация компонента в стали, % масс.	65	18	10
Молекулярная масса компонента, г/моль	56	52	59
Мольная доля элемента	0,69	0,21	0,1
Парциальное давление, Па	17,1	49,8	2,6
Расчетный состав пара, % об.	24,6	71,7	3,7

Из таблицы 4.6 следует, что основным компонентом паров металла должен являться хром. С использованием программы «SyTherMa» выполним термодинамическое моделирование потерь железа, хрома и никеля из металла в ходе ВКР для условий близких к реакционной зоне – 1700 °С и $P_{\text{ост}} = 0,001$ атм. Результаты моделирования представлены на рисунке 4.9.

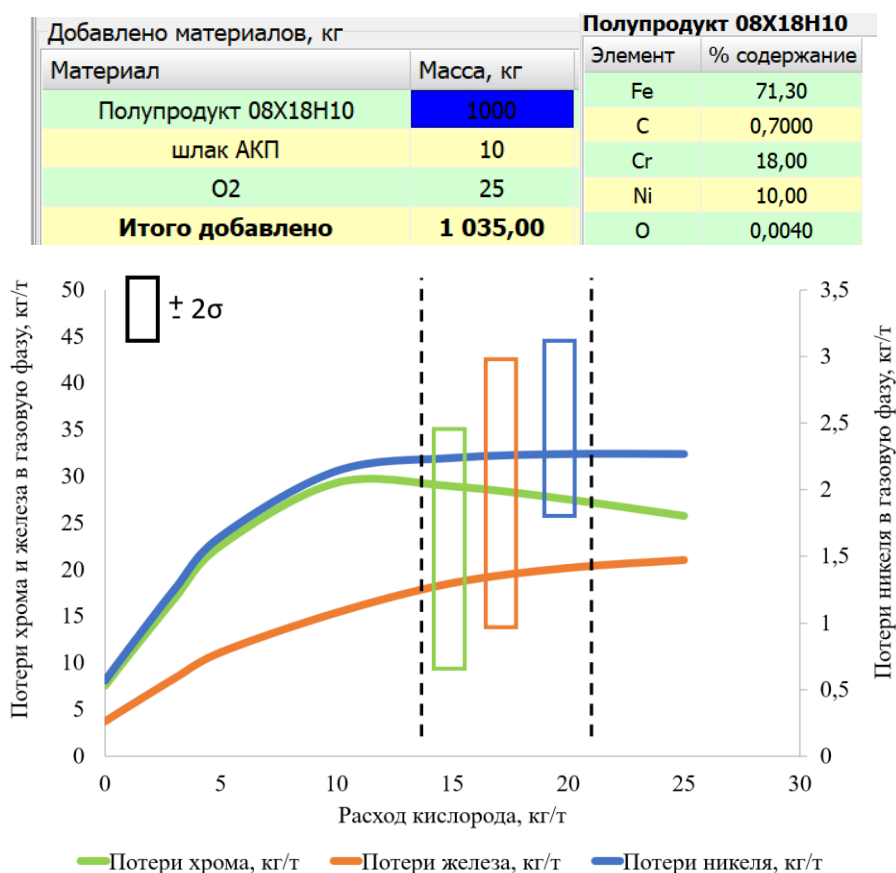


Рисунок 4.9 – Зависимость потерь железа, хрома и никеля в газовую фазу от расхода кислорода при ВКР

Из рисунка 4.9 видно, что потери компонентов металла должны возрастать при ВКР с увеличением расхода газообразного кислорода. Видно также, что результаты моделирования в целом отвечают диапазонам реальных значений потерь компонентов в условиях Предприятия «А» – боксы с соответствующими цветовыми обозначениями. Снижение потерь хрома в газовую фазу при расходе кислорода выше 10 кг/т может быть объяснено очень низкой концентрацией углерода к этому моменту и преимущественным образованием оксидов хрома.

Выполним анализ влияния концентрации углерода в металле до ВКР и времени кислородной продувки на фактические общие потери хрома из металла на этапе внепечной обработки стали (рисунок 4.10).

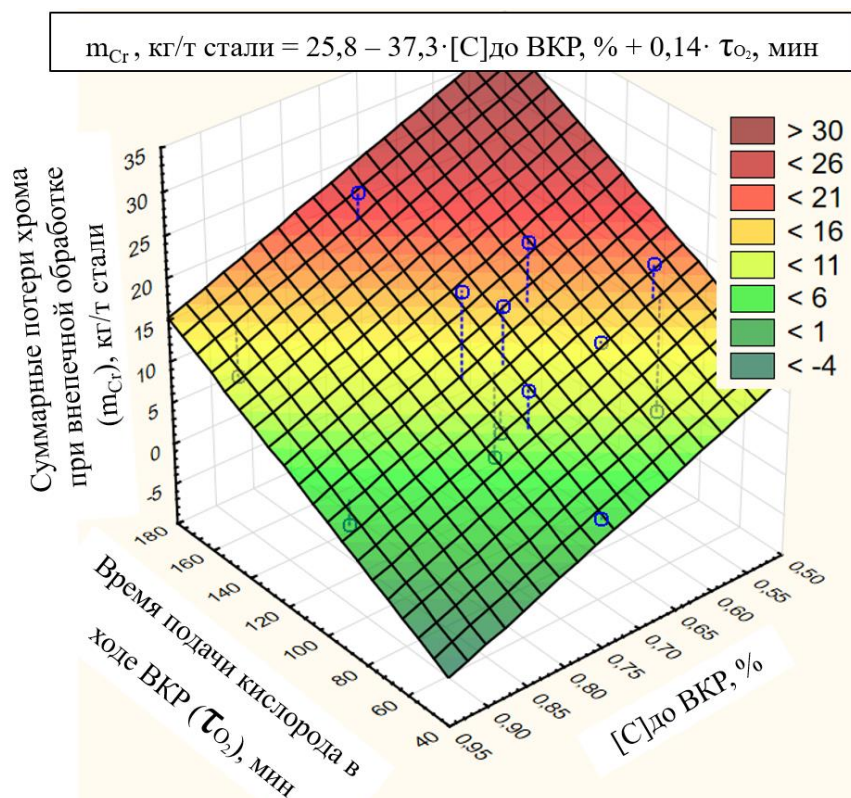


Рисунок 4.10 – Влияние концентрации углерода в металле перед ВКР и времени подачи кислорода на фактический угар хрома в ходе внепечной обработки стали

Модель, представленная на рисунке 4.10, показывает, что возрастание длительности кислородной продувки в ходе ВКР на 1 минуту увеличивает потери

хрома при внепечной обработке на 0,14 кг/т. При этом с увеличением [%C] до ВКР на 1 % потери хрома снижаются на 37,3 кг/т стали.

Выполним экономическую оценку влияния концентрации углерода в металле перед ВКР на изменение затрат, связанных с потерями хрома. Цена ФХ025 ($C_r = 70\%$) принята равной 220 руб./кг. Длительность кислородной продувки – 90 мин. Тогда согласно уравнению, представленному на рисунке 4.10, получим оценку изменения затрат для компенсации потерь хрома (таблица 4.7).

Таблица 4.7 – Оценка затрат для компенсации потерь хрома в зависимости от концентрации углерода в металле перед ВКР

[C] до ВКР, %	Потери хрома, кг/т	Затраты для компенсации потерь хрома, тыс. руб./т
	(А) рис. 4.10	$B = A \cdot 0,22/0,7$
0	38,4	12,1
0,1	34,7	10,9
0,2	30,9	9,7
0,3	27,2	8,6
0,4	23,5	7,4
0,5	19,8	6,2
0,6	16,0	5,0
0,7	12,3	3,9
0,8	8,6	2,7
0,9	4,8	1,5
1	1,1	0,3

Результаты расчета в таблице 4.7 показывают, что при увеличении концентрации углерода в металле перед ВКР на 1 % снижение общих затрат на компенсацию потерь хрома составит $12,1 - 0,3 = 11,8$ тыс. руб./т стали.

Выводы по главе 4

В главе выполнен термодинамический анализ распределения хрома в системе «металл-шлак-газ» в зависимости от концентрации углерода в металле и наличия присадок углерода на шлак перед вакуум-кислородным рафинированием. Проведен сравнительный анализ экспериментальных данных плавов высоколегированной стали типа 08X18H10T в условиях Предприятия «А» с результатами термодинамических расчетов. Установлено, что углерод, растворенный в металле и углерод, присаживаемый на шлак, по-разному влияют на потери хрома в ходе вакуумирования. Это связано с тем, что углерод, присаживаемый на шлак, стимулирует процессы испарения хрома с поверхности шлака. Показано, что с увеличением времени кислородной продувки в ходе ВКР потери хрома также возрастают. В итоге установлено следующее:

1. Повышение концентрации углерода в металле перед вакуумированием на 0,1 % приводит к снижению потерь хрома за время ВКР на 1,31 кг/т.
2. Увеличение количества углерода, присаживаемого с добавками кокса на шлак, на 0,1 %, повышает потери хрома на 0,34 кг/т.
3. Увеличение длительности кислородной продувки в ходе ВКР на 1 минуту увеличивает суммарные потери хрома на 0,14 кг/т.
4. Для снижения потерь хрома за время ВКР необходимо минимизировать массу присаживаемого на шлак углерода и повысить содержание углерода в металле перед вакуумированием до максимальной из опробованных на практике.
5. В случае необходимости обработку шлака коксом или аналогичным УСМ целесообразно проводить при атмосферном давлении перед ВКР или при остаточном давлении более 0,2 атм. в ходе вакуум-кислородного рафинирования.

Глава 5. Оценка снижения затрат на выплавку стали

5.1 Определение наиболее значимых технологических факторов

Для оценки влияния исследуемых факторов на уровень затрат при выплавке одной тонны годных слитков из стали 08X18H10T рассмотрим поэтапный расчет на примере двух плавов с различной массой начального железистого болота (таблица 5.1, плавка №10 – 10,62 т; плавка №11 – 26,56 т). Цены на материалы приняты согласно источникам [78, 79, 80, 97-109].

Таблица 5.1 – Поэтапный расчет основных затрат для получения 1 тонны жидкого готового металла и слитков для двух плавов стали типа 08X18H10T

Номенклатура				Плавка № 10		Плавка № 11	
№	Наименование ресурса	Единицы измерения	Цена за единицу, руб/кг	Расход, кг на плавку	Сумма, руб. на плавку	Расход, кг на плавку	Сумма, руб. на плавку
ДСП							
1	ЛЛЗБ (ОХЗ)	кг	30,0	-	-	5000,0	150000,0
2	ЛНЗ (ХН5)	кг	30,0	4800,0	144000,0	1300,0	39000,0
3	ЛЕЗБ-26	кг	62,0	75400,0	4674800,0	90500,0	5611000,0
4	Стр15НХН	кг	44,0	14600,0	642400,0	8300,0	365200,0
5	ЛНЗ (ХН5М)	кг	30,0	-	-	2500,0	75000,0
6	Стр15ХН5М	кг	35,0	-	-	2700,0	94500,0
7	ФХ850А	кг	110,0	7000,0	770000,0	-	-
8	Лжаропр(ЗБ57)	кг	48,0	2300,0	110400,0	-	-
9	ЛЛЗБ-18	кг	10,9	10700,0	116630,0	-	-
10	Стр15ХН20	кг	12,6	3900,0	49140,0	-	-
11	Известь	кг	5,2	4000,0	20800,0	3234,0	16816,8
12	УСМ	кг	7,2	-	-	1600,0	11520,0
13	SiC	кг	50,0	262,0	13100,0	-	-
14	Флюс ФФ 10-40	кг	25,0	1600,0	40000,0	1240,0	31000,0
15	ФС45	кг	45,0	1500,0	67500,0		
16	Масса заваленной металлошихты	кг	-	118700,0	6648770	110300,0	6394037
17	Электроэнергия	МВт·ч	4070,0	76,0	309320,0	70,9	288563,0
18	Расход электродов в ДСП	кг	245,0	760,0	186200,0	709,0	173705,0
19	Расход огнеупоров	кг	57,0	3193,0	182002,7	2029,8	115696,9
20	Масса шлака	кг	-	9614,9	-	6333,1	-
21	Масса угоревшего металла	кг	-	3193,3	-	2674,8	-
22	Масса полупродукта	кг	-	118000,0	7341252,6	117000,0	7028250,7
23	Масса железистого болота	кг	6,0	10620	63720,0	26560	153360,0
24	Удельная масса железистого болота	кг/т	-	90	-	227	

Продолжение таблицы 5.1

Номенклатура				Плавка № 10		Плавка № 11	
№	Наименование ресурса	Единицы измерения	Цена за единицу, руб/кг	Расход, кг на плавку	Сумма, руб. на плавку	Расход, кг на плавку	Сумма, руб. на плавку
АКП + ВКР							
25	Перлит-графитовая смесь	кг	13,0	500,0	6500,0	500,0	6500,0
26	Известь	кг	5,2	2000,0	10400,0	2300,0	11960,0
27	Гранулированный алюминий	кг	60,0	700,0	42000,0	700,0	42000,0
28	ФС45	кг	45,0	50,0	2250,0	100,0	4500,0
29	ФХ025А	кг	220,0	1500,0	330000,0	13300,0	2926000,0
30	ФХ850А	кг	110,0	600,0	66000,0	550,0	60500,0
31	Н-1	кг	1350,0	2723,0	3676050,0	3700,0	4995000,0
32	ФВд80	кг	2200,0	135,0	297000,0	-	-
33	ФВ70	кг	1300,0	210,0	273000,0	-	-
34	ФМо60	кг	1000,0	220,0	220000,0	-	-
35	ФТн70	кг	220,0	1500,0	330000,0	1500,0	330000,0
36	Электроэнергия	МВт·ч	4070,0	18,9	76923,0	16,2	65934,0
37	Расход электродов на АКП	кг	175,0	212,4	37176,3	182,1	31865,4
38	Расход огнеупоров ковша	кг	57,0	2122,7	120991,1	2575,8	146820,6
39	Масса годного жидкого металла	кг	-	119300,0	-	129090,0	-
40	Масса отходов при разливке	кг	-	6300,0	-	8000,0	-
41	Масса годных слитков	кг	-	113000,0	12829542,9	121090,0	15649330,7
42	Затраты на получение одной тонны полупродукта	руб/тонну			62214		60070,5
43	Затраты на получение одной тонны жидкой стали	руб/тонну	-	-	107540,2	-	121228
44	Вклад внепечной обработки в стоимость жидкой стали	%			42,15		50,45
45	Затраты на получение одной тонны годных слитков	руб/тонну	-	-	113535,8	-	129237,2

Из таблицы 5.1 видно, что увеличение массы железистого болота с 10,62 до 26,56 т приводит к существенному росту затрат на получение одной тонны жидкой стали с 107,5 до 121,2 тыс. руб./т или с 113,5 до 129,2 тыс. руб./т годных слитков в отличие от общепринятых представлений о роли жидкого остатка [110].

Аналогичным образом выполнен расчет основных затрат на получение одной тонны жидкой стали и годных слитков для всего массива плавки стали 08Х18Н10Т, где наблюдалось начальное железистое болото различной массы $m_{он}$ (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Расчет основных затрат на выплавку одной тонны жидкой стали и годных слитков

№ плавки	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Масса железистого болота, $m_{\text{он}}$, т	10,51	8,94	21,15	36,72	6,02	13,84	14,45	19,31	14,64	10,62	26,56
Масса шихты, $m_{\text{шихт}}$, т	118,5	109,8	124,1	113,0	114,1	115,8	120,8	125,4	99,7	118,7	110,3
[Cr] _{шихт} , %	17,2	17,4	16,6	16,9	17,3	17,6	16,5	16,2	17,2	19,4	17,4
[Ni] _{шихт} , %	9,6	9,8	8,7	10,5	10,2	10,1	10,0	9,1	9,9	8,4	9,6
Масса полупродукта (ПП), т	120	115	120	111	121	120	121	125	108	118	117
[Cr] _{пп} , %	15,0	16,0	13,3	12,2	16,8	15,8	14,1	14,4	14,9	17,5	13,6
[Ni] _{пп} , %	9,0	9,3	7,7	8,1	9,9	9,2	9,2	8,1	8,9	7,9	7,9
Фактическая добавка Н-1, кг	1847	1581	3794	4103	851	1747	1755	2996	1912	2723	3700
Фактическая добавка ФХ, кг	6036	5650	12450	14000	5900	8500	8500	11200	10100	2100	13850
Масса годного жидкого, т	126,2	118,1	130,7	138	126	132,9	130,2	132	116,2	119,3	129,0
Суммарные затраты на выплавку, тыс.руб	11312	10899	16170	16570	10706	12303	12467	14146	11842	12830	15649
Затраты на выплавку годного жидкого, тыс. руб./т	89,63	92,26	123,6	120,0	84,97	92,54	95,75	107,1	101,9	107,5	121,2
Масса годных слитков, т	118,2	115	124,2	129,7	119,3	124,2	122,9	123,4	111,7	113	121,1
Затраты на выплавку годных слитков, тыс. руб./т	95,70	94,77	130,1	127,7	89,70	99,02	101,4	114,6	106,0	113,5	129,2

Статистический анализ факторов, наиболее значимо влияющих на уровень удельных затрат получения годных слитков, показывает, что к таким факторам можно отнести содержание никеля в шихте и массу железистого остатка в ДСП от предыдущей плавки низколегированной стали (рисунок 5.1). Влияние других критериев является вторичным. Это связано с тем, что никель – наиболее дорогостоящий элемент в составе стали типа 08Х18Н10Т.

$$\text{Затраты, тыс. руб./т} = 193,37 - 11,37 \cdot [\%Ni]_{\text{шихта}} + 1,53 \cdot m_{\text{он}}, \text{ т}$$

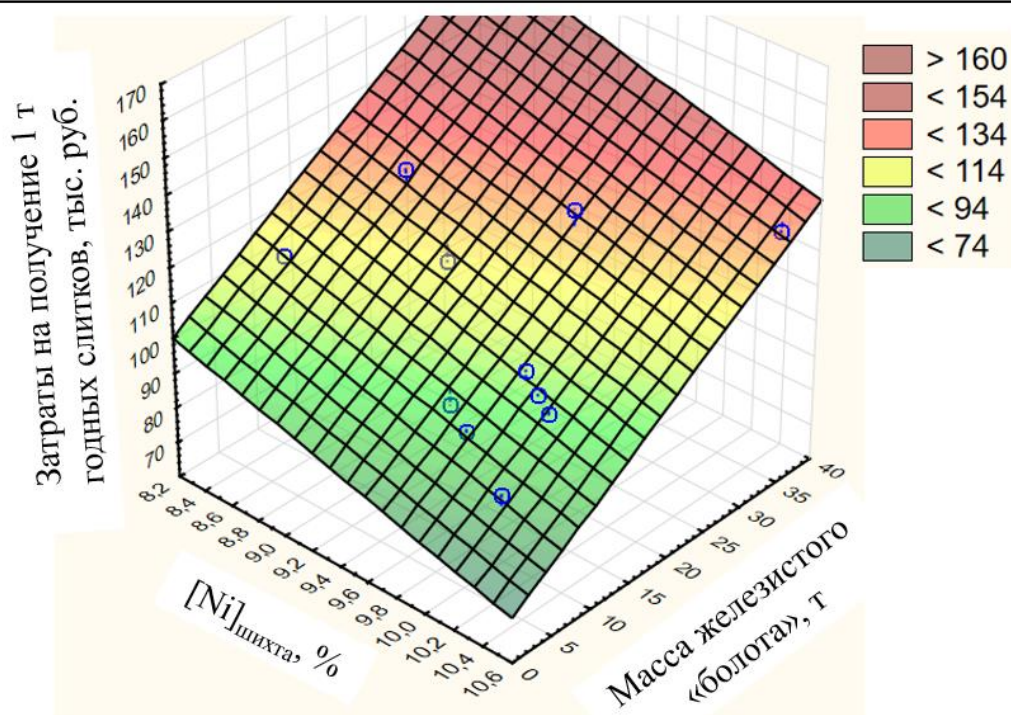


Рисунок 5.1 – Влияние содержания никеля в шихте и массы железистого остатка в ДСП от предыдущей плавки на удельные затраты при получении годных слитков

Рисунок 5.1 показывает, что увеличение содержания никеля в шихте ДСП на 1 % снижает удельные затраты на получение годных слитков на 11,37 тыс. руб./т, в то же время рост массы железистого болота на одну тонну приводит к их увеличению на 1,53 тыс. руб./т.

Оценим влияние других (вторичных) факторов (таблица 5.3) на отклонение фактических удельных затрат от прогнозируемых по модели, учитывающей только основные факторы (масса железистого болота и концентрация никеля в шихте).

Таблица 5.3 – Анализ влияния вторичных факторов на отклонение фактических удельных затрат от прогнозируемых по модели, учитывающей только основные факторы

Плавка	[C] _{до ВКР} , %	(C) _{на шлак} , %	[Cr] _{перед ВКР} , %	[Ni] _{шхт.} , %	Масса болота, т	Фактические затраты, тыс. руб./т годных слитков	Оценка затрат по модели (рис. 5.1)	Отклонение затрат от модели, тыс. руб./т годных слитков
1	0,55	0,67	15,5	9,6	10,51	95,70	100,25	-4,55
2	0,74	0,43	15,5	9,8	8,94	94,77	95,57	-0,80
3	0,63	0	13,4	8,7	21,15	130,14	126,75	3,39
4	0,78	0	16,7	10,5	36,72	127,72	130,07	-2,35
5	0,66	0,70	16,4	10,2	6,02	89,70	86,55	3,16
6	0,53	0,08	16,32	10,1	13,84	99,02	99,65	-0,63
7	0,6	0	14,17	10	14,45	101,44	101,72	-0,28
8	0,56	0,64	14,78	9,1	19,31	114,64	119,38	-4,74
9	0,66	0,56	15,9	9,9	14,64	106,02	103,14	2,88
10	0,95	0,42	16,95	8,4	10,62	113,54	114,06	-0,53
11	0,76	0,43	13,54	9,6	26,56	129,24	124,77	4,47

Из таблицы 5.3 следует, что отклонения фактических затрат на выплавку одной тонны слитков значительно варьируют под влиянием вторичных факторов. Эти отклонения могут меняться от -3,7 до + 4,5 % относительно прогнозируемых моделью значений.

Необходимо определить значимость влияния этих факторов. Для этого, используя данные плавов с узким интервалом концентрации хрома в стали перед ВКР (от 15,5 до 16,95 %), можно оценить влияние концентрации углерода в металле и присадок углеродсодержащих материалов на поверхность шлака перед ВКР на отклонение фактических затрат от основной модели (рисунок 5.2).

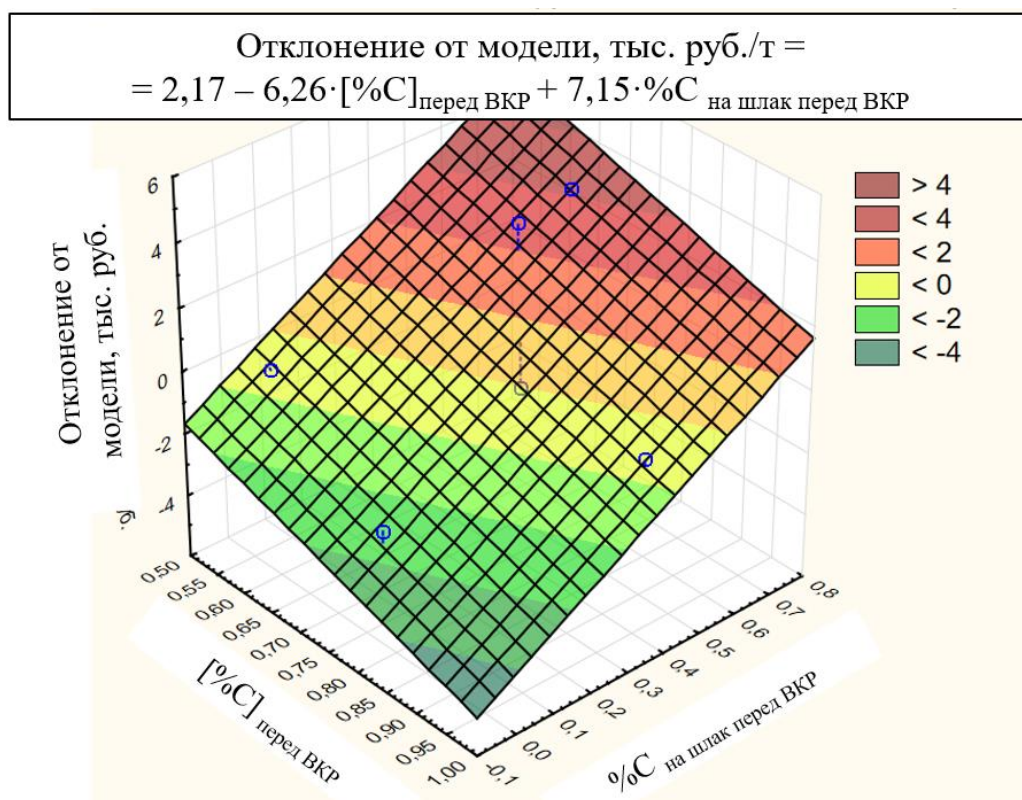


Рисунок 5.2 – Влияние концентрации углерода в металле и удельных присадок углерода на поверхность шлака перед ВКР на отклонение фактических затрат при получении одной тонны годных слитков от прогнозируемых по модели (см. рисунок 5.1)

Рисунок 5.2 показывает, что увеличение концентрации углерода в металле перед ВКР на 1% снижает затраты на получение одной тонны годных слитков на 6,26 тыс. руб./т; такое же количество углерода, присаженого на шлак, повышает затраты на 7,15 тыс. руб./т годных слитков.

Рассмотрим влияние концентрации хрома в шихте ДСП и массы феррохрома, присаживаемого на этапе внепечной обработки стали, на отклонение фактических затрат на выплавку 1 т годных слитков от значений, прогнозируемых по модели (см. рисунок 5.1). Для этого построим зависимость роста затрат на выплавку одной тонны годных слитков от суммарных удельных расходов углеродистого феррохрома ФХ850 и низкоуглеродистого феррохрома ФХ025 (рисунок 5.3).

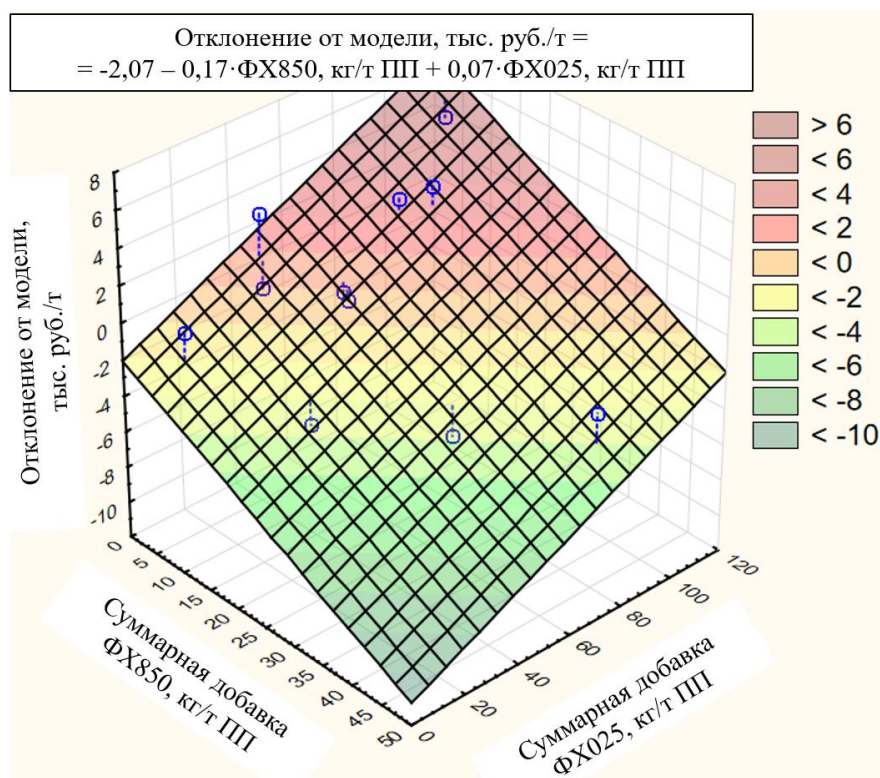


Рисунок 5.3 – Влияние удельного расхода феррохрома марок ФХ850 и ФХ025 при выплавке стали на отклонение фактических затрат при получении одной тонны годных слитков от прогнозируемых по модели (см. рисунок 5.1)

Из рисунка 5.3 видно, что использование высокоуглеродистого феррохрома взамен низкоуглеродистого снижает удельные затраты на выплавку стали. При этом не стоит считать, что увеличение расхода высокоуглеродистого феррохрома в целом сокращает затраты. Снижение стоимости в данном случае происходит в сравнении с низкоуглеродистым ФХ025.

Получим зависимость расхода феррохрома марок ФХ850 и ФХ025 за период внепечной обработки от концентрации хрома в полупродукте (ПП) (рисунок 5.4). Из рисунка 5.4 видно, что увеличение концентрации хрома в полупродукте ДСП снижает расход феррохрома обеих марок за период внепечной обработки стали.

Получим уравнение, прогнозирующее концентрацию хрома в полупродукте в зависимости от массы железистого болота от предыдущей плавки низколегированной стали и концентрации хрома в шихте (рисунок 5.5).

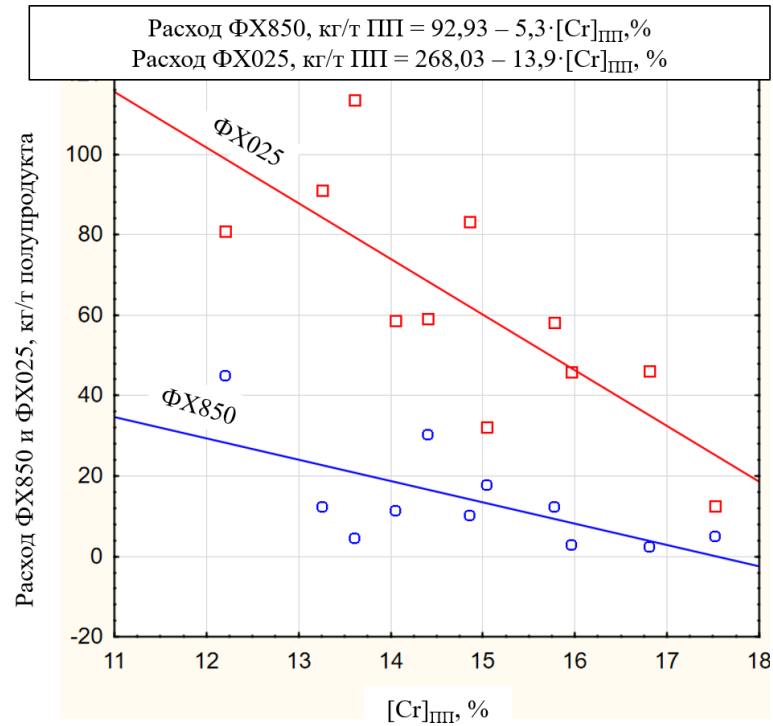


Рисунок 5.4 – Влияние содержания хрома в полупродукте ДСП на расход феррохрома марок ФХ850 и ФХ025 за период внепечной обработки, кг/т полупродукта

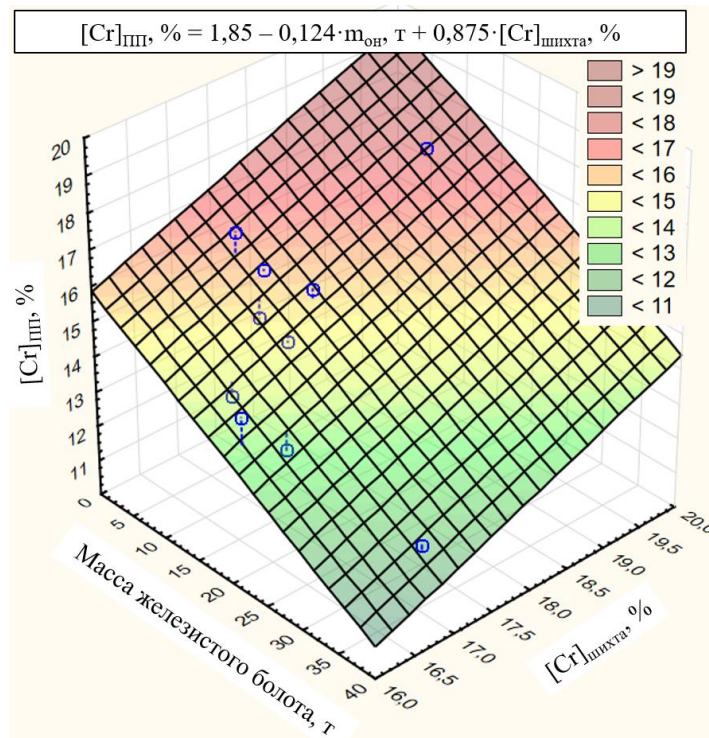


Рисунок 5.5 – Влияние концентрации хрома в шихте и массы железистого болота на содержание хрома в полупродукте

Согласно полученным уравнениям, представленным на рисунках 5.3, 5.4 и 5.5, рассчитаем снижение затрат за счет увеличения концентрации хрома в шихте на 1 %:

$$\Delta_{затрат} = \Sigma(\Delta m_{\Phi X i} \cdot \Delta Z_{\Phi X i}), \text{ тыс. руб. / т} \quad (5.1)$$

где: $\Delta Z_{\Phi X 850} = -0,17$, тыс. руб./т ПП – изменение затрат от изменения расхода ФХ850 на 1 кг/т ПП (рисунок 5.3);

$\Delta Z_{\Phi X 025} = 0,07$, тыс. руб./т ПП – изменение затрат от изменения расхода ФХ025 на 1 кг/т ПП (рисунок 5.3);

$\Delta m_{\Phi X 850} = -5,3 \cdot \Delta[Cr]_{ПП}$ – изменение расхода ФХ850, кг/т ПП (рисунок 5.4);

$\Delta m_{\Phi X 025} = -13,9 \cdot \Delta[Cr]_{ПП}$ – изменение расхода ФХ025, кг/т ПП (рисунок 5.4);

$\Delta[Cr]_{ПП} = 0,875 \cdot \Delta[Cr]_{ШИХТА}$ – изменение концентрации хрома в полупродукте (рисунок 5.5), %;

Тогда $\Delta_{затрат} = 0,875(-5,3)(-0,17) + 0,875(-13,9)0,07 = - 0,06 \text{ тыс. руб. / т.}$

Таким образом, в разделе рассмотрено влияние основных и вторичных факторов на изменение основных удельных затрат на получение годных слитков высоколегированной коррозионно-стойкой стали типа 08X18H10T. Показано, что основное влияние оказывают содержание никеля в шихте и масса начального железистого болота в ДСП. К вторичным факторам, влияющим на уровень затрат можно отнести концентрацию углерода в металле перед ВКР, массу присаживаемого на поверхность шлака перед ВКР углерода и концентрацию хрома в шихте.

5.2 Анализ влияния факторов на снижение затрат на выплавку стали 08X18H10T

Выполним оценку общего экономического эффекта при условии реализации предложенных в данном исследовании рекомендаций. Для этого выпишем значения факторов выплавки стали типа 08X18H10T (таблица 5.4): средние по массиву (А) и рекомендуемые в рамках анализируемого массива (Б).

Таблица 5.4 – Расчет снижения затрат при условии реализации предлагаемых рекомендаций по усовершенствованию технологии выплавки стали 08X18H10T, тыс. руб. на тонну годных слитков

	Масса болота, т	[Ni] _{шихт.} , %	(C) _{на шлак} , %	[C] _{до ВКР} , %	[Cr] _{шихт.} , %
Среднее по массиву значение фактора (А)	16,61	9,63	0,36	0,67	17,23
Рекомендуемое значение фактора (Б)	Не более 6	≈10,5	0	≈0,95	≈19,4
$\Delta = Б - А$	-10,59	0,87	-0,36	0,28	2,17
Удельное изменение затрат от фактора на тонну слитков, тыс. руб. (В)	1,53/т (рис. 5.1)	-11,37/1% (рис. 5.1)	7,25/1% (рис. 5.2)	-6,26/1% (рис. 5.2)	-0,06/1% (ур. 5.1)
Суммарное изменение затрат, тыс. руб. на тонну годных слитков, $\Gamma = \Delta \cdot В$	-16,20	-9,89	-2,61	-1,75	-0,13
Изменение затрат, % $\Gamma \cdot 100 \% / 130 \text{ тыс. руб.}$	12,5	7,6	2,0	1,3	0,1

Из таблицы 5.4 видно, что основной экономический эффект от реализации рекомендаций достигается за счет снижения средней по массиву массы железистого болота с 16,61 до 6 т, это позволит сэкономить 16,2 тыс. руб./т. годных слитков. Увеличение содержания никеля в шихте с 9,63 до 10,5 % должно привести к снижению удельных затрат на получение годных слитков на 9,89 тыс. руб./т. Отказ от присадок углерода на шлак позволит снизить затраты на 2,61 тыс. руб./т годных слитков. Увеличение концентрации углерода в металле перед ВКР с 0,67 до 0,95 % снижает затраты при получении тонны годных слитков на 1,75 тыс. руб./т. Увеличение концентрации хрома в шихте на с 17,23 до 19,4 % сократит затраты на получение 1 т годных слитков на 0,13 тыс. руб.

Выводы по главе 5

Анализ технологии выплавки коррозионностойкой стали типа 08X18H10T с использованием вакуум-кислородного рафинирования показывает, что основным способом снижения затрат и повышения экономической эффективности является сокращение массы железистого болота от предыдущей плавки низколегированной стали. Для того, чтобы дополнительно снизить затраты на выплавку, рекомендуется повысить концентрации хрома, никеля в шихте и углерода в полупродукте; минимизировать присадки углеродсодержащих материалов на поверхность шлака перед вакуум-кислородным рафинированием или отказаться от них полностью.

Таким образом, в главе получены следующие количественные показатели влияния основных факторов на снижение затрат при выплавке стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А»:

1. Основной экономический эффект от реализации рекомендаций достигается за счет снижения средней по массиву массы «болота» с 16,61 до 6 т, это позволит сэкономить 16,2 тыс. руб./т. годных слитков.
2. Увеличение содержания никеля в шихте с 9,63 до 10,5 % должно привести к снижению удельных затрат на получение годных слитков на 9,89 тыс. руб./т.
3. Отказ от присадок углерода на шлак позволит снизить затраты на 2,61 тыс. руб./т годных слитков.
4. Увеличение концентрации углерода в металле перед ВКР с 0,67 до 0,95 % снижает затраты на получение 1 т годных слитков на 1,75 тыс. руб./т.
5. Увеличение концентрации хрома в шихте на с 17,23 до 19,4 % должно привести к сокращению затрат на получение 1 т годных слитков на 0,13 тыс. руб./т.

ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ

Проведено исследование технологии выплавки нержавеющей коррозионностойкой стали в условиях Предприятия «А», включающей вакуум-кислородное рафинирование с чередованием плавов 08X18H10T и стали низколегированного сортамента. Оценено влияние железистого остатка металла в ДСП от предыдущей плавки на показатели последующей плавки стали 08X18H10T. Рассмотрено влияние растворенного в металле углерода и твёрдого углерода, присаживаемого на шлак перед ВКР, на потери хрома в ходе внепечной обработки стали.

1. Установлено, что технологический режим выплавки коррозионностойкой хромоникелевой и низколегированной стали в одном сталеплавильном агрегате существенно зависит от массы неконтролируемого остатка низколегированного металла предыдущей плавки, что затрудняет управление технологическим процессом. Отсутствие объективной информации о массе жидкого остатка приводит к перерасходу легирующих материалов, увеличению затрат за счет вынужденного отклонения технологического режима от теоретически обоснованного. Установление этой зависимости позволило рекомендовать теоретически и экспериментально обоснованные технологические приемы ведения плавов различного состава в конкретных условиях и близких к ним, включая информацию о жидком остатке от предыдущей плавки, а именно: серийность производства конкретных марок, учет количества и состава металла от предыдущей плавки, режим легирования и обезуглероживания.

2. Разработана теоретически обоснованная и экспериментально подтвержденная математическая модель, основанная на балансовых расчетах с учетом поведения конкретных элементов в жидком расплаве (окисление, испарение и т.д.), позволяющая оценить массу остатка металла от предыдущей плавки по первой пробе металлического расплава в ДСП.

3. Установлено, что углерод, находящийся в металлическом растворе, и, добавляемый на шлак с коксом, по-разному влияют на угар хрома при вакуум-

кислородном рафинировании. При повышении концентрации растворенного углерода, согласно термодинамическим закономерностям, снижается угар хрома при последующем вакуум-кислородном обезуглероживании металла. Увеличение массы углерода, присаживаемого на шлак, приводит к повышению содержания хрома в металле подшлаковой зоны и росту потерь хрома за счет термодинамического стимулирования процессов его испарения.

1. Рекомендовано: при переходе с марки стали, не отвечающей по химическому составу назначаемой, например с низколегированной на коррозионностойкую типа 18-10, остаток металла от предыдущей плавки должен быть минимальным. Так снижение массы такого остатка, например, с 16,6 т до 6,0 т приводит к сокращению затрат на процесс выплавки стали 08X18N10T на 12,5 %.

2. Предложено скорректировать состав шихты и полупродукта, выпускаемого из ДСП: увеличение концентрации никеля в шихте с 9,6 до 10,5 %, хрома с 17,2 до 19,4 %, углерода в полупродукте с 0,67 до 0,95 % и сокращение массы углерода, присаживаемого в составе кокса на шлак перед ВКР, с 0,36 до 0 % должно обеспечить снижение затрат по металлургическому переделу на 11 %.

Основные результаты диссертационной работы представлены в отчете по НИР № 1691096 «Совершенствование технологии производства низкоуглеродистой коррозионностойкой стали 08X18N10T методом вакуум-кислородного рафинирования в условиях Предприятия А с целью сокращения затрат на выплавку», выполненной по заказу Предприятия А. В Акте указано, что отчет удовлетворяет условиям договора. Отчет был принят, что подтверждено соответствующим Актом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. К вопросу о возможности отечественного машиностроения обеспечить производство технологического и природоохранного оборудования для перехода на НДТ / Муратов Е. В. [и др.]. // Химическая промышленность сегодня. - 2018. - № 1. - С. 38-43
2. Муратов Е. В. Технологические и экономические тенденции развития производства коррозионностойкой стали в России / Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин // Тяжелое машиностроение, № 3-4, 2023. С. 26-30.
3. Kho TS, Swinbourne DR, Blanpain B, Arnout S, Langberg D. Understanding stainless steelmaking through computational thermodynamics Part 1: electric arc furnace melting / Mineral Processing and Extractive Metallurgy. 2010;119(1):1-8. doi:10.1179/174328509X431454
4. D. R. Swinbourne, T. S. Kho, D. Langberg, B. Blanpain, S. Arnout. Understanding stainless steelmaking through computational thermodynamics Part 2 – VOD converting / Mineral Processing and Extractive Metallurgy. 2010;119(2): 107. doi 10.1179/174328509X481909
5. D. R. Swinbourne, T. S. Kho, B. Blanpain, S. Arnout, D. E. Langberg. Understanding stainless steelmaking through computational thermodynamics: Part 3 – AOD converting / Mineral Processing and Extractive Metallurgy. 2012 121(1):23. DOI:10.1179/1743285511Y.0000000031
6. Andrea Di Schino. Manufacturing and Application of Stainless Steels / Metals. April 2020. – 260 p [Электронная ссылка]. – URL: <https://doi.org/10.3390/books978-3-03928-651-5> (дата обращения 29.05.2024 г.)
7. Marcus Kirschen, In-Ho Jung, Gernot Hackl. Phase Equilibrium Diagram for Electric Arc Furnace Slag Optimization in High Alloyed Chromium Stainless Steelmaking / Metals. 2020; 10, 826; doi:10.3390/met10060826
8. Blazenko Korousic, Joze Triplat, Alojz Rozman. Evaluation of the role of slag chemistry and chemical interaction in EAF for stainless steel production /

Conference contribution «Molten slags, fluxes and salts». 2000; [Электронный источник]. – URL: <https://pyrometallurgy.co.za/MoltenSlags2000/pdfs/112.pdf> (дата обращения 04.06.2024 г.)

9. Муратов Е. В. Влияние углерода в металле и присадок кокса на шлак перед окислительным вакуумированием стали типа 08X18H10 на потери хрома / Е. В. Муратов, С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин // Тяжелое машиностроение, № 3, 2023. С. 25-34.

10. Дубовская, В. Бенефициары кризиса [Электронный ресурс] / В. Дубовская, Е. Огородников, М. Ремизов // Эксперт. – 2019. – №43. – URL: https://expert.ru/expert/2019/43/#page_22 (дата обращения 13.01.2020)

11. Ярмач, С. Пол-экономики поименноу [Электронный ресурс] / С. Ярмач, С. Заякин // Эксперт. – 2018. – № 43 (1094). – URL: https://expert.ru/expert/2018/43/#page_20 (дата обращения 02.04.2020)

12. Подкур С. В., Котельников Г. И., Семин А. Е. Развитие черной металлургии – эффективный путь восстановления Сирии. «Черные металлы», № 11, 2020. С. 69-74

13. Налча, Г.И. Техничко-экономические аспекты обустройства черной металлургии России и СНГ [Текст] / Г.И. Налча, Д.В. Саблин. – М.: Интел-универсал, 2003. – 280 с

14. Экономическая и организационная отчетность [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.list-org.com/> (дата обращения: 11.03.2020).

15. Александр Волобуев. Газпромбанк продал «Росатому» промплощадку «Ижорских заводов». Ведомости. [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.vedomosti.ru/business/articles/2022/08/25/937662-gazprombank-prodal-rosatomu-promploschadku> (дата обращения: 09.09.2022).

16. Официальный сайт Ассоциации НСРО Руслон.КОМ. – [Электронный ресурс]. – URL: <https://ruslom.com/> дата обращения 13.05.2022 г.

17. Минпромторг России. – [Электронный ресурс]. – URL: <https://minpromtorg.gov.ru/> дата обращения 13.05.2022 г.

18. Волкова А. В. Рынок нержавеющей металлопроката-2021. Центр развития. ВШЭ. – 76 с. – [Электронный ресурс]. – URL: Обзоры ключевых отраслей и рынков — Институт «Центр развития» — Национальный исследовательский университет «Высшая школа экономики» (hse.ru) дата обращения 24.07.2022 г.

19. Статистика внешней торговли России. Анализ онлайн. [Электронный ресурс]. – URL: <https://statimex.ru/statistic/720421/import/201905-202105/world/RU/> дата обращения 24.06.2022 г.

20. Василий Милькин. Проект ТМК и ЧЭМК хочет льготы для выпуска нержавеющей проката. Ведомости. [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.vedomosti.ru/business/articles/2022/01/23/906047-proekt-tmk> (дата обращения: 31.07.2021)

21. Eurofer. The European steel association. European steel in figures 2022. – 68 р. [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.eurofer.eu/assets/publications/brochures-booklets-and-factsheets/european-steel-in-figures-2022/European-Steel-in-Figures-2022-v2.pdf> дата обращения 10.09.2022 г. (дата обращения: 31.08.2022)

22. В каких странах производят больше всего нержавеющейки. ГК Новаметалл. [Электронный ресурс]. – URL: <https://zen.yandex.ru/media/id/5f2950725969ab60664d0bff/v-kakih-stranah-proizvodiat-bolshe-vsego-nerjaveiki-5fbfa23a108073236002e06e> (дата обращения: 31.08.2022)

23. The World Bank. [Электронный ресурс]. – URL: <https://datatopics.worldbank.org/world-development-indicators/> (обращения 10.09.2022 г.)

24. Нержавеющая дружба России и Украины. Rossner.ru. [Электронный ресурс]. – URL: <https://ussa.su/news/1811> (дата обращения 10.09.2022 г.)

25. Украинский рынок нержавеющей стали восстанавливается. [Электронный ресурс]. – URL: <https://ussa.su/news/1610> (дата обращения 10.09.2022 г.)

26. Consumer price index. [Электронный ресурс]. – URL: https://en.wikipedia.org/wiki/Consumer_price_index (дата обращения 10.09.2022 г.)
27. Рубль СССР. Курсы валют за период до 01.07.1992 Архивная копия от 15 января 2016 на Wayback Machine — на сайте Центробанка РФ. [Электронный ресурс]. – URL: https://web.archive.org/web/20160115224115/http://www.cbr.ru/currency_base/OldVal.aspx (дата обращения 10.09.2022 г.)
28. Пресс-релиз «Норникель». – 4 с. [Электронный ресурс]. – URL: https://www.nornickel.ru/upload/iblock/fd1/RUS_NORNICKEL_PRODUCTION_RESOURCES_9M2021_rull.pdf (дата обращения 10.09.2022 г.)
29. Норникель. Производство никеля в 2023 году / ТАСС. [Электронный ресурс]. – URL: <https://tass.ru/ekonomika/19845095> (дата обращения 10.09.2022 г.)
30. Steel statistical yearbook 2018. / Worldsteel association, Economics Committee. [Электронный ресурс] – URL: https://www.worldsteel.org/en/dam/jcr:e5a8eda5-4b46-4892-856b00908b5ab492/SSY_2018.pdf (дата обращения: 31.04.2019)
31. Metaltorg.ru [Электронный ресурс] – URL: https://www.metaltorg.ru/metal_catalog/kachestvennyye_i_spetsialnyye_stali/nerzhavayushchaya_stal/nr_list_coil/ (дата обращения 22.08.2024)
32. The British Stainless Steel Association [Электронный ресурс] – URL: https://bssa.org.uk/about_stainless_steel.php?id=31 (дата обращения 28.07.2024)
33. Бородулин Г. М., Мошкевич Е.И. Нержавеющая сталь / Г. М. Бородулин. – М: Металлургия, 1973. – 319 с.
34. Бабаков А.А., Приданцев М.В. Коррозионностойкие стали и сплавы. - М.: Металлургия, 1971. – 320 с.
35. Специальные стали / Гольдштейн М.И., Грачев С.В., Векслер Ю.Г. - М.: Металлургия, 1985. - 408 с.
36. Новиков, И. И. Металловедение : учебник / И. И. Новиков, В. С. Золоторевский, В. К. Портной ; под редакцией В. С. Золоторевского. — 2-е изд.,

испр. — Москва : МИСИС, [б. г.]. — Том 2 : Термическая обработка. Сплавы — 2014. — 528 с.

37. Рощин В. Е., Рощин А. В. Электрометаллургия и металлургия стали: учебник // Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ. – 2013. – 572 С.

38. Поволоцкий Д.Я. Физико-химические процессы рафинирования высокохромистого металлического расплава при производстве нержавеющей стали // Вестн. ЮУрГУ. Сер. Металлургия. – 2007. – № 13, вып. 8. – С. 11 – 14

39. А. А. Бабенко, Р. Р. Шарутдинов, А. Н. Сметанников, А. Г. Уполовникова, Д. А. Лобанов. Физико-химические свойства шлаков системы $\text{CaO-SiO}_2\text{-Cr}_2\text{O}_3\text{-3\%Al}_2\text{O}_3\text{-8\%MgO-6\%B}_2\text{O}_3$. Сборник трудов XVII международного конгресса сталеплавильщиков и производителей металла ISCON-2023 «от руды до стали», Магнитогорск, 3-7 апреля 2023- С. 187-193

40. Wanli Li, Xiangxin Xue. Emission reduction research and formation of hexavalent chromium in stainless steel smelting: Cooling rate and boron oxide addition effects // Process Safety and Environmental Protection, 2019. – Vol. 122. – P. 131-143

41. Yun Zhou, Guangsheng Wei, Rong Zhu, Kai Dong. Process model for manufacturing 400 series stainless steel with purified CO_2 as an auxiliary oxidant and realizing carbon cycle // Separation and Purification Technology, 2023. – Vol. 315, <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2023.123693>

42. Foquan Gu, Yuanbo Zhang, Zijian Su, Yikang Tu, Shuo Liu, Tao Jiang. Recovery of chromium from chromium-bearing slags produced in the stainless-steel smelting: A review // Journal of Cleaner Production, 2021. – Vol. 296, <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2021.126467>

43. Котельников, Г. И. Исследование процессов обработки стали аргоноокислородными смесями и азотом : диссертация ... кандидата технических наук : 05.16.02. - Москва, 1979. - 195 с.

44. Саванин, В. П. Исследование и разработка технологии аргоно-кислородного рафинирования высокохромистого расплава [Текст] : Автореферат дис. на соискание ученой степени кандидата технических наук. (05.16.02) / Моск. ин-т стали и сплавов. - Москва : [б. и.], 1976. - 25 с.

45. Гладышев, Г. Ф. Исследование и разработка технологии выплавки аустенитных нержавеющей сталей с содержанием углерода менее 0,03% : диссертация ... кандидата технических наук : 05.16.02. - Москва, 1974. - 155 с.

46. Семин, А. Е. Дефосфорация и глубокое обезуглероживание высоколегированных расплавов в условиях низкой окисленности : диссертация ... доктора технических наук : 05.16.02. - Москва, 1996. - 347 с.

47. Балдаев, Б. Я. Исследование процессов при производстве низкоуглеродистой нержавеющей стали методом вакуумного обезуглероживания : диссертация ... кандидата технических наук : 05.16.02. - Москва, 1975. - 165 с.

48. Съемщиков Н.С., Котельников Г.И., Толстолицкий А.А., Косырев К.Л., Семин А.Е., Галкин М.П., Брагин В.И., Кружков В.И. Поведение углерода в период доводки низкоуглеродистой коррозионно-стойкой стали на установке ВКР // Электromеталлургия. – 2004. – № 6. – С. 8–12

49. Адельшин Д. Ю. Обезуглероживание высокохромистых расплавов при низкой окисленности ванны / Д. Ю. Адельшин, С. В. Чанов, Ф. Ф. Валеев, Г. А. Колесников, А. Е. Семин // Электromеталлургия. – 1999, №1. – 12-15 с.

50. Адельшин Д. Ю. Моделирование процесса вакуум-кислородного обезуглероживания коррозионностойких сталей / Д. Ю. Адельшин, А. В. Гуляев, Ф. Ф. Валеев, Г. И. Морозов // Сталь. – 2000, №4. – 20-24 с.

51. Толстолицкий, А. А. Анализ и оптимизация технологии выплавки и внепечного рафинирования стали с использованием обобщенной термодинамической модели сталеплавильных процессов : автореферат дис. ... кандидата технических наук : 05.16.02 / Моск. гос. ин-т стали и сплавов. - Москва, 2004. - 23 с.

52. Кньюппель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. – М.: Металлургия, 1984. – 414 с.

53. Лукин А. С., Григорович К. В., Комолова О. А. Анализ и корректировка технологии производства низкоуглеродистой коррозионностойкой стали марки 08X18H10T // Сборник статей I международной конференции «Чистая сталь : от руды до проката », Москва 24-25 ноября 2020 г. – С. 136-140

54. Е. С. Клюквин, В. В. Морозов, Т. С. Гайсин. Производство непрерывнолитой заготовки из стали типа 08X18H10 И в условиях АО «ВТЗ» // Сборник трудов XVI международного конгресса сталеплавильщиков и производителей металлов, Екатеринбург, 2021. – С. 218-222

55. Л. Е. Щукина, А. Е. Семин, Г. А. Филиппов, К. Л. Косырев. Особенности многостадийности процесса азотирования металла при плазменно-дуговым переплаве // Сборник трудов XV международного конгресса сталеплавильщиков, Москва-Тула 15-19 октября 2018 г. – С. 172-177

56. Юдин А. В., Береговский В. В., Дуб А. В. Разработки АО «ЦНИИТМАШ» в области оборудования и технологии изготовления деталей из нержавеющей и титановых сплавов селективным лазерным плавлением // Сборник трудов XV международного конгресса сталеплавильщиков, Москва-Тула 15-19 октября 2018 г. – С. 534-546

57. Li Wang, Meihui Sun, Jiayu Han, Weiguo Zhao, Junzhou Yang, Boliang Hu, Wenjiang Li, Ping Hu, Kuaishe Wang, Chaofang Dong. The effect of multiscale second-phase particles on the corrosion behavior of laser powder bed fusion high strength stainless steel // Materials Characterization, 2023. – Vol 205, <https://doi.org/10.1016/j.matchar.2023.113244>

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

59. Мартынова Е. С. Автоматизированный контроль теплового состояния электродных печей при регулировании мощности электрической дуги. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Санкт-Петербург, 2019. – 132 с.

60. Стеблов А. Б. Работа электродуговой сталеплавильной печи с жидким остатком металла. Литьё и металлургия, № 1 (82), 2016. – С. 66-71.

61. Иванов И. А. и др. Цифровая система контроля и управления процессом металлургического производства крупных стальных заготовок для

машиностроительной отрасли / И. А. Иванов и др. Чистая сталь: от руды до проката – 2020. Сборник статей I Международной конференции. Москва, 2020. – С. 269-275.

62. Mayyas M., Khayyam N., Sahajwalla V. Valorization of lignin biomass as a carbon feedstock in steel industry: Iron oxide reduction, steel carburizing and slag foaming // Journal of Cleaner Production, 2019, Vol. 219, P. 971-980

63. Кожухов А. А. Развитие научных основ вспенивания сталеплавильных шлаков с целью повышения энерготехнологических показателей производства стали в дуговых сталеплавильных печах: дисс. ... докт. техн. наук: 05.16.02 / Кожухов Алексей Александрович. – Москва, 2016. – 335 с.

64. Кожухов, А.А. Энергосберегающие технологии выплавки стали на основе вспенивания сталеплавильных шлаков / А.А. Кожухов // LAP LAMBERT Academic Publishing. – 2011. – 357 с.

65. Лейтес А.В. Защита стали в процессе непрерывной разливки – М.: Металлургия, 1984. – 180 с.

66. Технология получения непрерывнолитых заготовок для производства рельсов в условиях НТМК / Федоров Л.К., Кузовков А.Я., Матвеев В.В., Фетисов А.А., Минаева Л.В., Куклев А.В. // Труды пятого конгресса сталеплавыльщиков – М.: Черметинформация. – 1999. – С.468 – 470

67. Нохрина О. И. Легирование и модифицирование стали с использованием природных и техногенных материалов: монография / О. И. Нохрина, И. Д. Рожина, В. И. Дмитриенко, М. А. Платонов; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – 320 с.

68. Эллиот Д. Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1969. – 252 с.

69. Химический состав стали 08X18H10T / Центральный металлургический портал. [Электронный ресурс] – URL: https://metallischekiy-portal.ru/marki_metallov/stn/08X18H10T (дата обращения 28.07.2023 г.)

70. ГОСТ 5632-2014 Легированные нержавеющие стали и сплавы коррозионно-стойкие, жаростойкие и жаропрочные https://mkm-metal.ru/upload/iblock/11c/5632_2014.pdf (дата обращения 26.07.2024 г.)

71. Орлов В. В., Косырев К. Л., Дуб В. С. Металлургия и машиностроение – традиции и инновации / В. В. Орлов, К. Л. Косырев, В. С. Дуб. Черная металлургия. Бюллетень научно-технической информации. №12, Т. 75 – 2019. – С. 1321-1331

72. Подкур С. В. Пути снижения содержания водорода в стали за счет совершенствования технологии выплавки полупродукта в современной ДСП / С. В. Подкур, Г. И. Котельников, В. В. Аксенова, С. А. Сомов, С. А. Ботников, Х. Абдельвахед, А.Хассан // Тяжелое машиностроение, 2021. – № 4. – С. 5-9

73. Муратов Е. В. Влияние массы железистого «болота» на эффективность выплавки стали 08X18N10 в ДСП / С. В. Подкур, А. Е. Семин, Г. И. Котельников, В. А. Дурынин // Тяжелое машиностроение, 2023. – №1-2. – С. 39-47.

74. Еднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1962. – 230 с.

75. И. В. Фокин, Ю.А. Гудим. Структура потерь металла в процессе выплавки нержавеющей стали. Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия», 2013, том 13, № 2. – С. 33 – 37.

76. Марочник стали и сплавов. [Электронная ссылка]. – URL: <http://www.splav-kharkov.com> (дата обращения 24.04.2022 г.)

77. ГОСТ 2787-75. Металлы черные вторичные. Общие технические условия. [Электронная ссылка]. – URL: <http://www.gosthelp.ru/text/GOST278775Metallychernyev.html> (дата обращения 24.04.2022 г.)

78. Химический состав УСМ. Прогресс-энерго. [Электронная ссылка]. – URL: <http://progress-energo.ru/produktsiya/uglerodsoderzhashchij-material.html> (дата обращения 24.04.2022 г.)

79. Карбид кремния. [Электронная ссылка]. – URL: <https://russian.alibaba.com/product-detail/good-quality-metallurgical-grade-black-silicon-1600135642727.html> (дата обращения 24.04.2022 г.)

80. Турчин М. Ю. Разработка ресурсосберегающей технологии производства и использования магниезиальных шлакообразующих материалов для кислородно-конвертерного процесса. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Магнитогорск, 2018. – 20 с.

81. Подкур С. В., Муратов Е. В., Котельников Г. И. Смирнов Д. Е., Каменский К. Г., Семин А. Е. Анализ технологии выплавки стали 08X18H10T в дуговой печи с последующим вакуум-кислородным обезуглероживанием методом материального баланса. Сборник трудов XV Международного конгресса сталеплавателей - ISCON 2018. г. Тула. 2018 г. С. 130-132.

82. Съемщиков Н. С. Оптимизация технологии производства коррозионностойкой стали с использованием методов термодинамического моделирования. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва, 2004. – 24 с.

83. Съемщиков Н.С., Котельников Г.И., Толстолицкий А.А. и др. Моделирование процессов обезуглероживания высоколегированных сплавов в электропечи с помощью компьютерной системы ГИББС™ // Труды 7 конгресса сталеплавателей. – 2002. – С. 305-308

84. Явойский, В.И. Металлургия стали: Учебник для вузов / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.П. Григорьев, Ю.М. Нечкин, В.Ф. Кравченко, Д.И. Бородин. - М: Металлургия, 1983. - 584 с.

85. Расчет и проектирование металлургических печей : учебно-методическое пособие для студентов специальности «Металлургическое производство и материалобработка» : в 3 ч. / И. А. Трусова [и др.]. – Минск : БНТУ, 2015. – Ч. 1 : Расчет дуговой сталеплавильной печи. – 2015. – 58 с

86. Райхель Йоханн, Розе Лутц. Способ восстановления высокохромистого шлака в электродуговой печи. Патент № RU 2418864.

Опубликовано 20.05.2011. [Электронный ресурс]. – URL: https://i.moscow/patents/RU2418864C1_20110520 (дата обращения 15.09.2022)

87. Салина В. А., Жучков В. И., Заякин О. В. Термодинамическое моделирование силикотермического процесса восстановления хрома. Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2020. Том 63. № 2. С. 122-128.

88. Стэйн Дж. Л., Стэйн Б. Дж., Битти Дж. Богуан Р. Состав кондиционирующей добавки для шлака, способ её получения и способ её использования при получении стали. Изобретение № RU 2404264. Опубликовано 20.11.2010. Бюл. № 32. [Электронный ресурс]. – URL: <https://patentimages.storage.googleapis.com/cf/c5/94/89e1e698fa1336/RU2404264C2.pdf> (дата обращения 15.09.2022)

89. Григорян В. А., Белянчиков Л. Я., Стомахин А.Е., Теоретические основы электросталеплавильных процессов, М.: Металлургия, 1987. – 272 с.

90. Физико-химические расчеты электросталеплавильных процессов: Сб. задач с решениями / В. А. Григорян, А. Я. Стомахин, Ю. И. Уточкин и др. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: МИСиС, 2007. – 318 с.

91. Котельников Г. И. Термодинамика и кинетика металлургических процессов: физико-химические расчеты распределения компонентов между металлом, шлаком и газом с использованием компьютерной программы «ГИББС – МИСиС» : учебное пособие / Г. И. Котельников, А. В. Павлов, А. А. Толстолицкий. – Москва : МИСИС, 2011. – 49 с.

92. Толстолицкий А. А., Котельников Г. И., Ботников С. А. Свидетельство о государственной регистрации программы ЭВМ № 2021668194 «SyTherMa - равновесие». В реестре программ для ЭВМ с 11.11.2021 г. – 1 с.

93. Термодинамические расчеты в металлургии: Справ. изд. / Морачевский А.Г., Сладков И. Б. 2-е изд., перераб. и доп.-М.: Металлургия, 1993. – 304 с.

94. Исследование и оптимизация вакуум-кислородного рафинирования коррозионностойкой стали с целью улучшения технико-экономических характеристик процесса // Дисс. к.т.н. Адельшин Д. Ю. – 2000. – 132 с.

95. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. – М.: Металлургия, 1987. – 136 с.
96. Поволоцкий Д. Я. Производство нержавеющей стали / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 1988. – 236 с.
97. Прайс закупочных цен на лом цветных металлов / ЗСВР. [Электронный ресурс]. – URL: <https://zsvr.ru/price/lomcvetmetprice/> дата обращения 03.12.2018 г.
98. Прайс цен на известь / Moskva.tiu.ru. [Электронный ресурс]. – URL: <https://moskva.tiu.ru/p197991005-izvest-vseh-vidov;wholesale.html> (дата обращения 03.12.2018 г.)
99. Прайс цен на доломит / Алибаба. [Электронный ресурс]. – URL: <https://russian.alibaba.com/product-detail/Calcined-dolomite-burnt-dolomite-for-steel-1391071624.html?spm=a2700.galleryofferlist.normalList.217.603026650Te5A2> (дата обращения 03.12.2018 г.)
100. Прайс цен на фторидный флюс / Алибаба. [Электронный ресурс]. – URL: https://russian.alibaba.com/trade/search?fsb=y&IndexArea=product_en&CatId=&SearchText=%D1%84%D0%BB%D1%8E%D1%81+%D1%84%D0%BB%D1%8E%D0%BE%D1%80%D0%B8%D1%82%D0%BE%D0%B2%D1%8B%D0%B9&viewtype=G (дата обращения 03.12.2018 г.)
101. Прайс цен на карбид кальция / Made-in-china [Электронный ресурс]. – URL: https://ru.made-in-china.com/tag_search_product/Calcium-Carbide-Cac2_grurhgn_1.html (дата обращения 03.12.2018 г.)
102. Прайс цен на марганец металлический / Infogeo.ru [Электронный ресурс]. – URL: <http://www.infogeo.ru/metalls/price/?act=show&okp=83400> (дата обращения 03.12.2018 г.)
103. Прайс цен на теплоизолирующую смесь / Prom.ua [Электронный ресурс]. – URL: <https://prom.ua/p441287476-teploizoliruyuschaya-smes.html> (дата обращения 03.12.2018 г.)

104. Тарифы на электроэнергию / Energo-24 [Электронный ресурс]. – URL: <https://energo-24.ru/tariffs/electro/2018-elektro/12804.html> (дата обращения 3.09.2018 г.)

105. Прайс цен на металлургические ферросплавы / Алибаба [Электронный ресурс]. – URL: https://russian.alibaba.com/trade/search?spm=a2700.product_home_newuser.home_new_user_first_screen_fy23_pc_search_bar.keydown__Enter&tab=all&SearchText=ферросплавы (дата обращения 03.12.2018 г.)

106. Прайс цен на магнезиальный кирпич / Flagma.ru [Электронный ресурс]. – URL: <https://flagma.ru/magnezialny-ogneuporny-kirpich-so1415247-1.html> (дата обращения 1.09.2018 г.)

107. Прайс цен на ферровольфрам / Infogeo.ru [Электронный ресурс]. – URL: <http://www.infogeo.ru/metalls/price/?act=show&okp=85100> (дата обращения 03.12.2018 г.)

108. Прайс цен на ферротитан / Ferroprovider.ru [Электронный ресурс]. – URL: <http://ferroprovider.ru/ferrosplav/ferrotitan/> (дата обращения 03.12.2018 г.)

109. Прайс цен на графитированные электроды / Алибаба [Электронный ресурс]. – URL: <https://russian.alibaba.com/product-detail/graphite-electrode-uhp-for-eaf-electric-arc-furnace-60823929233.html?spm=a2700.7787047.0.0.Zrrr0W> (дата обращения 03.12.2018 г.)

110. Инновационное развитие электросталеплавильного производства : монография / А. Г. Шалимов, А. Е. Семин, М. П. Галкин, К. Л. Косырев . – М. : Металлургиздат, 2014 . – 306с.

Приложение А. Методика расчета материального баланса при внепечной обработке стали 08X18H10T

Расчет угара легирующих элементов и металла в целом был выполнен с использованием балансового метода.

Угар металла был определен как сумма масс полупродукта в ковше (шихта электропечная – ШЭП) и металлодобавок при внепечной обработке (ВО) за вычетом массы годного жидкого металла (формулы А.1 – А.2). Массы ШЭП и металлодобавок представлены в операционных картах плавов.

$$m_{\text{уг ВО}} = m_{\text{ШЭП}} + m_{\text{м-добавки}} - m_{\text{г.ж}} \quad (\text{А.1})$$

где $m_{\text{ШЭП}}$ – масса ШЭП, кг;

$m_{\text{м-добавки}}$ – масса металлодобавок при ВО, кг;

$m_{\text{г.ж}}$ – масса годного жидкого металла в ковше перед разливкой, определялась как разность между весом ковша до и после разливки (данные операционных карт), кг;

Относительный угар металла вычислен по формуле

$$\delta_{\text{угар мет.ВО}} = m_{\text{уг ВО}} \cdot 100 \% / (m_{\text{ШЭП}} + m_{\text{м-добавки}}) \quad (\text{А.2})$$

Подобным образом (формулы А.3 – А.8) вычисляли угар при внепечной обработке по основным i -тым элементам: Cr, Ni, Fe при условии, что концентрации рассматриваемых элементов в составе материалов известны из данных операционных карт и требований стандартов.

$$m_{\text{уг } i \text{ BO}} = m_{i \text{ ШЭП}} + m_{i \text{ м-добавки}} - m_{i \text{ г.ж}} \quad (\text{A.3})$$

где $m_{i \text{ ШЭП}}$ – масса i –того элемента в ШЭП (формула А.4), кг;

$m_{i \text{ м-добавки}}$ – масса i -того элемента, пришедшего в металл с добавками при выпечной обработке (формула А.6), кг;

$m_{i \text{ г.ж}}$ – масса i -того элемента, содержащегося в горячем жидком металле в ковше перед разливкой (формула А.7), кг;

$$m_{i \text{ ШЭП}} = \frac{[\%i]_{\text{ШЭП}} \cdot m_{\text{ШЭП}}}{100 \%}, \text{ кг} \quad (\text{A.4})$$

где $[\%i]_{\text{ШЭП}}$ – концентрация i –того элемента в ШЭП, %;

$$m_{i,j \text{ м-добавки}} = \frac{[\%i]_{j \text{ м-добавки}} \cdot m_{j \text{ м-добавки}}}{100 \%}, \text{ кг} \quad (\text{A.5})$$

где $[\%i]_{j \text{ м-добавки}}$ – концентрация i –того элемента в j -той металлдобавке при выпечной обработке, %;

$m_{j \text{ м-добавки}}$ – масса j -той металлдобавки на выпечной обработке, кг;

$$m_{i \text{ м-добавки}} = \sum m_{i,j \text{ м-добавки}}, \text{ кг} \quad (\text{A.6})$$

$$m_{i \text{ г.ж.}} = \frac{[\%i]_{\text{г.ж.}} \cdot m_{\text{г.ж.}}}{100 \%}, \text{ кг} \quad (\text{A.7})$$

где $[\%i]_{\text{г.ж.}}$ – концентрация i –того элемента в горячем жидком металле в ковше перед разливкой, %;

Относительный угар элемента i (Cr, Ni, Fe и т.д.) вычислен по формуле

$$\delta_{\text{угар } i \text{ BO}} = m_{\text{уг } i \text{ BO}} \cdot 100 \% / (m_{i \text{ ШЭП}} + m_{i \text{ м-добавки}}) \quad (\text{A.8})$$

Массы металлодобавок при внепечной обработке и их химический состав представлены в таблицах А.1 и А.2. Химический состав металла на основных этапах ковшевой обработки представлен в таблицах А.3 и А.4. Обозначения материалов отвечают условным обозначениям, принятым на Предприятии «А».

В соответствии с формулами А.1 – А.8 и на основе данных таблиц А.1 – А.4 был выполнен расчет угаров основных элементов при внепечной обработке. Результаты расчета представлены в таблице А.5.

Таблица А.1 – Массы металлодобавок при внепечной обработке, кг

Плавка	ЛН5Б26	ФМн78	Мн965	Al гранулы	ФС45	ФХ025А	ФХ850А	Н-1	ФТн70
1	0	0	0	825	264	3882	2154	1847	1450
2	7000	0	0	820	260	2150	1600	1004	1300
3	0	0	0	735	350	5300	350	1581	1400
4	0	0	0	850	300	10950	1500	3794	1500
5	10000	150	0	650	270	9000	5000	4103	1600
6	9000	0	75	650	240	3300	2700	1792	1400
7	0	0	0	625	260	6500	3000	1607	1500
8	0	0	100	650	230	2100	1400	592	1400
9	3000	100	0	750	220	5600	300	851	1450
10	0	0	0	850	250	7400	3800	2996	1500
11	0	700	150	650	150	17200	13700	10934	1500
12	8500	0	120	650	190	2900	6000	3707	1400
13	0	600	150	650	140	21500	12150	12090	1450
14	0	0	0	600	140	14000	3500	7435	1500
15	0	0	0	970	100	9000	1100	1912	1400
16	0	0	0	700	100	13300	550	3700	1500

Таблица А.2 – Принятый химический состав учтенных в процессе расчета добавок при внепечной обработке, %

Материал	С	Мп	Р	С	Cr	Ni	Si	V	Al	Fe	Ti
ЛЛЗБ (ОХЗ)	0,03	0,45	0,025	0,02	12,3	3	0,2	0,03	0,025	82,89	-
ЛНЗ (ХН5)	0,04	12	0,025	0,003	18,3	5,2	0,4	0,25	0,015	62,19	-
ЛНЗБ-26	0,06	1,1	0,03	0,005	17,5	9,5	0,2	0,17	0,35	70,02	-
Стр15НХН	0,06	1,1	0,03	0,005	17,5	9,5	0,2	0,17	0,35	70,02	-
ФМн70	7	70	0,3	0,02	-	-	6	-	-	16,68	-
Скр25 Б-26	0,065	0,72	0,021	0,002	17,4	9,5	0,2	0,17	0,042	70,85	0,44
ЛНЗ (ХН5М)	0,04	12	0,025	0,003	18,3	5,2	0,4	0,25	0,015	62,59	-
Стр15ХН5М	-	0,6	-	-	12	8,3	-	-	-	-	-

Продолжение таблицы А.2

Материал	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Si	V	Al	Fe	Ti
Лжаропр. (ЗБ57)	-	0,7	-	-	10,8	0,5	-	-	-	87,16	-
ЛЛЗБ-18	0,2	1	0,03	0,02	13	-	0,5	-	0,03	85,09	0,01
Стр15ХН20	0,05	0,8	0,03	0,012	11	18,3	0,3	0,05	0,15	66,83	2,1
ФХ850А	8,5	-	0,03	0,05	70	-	2	-	-	24,42	-
ЛУЗА	0,1	1,4	0,025	0,03	0,25	0,25	0,7	0,1	0,04	96,79	-
ЛЛЗБ-5	0,12	0,5	0,02	0,02	1	3	0,2	0,25	-	94,64	-
ЛЛЗБ-8	0,15	1,3	0,02	0,02	1,8	1,2	1,2	0,25	-	93,41	-
Стр15ХНМ	0,15	0,7	0,035	0,035	1,5	1,5	0,27	-	-	95,61	-
ЛН56-26У	-	1,5	0,03	-	18	9,5	3	-	-	66,47	1,1
ЛЛЗБ-18	0,07	0,7	0,03	-	13	0,5	0,7	-	-	85	-
Стр15БОХ	0,03	0,45	0,025	0,02	12,3	3	0,2	0,03	0,025	82,89	-
ЛЛЗБ-32	0,2	0,7	0,03	0,02	17	2,5	0,7	0	0	78,85	-
ЛЛЗБ-48	0,07	1,8	0,03	0,02	17	14	0,7	-	-	65,38	-
ФХС48	0,1	-	0,03	0,02	28	-	45	-	-	26,85	-
Ал-гран	-	0,002	-	-	-	-	0,015	-	99,96	0,015	0,002
ФС45	0,2	1	0,05	0,02	0,5	-	45		2	51,23	-
ФХ025А	0,25	-	0,03	0,02	70	-	2	-	-	32,7	-
Н-1	0,01	-	0,001	0,001	-	99,87	0,002	-	-	-	-
ФВд80	0,3	0,5	0,06	0,05	-	0,15	2	80	1,5	15,34	-
ФВ70	0,5	0,5	0,06	0,1	-	-	0,8	-		25,84	-
ФМо60	0,05	-	0,05	0,1	-	-	0,8	-	-	38,2	-
ФТи70С1	0,4	-	0,05	0,05	-	-	1	3	5	17,6	70
ФМн78	7	78	0,05	0,02	-	-	6	-	-	8,93	-
Мн965	0,1	96,5	0,05	0,05	-	-	0,8	-	-	-	-

Таблица А.3 – Химический состав металла на различных этапах внепечной обработки, % (данные операционных карт)

Химический состав ШЭП, %														
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	V	Al	Fe	W	Ti
1	0,30	0,71	0,03	0,03	15,04	9,02	0,13	0,09	0,16	0,09	н/д	74,39	н/д	н/д
2	0,89	0,85	0,03	0,02	15,30	9,33	0,17	0,12	0,15	0,08		73,05	н/д	н/д
3	0,75	0,67	0,03	0,01	15,96	9,30	0,15	0,03	0,15	0,01		72,92	н/д	н/д
4	0,60	0,68	0,04	0,02	13,25	7,70	0,17	0,06	0,21	0,07		77,20	н/д	н/д
5	0,50	0,62	0,03	0,02	12,20	8,05	0,20	0,23	0,14	н/д		78,02	н/д	н/д
6	0,49	0,73	0,03	0,02	14,93	9,12	0,15	0,13	0,19	0,05		74,16	н/д	н/д
7	0,61	0,70	0,03	0,00	14,75	9,31	0,13	0,07	0,18	0,06		74,16	н/д	н/д
8	0,63	0,53	0,02	0,01	15,85	9,80	0,16	0,12	0,20	н/д		72,67	н/д	н/д
9	0,49	0,65	0,03	0,01	16,80	9,88	0,15	0,38	0,21	0,16		71,14	0,02	0,06
10	0,48	0,65	0,03	0,02	14,40	8,12	0,16	0,10	0,15	0,09		75,75	0,04	н/д
11	0,09	0,14	0,01	0,01	0,47	2,26	0,16	0,01	0,16	н/д		96,69	н/д	н/д
12	0,44	0,60	0,02	0,01	14,02	7,82	0,21	0,11	0,15	0,07		76,42	0,12	0,01
13	0,08	0,16	0,01	0,01	0,58	1,44	0,14	н/д	0,14	н/д		97,44	н/д	н/д
14	0,65	1,12	0,03	0,01	9,60	5,10	0,16	0,09	0,16	0,06		83,02	н/д	н/д
15	0,57	0,98	0,03	0,01	14,85	8,90	0,14	0,08	0,19	н/д		74,23	н/д	н/д
16	0,80	0,77	0,03	0,01	13,60	7,92	0,19	0,08	0,17	0,07		76,27	0,07	н/д

Продолжение таблицы А.3

Химический состав металла после первичного легирования и вакуумирования, %														
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	V	Al	Fe	W	Ti
1	0,01	0,57	0,02	0,03	14,90	9,95	0,13	0,03	0,16	0,08	0,20	73,90	н/д	н/д
2	0,01	0,61	0,02	0,02	15,40	10,28	0,02	0,02	0,17	0,10	0,40	72,96	н/д	
3	0,01	0,51	0,02	0,01	15,05	10,63	0,15	0,03	0,15	0,11	0,23	73,07	н/д	
4	0,02	0,51	0,03	0,02	12,75	10,35	0,17	0,02	0,21	н/д	0,20	75,72	н/д	
5	0,02	0,49	0,02	0,01	16,12	9,97	0,17	0,05	0,14	0,06	н/д	72,89	0,03	
6	0,02	0,56	0,03	0,02	16,12	9,91	0,15	0,03	0,17	0,04	н/д	72,92	0,04	
7	0,02	0,54	0,03	0,02	16,00	10,05	0,13	0,03	0,18	0,06	0,40	72,53	н/д	
8	0,01	0,41	0,02	0,01	16,30	10,23	0,15	0,05	0,02	0,08	н/д	72,65	0,04	
9	0,02	0,50	0,03	0,02	15,71	10,02	0,14	0,04	0,20	0,13	0,34	72,86	н/д	
10	0,02	0,50	0,03	0,02	14,18	8,14	0,16	0,03	0,15	0,07	0,39	76,25	0,05	
11	0,02	0,46	0,01	0,02	15,05	10,62	0,11	0,04	0,11	0,02	0,40	73,14	н/д	
12	0,02	0,42	0,02	0,02	16,00	10,50	0,18	0,03	0,13	0,06	н/д	72,51	0,10	
13	0,01	0,12	0,01	0,02	13,70	11,02	0,10	0,03	0,10	0,02	0,41	74,46	н/д	
14	0,02	0,75	0,03	0,01	14,60	4,80	0,16	0,02	0,14	0,05	0,00	79,41	н/д	
15	0,01	0,73	0,03	0,02	15,30	9,90	0,16	0,02	0,18	0,05	0,00	73,54	0,04	
16	0,02	0,61	0,03	0,01	16,35	7,41	0,17	0,12	0,17	0,07	0,14	74,80	0,08	
Химический состав металла в ковше перед разливкой, %														
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	Cu	V	Al	Fe	W	Ti
1	0,07	0,60	0,02	0,00	17,39	9,74	0,13	0,27	0,16	0,10	0,04	70,94	0,02	0,46
2	0,07	0,66	0,02	0,00	17,25	9,80	0,16	0,37	0,16	0,15	0,04	70,76	0,03	0,48
3	0,06	0,57	0,02	0,00	17,42	10,10	0,15	0,27	0,14	0,15	0,05	70,46	0,03	0,53
4	0,07	0,56	0,03	0,01	17,30	9,70	0,16	0,27	0,21	0,09	0,06	70,88	0,04	0,57
5	0,06	0,58	0,02	0,00	17,25	9,89	0,18	0,39	0,14	0,08	0,04	70,83	0,03	0,45
6	0,06	0,59	0,03	0,00	17,18	10,02	0,14	0,31	0,18	0,07	0,05	70,77	0,04	0,51
7	0,05	0,54	0,03	0,00	17,13	9,83	0,13	0,30	0,18	0,07	0,05	71,07	0,02	0,55
8	0,05	0,55	0,02	0,01	17,27	9,86	0,17	0,33	0,20	0,10	0,05	70,74	0,04	0,57
9	0,05	0,58	0,03	0,00	17,25	9,92	0,15	0,34	0,20	0,14	0,05	70,67	0,03	0,54
10	0,06	0,52	0,02	0,00	17,33	9,70	0,15	0,26	0,15	0,09	0,04	71,05	0,04	0,53
11	0,07	0,58	0,01	0,00	17,42	10,09	0,12	0,33	0,11	0,04	0,04	70,58	0,03	0,52
12	0,06	0,57	0,02	0,00	17,45	10,10	0,20	0,26	0,15	0,08	0,05	70,36	0,10	0,55
13	0,06	0,60	0,01	0,00	17,60	10,18	0,11	0,31	0,10	0,03	0,04	70,40	0,03	0,48
14	0,06	0,72	0,02	0,00	17,30	9,90	0,16	0,29	0,14	0,07	0,05	70,70	0,03	0,50
15	0,06	0,74	0,03	0,00	17,40	9,85	0,16	0,16	0,17	0,07	0,05	70,68	0,04	0,54
16	0,06	0,62	0,03	0,00	17,45	9,82	0,17	0,19	0,15	0,08	0,04	70,84	0,06	0,44

Таблица А.4 – Расчет массового баланса основных элементов за весь период внепечной обработки

Общая масса элемента, пришедшего из ШЭП и добавок, кг														
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	V	Al	Fe	Ti	Сумма	
1	826	855	34	34	22275	12669	192	362	152	902	91454	1015	130993	
2	1015	904	31	17	18692	10718	216	336	129	914	77215	910	111278	
3	912	774	31	16	22311	12274	208	319	57	812	86104	980	124999	
4	882	819	48	28	24617	13029	242	471	129	931	97010	1050	139517	
5	1026	918	38	22	25093	13983	288	702	65	770	98199	1120	142411	
6	814	962	39	21	21901	12494	220	401	111	756	88506	980	127435	
7	986	815	41	5	23761	12404	188	403	115	705	89277	1050	129967	
8	842	698	29	18	20362	11665	216	324	42	724	83512	980	119645	
9	1004	900	35	18	24984	13090	226	703	242	837	90464	1088	133906	
10	1438	815	38	28	25841	13142	238	477	158	930	98666	1050	143089	

Продолжение таблицы А.4

№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	V	Al	Fe	Ti	Сумма
11	1342	814	15	23	22040	12886	177	753	45	728	93495	1050	133525
12	1008	865	30	17	23000	13033	286	416	133	753	92004	991	132857
13	1207	756	17	23	24069	13348	160	788	44	725	96613	1015	138909
14	1055	1233	38	21	22811	13035	214	527	111	678	97087	1050	138050
15	738	1059	35	17	23109	11521	186	348	42	1042	83676	980	122987
16	1023	902	42	19	25608	12961	260	431	127	777	94031	1050	137543
Масса элемента в годном металле в ковше перед разливкой, кг													
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Si	V	Al	Fe	Ti	Сумма
1	88	757	29	4	21946	12292	164	341	126	56	89524	581	126200
2	75	706	25	3	18458	10486	171	396	161	41	75708	514	107000
3	71	673	27	2	20578	11931	177	319	177	59	83233	626	118130
4	92	732	39	12	22620	12683	209	353	118	78	92680	745	130750
5	83	800	32	6	23805	13648	248	538	110	54	97744	621	138000
6	73	719	35	4	20925	12204	171	378	85	55	86199	621	121800
7	62	668	33	2	21190	12160	161	371	87	62	87911	680	123700
8	57	631	28	6	19826	11319	195	379	115	52	81204	654	114800
9	63	731	33	4	21735	12499	189	428	176	63	89048	680	126000
10	79	686	32	4	22876	12804	198	343	119	55	93783	700	132000
11	87	724	12	2	21731	12587	150	412	50	54	88050	649	124750
12	77	733	24	3	22432	12984	257	334	103	64	90444	707	128550
13	78	780	12	3	22880	13234	143	403	39	55	91517	624	130000
14	76	917	29	4	22023	12603	204	369	89	64	90006	637	127300
15	70	860	29	2	20219	11446	186	186	81	53	82132	627	116200
16	77	800	35	4	22526	12677	219	245	103	49	91450	568	129090

Таблица А.5 – Расчет угара основных элементов при внепечной обработке

Угар элементов при внепечной обработке (уравнение А.3), кг											
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Al	Fe	Ti	Общий угар
1	738	97	5	31	328	377	28	847	1930	434	4793
2	940	198	7	14	235	232	44	874	1507	396	4278
3	841	101	4	13	1733	343	30	753	2870	354	6868
4	790	87	9	16	1997	346	32	852	4330	305	8766
5	944	118	6	17	1288	335	40	716	455	499	4411
6	741	244	4	17	975	290	50	701	2307	359	5635
7	924	147	7	3	2571	245	27	643	1366	370	6267
8	785	66	1	12	536	346	21	673	2308	326	4845
9	941	169	2	14	3249	590	37	774	1416	407	7906
10	1359	129	6	24	2966	338	40	874	4883	350	11089
11	1255	91	3	20	308	298	27	674	5446	401	8775
12	931	132	6	14	568	50	29	689	1560	284	4307
13	1129	-24	5	20	1189	114	17	670	5096	391	8909

Продолжение таблицы А.5

№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Al	Fe	Ti	Общий угар
14	978	317	9	17	788	432	10	614	7081	414	10750
15	668	200	6	15	2890	76	0	988	1543	353	6787
16	945	102	8	15	3081	285	40	728	2581	482	8453
Угар элемента при выпечной обработке по годному жидкому металлу в ковше перед разливкой, % отн. (уравнение А.8)											
№	C	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Al	Fe	Ti	Угар металла, % отн.
1	89,3	11,4	14,3	89,0	1,5	3,0	14,7	93,8	2,1	42,8	3,7
2	92,6	21,9	21,1	80,9	1,3	2,2	20,6	95,6	2,0	43,6	3,8
3	92,2	13,0	13,3	85,1	7,8	2,8	14,6	92,7	3,3	36,1	5,5
4	89,6	10,6	18,1	57,7	8,1	2,7	13,4	91,6	4,5	29,0	6,3
5	91,9	12,8	17,0	75,3	5,1	2,4	13,8	93,0	0,5	44,6	3,1
6	91,0	25,3	9,1	82,4	4,5	2,3	22,6	92,8	2,6	36,6	4,4
7	93,7	18,0	18,3	53,8	10,8	2,0	14,6	91,2	1,5	35,2	4,8
8	93,2	9,5	5,1	67,6	2,6	3,0	9,6	92,9	2,8	33,2	4,0
9	93,7	18,8	6,5	78,9	13,0	4,5	16,2	92,5	1,6	37,4	5,9
10	94,5	15,8	16,7	85,6	11,5	2,6	16,6	94,0	4,9	33,4	7,7
11	93,5	11,1	16,7	89,0	1,4	2,3	15,3	92,6	5,8	38,2	6,6
12	92,4	15,3	18,8	84,7	2,5	0,4	10,1	91,5	1,7	28,6	3,2
13	93,5	-3,2	29,9	88,7	4,9	0,9	10,7	92,5	5,3	38,5	6,4
14	92,8	25,7	23,0	81,6	3,5	3,3	4,6	90,6	7,3	39,4	7,8
15	90,5	18,8	17,3	86,4	12,5	0,7	0,2	94,9	1,8	36,0	5,5
16	92,4	11,3	17,9	79,6	12,0	2,2	15,5	93,7	2,7	45,9	6,1

Представленные результаты расчета материального баланса использованы в главе 4 при анализе процессов, протекающих в ходе выпечной обработки стали 08X18H10T в условиях Предприятия «А».