А. В. Чайкин

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕЧНОЙ И ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ ЧУГУНОВ И СТАЛЕЙ ДЛЯ ОТЛИВОК ОТВЕТСТВЕННОГО НАЗНАЧЕНИЯ



Чайкин Андрей Владимирович

Научные основы инновационных технологий печной и внепечной обработки чугунов и сталей для отливок ответственного назначения

Монография

Санкт-Петербург
Наукоемкие технологии
2022

УДК 621.74:669.131.6
ББК 34.61
Ч-12

Рецензенты:

д-р техн. наук, профессор Д. А. Болдырев
д-р техн. наук, профессор Б. М. Немененок

Ч-12 Чайкин А. В. Научные основы инновационных технологий печной и внепечной обработки чугунов и сталей для отливок ответственного назначения: монография. – СПб: Наукоемкие технологии, 2022. – 245 с.

ISBN 978-5-6047504-9-0

В монографии обобщен опыт теории и практики выплавки, рафинирования и модифицирования чугунов и сталей для отливок ответственного назначения. Изложены теоретические основы инновационных технологий модифицирования и рафинирования расплавов чугунов и сталей с применением смесевых дисперсных реагентов и модификаторов. Обоснован выбор дисперсных компонентов для разрабатываемых материалов, методы их подготовки и активации.

Описаны технологические решения использования новых материалов в ходе плавки и внепечной обработки стали и чугунов для отливок ответственного назначения. Показана высокая эффективность их применения для повышения качественных и эксплуатационных свойств отливок.

Монография предназначена для научных и инженерно-технических работников, занимающихся повышением качества отливок ответственного назначения, а также для студентов, обучающихся по специальностям: «Литейное производство чёрных и цветных металлов», «Материаловедение», «Технология машиностроения».

УДК 621.74:669.131.6
ББК 34.61

© Чайкин А. В., 2022
© Оформление. Издательство «Наукоемкие технологии», 2022

ISBN 978-5-6047504-9-0

Оглавление

Введение 6
Глава 1 Объекты исследований 8
1.1 Инновации в литейном производстве, направленные на повышение эффективности работы железнодорожного транспорта 9
1.1.1 Отливки из стали повышенной эксплуатационной стойкости для тележек грузовых вагонов 9
1.1.2 Отливки из чугуна повышенной эксплуатационной стойкости для фрикционных узлов подвижного состава 11
1.2 Современные достижения в области плавки, внепечной обработки, рафинирования и модифицирования сталей для литейного производства ... 13
1.2.1 Высокие электросталеплавильные технологии 13
1.2.2 Плавка стали в индукционных печах 14
1.2.3 Плавка стали в мартеновских печах 15
1.2.4 Плавка стали в электродуговых печах 17
1.2.5 Роль шлаков в выплавке стали 18
1.2.6 Работа со вспененными шлаками 21
1.2.7 Двухшлаковая технология электроплавки 23
1.2.8 Одношлаковый процесс 25
1.2.9 Использование раннего наведения шлака 26
1.3 Совершенствование технологии выплавки стали 110Г13Л методом переплава для производства ответственных отливок 28
1.4 Актуальность совершенствования технологического процесса выплавки стали в печах с кислой футеровкой 29
1.5 Применение модифицирования для повышения эксплуатационной надежности отливок ответственного назначения 32
1.5.1 Модификаторы для внепечной обработки чугунов для отливок 34
1.5.2 Смесевые графитизирующие модификаторы для чугунных отливок 37
1.6 Информационные технологии и программирование в производстве отливок ответственного назначения 39
1.7 Использование статистического и регрессионного анализов 43
Выводы 44
Глава 2 Материалы, оборудование и методики исследований 47
2.1 Шихтовые материалы и выплавка сплавов 47
2.2 Аналитическое оборудование и анализ литейных процессов 51
2.3 Методика исследования характеристик дисперсности используемых дисперсных материалов 52

2.4 Выбор основных компонентов для изготовления смесевых дисперсных реагентов 54
2.4.1 Обоснование выбора углеродсодержащего материала 54
2.4.2 Обоснование выбора кремнийсодержащего материала 56
2.4.3 Обоснование выбора кальций-стронциевого карбоната (КСК) 57
2.5 Исследование зернового состава выбранных материалов 57
2.6 Методика моделирования литейных процессов 61
Выводы 63
Глава 3 Теоретическое обоснование эффективности разрабатываемых инновационных технологий выплавки сталей и чугунов для производства отливок ответственного назначения 65
3.1 Эффективность раннего наведения шлака 65
3.2 Эффективность диффузионного раскисления стали дисперсными смесями в печах с основной футеровкой 71
3.3 Эффективность диффузионного раскисления стали дисперсными смесями в печах с кислой футеровкой 74
3.4 Эффективность внепечной обработки стали дисперсной рафинирующей смесью универсальной 77
3.5 Анализ воздействий элементов на структуры жидкого чугуна и разработка дисперсного модификатора 83
Выводы 92
Глава 4 Экспериментальное подтверждение эффективности разработанных технологических процессов с применением дисперсных реагентов при выплавке стали в печах с основной футеровкой при производстве отливок ответственного назначения 95
4.1 При производстве ответственных отливок для корпусных деталей трубопроводной арматуры из стали 20ГЛ для магистральных нефте- и газопроводов 95
4.2 При производстве стального железнодорожного литья ответственного назначения 108
4.2.1 При производстве отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» в мартеновской печи 108
4.2.2 При производстве ответственных железнодорожных отливок из стали 20ГЛ в электродуговых печах 123
4.3 Подтверждение эффективности раннего наведения шлака, диффузионного раскисления и внепечной обработки стали дисперсными смесями при производстве отливок из 110Г13Л методом переплава 133
4.3.1 При производстве ответственных железнодорожных отливок «крестовины железнодорожные» 133

4.3.2 Экспериментальное подтверждение преимуществ РШ, РДА и РСУ перед широко применяемым модификатором L-Cast® 5,3 139
4.4 Подтверждение эффективности дисперсного модификатора при получении СЧ и ВЧ высоких марок стабильного качества для железнодорожных отливок ответственного назначения «клин фрикционный» 151
4.4.1 Опытно промышленное опробование смесевого модификатора на отливке «клин фрикционный» 153
4.4.2 Исследования по получению отливки «клин фрикционный» марки СЧ35 158
4.4.3 Исследования по получению отливок «клин фрикционный» из ВЧ120 163
Выводы 169
Глава 5 Экспериментальное подтверждение эффективности разработанных технологических процессов с применением дисперсных реагентов при выплавке стали в печах с кислой футеровкой при производстве отливок ответственного назначения 172
5.1 При производстве стальных отливок сельскохозяйственного назначения 172
5.2 При производстве отливок для горнодобывающей техники 178
5.3 При производстве ответственных автомобильных отливок третьей группы 182
5.4 При производстве ответственных железнодорожных отливок 188
Выводы 201
Глава 6 Внедрение результатов исследований в производство 203
6.1 Внедрение инновационных технологий диффузионного раскисления сталей с применением РДА 203
6.2 Внедрение инновационных технологий и материалов при плавке сталей 110Г13Л методом переплава 206
6.3 Внедрение инновационной технологии при плавке стали в печах с кислой футеровкой 208
6.4 Внедрение дисперсного модификатора МК21 при производстве отливки «клин фрикционный» из чугуна СЧ 30 211
Выводы 212
Общие выводы 214
Литература 218

Введение

Динамика роста производства стали в мире указывает на некоторое насыщение рынка. Замедление темпов роста объема производства стали компенсируется повышением ее качества и снижением металлоемкости изделий [1]. Дальнейшее повышение качества стали связано не с коррекцией состава, а с повышением чистоты и улучшением структуры. Задача получения чистой стали в большой металлургии решается, главным образом, использованием новых шихтовых материалов и широкого арсенала современных методов, глубокого рафинирования жидкого металла [1]. Дальнейшие существенные достижения в сталеплавильном производстве в значительной мере связаны с разработкой и промышленным внедрением технологий высокого уровня (ТВУ), направленных на достижение наивысших значений производительности, снижение себестоимости продукции, повышение качества и конкурентоспособности стали и сплавов, реализацию энерго- и ресурсосберегающих и экологически чистых технологий [1, 2, 3, 4].

Это напрямую касается и литейного производства России, которое является основной заготовительной базой машиностроительного комплекса, прогресс которого неразрывно связан с качеством литья [5]. Доля литых деталей из чёрных и цветных сплавов в машинах (в железнодорожном транспорте, автомобилях, тракторах, комбайнах, самолётах, танках и др.) составляет 40–50 %, а в металлообрабатывающих станках и кузнечнопрессовом оборудовании до 70 % по массе и 20 % по стоимости машин [6]. Наряду с этим литейное производство обеспечивает получение сложных по геометрии и конфигурации литых заготовок с внутренними полостями, чего практически невозможно достигнуть другим способом. Поэтому литейное производство, безусловно, сохранит своё лидирующее положение среди других заготовительных производств [7].

В последние годы приобретает особую актуальность проблема хладостойкости материалов в связи с освоением Северных территорий, Арктики и нефтяных месторождений морского шельфа Северного Ледовитого океана. Это связано с резким снижением эффективности работы оборудования и транспорта в зимнее время в этих районах. Анализ работы автохозяйств зоны с суровым климатом показал, что срок службы автомобилей в этой зоне по сравнению с европейской частью страны сокращается в 2 раза, а аварии и поломки, связанные с климатическими условиями, выводят из строя до 25 % парка машин. Поток отказов (по сравнению с летним периодом) деталей тракторов и бульдозеров увеличивается в зимнее время в 2–6 раз, деталей экскаваторов в 5–7 раз. На промыслах Сибири частота отказов буровых установок зимой возрастает по сравнению с летним периодом более, чем в 2 раза. Важнейшим фактором развития техники

низких температур является создание и внедрение надежных материалов, пригодных для работы в этих условиях. [8, 9].

Надёжность и долговечность деталей стального литья машин и различного оборудования определяется, прежде всего, характеристиками пластичности и вязкости литейной стали, сопротивлением материала хрупким разрушениям. Повышение эксплуатационных свойств возможно при условии успешного удаления из металла вредных примесей (кислорода, водорода, серы, фосфора, цветных металлов и т.п.) и придания оставшимся выделениям формы, снижающей их отрицательное влияние на качество металлопродукции. А это невозможно без разработки и промышленного внедрения инновационных материалов, высоких технологий, направленных на повышение качества и конкурентоспособности стали и сплавов для литейного производства, достижение наивысших значений производительности, снижение себестоимости продукции, реализацию энерго- и ресурсосберегающих и экологически чистых технологий и значительно превышающих эффективность существующих традиционных материалов при существенно меньшем расходе [1–4]. Решению этих задач и посвящена данная монография.

Глава 1 Объекты исследований

Проблема повышения эксплуатационной надежности, хладостойкости материалов приобрела в последние годы особую актуальность. Для последних десятилетий характерен рост производства изделий криогенной техники, существенным стимулом для развития которой явилось осуществление в последние годы во многих странах космических программ. С прогрессом криогеники неразрывно связано и развитие металлургии. Важнейшим фактором развития техники низких температур является создание и внедрение надежных материалов, пригодных для работы в этих условиях [10].

Анализ данных по надежности работы машин и механизмов, работающих в условиях низких температур деталей запорной арматуры и деталей из стали 110Г13Л, показывает, что повышение надежности их работы в условиях Крайнего Севера и Сибири требует повышения механических свойств, и в первую очередь хладостойкости. Многие исследователи работают над этой проблемой [12, 13, 14].

Хрупкое разрушение материалов при отрицательных температурах является одной из главных проблем. Как показали исследования ряда авторов, оно является основной причиной высокой аварийности машин и механизмов при отрицательных температурах. Поэтому к деталям, работающим в условиях низких температур, предъявляют все более высокие требования. Для материала литых корпусов задвижек на нефтепроводах, которые в последнее время разрушаются в зимнее время, установлены требования для KCV при 60 °С не менее 24,5 Дж/см^2. В настоящее время в этом направлении ведутся работы [11].

Фирма «Сименс» также повысила требования к материалу для литых заготовок для «Северного потока». Для высокопрочного чугуна с графитом по американскому стандарту A8TM установлены требования по KCV при –40 °С в пределах 912 Дж/см^2. До настоящего времени таких требований к свойствам чугуна в литературе не было [11].

Но особое место в отливках ответственного назначения занимают заготовки для железнодорожного транспорта. Поэтому разработки и промышленное внедрение инновационных материалов, высоких технологий, направленных на повышение качества и конкурентоспособности стали и сплавов, для железнодорожного транспорта особенно актуальны. Рассмотрим достижения литейщиков в этой области.

1.1 Инновации в литейном производстве, направленные на повышение эффективности работы железнодорожного транспорта

Правительство РФ, поставило задачу перед РЖД кардинально повысить эксплуатационную надежность и эффективность отечественного железнодорожного транспорта [14].

Для этого необходимо конструировать новые вагоны, существенно превосходящие нынешнее поколение по многим техническим характеристикам [16]. Основная нагрузка в данном случае, ложится на тележки грузового вагона, обеспечивающие его движение, служащие для опоры кузова на рельсы и для передачи, восприятия и амортизации динамических нагрузок между кузовом вагона и рельсами. Необходимо создать принципиально новые тележки с повышенной нагрузкой на оси 25 тс [18–21].

Широко распространена в настоящее время в РФ тележка модели 18–100. Это надежный и проверенный временем механизм, за время использования которого нагрузка на ось была увеличена с 21 до 23,5 тс. Отечественные заводы, такие как АО «Алтайвагон», «Промтрактор», ПО «Брянский машиностроительный завод» и другие, производят подобные тележки, которые являются подобием, эксплуатируемых в США тележек Барбера [23], но уступающие им по надежности по основным техническим характеристикам [24, 25].

В связи с этим в настоящее время остро назрела необходимость создания принципиально новых отечественных тележек с нагрузкой на ось 25 тс. Железнодорожные пути ОАО «РЖД» допускают возможность эксплуатации вагонов с повышенной грузоподъемностью с осевой нагрузкой 25 тс и выше [26], поэтому ряд ведущих отечественных производителей начали работы по проектированию и изготовлению новых тележек для грузовых вагонов с нагрузкой на ось 25 тс [27–30].

При этом повышаются требования к литым деталям вагонных тележек, которые должны обеспечить требуемую несущую способность последних. Поэтому перед литейщиками стоит задача в освоении новых технологических процессов и инновационных материалов для производства ответственного железнодорожного литья.

1.1.1 Отливки из стали повышенной эксплуатационной стойкости для тележек грузовых вагонов

На всех заводах, производящих тележки вагонов, ведутся работы по разработке и внедрению инновационных конструкций литых деталей и материалов для них. Это, прежде всего, несущие элементы тележки надрессорные балки и боковые рамы, корпуса фрикционные с увеличенным коэффициентом запаса

сопротивления усталости. Высококачественное литье должно выгодно отличаться от аналогов для выпускаемой в настоящее время модели тележки 18–100. ОАО «НВЦ «Вагоны» проводят ходовые испытания полувагонов на новых тележках с усиленными литыми деталями на соответствие требованиям нормативов [31]. Ряд исследований настоящей работы посвящены выполнению этой актуальной задачи.

Отливки для тележки модели 18–100, не обеспечивают надежность конструкции. Боковые рамы и балки надрессорные, производимые в РФ, имеют коэффициент запаса прочности, равный 1,2, что в два раза ниже, чем в США [32]. Срок службы вышеперечисленных отливок в США достигает 50 лет, что в полтора раза выше, чем в РФ [33]. Согласно ОСТ 32.183-2001 (ОСТ), разработанный ГУП ВНИИЖТ отливки балки и рамы изготавливают из среднелегированных марок сталей 20ГФЛ, 20ГЛ, 20ГТЛ и 20ХГНФТЛ. Механические свойства и химический состав отечественных сталей близки к показателям американского стандарта М-201 [34]. Основное отличие заключается в том, что сталь для отливок в США разрешают легировать, модифицировать и обрабатывать вне печи на усмотрение производителя. Кроме того, стали в США выплавляют только в электропечах, а в РФ ОСТ разрешал использовать для выплавки стали и мартеновские печи. Мартеновская печь не обеспечивала требуемые качественные показатели стали [35]. Особенно сложно было получить требуемое значение KCV^{-60}. Вначале в ОСТ ввели факультативом KCV^{-60} на уровне >167 КДж/см^2. Но даже такой низкий показатель литейщиками не достигался. Наблюдался большой разброс по значениям ударной вязкости KCV^{-60} [36]. Основной причиной являлась неудовлетворительная структура металла отливок, изготовленных из стали, выплавленной в мартеновской печи [35]. Кроме того, было установлено, что большое внимание необходимо уделять выбору методики определения KCV^{-60} и способу нанесения V-образного надреза.

Учеными установлено, что легирование углеродистых сталей ванадием и титаном эффективно на образцах с U образным надрезом [11]. Однако, при определении вязкости на образцах с V образным надрезом при 60 °С особой разницы отмечено не было. Существенное влияние на свойства сталей при отрицательных температурах оказывает термическая обработка [41]. Так, при –60 °С и при двойной нормализации KCV^{-60} существенно увеличилась за счет уменьшения химической и структурной неоднородности в стали. Исследования [11, 12, 36, 37, 40] показали, что за счет варьирования легирующими элементами, выплавкой и модифицированием, термической обработкой стали возможно повысить уровень KCV^{-60} до 250 КДж/мм^2.

Учитывая современные тенденции в развитии железнодорожного транспорта, ОАО «ВНИИЖТ» разработал новый ГОСТ 32400 [279] для литых рамы и

балки, где определены марки стали, химический состав и механические свойства. Согласно его требованиям σ_T стали для отливок должен достигать 343 МПа, $\sigma_B \geq 510$ МПа, $\delta \geq 18$ %, $\psi \geq 30$ %, $KCV^{-60} \geq 200$ кДж/м^2. Стали для отливок рамы и балки должны, выплавляться только в агрегатах с основной футеровкой. Окончательно раскислять сталь необходимо алюминием. Для обеспечения необходимого уровня механических свойств ГОСТ допускает применение модифицирования, рафинирования и внепечной обработки.

Поэтому следует использовать преимущества электродуговых печей, разработать и внедрить в производство технологии высокого уровня, которые способны принести наибольший эффект в электросталеплавильном производстве при производстве ответственного железнодорожного литья.

1.1.2 Отливки из чугуна повышенной эксплуатационной стойкости для фрикционных узлов подвижного состава

Основным узлом тележки грузового вагона, предназначенным для снижения колебаний кузова вагона и уровня динамических сил в вертикальной и горизонтальной плоскостях, является рессорное подвешивание с клиновыми фрикционными гасителями колебаний [46, 47, 48], основной деталью которого является отливка «клин фрикционный» (рис. 1.1) [48, 49].

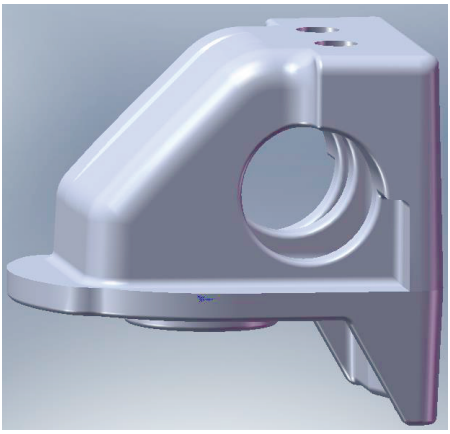


Рисунок 1.1 – Отливка «клин фрикционный»

Работоспособность деталей, входящих в этот узел, является основным фактором, влияющим на величину межремонтного пробега тележки грузового вагона. При этом фрикционный клиновой гаситель колебаний в процессе эксплуатации характеризуется нестабильностью работы. Создаваемая им сила трения

для гашения вертикальных и горизонтальных колебаний кузова вагона со временем уменьшается вследствие износа рабочих поверхностей отливки фрикционного клина, контактирующих с опорной поверхностью надрессорной балки и поверхностью фрикционной планки, что приводит к увеличению динамических сил, действующих на вагон и путь.

Решение указанной проблемы связано с повышением износостойкости и долговечности элементов фрикционного клинового гасителя колебаний. При этом одной из важнейших и актуальных задач является обеспечение необходимых эксплуатационных свойств этого узла, с целью повышения работоспособности гасителя колебаний и значительного увеличения межремонтного пробега грузовых вагонов. Исходя из этого, исследования, направленные на совершенствование тележки грузовых вагонов и ее компонентов, являются актуальными и вытекают из первоочередных задач, которые стоят перед железнодорожным транспортом страны [49].

Особый интерес у исследователей вызывает конструкция и материал отливки фрикционного клина, являющегося быстро изнашиваемой деталью. Как правило, средний пробег у фрикционных клиньев из серого чугуна до замены составляет чуть более 100 тысяч километров со средним износом (потерей массы) по вертикальной и наклонной стенкам в среднем от 15 до 20 % от общей материалоемкости клина. Годовая потребность в этом виде расходных материалов, только при деповских ремонтах, составляет более полутора миллионов штук. При этом приблизительно четыре тысячи тонн чугуна безвозвратно теряется при истирании фрикционного клина.

В работе [50] доказана более успешная работа фрикционных клиньев, отлитых из чугуна по сравнению со стальными. Исследователи работают над постоянным повышением их качества (постепенный переход с СЧ20 до СЧ35). И все же износостойкость клиньев из серого чугуна недостаточна для надежного обеспечения узлом гашения колебаний пробега грузовых вагонов не менее 250 тысяч километров. Очевидны преимущества высокопрочного чугуна в данном вопросе [51, 52]. Необходимо изготавливать фрикционные клинья из высокопрочного чугуна ВЧ120, что обеспечит пробег грузовых вагонов по узлу гашения колебаний не менее 500 тысяч километров. Микроструктура такого клина бейнит и шаровидный графит [54, 55]. Для этого требуется разработка технологии и внедрение термической обработки клиньев из высокопрочного чугуна [56, 57, 61, 62].

Исходя из этого, разработка новых технологий модифицирования чугуна для отливок фрикционных клиньев, становится необходимой для обеспечения рациональной литой структуры чугуна за счет использования модифицирования и микролегирования [58, 59, 60]. Такие технологии должны позволять получение

рациональной структуры литого металла без кардинального технического перевооружения литейных цехов при сохранении существующих технологий выплавки чугуна и формообразования отливок, обеспечивая весь комплекс требуемых механических и специальных свойств чугунов.

В данном случае преимущества электродуговых печей, позволят разрабатывать и внедрять в производство технологии высокого уровня, которые способны принести наибольший эффект в производстве ответственного чугунного литья [63, 66].

1.2 Современные достижения в области плавки, внепечной обработки, рафинирования и модифицирования сталей для литейного производства

1.2.1 Высокие электросталеплавильные технологии

Разработка и промышленное внедрение технологий высокого уровня (ТВУ) способны принести наибольший эффект в электросталеплавильном производстве [1, 2].

ТВУ относится ко всему сталеплавильному комплексу – подготовке шихтовых материалов к плавке, самой плавке, внепечной обработке и непрерывной разливке. Говорить о наивысшей производительности плавильного агрегата можно лишь в том случае, когда предшествующие и последующие стадии строго сбалансированы, состыкованы и синхронизированы. Максимальная производительность электропечи должна отвечать условию, когда она сама лимитирует всю технологическую цепочку:

– каждый элемент ТВУ должен быть отработан до совершенства, сбой в одном из звеньев обесценивает всю работу в целом;

– все элементы конструкций и электрооборудования должны быть предельно надежны и работоспособны;

– средства управления, автоматизации, информации и компьютеризации должны отвечать последним достижениям в этой области;

– энергетический режим плавки, состав шлака, окисленность ванны и другие элементы технологии должны варьироваться в узких пределах, обеспечивая стандартность плавки в целом;

– внепечная обработка является неотъемлемой частью сквозной технологической схемы производства стали. Процесс плавки в электропечи, рафинирование, доводка по составу и температуре средствами ковшевой металлургии должны быть тесно увязаны в единую цепочку;

– ТВУ должна обеспечить получение конечного состава металла в нормативных узких пределах, обеспечивающих минимальный разброс служебных свойств готовой стали;

– управление качеством и все частные технологические процессы должны быть тщательно проанализированы и сертифицированы;

– решение экологических вопросов должно отвечать современным жестким санитарным нормам для предотвращения загрязнения окружающей среды;

– ТВУ под силу лишь опытному, хорошо подготовленному персоналу. Эту технологию могут применять профессионалы, мастера своего дела, имеющие специальное образование, прошедшие школу и практику на однотипных передовых предприятиях, в том числе и за рубежом.

1.2.2 Плавка стали в индукционных печах

Плавка стали в индукционных печах затрудняет применение ТВУ. Недостатком выплавки стали в индукционных печах является высокая стоимость оборудования, потребность в большом количестве электроэнергии и высокая стоимость передела, так как на 1 т стали при твердой завалке расходуют 600–950 кВт·ч электроэнергии [65].

Нагрев шлака в них происходит главным образом за счет тепла, выделяющегося в металле. Поэтому температура шлака ниже температуры металла. Холодные, вязкие, нереакционноспособные шлаки не позволяют рафинировать ответственные марки стали и получать металл с низким содержанием серы (<0,02 %) и кислорода (<0,005 %). Другими словами, качество металла, выплавляемого в индукционных печах, в значительной мере определяется качеством шихты. При необходимости в индукционных печах можно проводить и десульфурацию металла. Но для этого необходимо несколько раз скачивать и наводить новый высокоосновной восстановительный шлак, применять подогрев шлака, увеличивать расход плавикового шпата. Это вызывает увеличение продолжительности плавки, снижает стойкость футеровки печи, усложняет работу и увеличивает стоимость технологии. Поэтому в большинстве случаев стремятся так подбирать шихту и так вести процесс, чтобы необходимость специального проведения десульфурации была исключена [67]. По существу, плавка в таких печах есть переплав чистой, специально отобранной металлической шихты с добавкой ферросплавов, лигатуры и некоторого количества шлакообразующих добавок [67–69].

Футеровка тиглей может быть кислой (кварцевый песок, кварцит) или основной (порошок магнезита или хромомагнезита). В огнеупорах для печей высокой частоты должны отсутствовать токопроводящие и магнитные примеси, так как в высокочастотном поле они нагреются, оплавятся, что может привести к прогоранию тигля. Рассеивание магнитного потока в зазоре между индуктором м металлом вынуждает уменьшать толщину футеровки тигля. Малая толщина

футеровки и трудность ремонта вертикальных стенок тигля служат причиной низкой стойкости футеровки. Стойкость основной футеровки может достигать 100 плавок, стойкость кислой футеровки выше.

Эти обстоятельства ограничивают применение индукционных печей для массового производства стали. В этих печах целесообразно выплавлять лишь стали и сплавы специальных марок, которые невозможно или неэкономично (вследствие трудностей технологии) плавить в других агрегатах, а также стали и сплавы, высокая стоимость которых позволяет пренебречь большими затратами на электрооборудование и электроэнергию (когда экономия от уменьшения угара ценных легирующих элементов компенсирует увеличение капитальных затрат и энергетических ресурсов). В силу указанных причин на металлургических заводах индукционные печи находят ограниченное применение для производства особо низкоуглеродистых сталей и сплавов. В последнее время их все шире используют для плавления отливок из высококачественного и синтетического чугуна [70, 71]. За рубежом крупные (до 60 т) печи этого типа используют как накопители чугуна (миксеры) [66]. Наибольшее распространение индукционные печи получили в цехах фасонного и мелкого стального литья во многом благодаря постоянным инновациям в области индукционной плавки [72–74].

1.2.3 Плавка стали в мартеновских печах

Мартеновская печь по устройству и принципу работы является пламенной отражательной регенеративной печью [75]. В плавильном пространстве сжигается газообразное топливо или мазут. Температура факела пламени достигает 1800 ˚С. Факел нагревает рабочее пространство печи и шихту. Он способствует окислению примесей шихты при плавке. Высокая температура для получения стали в расплавленном состоянии обеспечивается регенерацией тепла печных газов. Продолжительность плавки составляет 3–6 ч, для крупных печей – до 12 ч.

Преимущества мартеновского способа выплавки стали:

1) возможность переработки в больших количествах железного лома;

2) малый угар металла (менее 3 %);

3) возможность получения стали заданного состава высокого качества.

К недостаткам метода следует отнести:

1) низкую производительность;

2) большой расход топлива;

3) трудность в получении высоколегированных и специальных сталей, вследствие недостаточной температуры [76].

В настоящее время мартеновский способ производства стали практически вытеснен гораздо более эффективным кислородно-конвертерным способом

(около 63 % мирового производства), а также электроплавкой (более 30 %). Начиная с 70-х годов новые мартеновские печи в мире более не строят, а старые закрывают [77]. Так, «ПК Бежицкий сталелитейный завод» производил стальные отливки ответственного назначения для железнодорожного транспорта «балка надрессорная» и «рама боковая». Металл выплавляли в мартеновской печи с основной футеровкой емкостью 60 тонн. Специалисты завода и отечественные ученые постоянно работали над повышением механических свойств стали 20ГЛ и качественных показателей отливок [78–80]. Вместе с тем, стабильно обеспечить требуемые механические свойства стали на заводе не смогли. Мартеновская печь была остановлена. В настоящее время металл выплавляют в электродуговых печах переменного тока и в новой печи постоянного тока. Специалисты ВНИИЖТ также считают, что металл, выплавленный в мартеновской печи [81], не обеспечивает оптимальной структуры боковых рам и балок.

И все же около 3–4 % мировой выплавки стали все еще приходится на мартеновские печи. Так, например, флагман отечественного машиностроения «Уралвагонзавод» использует 60-тонные мартеновские печи для производства ответственного железнодорожного литья «рама боковая» и «балка надрессорная» [82]. Специалисты «Уралвагонзавода» и отечественные ученые пытаются привнести элементы высоких технологий в выплавку низкоуглеродистых сталей 20ГЛ в мартеновских печах для повышения механических свойств отливок. Проведены исследования по модифицированию и внепечной обработке мартеновской стали 20ГЛ для отливок вагонных деталей барий-кальций-стронциевым карбонатом [83]. Ощутимых улучшений показателей получить не удалось. Проведены исследования эффективности применения ванадийсодержащих сталей 30ХГФРЛ и 20ХГСФЛ взамен сталей с никелем и молибденом, а также стали 20ФТЛ для литых деталей ответственного назначения [84]. На основании исследований установлен более стабильный уровень технологических и механических свойств, лучшая ремонтопригодность деталей из стали 20ГФТЛ, при исправлении дефектов, а также более высокая устойчивость ее против деформационного старения на протяжении назначенного срока службы. Таким образом, серийное внедрение стали 20ГФТЛ взамен 20ГЛ может оказаться технически и экономически эффективным. Рекомендовано внедрение данной марки в отраслевой стандарт в ОСТ 32.183-2001 [85, 86]. **На наш взгляд, для повышения качественных показателей мартеновской стали необходимо провести исследования по дополнительному диффузионному раскислению шлаков раскислительными смесями для более глубокого рафинирования расплава и повышения тем самым механических и эксплуатационных свойств мартеновской стали.**

1.2.4 Плавка стали в электродуговых печах

Дуговые печи имеют неоспоримые металлургические преимущества, по сравнению с индукционными и другими агрегатами, и большую на 23–30 % производительность при одинаковой емкости, что делает применение дуговых электропечей оправданным и даже необходимым [87]. Технология плавки в ДСП способна обеспечить требования ГОСТ по уровню служебных свойств и высокие технико-экономические и экологические показатели.

Для плавки стали применяют трехфазные сталеплавильные дуговые печи с зависимой дугой, в которых электрическая дуга образуется между электродами и металлом. Отечественная промышленность выпускает трехфазные дуговые печи емкостью от 0,5 до 75 (180) т. Одним из основных расходуемых элементов в ДСП являются графитовые электроды. Они могут иметь диаметр до 550 и длину до 1800 мм. Расход их составляет 35 кг/т стали. Удельная мощность ДСП от 200 до 700 кВт/т. Печи малой емкости загружают через рабочее окно, а большой емкости сверху, при этом свод приподнимают и поворачивают в сторону или печь выезжает из-под него. Для слива шлака печь наклоняют в сторону рабочего окна, для выпуска металла – в сторону выпускного отверстия.

В последнее время стремятся к следующим основным признакам ТВУ: электропечь предназначена лишь для расплавления шихты и выплавки полупродукта; все рафинировочные операции, легирование, доводку металла по составу и температуре осуществляют вне печи методами ковшевой металлургии. Наибольшее распространение в мире получают агрегаты, работающие со стратегией минимизации затрат, что обычно характерно при производстве стали массового сортамента [1]. Практическая реализация этой схемы оказалась возможной в последнее десятилетие за счет большого прогресса в области технологии электроплавки (уменьшение цикла плавки до 3060 минут) [88]. В течение последних двух десятилетий также непрерывно совершенствовали агрегаты комплексной обработки сталей (АКОС) как в конструкционном, так и технологическом плане [89]. Это позволило достичь весьма высоких показателей как в части качества стали, так и в части энерго и ресурсосбережения в технологической системе её выплавки и разливки [90]. Более того, на практике убедительно доказана высокая конкурентоспособность АКОС практически для всего диапазона вместимости сталеразливочных ковшей: от 12–15 тонн до 350–360 тонн [91]. Кроме того, в состав АКОС входят средства для перемешивания металла инертным газом, система подачи ферросплавов и материалов для рафинирования стали в ковше. В настоящее время непрерывный ввод различных веществ (углерода, раскислителей, модификаторов) проводят с применением порошковой проволоки с помощью специального трайб-аппарата, состоящего из подающего и разматывающего устройств.

АКОС успешно используют и в литейном производстве на вновь открывающихся современных предприятиях. Ярким представителем такого предприятия является сталелитейный завод ООО «БВК» г. Челябинска, обладающий уникальными технологиями, позволяющими выпускать подавляющее большинство высококачественных конструкционных сталей [92].

Для дальнейшего повышения качества стали в АКОС необходимо провести исследования, направленные на совершенствование диффузионного раскисления стали инновационными материалами.

Для плавки стали в электропечах с основной футеровкой в настоящее время широко используют следующие технологии: двухшлаковая (классическая), метод переплава легированных отходов (чистый переплав и с использованием газообразного кислорода), плавка стали с использованием металлизованных окатышей, метод смешения и др. В последние десятилетия новое оборудование сталеплавильного производства существенно изменило содержание каждой из перечисленных технологий с доведением ее на передовых электросталеплавильных производствах до уровня технологии высшего уровня. Большое значение во всех технологических процессах плавки в электропечах играют шлаки, поэтому необходимо рассмотреть их роль в получении качественной стали.

1.2.5 Роль шлаков в выплавке стали

Шлаки являются не только неизбежным продуктом металлургического производства, но и второй после металлов фазой по массе, энерго и материалоемкости. Они играют существенную роль в процессах получения стали. По существу, шлак является таким же, как металл, равноправным участником любого металлургического процесса. Формирование шлака нужного состава и с необходимыми свойствами является такой же важной задачей для металлургов, как и получение чугуна и стали [93–95].

Химический состав шлаков является их важнейшей характеристикой, так как он определяет основные физико-химические свойства шлаков. Любой сталеплавильный шлак обычно представляет собой сложный расплав, состоящий из десятков оксидов различных металлов и металлоидов [96, 97]. Эти оксиды образуют между собой еще большее число различных двойных, тройных и даже более сложных соединений (солей) [98–101]. Однако основные физико-химические свойства шлаков определяются содержанием в них ограниченного количества оксидов и их соединений между собой. Оксидами, обычно оказывающими решающее влияние на свойства шлака, являются CaO, FeO, MnO, MgO (основные), SiO_2, P_2O_5 (кислотные), $A1_2O_3$, Fe_2O_3 (амфотерные). При переделе легированной шихты в шлаках также могут содержаться в значительных количествах оксиды

Cr_2O_3 и V_2O_3 (амфотерные), TiO_2 и WO_3 (кислотные). В некоторых случаях может иметь практическое значение содержание в шлаках оксидов щелочных металлов Na_2O и K_2O [102].

В настоящее время в металлургии преобладает тенденция использования главным образом сталеплавильных агрегатов с основной футеровкой.

Химические свойства шлаков во многом определяются соотношением концентраций основных и кислотных оксидов, количественной характеристикой которого является основность шлака [103].

Универсальной формулой для определения основности шлака (B) является отношение суммы концентраций основных оксидов к сумме концентраций кислотных и амфотерных оксидов [103].

$$B = \frac{(CaO) + k_1(FeO) + k_2(MnO) + k_3(MgO) + ...}{(SiO_2) + k'(P_2O_5) + k''(Al_2O_3) + k'''(Fe_2O_3) + ...}, \quad (1.1)$$

где k_1, k_2, k_3 – коэффициенты, величиной которых учитывается эквивалентность FeO, MnO, MgO наиболее сильному основному оксиду CaO;

k', k'', k''' – коэффициенты, величиной которых является эквивалентность P_2O_5, Al_2O_3, Fe_2O_3 наиболее сильному кислотному оксиду SiO_2.

На сегодняшний день точные значения коэффициентов эквивалентности различных оксидов не полностью установлены [93]. Поэтому практическое использование формулы (1.1) не представляется возможным. Обычно для расчета основности шлака пользуются упрощенным соотношением

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2) + (P_2O_5)}, \quad (1.2)$$

а при переработке низкофосфористых материалов основность шлака можно определять при помощи уравнения

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)}. \quad (1.3)$$

Рассчитанная при помощи соотношений (1.2) и (1.3) величина основности шлака является достаточно точной его характеристикой при высоких температурах заключительного периода плавки. Однако она не учитывает того, что при низких температурах начала плавки FeO обладает свойствами основного оксида. По этой причине образующиеся в начальном периоде плавки шлаки с высоким содержанием оксидов железа могут удалять из металла значительные количества серы и фосфора, имея основность B<1. При высоких температурах конца плавки для успешного удаления серы и фосфора из металла основность шлака должна составлять не менее 2,5–3,0. **Поэтому в условиях сталеплавильных процессов главная роль в образовании основных шлаков принадлежит извести CaO** [98, 104].

Температура плавления оксида кальция превышает 2800 °С. Такие высокие температуры наблюдают только в локальных объемах ванн сталеплавильных агрегатов, например, вблизи зоны горения электрической дуги или в первичной реакционной зоне при продувке ванны кислородом. По этой причине основное количество извести растворяется в сталеплавильном шлаке из твердого состояния [104]. Анализ литературных данных и опыт работы действующих цехов показывает, что основные технологические показатели плавки существенным образом зависят от скорости формирования и свойств шлака на всех этапах и особенно в начальный ее период [104, 105, 106]. Шлакообразование является наиболее медленным процессом плавки и во многом определяет величину потерь теплоты и металла, ход рафинирования, а также стойкость футеровки.

Принято считать, что в условиях сталеплавильных процессов главная роль в растворении извести принадлежит оксидам железа или обладающим сходными с ними свойствами оксидам марганца [107–108]. Это мнение основано на следующем:

– в шлаках традиционных сталеплавильных процессов, основанных на окислительном рафинировании, оксиды железа всегда присутствуют в значительных количествах;

– с увеличением содержания (FeO) существенно улучшаются условия смачивания извести шлаком, что облегчает проникновение шлака по трещинам и порам внутрь кусков извести;

– оксиды железа и кальция имеют сходные кристаллические решетки. Ионы, из которых состоят оксиды железа (Fe^{2+}, Fe^{3+} и O^{2-}), имеют малые размеры, что облегчает проникновение оксидов железа в кристаллическую решетку извести и их диффузию вглубь кусков;

– в результате взаимодействия оксидов кальция и железа образуется большое количество легкоплавких твердых растворов и ферритов кальция.

Ускорение формирования основного шлака способствует снижению потерь металла от окисления, улучшению процессов дефосфорации и десульфурации и снижению негативного воздействия кислых оксидов на футеровку агрегата.

Для интенсификации шлакообразования необходимо разработать разжижитель шлака, который будет загружаться на подину печи сверху извести и способствовать раннему наведению шлака. Его необходимо изготавливать на основе дисперсных карбонатов кальция. В результате диссоциации карбонатов и выделения CO_2 будет устраняться главный фактор, влияющий на замедление процесса растворения извести в шлаке в начальный период плавки, которым является реакция взаимодействия SiO_2 и CaO с образованием тугоплавкой пленки 2CaO•SiO [107]. CO_2, выделяющийся в результате реакции диссоциации

карбоната, препятствует образованию пленки и способствует ускорению процесса растворения извести в шлаке. Образовавшийся в результате диссоциации дисперсный, высокопористый CaO усваивается шлаком полнее и в 1,5–2,0 раза быстрее [107]. Высокая скорость растворения активной извести способствует также раннему и более полному удалению серы и фосфора из металла. Рациональна добавка в смесь флюсов, понижающих вязкость шлака, резко снижающих температуру плавления шлаков и способствующих растворению извести. В этом отношении наиболее эффективной является присадка плавикового шпата CaF_2. По данным некоторых исследований ввод в шлак MgO в количестве 4–6 %, например, в виде доломитизированной извести, также способствует понижению вязкости шлака и улучшению шлакообразования [109, 110]. В основных шлаках Al_2O_3 в количестве до 10–12 % ускоряет растворение извести и понижает вязкость шлака. При более высоких концентрациях глинозема технологические свойства шлака могут ухудшаться. В некоторых случаях может иметь практическое значение добавки оксидов щелочных металлов Na_2O и K_2O. **Таким образом, разработка дисперсных смесей на основе кальций-стронциевого карбоната, способствующих раннему наведению шлака, является актуальной задачей.**

1.2.6 Работа со вспененными шлаками

На практике, в последнее время, широко используется технология высокого уровня (ТВУ), благодаря которой окончательно утвердилась концепция ускорения плавки – это экранирование дуг шлаком [1]. Давно известное сталеплавильщикам отрицательное явление вспенивания шлака, затрудняющее теплопередачу в мартеновских печах и создающее опасность выбросов металла в кислородных конвертерах, в электродуговых печах оказалось важнейшим технологическим приемом.

Первым шагом решения проблемы увеличения подводимой мощности в дуговых печах было использование интенсивного охлаждения стен и свода печи. Однако даже водяное охлаждение не в состоянии было обеспечивать стойкость футеровки против огромных тепловых нагрузок. При свободном горении дуги общая степень передачи энергии составляет 36 % [111], если исходить из того, что общее количество остальной излучаемой дугой энергии распределяется по одной трети между стенкой печи, сводом печи и жидкой ванной. Если дуга наполовину своей длины или полностью погружена в шлак, то излучаемая дугой энергия будет передаваться примерно наполовину (43 %) или полностью (благодаря теплопроводности шлака) ванне металла. Коэффициент использования энергии составит при этом, соответственно, 65 и 93 % [111, 112]. Кроме того,

когда дуги погружены в шлак, значительно уменьшаются колебания силы тока и напряжения, что позволяет увеличить подводимую мощность и длину дуг. При увеличении длины дуг ток уменьшается. В результате этого, а также меньшего бокового расхода при экранировании шлаком снижается расход электродов [111, 113].

Всему перечисленному способствует вспенивание шлака. Основными факторами, влияющими на образование вспененного шлака, являются газовая фаза (количество газов, образующихся в результате реакций обезуглероживания металла, или восстановления оксидов железа шлака углеродом) и шлаковая ванна (температура, вязкость, поверхностное натяжение шлака, межфазное натяжение шлак – металл). Для поддержания шлака во вспененном состоянии требуется [114, 115]:

– повышенный расход шлакообразующих компонентов, обеспечивающих основность шлака более двух единиц при повышенной вязкости и минимальном межфазном натяжении, и содержании в нем 15–20 % оксидов железа;

– вдувание кислорода для поддержания кипения ванны;

– обеспечение более 0,8 % [C] или вдувание углеродсодержащих материалов в шлак.

Выполнение этих условий лучше всего достичь интенсификацией ввода кислорода в печь с повышением его расхода до 50 $м^3$/т и вдуванием угольного порошка при удельном расходе до 10 кг/т.

Удельный расход энергии при расплавлении под вспененным шлаком ниже, чем при наличии плохо вспененного шлака. Экономия энергии достигает от 10 до 30 кВт·ч на одну тонну жидкой стали. Это объясняется лучшей передачей энергии вследствие экранирования дуг, возможностью работы на длинных дугах, частичного нагрева сопротивлением и передачи тепла конвекцией через слой шлака в системе «шлак-металл», введением дополнительного тепла окисления углерода. Особенно высокая экономия энергии наблюдается при присадке необожженного доломита, хотя на разложение доломита расходуется энергия [116].

Формирование и поддержание вспененных шлаков требует постоянного поступления газообразующих компонентов. Интенсификация ввода кислорода в печь с повышением его расхода до 25–30 $м^3$/т стала важнейшим фактором обеспечения сверхвысокой производительности дуговых печей. Для обеспечения вспенивания шлака в условиях дефицита углерода в балансе реакции обезуглероживания (кусковые присадки кокса характеризуются малым КПД, а использование чугуна не всегда экономически оправдано), необходимо вдувание порошкообразного углерода [116].

Идеальным для поддержания вспененных шлаков является использование металлизированных окатышей, содержащих и углерод, и кислород, и что не менее важно-равномерно вводимых в реакционную зону. Вспенивание шлака прямо влияет только на один металлургический параметр – содержание азота в стали. При работе на шихте, включающей горяче-брикетированное железо, содержание азота снижается от 10 до 20 ppm благодаря промывке ванны в процессе более интенсивного обезуглероживания и лучшей защиты металла от атмосферы печи слоем вспененного шлака. По результатам контроля за вспениванием по отношению ультрафиолетового и инфракрасного излучения дуг, по шумовыделению и вибрации печи и регулированию подачи углерода можно достичь более эффективного ведения плавки стали, снижения содержания азота в стали и уменьшения расхода электроэнергии [116, 117].

Необходимо использовать преимущества вспененных шлаков при производстве отливок ответственного назначения.

1.2.7 Двухшлаковая технология электроплавки

На основе преимуществ, которыми обладает электропечь по сравнению с другими плавильными агрегатами, сформировалась двухшлаковая технология электроплавки, которая отвечает ТВУ. Технология позволяет рафинировать ответственные марки главным образом легированной стали под хорошо раскисленными основными шлаками и получать металл с низким содержанием серы, фосфора (<0,02 %) и кислорода (<0,005 %). Это очень важно для производства фасонного литья, где не всегда целесообразно использовать агрегаты комплексной обработки сталей (АКОС). При малой металлоемкости форм наиболее рациональная емкость электропечей 3–6 тонн, и здесь наиболее приемлема двухшлаковая технология выплавки стали.

Плавки стали в печах с основной футеровкой необходимо проводить с окислением. Во время окислительного процесса создаются благоприятные условия для удаления фосфора. Сразу же по расплавлению металла и шлака печь наклоняют в сторону рабочего окна и скачивают шлак. Если этого оказывается недостаточно для снижения фосфора в стали до требуемой величины, наводят новый высокоосновный шлак и проводят рудный кип, после чего шлак повторно удаляют. Эту операцию можно повторять до получения заданного содержания фосфора.

В данном случае при расплавлении шихты целесообразно применить раннее наведение основного шлака с помощью разработанных специальных флюсов, что будет способствовать снижению потерь металла

от окисления, повышению эффективности процесса дефосфорации, снижению времени раплавления шихты, экономии электроэнергии и снижению негативного воздействия кислых оксидов на футеровку агрегата.

Чтобы добиться высокого качества выплавляемой стали, в ДСП проводят так называемый восстановительный период, диффузионное раскисление стали. **При выплавке сталей для ответственного фасонного литья он является наиболее ответственным за качество стали. Диффузионное раскисление** позволяет повысить эффективность следующего за ним модифицирования стали, так как качественное проведение диффузионного раскисления способствует максимальному удалению кислорода и глубокой десульфурации [118, 119]. Операции внепечной обработки плохо раскисленного металла с повышенным содержанием серы вызывают «перерасход модификатора» [120, 121]. В данном случае активные элементы модификатора вначале будут взаимодействовать с кислородом и серой расплава. Они сохранятся не полностью для модифицирования неметаллических включений и формирования необходимой структуры металлической матрицы. Кроме того, в это время восстанавливаются также оксиды марганца, хрома и других легирующих элементов. Основным преимуществом «классического» метода диффузионного раскисления является обеспечение минимума неметаллических включений в объеме металлической ванны.

Кроме того, в это время восстанавливаются также оксиды марганца, хрома и других легирующих элементов. Основным преимуществом «классического» метода диффузионного раскисления является обеспечение минимума неметаллических включений в объеме металлической ванны. Однако нельзя забывать, что при раскислении (FeO) шлака обычно применяемыми для этой цели алюминием, кремнием и углеродом или несколькими из них в различной комбинации неизбежно происходит восстановление фосфора из шлака в металл. Поэтому предварительно шлак должен быть удален из печи в возможно полной степени и заменен новым. Эта смена шлака сама по себе также способствует раскислению металла.

Отличительной особенностью диффузионного раскисления является участие шлаковой фазы в металлургических процессах восстановления оксидов. Первоочередная задача заключается в связывании серы и восстановлении оксидов железа в шлаке. Диффузионное раскисление основано на принципах закона распределения Нернста [122, 123], согласно которому соотношение концентраций вещества, растворенного в двух смежных несмешивающихся жидкостях, для данных температур и давлений является постоянной величиной:

$$L = [FeO] / (FeO) = const, \quad (1.4)$$

$$L = [FeS] / (FeS) = const, \quad (1.5)$$

где [FeO], [FeS], – концентрации оксидов и сульфидов железа в стали; (FeO), (FeS) концентрации оксидов и сульфидов железа в шлаке.

Если уменьшить концентрации оксидов в шлаке, начнется диффузионный переход кислорода и серы из металла в шлак, то есть рафинирование металла.

При уменьшении концентрации оксида железа в шлаке можно достичь довольно низкой равновесной концентрации растворенного в стали кислорода. К недостаткам диффузионного раскисления следует отнести длительность восстановительного периода, который может достигать 45–60 минут и связан с процессом диффузии, а также с ограниченной поверхностью раздела фаз [122, 124]. Для диффузионного раскисления сталей применяют обычно раскислительные смеси, которые состоят чаще всего из дробленных коксика, феросилиция ФС75, гранулированного алюминия. Готовят смеси сами сталевары. Такой способ приготовления и фракционный состав смеси не позволяет обеспечить равномерное распределение материалов в составе при перемешивании и, как следствие, во время рафинирования шлака компоненты реагируют неодновременно и неравномерно по всему объему шлака. Операцию раскисления приходится неоднократно повторять подачей очередных порций смесей до получения белого рассыпчатого шлака, что увеличивает расход материала и время восстановительного периода. Таким образом, отмечается большая трудоемкость подготовки раскислительных смесей и, создающиеся при этом, неблагоприятные экологические условия труда на участках подготовки шихты и плавки.

Поэтому представляется актуальным создание новой технологии, позволяющей резко снизить время восстановительного периода при одновременном повышении эффективности раскисления. **Актуально также восстановительный период проводить под вспененным шлаком. Для этого необходимо создавать раскислительные смеси, которые наряду с высокой реакционной способностью способствовали бы и вспениванию шлака.**

1.2.8 Одношлаковый процесс

В большой металлургии ТВУ наиболее полно реализуют в так называемом одношлаковом режиме. Появление этой технологии связано с увеличением мощности трансформатора, ростом емкости печи и появлением мощных средств внепечного рафинирования. В первом случае – наличие мощного трансформатора исключает целесообразность осуществления в печи рафинировочных процессов. Необходимость подвода ограниченной энергии в восстановительный период плавки обесценивает высокую мощность трансформатора. Во втором случае возникают трудности обслуживания печи. Для печей большой емкости характерно малое значение отношения межфазной поверхности металл-шлак к весу расплава. Это затрудняет процессы рафинирования, в частности раскисления, удаления серы. В третьем случае – средства внепечного рафинирования практически

исключают необходимость рафинирования металла в печи, связанную с ее длительной выдержкой. Одношлаковой технологии отвечает строгая специализация агрегатов.

Вторая разновидность одношлакового процесса электроплавки, связанная с переплавом, видимо, сохранит свои позиции на длительный срок, что связано с экономической целесообразностью переработки всего образующегося лома. Эту разновидность используют при выплавке высоколегированных (износостойких, коррозионностойких, быстрорежущих и др.) сталей методом переплава легированных отходов. Для этой цели целесообразно использовать дуговые печи с относительно небольшой емкостью, что характерно для литейного производства. Выплавка сталей одношлаковым методом в дуговых печах связана с раскислением, доводкой металла до нужного состава и температуры под окислительным шлаком. Это особенно важно для износостойкой стали 110Г13Л, большое количество которой производится методом переплава. Основными потребителями отливок из высокомарганцовистой стали в РФ и за рубежом являются горнообогатительные, машиностроительные и другие промышленные предприятия [125–127].

1.2.9 Использование раннего наведения шлака

В большой металлургии для повышения эффективности плавки успешно используют раннее наведение шлака. Раннее шлакообразование является одним из важнейших технологических требований в современном высокопроизводительном конвертерном процессе, обеспечивающем оптимальный ход кислородной продувки и глубокое рафинирование металла в конвертере. Для разработки ускоренного режима шлакообразования в кислородном конвертере исследовали механизм и кинетику процессов растворения извести в первичном шлаке и определяли фазовый состав шлака в процессе кислородной продувки [98].

Механизм растворения извести в шлаке включает следующие основные звенья:

1. По имеющимся в кусках извести трещинами и порам компоненты шлакового расплава проникают внутрь кусков извести, в результате чего поверхность раздела фаз значительно увеличивается.

2. Диффузия оксидов (ионов) железа, марганца и других компонентов шлакового расплава в кристаллическую решетку извести с образованием более легкоплавких, чем CaO, твердых растворов и химических соединений в поверхностном слое.

3. Оплавление поверхностного слоя кусков, растворение его составляющих в шлаке и массоотдача компонентов этого слоя от межфазной границы известь-шлак в объем шлакового расплава.

Результаты петрографических исследований механизма шлакообразования показали, что процесс растворения извести на плавках проходит стадии образования и превращения первичной структурной фазы шлакового расплава, которая в твердом состоянии образует железисто-марганцовистый монтичеллит CaO(Mn, Mg, Fe) • O^SiO_2 с температурой плавления 1208 °С [98]. Монтичеллит представляет собой единственную кристаллическую фазу первичного шлака и составляет 88–91 %, остальное приходится на долю SiO_2 [98, 128]. С увеличением концентрации катионов Fe^{2+} и Mn^{2+} в расплаве повышается скорость растворения извести в шлаке. Для интенсивного взаимодействия извести со шлаком необходимо присутствие как оксидов железа, так и оксидов марганца. Оксиды железа, марганца и кальция имеют сходные кристаллические решетки. Ионы, из которых состоят оксиды железа (Fe^{2+}, Mn^{2+}), имеют малые размеры, что облегчает проникновение оксидов железа и марганца в кристаллическую решетку извести и их диффузию вглубь кусков что связано с образованием легкоплавких и маловязких растворов FeO-MnO-CaO (RO-фаза) [98, 128] и улучшением условий проникновения шлака в куски извести вследствие лучшего смачивания.

Для более полного и быстрого растворения извести в конверторном шлаке исследователи разработали ряд мероприятий [98, 128]. Некоторые из них заслуживают особого внимания:

1. Подача в ванну флюсов, понижающих вязкость шлака и способствующих растворению извести. Ускорить шлакообразование можно введением в ванну добавочных материалов, снижающих температуру плавления шлакообразующих материалов и повышающих жидкоподвижность шлака. На практике для этого в основной шлак добавляют боксит с высоким содержанием Al_2O_3 и плавиковый шпат с высоким содержанием CaF_2. В этом отношении наиболее эффективной является присадка плавикового шпата CaF_2, который не только уменьшает вязкость шлака, но и резко снижает температуру плавления растворов системы CaO-CaF_2.

2. Вдувание порошкообразной извести в первичную реакционную зону кислородного конвертера в потоке кислорода. В этом случае дисперсные частицы порошка быстро прогреваются, а окисление железа обеспечивает образование некоторого количества железистого шлака. Таким образом, формирование железисто-известкового шлака происходит практически в момент продувки.

Раннее наведение шлака целесообразно внедрять при выплавке сталей для производства отливок ответственного назначения. Для этого необходимо разработать новый флюс, который будет использоваться для раннего наведения

шлака. При этом необходимо учесть вышеизложенный накопленный в большой металлургии опыт.

1.3 Совершенствование технологии выплавки стали 110Г13Л методом переплава для производства ответственных отливок

Высокомарганцевая сталь обладает уникальным комплексом свойств, позволяющих изготавливать из нее конструктивно сложные отливки, эксплуатирующиеся в условиях больших динамических и циклических нагрузок, интенсивного износа. Обычно выплавляют стали 110Г13Л для отливок 1-й и 2-й групп. Сталь 110Г13Л выплавляют методом окисления и переплава. Последний метод наиболее экономичный, так как после расплавления шихты шлак, как правило, не скачивают, а сразу приступают к проведению восстановительного периода. В результате при выплавке стали методом переплава по сравнению с окислительной плавкой за счет отсутствия окислительного периода сокращается расход легирующих добавок, электроэнергии на 12–15 %, повышается производительность печи на 15–20 % [129, 130].

При плавке методом переплава отходов в шихте используют чистый плотный амортизационный лом этой марки стали (зубья экскаваторов, стрелочные переводы, траки и др.), но чаще всего используется собственный возврат, а именно: прибыли, литники, сливы, скрап и т.п. Восстановительный период проводят под шлаком периода плавления. Для восстановления оксидов на шлак присаживают известь, плавиковый шпат и молотый ферросилиций ФС65 и коксик.

Получение требуемого суммарного содержания закиси марганца и закиси железа (<5 %) [130, 131] в предвыпускном шлаке получают увеличением продолжительности восстановительного периода плавки и повышением интенсивности обработки шлака раскислительной смесью. Но это зачастую не обеспечивает требуемого восстановления марганца и железа из шлака. В результате снижается уровень механических свойств, который обусловлен требованиями технических условий на отливки из стали 110Г13Л, снижается жидкотекучесть стали, что увеличивает количество брака по причинам «горячая трещина» и «спай» при одновременном увеличении затрат на производство [132]. Зарубежные исследователи для повышения механических свойств стали 110Г13Л рекомендуют проводить легирование [134, 136, 140], модифицирование расплава [137–139, 141], однако это существенно повышает себестоимость стали.

Поэтому метод переплава на заводах чаще всего используют для получения отливок первой группы. Для изготовления ответственного литья используют плавку с окислением примесей.

Необходимо провести исследования, посвященные совершенствованию технологического процесса плавки стали 110Г13Л методом переплава, с целью повышения эффективности рафинирования металла, повышения свойств и снижения себестоимости стали, расширения номенклатуры литья, выплавляемой методом переплава. В ходе работы решить задачи снижения угара марганца, повышения эффективности диффузионного раскисления стали, экономии электроэнергии и дорогостоящих материалов.

Для существенной интенсификации технологических процессов в электропечах методом переплава следует применять раннее наведение шлака, применение специальных дисперсных раскислительных смесей, вспенивающих шлак и повышающих эффективность диффузионного раскисления. Заканчивать плавку необходимо применением модифицирования и внепечной обработкой расплава.

Одношлаковый процесс из-за невозможности удаления серы и фосфора используют в печах с кислой футеровкой.

1.4 Актуальность совершенствования технологического процесса выплавки стали в печах с кислой футеровкой

Печь с кислой футеровкой является незаменимым агрегатом при производстве стального литья и отливок из ковкого чугуна. В кислых электропечах в большом количестве выплавляют среднеуглеродистую сталь с 0,25–0,40 % С, а также среднеуглеродистые низколегированные стали для специальных отливок [65].

Преимущества кислых печей перед основными хорошо известны [67, 69].

В отношении тепловой работы печи кислая футеровка предпочтительнее. По сравнению с основными, кислые шлаки обладают более высоким сопротивлением, что позволяет нагревать жидкую сталь более короткой дугой на высокой ступени напряжения печного трансформатора. Это улучшает передачу тепла металлу и увеличивает электрический КПД установки. Доля жидкого периода плавки (суммарная продолжительность окислительного и восстановительного периодов) в кислых печах намного меньше, чем в основных, так как при проведении кислой плавки не выполняют рафинирования от фосфора и серы и вводят меньшее количество легирующих присадок. Большой удельный вес по времени периода плавления позволяет полнее использовать мощность трансформатора, ввиду чего кислые печи целесообразно оборудовать трансформаторами более высокой удельной мощности, чем в случае основных печей. Это позволяет быстрее расплавлять металл и сокращает длительность плавки в целом.

В связи с отсутствием условий для дефосфорации и десульфурации металла геометрия ванны кислых печей отличается от геометрии ванны основных

печей. Для дуговых печей с кислой футеровкой удельная поверхность зеркала металла не имеет особого значения, поэтому форму ванны целесообразно выбирать, исходя из минимума тепловых потерь, что достигается при более глубокой ванне. Уменьшению тепловых потерь через кладку и более быстрому нагреву металла способствует также более низкая теплопроводность кислых огнеупоров. Из-за отсутствия длительных периодов рафинирования металла от фосфора и серы это обеспечивает более высокий тепловой КПД дуговой печи, значительное сокращение длительности плавки, уменьшение расхода электроэнергии и электродов.

Меньшая продолжительность плавки и более высокая термостойкость кислых огнеупоров обусловливают более высокую стойкость футеровки в кислых печах: она в несколько раз выше, чем у основной печи. И так как стоимость песка и динасового кирпича намного меньше стоимости магнезитовых огнеупоров, то удельные затраты на футеровку кислых печей в 2,5–3,0 раза ниже, чем основных.

Высокая термостойкость кислой футеровки допускает, кроме того, периодический характер работы с многократными разогревами и охлаждениями печи. Основные огнеупоры при таких условиях растрескиваются, а пропитанные известковым шлаком слои основной футеровки при охлаждении рассыпаются в порошок.

Из сопоставления преимуществ и недостатков кислых дуговых печей следует, что кислые дуговые печи лучше основных приспособлены для плавления и нагрева металла и значительно уступают им по возможностям получения качественной стали для ответственных отливок из обычной шихты в связи с невозможностью удаления серы и фосфора в процессе плавки. Высокое содержание в шлаке окиси кремния исключает возможность перехода из металла в шлак фосфора и серы, поэтому в печах с кислой футеровкой отсутствуют условия для проведения важнейших металлургических процессов – дефосфорации и десульфурации стали.

В шихту кислых печей, кроме оборотного скрапа, необходимо вводить специально выплавляемую в основных печах шихтовую заготовку или лом с низким содержанием фосфора и серы. Дефицит и высокая стоимость таких шихтовых материалов ограничивают использование печей с кислой футеровкой.

Таким образом, из-за отсутствия условий для удаления серы и в связи с ограниченными возможностями легирования восстановительный период в кислой дуговой печи отсутствует [69]. При выплавке углеродистой стали назначение восстановительного периода сводится к раскислению металла.

После расплавления шихты, ванна покрывается железистым шлаком, имеющим по остывании черный излом. Шлак состоит из оксидов, образующихся при окислении железа, марганца и кремния шихты, из кремнеземистых материалов

подины и откосов, из окалины и ржавчины шихты. Металл этого периода, если выплавляется, например, углеродистая сталь марки 25, при расчетном составе шихты 0,37 % C, 0,6 % Mn, 0,26 % Si имеет состав 0,30–0,40 % C, 0,20–0,25 % Mn, 0,06–0,15 % Si, а шлак содержит 40–50 % $Si0_2$, 6–7 % CaO, 14–18 % MnO, 30–40 % FeO, 2–5 % $A1_2O_3$.Температура металла по расплавлении составляет 1570–1580 °C. Как видно, шлаки периода плавления содержат до 40 % оксидов железа. Если металл под таким шлаком нагреть до высокой температуры, то ванна закипает без присадки железной руды. Скорость выгорания углерода при этом равна 0,2–0,3 % в час и за 30 минут содержание углерода понизится на 0,10–0,15 %. Для увеличения скорости выгорания углерода окисление, чаще всего, ведут с помощью железной руды или газообразного кислорода. В этом случае скорость обезуглероживания достигает 0,4–0,6 % °C в час. Железную руду для окисления примесей металла дают небольшими порциями, добиваясь равномерного кипения. При средней скорости выгорания углерода 0,3–0,4 % в час продолжительность окисления длится около 30 мин., при этом выгорает 0,15–0,20 % C. К концу окислительного периода металл имеет состав: 0,15–0,20 % C, 0,10–0,15 % Mn, 0,03–0,05 % Si. Состав шлака: 50–55 % SiO_2, 10–15 % MnO, 30–25 % FeO, 7–8 % CaO, 2–3 % $A1_2O_3$. Температура металла 1600–1620 °C [252]. **При содержании в шлаке силиката кремнезема до 50 % температура плавления шлака приближается к 1400 °C. Такой шлак очень вязок и не активен. Кроме того, кислый шлак содержит значительно большее содержание MnO и FeO, чем основной** [69].

После окислительного периода сразу же приступают к раскислению металла. Иногда в литейных цехах проводят так называемый кремневосстановительный процесс [65, 67, 69, 252]. Шлак и металл окислительного периода нагревают. В густом шлаке диффузия закиси железа к поверхности металла замедляется, вследствие чего кремний, восстанавливающийся по реакциям (1.6) – (1.8) из футеровки и шлака, накапливается в металле и восстанавливает находящиеся в нем оксиды.

$$(SiO_2) + 2\,[C] = [Si] + 2CO\uparrow, \qquad (1.6)$$

$$(SiO_2) + 2\,[Fe] = [Si] + 2\,(FeO), \qquad (1.7)$$

$$(SiO_2) + 2\,[Mn] = [Si] + 2\,(MnO). \qquad (1.8)$$

При низкой концентрации углерода и марганца в ванне и при высокой температуре металла восстановление кремнезема производится железом. Так как продуктом реакции является оксид железа, то степень раскисления металла при этом ниже, чем при реакции восстановления кремния углеродом. Понятно также, что рассчитывать на удаление газов при восстановлении кремнезема железом, когда отсутствует кипение, не приходится – металл получится пониженного ка-

чества. Поэтому в литейных цехах металл в кислой дуговой печи чаще всего раскисляют присадками ферросилиция. Окончательное раскисление марганцем и алюминием в печи проводят за 2–3 минут до выпуска или в ковше. При кислом процессе, где сера не удаляется из стали, конечное раскисление преследует дополнительную цель – обезвредить, насколько возможно, влияние серы. Количество алюминия для раскисления выбирают таким, чтобы не только предотвратить развитие процесса окисления углерода при охлаждении и кристаллизации металла, но и ослабить вредное влияние повышенного в кислой стали содержания серы. Однако металл все равно имеет пониженные механические свойства. Учитывая вышесказанное, для получения высококачественного литья с пониженным содержанием серы и фосфора и высокими механическими свойствами, а также при наличии шихты, загрязненной серой и фосфором, предпочтение отдают печам с основной футеровкой.

В работе поставлена задача повысить механические свойства стали, выплавленной в печи с кислой футеровкой, за счет совершенствования технологии выплавки и тем самым снизить себестоимость стали и расширить номенклатуру ответственного литья, выплавляемого в печи с кислой футеровкой.

Для существенного повышения качества литья и механических свойств стали, выплавляемой в электропечах с кислой футеровкой, следует ввести в технологический процесс плавки восстановительный период с применением специальных дисперсных раскислительных смесей, разжижающих и вспенивающих шлак, повышающих его активность. Это позволит проводить эффективное диффузионное раскисление стали и максимально удалить из металла оксиды железа и марганца и других металлов. Заканчивать плавку необходимо внепечной обработкой расплава дисперсными рафинирующими присадками для дальнейшей очистки металла от оксидных включений. В конечном итоге это позволит существенно повысить механические свойства кислой стали.

1.5 Применение модифицирования для повышения эксплуатационной надежности отливок ответственного назначения

Универсальным, относительно дешевым, технологически гибким и высокоэффективным методом управления структурой кристаллизующегося расплава является модифицирование, которое служит для повышения качества ответственных литых заготовок. При производстве фасонного литья технологии модифицирования ранее недооценивали. В настоящее время эти направления активно развиваются [143, 144]. После модифицирования существенно уменьшается загрязненность стали НВ, что приводит к повышению КС как при обычных,

так и при низких температурах [145, 146]. Согласно классификации Симса-Даля различают три вида неметаллических включений: 1 – глобулярные; 2 – пленочные по границам зерен; и 3 – остроугольные [280, 282]. Наиболее опасны включения второго типа – пленочные по границам зерен. Предпочтение следует отдавать глобулярным включениям первого типа. Остроугольные включения третьего типа опаснее глобулярных. Поэтому важной задачей сталеварения является управление природой включений с целью получения необходимого комплекса механических свойств и повышения конструкционной прочности материалов. Это достигается применением модификаторов с высоким рафинирующим эффектом и способностью осуществлять глобуляризацию неметаллических включений [283, 284]. Модифицирование расплава производят, присадками в него лигатур, содержащих элементы, которые позволяют резко улучшить качественные показатели материала отливок, повысить жидкотекучесть стали [143], снизить температуру заливки расплава [134, 142, 147]. Изменение химического состава и физических параметров обеспечивают обработанному модифицирующими присадками расплава увеличение не только механических свойств стали, но и высокую стойкость к агрессивным средам и, таким образом, увеличивают срок службы нефтегазопроводов [148]. Положительную роль играют модификаторы в устранении негативного воздействия остающихся в расплаве газов [149–152]. Таким образом, модифицирование сталей можно использовать в производстве ответственных отливок для повышения его механических и эксплуатационных свойств.

Основная масса модификаторов изготавливаются на основе Si, [153, 155]. Чаше всего для модифицирования стали используют силикокальций, который хорошо раскисляет сталь и является активным глобуляризатором НВ [151, 155, 157]. Концентрация кальция в расплаве от 0,014 до 0,016 % достаточна для создания устойчивого модифицирующего эффекта [153]. Кальций значительно увеличивает жидкотекучесть и повышает пластичность и вязкость стали. Кроме Са, из ЩЗМ, высокую эффективность как модификаторы демонстрируют Ва и Sr [153]. Они существенно расширяют потенциальные возможности модифицирования стали для ответственного литья.

Из редкоземельных металлов широкое применение в качестве раскислителя модификатора получили сплавы, содержащие Се, La и другие РЗМ [154]. Они отличаются высокой плотностью, что существенно упрощает их введение в расплав. Отечественные ученые ведут НИР по разработке новых лигатур [153–162], исследуют влияние на модифицирующий эффект ряда элементов, таких как Zr, В и др. [163, 164]. Оптимизацию составов модификаторов проводят для дальнейшего повышения их эффективности особенно в условиях Крайнего Севера [1, 10, 166, 167].

Исходя из вышесказанного следует, что модифицирование стали лигатурами, содержащими Ca с добавками Ba, Sr и РЗМ, будет способствовать повышению механических свойств при производстве ответственных отливок.

Часто встречающимся методом увеличения усвоения лигатур является подача их вне печи в ковш, в толщу металла в проволоке с использованием трайб-аппарата, что повышает усвоение в стали ЩЗМ и других элементов, отличающихся невысокими удельными массами и упругостями паров [159, 160, 161]. **Этот метод присадки модификатора-один из самых оптимальных для производства ответственного литья. Он активно внедряется в литейных цехах. Однако способ требует дополнительных затрат и ввода дополнительного оборудования.**

Представляет интерес для обработки стали вне печи применение твердых шлаковых смесей [103]. При подаче их в ковш во время выпуска из печи происходит интенсивное перемешивание смеси и расплава за счет турбулентности потока металла, что способствует активизации, рафинированию стали. **Этот метод следует использовать при производстве ответственного литья с применением для плавки печей с кислой футеровкой, а также для изготовления отливок из стали 110Г13Л с использованием переплава. Для этого необходимо разработать эффективную дисперсную рафинирующую смесь для ковшевой обработки сплавов, которая должна быть существенно дешевле модификаторов.**

Если во время проведения диффузионного раскисления в ДСП с основной футеровкой качественно раскислить металл, это во многом определит концентрации серы и кислорода в металле и его качество. Последующая операция ковшовой обработки усилит рафинирование металла, что в целом будет существенно дешевле модифицирования.

1.5.1 Модификаторы для внепечной обработки чугунов для отливок

Наличие множества теорий модифицирования обусловило наличие более 500 действующих типов различных модификаторов для чугунов, содержащих от 2–3 до 15 компонентов [168, 170]. Наиболее широко в качестве модификатора высокоуглеродистых сплавов железа применяется ферросилиций [171]. На основе ферросилиция изготавливается большое число усложненных по составу модификаторов. Помимо кремния и традиционных примесей – алюминия и кальция, – в ферросилиций вводятся Mg, Ba, РЗМ и ряд других элементов. Кремний

же присутствует практически во всех модификаторах. Несомненно, кремний является активным графитизатором [172]. Поэтому наличие кремния обязательно в составе разрабатываемых модификаторов.

С научной точки зрения это объясняется тем, что железо имеет гомологическую конфигурацию $ls^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^6 3d^6 4s^2$ [173]. Согласно правилу Хунда 3d-подуровень в нем заполнен так, как это показано на рис. 1.1. Гомологическая конфигурация атомов углерода $ls^2 2s^2 2p^2$. По отношению к железу углерод является донором валентных электронов $2s^2 2p^2$, и в аустените или феррите ионизированный атом углерода сохраняет лишь ls^2 оболочку (ион C^{4+}).



а) б)

Рисунок 1.1 – Заполнение электронами дефектной 3d-оболочки железа до (а) и после (б) акцептирования одного электрона

В безуглеродистом железе из пяти орбиталей 3d четыре заняты одним электроном с неспаренным спином (рис. 1.1а). Это означает, что у железа резонансно-ковалентная составляющая сил межатомной связи велика, этот элемент отличается повышенной температурой плавления, высоким модулем упругости, низким коэффициентом теплового расширения.

При растворении углерода в железе последнее акцептирует валентные электроны углерода, которые переходят на дефектный 3d-подуровень железа. На рис. 1.1 показаны 3d-орбитали железа после акцептирования одного электрона. Как видим, число орбиталей с одним электроном с неспаренным спином снижается при этом с 4 до 3. Следовательно, ослабляется и резонансно-ковалентная составляющая межатомных сил связи, причем как Fe—Fe, так и Fe—C. Соответственно снижается температура плавления сплава. Из-за ослабления связей Fe—C начинают возникать и усиливаться связи C—C, в жидком чугуне образуются цепочки и кольца из углеродных атомов.

Нет однозначного толкования влияния кремния на графитизацию чугуна. А.А. Жуков объясняет влияние кремния его гомологическим электронным строением ($ls^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^2$). Кремний является аналогом углерода: он служит сильным донором валентных электронов по отношению к дефектной 3d-оболочке железа [173]. Однако у кремния валентные электроны более отдалены от ядра, чем у углерода, и сильнее экранированы от него остовыми электронами. Поэтому в борьбе металлоидов углерода и кремния за химические связи с металлом железом побеждает кремний. Вокруг атомов кремния, растворенных в жидком или

твердом железе по типу растворов замещения, образуется «углеродный вакуум». Это увеличивает «скученность» атомов углерода в оставшемся пространстве. По этой причине кремний в сплавах Fe—C—Si (за исключением феррита с высоким содержанием кремния) снижает растворимость углерода.

Для повышения активности можно пойти по пути использования чистого кремния, но более перспективным видится ввод в расплав совместно с кремнием частиц углерода, которые по своему строению будут наиболее близки к частицам графита чугуна.

В работах [174, 175] И. В. Гаврилин предположил, что степень модифицирующего влияния того или иного элемента можно оценивать по знаку разности эффективных ионизационных потенциалов металла и модификатора. Если эта разность больше нуля, т.е. положительна, то данный элемент может быть модификатором. Если эта разница меньше нуля, то данный элемент будет демодификатором первого рода.

Таким образом, из рассмотрения теории электронного строения расплавов вытекает, что модифицирующие элементы будут проявлять себя только в случае добавления в металлический раствор, т.е. в раствор, в котором присутствуют металлические или ковалентно-металлические связи. В этом случае образуются коллективизированные электронные структуры, называемые электронным газом, которые помогают компенсировать заряд ядра. В модели электронного взаимодействия принимается, что заряды ядер экранированы электронными оболочками атомов. Природа электронных оболочек позволяет им взаимодействовать между собой и вносить вклад в дополнительное экранирование зарядов других ядер. Атомы отдают часть электронов в коллективизированное пользование, повышая электронную плотность в жидком металле [175]. Свободная энергия на атом (ион) бинарного раствора понижается на ту часть, которая переходит к электронному газу. Коллективизация валентных электронов и понижение свободной энергии атомов (ионов) подтверждают стремление к устойчивому межатомному взаимодействию. Изотермический обратимый процесс образования устойчивых межатомных конфигураций бинарного раствора идет путем перераспределения скрытой свободной энергии.

Однако и в работах, связанных с теорией электронного строения, считается, что модифицирующее действие различных добавок связано с усилением зародышеобразования, т.е. с ростом количества центров кристаллизации. Всякий чугун является гетерогенной системой, и углерод в нём содержится изначально, однако, обнаружить увеличение количества зародышей графитной фазы не удается. Поэтому целесообразно предложить механизм модифицирования, который влияет не на форму и число центров графитизации, а на ускорение выделения

графитной фазы путем растворения модифицирующих добавок и их химического взаимодействия с расплавом. Оценить такое влияние стало возможно благодаря работам В.И. Семёнова, который предложил термодинамический механизм зарождения [176, 177–179, 180–182].

На образование раствора атомы тратят часть своей парциальной энергии, и тем самым структурам металлического раствора придается определенный запас устойчивости. Парциальная энергия, потраченная атомами на образование структур жидкого чугуна, должна учитываться при формировании фрактальных зародышевых центров кристаллизации. Поскольку запас устойчивости структур зависит от типа действующих в металлическом растворе электронных связей, то, следовательно, добавка к раствору элементов с определенным типом связи должна оказывать влияние на устойчивость его структур и способна смещать температуру начала образования фрактальных зародышевых центров кристаллизации с последующим выделением этой фазы. [176].

1.5.2 Смесевые графитизирующие модификаторы для чугунных отливок

Обзор существующих на сегодняшний день модификаторов показывает, что наиболее перспективное направление в модифицировании чугунов использование смесевых комплексных модификаторов. Смесевые реагенты экологически безопасны, дают преимущества в точности дозирования материала, не требуют операции плавления при производстве и имеют более низкую себестоимость, чем плавленые материалы. Каждый сплав содержит свое сочетание контролируемых и неконтролируемых примесей. Имея разную химическую активность и сродство к модификатору, очень трудно, а часто и невозможно подавить их негативное влияние каким-то одним модификатором. Этого недостатка лишен технологический процесс комплексного модифицирования, когда в расплав вводят не одну, а несколько добавок, обладающих различным модифицирующим действием. Достигаемый эффект становится более сильным и стабильным.

Внедрение в чугунолитейное производство электропечей, повышение в шихте доли стального лома и увеличение температуры плавления чугуна приводят к уменьшению в выплавляемом металле количества активных зародышей кристаллизации, торможению графитизации, повышению отбеливаемости и образованию аномальных структур графита и феррита. Для восстановления зародышей фазы и подавления аномальных структур традиционные модификаторы недостаточно эффективны.

По данным рекламных проспектов и технической литературы, в зарубежной практике давно идут по пути создания смесевых модификаторов, включающих свободный углерод (графит, порошок графитированных электродов, порошок литейного кокса) или связанный углерод (карбиды кремния, органические вещества), образующий при взаимодействии с высокотемпературным расплавом свободный углерод [183].

Этот путь вполне оправдал себя, т.к. введенные в расплав чугуна частички свободного углерода являются активными и устойчивыми длительное время центрами графитизации, способствуют кристаллизации чугуна по стабильной диаграмме без образования свободноструктурных карбидов. Смесевые модификаторы предотвращают отбел, повышают прочность, твердость, плотность и износостойкость чугуна, обеспечивают однородность структуры и свойств в разностенных отливках. Разброс твердости НВ составляет 10–15 % при повышении уровня твердости в толстых сечениях на 20 ед. Такие модификаторы весьма эффективны и в производстве ответственных отливок с массивными частями, затвердевающими длительное время, для обеспечения заданной однородной структуры и свойств [184].

Смесевые модификаторы изготавливают и используют многие зарубежные фирмы. Так, в основе технологии получения всемирно известного высококачественного чугуна «Михенайт» с пластинчатым графитом заложен процесс приготовления жидкого металла с высокой склонностью к переохлаждению и последующего модифицирование высокоуглеродистым модификатором типа «Эскалой», «Модифин», «Инокулин», «Инокарб», «Калсиграф», «Инопак», «Интомод», «Индукалой» [185].

Изготовляемые за рубежом смесевые высокоуглеродистые модификаторы с узкими пределами по химическому составу поставляются требуемой массы фасовки в соответствии с заявками потребителей и с учетом конкретных условий литейного цеха. В России разработкой смесевых модификаторов, их централизованным производством и поставкой практически не занимались. Отечественные заводы, испытывая острую потребность в высокоуглеродистых смесевых модификаторах, вынуждены были готовить их сами. Однако приготовление смесевых модификаторов в чугунолитейных цехах собственными силами трудоемкий и дорогой процесс, в большинстве случаев нерациональный. Поэтому проблема организации централизованного производства и поставок смесевых высокоуглеродистых модификаторов всегда была и остается острой. Попытку решать ее предпринимали ВНИИЛитмаш и НИИМ совместно с рядом организаций. Они провели работу по разработке и исследованию эффективных высокоуглеродистых смесевых модификаторов для чугуна, не уступающих лучшим зарубежным об-

разцам. Было создано и испытано 40 составов смесевых модификаторов. Большая часть из них оказалась малоэффективной. Причины разные – применение большой доли, в одних случаях, пылевидных компонентов, в других – силикокальция, в третьих – отходов графитизации электродного производства [184]. **Следует отметить, что смесевые модификаторы становятся намного эффективнее, если они мелкодисперсные, что подтверждают работы Е.И. Ковалевича (ЦНИИТМАШ). Его МДМ модификаторы успешно применяют при производстве высокопрочного чугуна ковшовым модифицированием [186–189].**

Таким образом, нельзя не учитывать преимущества смесевых модификаторов, производимых из качественных углеродсодержащих материалов. Поэтому продолжение работ по их созданию с применением качественных дисперсных материалов, которые позволят резко повысить эффективность смесевых модификаторов с одновременным уменьшением требуемого количества смеси является актуальной проблемой и целью работы. Но для разработки смесевого модификатора на основе углерод и кремнийсодержащих материалов необходимо понимать механизмы влияния этих компонентов на кристаллизацию чугуна.

Суммируя вышесказанное, можно сделать вывод, что для эффективного графитизирующего модифицирования чугунов необходимо использовать смесевой комплексный модификатор на основе дисперсных порошков графита и кремния.

Не менее актуально приготовление дисперсных смесевых модификаторов, раскислительных и рафинирующих смесей и для их применения при выплавке сталей.

1.6 Информационные технологии и программирование в производстве отливок ответственного назначения

К высоким технологиям обычно относят самые наукоёмкие отрасли. ТВУ в литейном производстве немыслим без применения информационных технологий, вычислительной техники и программирования [190].

С бурным развитием компьютерной техники моделирование литейных процессов становится надежным помощником литейщиков при выборе оптимальных технологий. На сегодняшний день моделирование процесса модифицирования отливки в ковше и в форме не производилось. Вместе с тем, необходимость в этом назрела. В данном случае важен выбор надежной программы, что и сделано ниже.

На данный момент апробированы программы: MAGMASoft (Германия), ProCAST (США, Швейцария), *FLOW-3D* (США), WinCAST (Германия), Poligon (Россия) [191].

Преимущество в настоящее время отдается *FLOW-3D*. Для подтверждения вышесказанного рассмотрим их более подробно.

В литейном производстве чаще всего используются методы конечных разностей (КР) и конечных элементов (КЭ). Для КР простота построения расчетной сетки связана с низкой точностью представления поверхностей в системе «отливка-форма». В КЭ, наоборот, сетка с высокой точностью адаптируется к особенностям геометрии, но трудоемкость ее создания и требования к геометрии существенно более высокие (рис. 1.2). Разрешающая способность методов также не совпадает, при требовании равной вычислительной точности размер дискретной модели в КЭ существенно ниже, чем в КР. Следовательно, КЭ требует меньших вычислительных ресурсов и расчетного времени, чем КР [191].

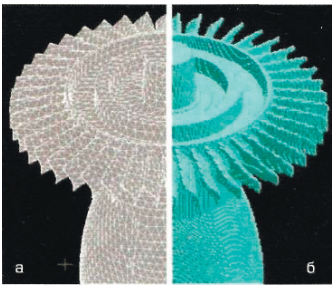


Рисунок 1.2 – Дискретные модели отливки в конечных разностях (а) и конечных элементов (б)

Существует класс задач, где получить решение при условии ограниченных вычислительных ресурсов и расчетного времени (условия конструкторских и технологических отделов на производствах – персональные компьютеры и работа в режиме реального времени) при использовании КР и КЭ или затруднительно, или вовсе невозможно. КР дают слишком большие дискретные модели, расчет по которым может длиться неделями, а КЭ требуют сопоставимого времени только на построение расчетной сетки. В рамках методов КЭ и КР ситуация может оказаться безвыходной. Выход – использование другого численного метода – метода конечных объемов (КО), реализованного на структурированной сетке. От этих методов метод конечных объемов отличают две главные особенности. Прежде всего-это консервативная форма записи уравнений математической физики, которая обеспечивает более строгое выполнение законов сохранения для каждой расчетной ячейки и накладывает высокие требования к определению потоков через границы этих ячеек и особенности на граничных поверхностях типа «отливка-форма». Это, в свою очередь, определяет вторую особенность метода конечных объемов – высокую точность описания геометрии. Во

FLOW-3D точность геометрии обеспечивает специальный FAVOR-метод, который позволяет на прямоугольной (конечно-разностной) сетке точно описать геометрию без известного ступенчатого интерфейса, характерного для метода конечных разностей. Этот метод разделяет ячейки, через которые проходит поверхность геометрии, на две части и в каждой такой ячейке аппроксимирует реальную поверхность плоской поверхностью. Таким образом, метод конечных объемов объединяет преимущества методов конечных разностей и конечных элементов. Простота генерации расчетной сетки, как в методе конечных разностей, совмещена с высокой точностью описания геометрии, сопоставимой с точностью конечных элементов, а за счет консервативной схемы записи основных уравнений обеспечивается повышенная точность расчетов. Кроме этого, метод КО имеет ряд других преимуществ [168].

Рассмотрим другие отличия программы *FLOW-3D* от остальных программ моделирования.

Современная практика решения задач гидродинамического и теплового анализа показывает, что они, как правило, решаются на пределе возможностей вычислительных систем, время расчета при этом может измеряться часами, сутками, неделями и даже месяцами. В связи с этим очень важное, и порой критическое, значение приобретает проблема снижения численной размерности решаемой задачи. Эта общая для всех CAM ЛП проблема решается во *FLOW-3D* тремя способами [193].

Прежде всего, это использование неоднородной сетки. Данный метод хорошо известен и реализован в некоторых CAM ЛП. Измельчение или разрежение расчетной сетки в данном случае возможно только на всем протяжении сеточной области, по одной или нескольким координатам. Невозможность локального изменения сеточного разрешения послужила причиной создания второго метода – метода многоблочных сеток с сопряжением блоков или вложением их друг в друга. На рис. 1.3 показана схема задачи течения жидкости по наклонной плоскости, в которой замена одного сеточного блока (рис. 1.3а) на четыре сопряженных (рис. 1.3б) позволила снизить количество расчетных ячеек в 8 раз. Еще больших результатов позволяет добиться третий метод. В этом методе ячейки расчетной области разделяются на активные, в которых протекают интересующие нас процессы, и пассивные, в которых эти процессы отсутствуют или ими можно пренебречь. В нашем примере жидкость течет только в узкой полосе вдоль наклонной поверхности – только ячейки этой области активируются, остальные – дезактивируются и исключаются из расчета (рис. 1.3в). В результате, по сравнению с исходной сеткой (рис. 1.2а) число ячеек снижено в 10 раз. В настоящее время в различных CAM ЛП методы многоблочных сеток и дезактивации расчетных ячеек реализованы только в пакете *FLOW-3D* [193].

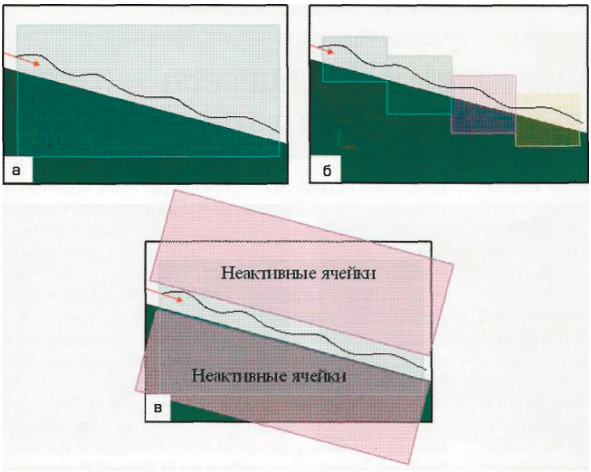


Рисунок 1.3 – Механизмы снижения численной размерности задачи:
а – исходная сетка, б – многоблочная, в – дезактивация ячеек

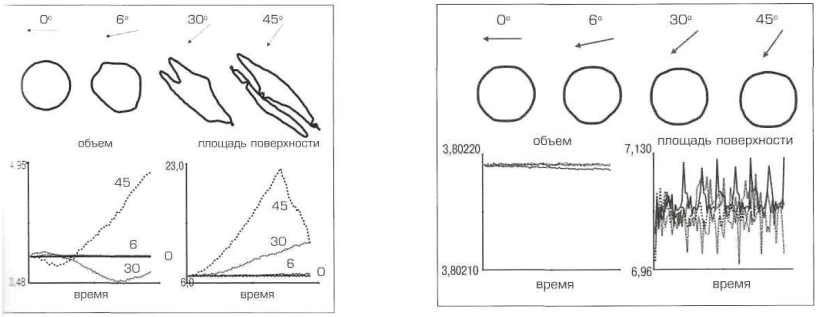
Другой важной вычислительной технологией *FLOW-3D* являются специальные алгоритмы описания свободной поверхности, позволяющие данному пакету удерживать лидерство в этой области не только среди CAM ЛП, но и CFD пакетов. Важность точного описания свободной поверхности металлического расплава при моделировании литейных процессов очевидна. Образование дефектов отливок типа недоливов, неслитин и неспаев, оксидных плен, замешивания в расплав воздуха, обусловлено физическими и физико-химическими процессами, происходящими на свободной поверхности расплава. Точность прогнозирования этих дефектов напрямую связана с точностью моделирования свободной поверхности. Общее признание при моделировании свободной поверхности получил VOF-метод (Volume-of-Fluid Method) [194]. В пакете *FLOW-3* этот метод реализован в виде TruVOF, включающем в себя три главные составляющие [195].

1. Схема определения местоположения поверхности.

2. Алгоритм отслеживания поверхности как четкой поверхности раздела, перемещающейся по расчетной сетке.

3. Средства приложения на этой поверхности граничных условий.

Большинство CAM ЛП используют «псевдо VOF-метод», то есть используют только одну или две составляющие оригинального метода. Таким образом, с одной стороны, они получают возможность моделирования задач со свободной поверхностью как таковых, но с другой – адекватность результатов такого моделирования остается под вопросом. В [195] дано сравнение VOF и псевдо-VOF методов и показана нефизичность результатов последнего.



а) б)

Рисунок 1.4 – Изменение объема и площади поверхности капли, движущейся под разными углами к горизонтальной образующей расчетной сетки, при расчете: а – VOF-методом, б – Lagrangian VOF advection

Важным аспектом метода TruVOF является спорность описания сложных движений с минимальными кумулятивными ошибками. Стандартный VOF-метод при определенных условиях может приводить к сильному возрастанию численных ошибок. Хорошей иллюстрацией этого является пример поступательного движения капли при различных условиях между направлением ее движения и направляющими прямоугольной расчетной сетки [196]. Такое движение часто называют «диагональным» или «скошенным». На рис. 1.4а показано изменение объема и площади поверхности капли, движущейся под различными углами к горизонтальной образующей расчетной сетки. Из рис. 1.4а видно, что при угле 45° имеет место максимальная ошибка, которая составляет по объему 30 %, по площади поверхности – 300 %. Метод TruVOF включает специальные алгоритмы [Lagrangian VOF advection], которые позволяют снизить данную ошибку до допустимого уровня (см. рис. 1.4б).

Исходя из вышесказанного, выбор программы для моделирования процессов модифицирования был сделан в пользу пакета *FLOW-3D*.

1.7 Использование статистического и регрессионного анализов

Развитие вычислительной техники и расширение ее применения в технических областях успешно развивает математическое моделирование технологических процессов с целью синтеза сплавов и анализа их качественных показателей [198]. Аналитические методы построения моделей основываются на изучении процессов, протекающих в объекте, и являются отражением имеющихся о нем знаний. Но представление об объекте может быть не полным и требовать дополнительных экспериментальных данных.

Экспериментальные методы получения данных можно разделить на две группы. Активное планирование эксперимента, когда регистрируются изменения выходных параметров процесса, как реакция на запланированные изменяющиеся входные параметры. Пассивный эксперимент, под которым подразумевается накопление информации о составах и свойствах объекта, когда регистрируются естественные колебания выходных параметров, в определенной области установленного режима, или случайные колебания параметров, вызванные непреднамеренным изменением входных параметров. Активные эксперименты требуют значительного количества временных и материальных затрат. С этой точки зрения пассивный метод предпочтительней Преимуществом пассивного эксперимента является то, что метод не связан с выводом процесса из нормального режима. В данном случае нет риска получить брак или создать аварийную ситуацию. Метод не требует дополнительного привлечения сил и средств, так как на любом производстве имеются и постоянно накапливаются данные по различным технологическим параметрам (как правило, определяющим качество продукции или тем, или иным образом с ним связанным).

Вместе с тем, пассивные методы получения данных имеют существенный недостаток. Обычно, естественные колебания параметров происходят в узких интервалах и их информационное содержание низко. Диапазон расширяют случайные колебания, но это незначительная доля от всех наблюдений.

В литейном производстве, в отличие от многих других, на качество отливок влияет большое количество различных факторов. Многие из них привносят случайные колебания, что усложняет работу, но расширяет возможности пассивного эксперимента и дает возможность привлечь методы математической статистики. Современные средства обработки информации, в значительной степени позволяют автоматизировать и упростить работу по статистическому анализу, а визуализация результатов в виде гистограмм и графиков наглядно показывает возможные пути решения задачи.

В рамках предлагаемого подхода решалась задача повышения качества ответственных отливок, с использованием возможностей пассивного эксперимента и статистической обработки и регрессионного анализа данных в пакете STATISTICS & ANALISIS v.6.0. Stat Soft, Inc [197].

Выводы

1. Анализ литературных источников позволил установить, что повышение качества и конкурентоспособности отливок ответственного назначения из стали и чугуна для «Северного потока», нефтепроводов, деталей из стали 110Г13Л, работающих в условиях крайнего Севера, требует разработки и промышленного

внедрения инновационных материалов и высоких технологий. Особое место занимают ответственные отливки для железнодорожного транспорта.

2. Для перспективных изделий грузовых вагонов конструкторы ставят задачу по обеспечению ударной вязкости KCV^{-60° не менее 20 Дж/см^2, для литых изделий Атоммаша и материалов литых корпусов задвижек на нефтепроводах, которые в последнее время разрушаются в зимнее время, установлены требования для KCV^{-60° не менее 24,5 Дж/см^2.

3. Установлено, что наибольший эффект в электросталеплавильном производстве для обеспечения требований к отливкам ответственного назначения способны оказать разработка и промышленное внедрение технологий высокого уровня (ТВУ) на дуговых электропечах, имеющих неоспоримые металлургические преимущества по сравнению с другими агрегатами.

4. Показано, что в технологиях высокого уровня (ТВУ), велика роль шлаков. Уже при расплавлении шихты целесообразно применить раннее наведение основного шлака с помощью разработанных флюсов, что будет способствовать снижению потерь металла от окисления, повышению эффективности процесса дефосфорации, снижению времени расплавления шихты, экономии электроэнергии и снижению негативного воздействия кислых оксидов на футеровку агрегата. Для этого целесообразно разработать материал, способствующий раннему наведению шлака.

5. Установлено, что на практике, в последнее время, широко используется технология высокого уровня (ТВУ), благодаря которой окончательно утвердилась концепция ускорения плавки – это экранирование дуг шлаком, что в электродуговых печах оказалось важнейшим технологическим приемом. Необходимо использовать преимущества вспененных шлаков при производстве отливок ответственного назначения. Поэтому представляется актуальным восстановительный период проводить под вспененным шлаком. Для этого необходимо создавать специальные раскислительные смеси, которые способствовали бы вспениванию шлака и повышению реакционной способности.

6. Наиболее дешевые стали выплавляют методом переплава и в печах с кислой футеровкой. Для существенной интенсификации вышеперечисленных технологических процессов следует применять раннее наведение шлака, специальные смеси, вспенивающие шлак и повышающие эффективность диффузионного раскисления. Заканчивать плавку необходимо применением модифицирования и внепечной обработкой расплава. Для этого необходимо разработать новые высокоэффективные материалы.

7. Из анализа закономерностей классической теории зарождения кристаллитов установлено, что наиболее эффективным, гибким, универсальным и экономичным путем управления структурным состоянием чугуна и, следовательно,

процессом формирования заданных свойств при кристаллизации остается модифицирование.

8. Установлено, что перспективным путем повышения эффективности создаваемых реагентов является диспергирование материалов и создание на основе дисперсных порошков смесевых модификаторов, раскислительных смесей, рафинирующих добавок, которым в России уделялось незаслуженно мало внимания.

9. Показано, что в производстве отливок ответственного назначения применение информационных технологий, вычислительной техники и программирования играет существенную роль в ТВУ.

Глава 2 Материалы, оборудование и методики исследований

2.1 Шихтовые материалы и выплавка сплавов

Эксперименты проводились в условиях действующих литейных цехов. Металл выплавляли в электродуговых печах ДСП 6 с основной и кислой футеровкой, в мартеновской печи с основной футеровкой емкостью 60 тонн, в агрегатах комплексой обработки сталей емкостью 30 тонн.

Объектами исследований служили ответственные отливки для железнодорожного литья «рама боковая», «балка надрессорная», изготавливаемые по ГОСТ 32400 [279], литые детали сцепных и автосцепных устройств железнодорожного подвижного состава ГОСТ 22703 [280] и другие, изготавливаемые из стали 20ГЛ, 20Л. Исследовали также отливки для изделий угольной и соледобывающей промышленности из сталей 35ФЛ, 35ХГСЛ, 35ХМЛ, 20ГНМФЛ ГОСТ 977, отливки третьей группы для автомобилей и комбайнов из стали 35Л, ответственные отливки стали 110Г13Л, отливки корпус фрикционный из чугуна СЧ30, СЧ35, ВЧ120. Кроме того, изучали непрерывно литые квадратные заготовки для дальнейшего передела сечением 150х150 из стали ст55, а также сталь 25Г2С для производства арматуры класса А500С.

Химический состав и механические свойства стали для железнодорожных отливок приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав сталей по ГОСТ 32400

Марка стали	Массовая доля элементов, %									
	C	Si	Mn	V	Al	S	P	Cr	Ni	Cu
						Не более				
20ГФЛ	0,17–0,25	0,30–0,50	0,9–1,4	0,07–0,13	0,02–0,06	0,03	0,03	0,3	0,3	0,6
20ГЛ	0,17–0,25	0,30–0,50	1,1–1,4	–	0,02–0,06	0,03	0,03	0,3	0,3	0,6

Химический состав сталей для автомобильных, комбайновых отливок приведен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Химический состав сталей по ГОСТ 977

Марка стали	Химический состав, % по массе					
	C	Mn	Si	P, не более	S, не более	Cr
25Л	0,22–0,30	0,45–0,90	0,20–0,52	0,06	0,06	–
35Л	0,32–0,40	0,4–0,9	0,20–0,52	0,06	0,06	
45Л	0,42–0,50	0,45–0,90	0,20–0,52	0,06	0,06	–
20ГНМФЛ	0,14–0,22	0,70–1,20	0,20–0,40	0,030	0,030	Не более 0,30
35ХМЛ	0,30–0,40	0,40–0,90	0,20–0,40	0,040	0,040	0,80–1,10
35ХГСЛ	0,30–0,40	1,00–1,30	0,60–0,80	0,040	0,040	0,60–0,90

Химические составы для отливок первой и второй групп из стали 110Г13Л приведены в таблицах 2.3, 2.4.

Таблица 2.3 – Химический состав стали 110Г13Л первой группы отливок

Массовая доля элементов, %			Массовая доля элементов, % не более			
Углерод	Марганец	Кремний	Сера	Фосфор	Хром	Никель
0,9–1,1	11,5–13	0,3–0,7	0,05	0,07	0,7	1,0

Таблица 2.4 – Химический состав стали 110Г13Л для второй группы отливок

Массовая доля элементов, %			Массовая доля элементов, % не более			
Углерод	Марганец	Кремний	Сера	Фосфор	Хром	Никель
0,9–1,4	11,5–15	0,3–1,0	0,05	0,12	1,0	1,0

Химический состав чугунов различных марок для отливок «клин фрикционный» приведен в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Химический состав чугунов различных марок для отливок «клин фрикционный»

Марка чугуна	Механические свойства			Химический состав, % по массе							
	$\sigma_в$, МПа,	НВ	С	Si	Mn	Mg	P	S	Cr	Ni	Cu
							Не более				
СЧ30	≥ 300	197–260	3,0–3,2	1,3–1,9	0,7–1,0	–	0,2	0,12	0,4	0,4	0,4
СЧ35	≥ 350	230–275	2,9–3,0	1,2–1,5	0,7–1,0	–	0,2	0,12	0,4	0,4	0,4
ВЧ120	≥ 1200	388–444	3,2–3,7	1,9–2,9	0,3–0,7	0,04–0,08	0,07	0,02	0,15	0,3	0,7–1,0

Химический состав арматурной стали приведен в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Химический состав стали для производства арматуры класса А500С согласно отраслевого стандарта СТО АСЧМ7-93

Требования НД	№ арматуры		$C_{экв.}$	Массовая доля элементов, %								
				C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	N
СТО АСЧМ 7-93	10–32	мин.							не оговаривается			
		макс.	0,50	<0,22	0,90	1,60	0,050	0,050				0,012
Контрольные пределы завода	12–20	мин.			0,15	0,40						
		макс.	0,50	<0,22	0,35	0,70	0,040	0,040	0,30	0,30	0,30	0,012
Контрольные пределы	22–32	мин.			0,15	0,45						
		макс.	0,50	<0,22	0,40	0,95	0,040	0,040	0,30	0,30	0,30	0,012

Примечания:

1. Контрольные пределы являются обязательными к исполнению.

2. Допускаются отклонения по содержанию примесей цветных металлов при соблюдении требований по углеродному эквиваленту, рассчитываемому по формуле

$$C_{экв.} = C + Mn/6 + (Cr + Mo + V)/5 + (Ni + Cu)/15.$$

Шихтовые материалы для выплавки сталей и чугунов:

1. Лом стальной лом 2А, ГОСТ 2787-75.
2. Лом и отходы износостоких марганцовистых сталей с высоким содержанием марганца Б22, ГОСТ 2787-75.
3. Лом чугунный 17А.
4. Чугун передельный П2, группа 1, класс А, категория 2, ГОСТ 805-95.

Ферросплавы:

1. Ферросилиций ФС45, ГОСТ 1415-93.
2. Ферромарганец ФМн 78, ГОСТ 4755-91.
3. Ферромарганец ФМн 88 кл.Б-2, ГОСТ 4755-91.
4. Марганец металлический Мн95, ГОСТ 6008-90.
5. Ферротитан ФТи35С8, ГОСТ 4761-91.
6. Феррованадий ФВд50, ГОСТ 27130-94.
7. Силикокальций СК15, ГОСТ 4762-71.

Модификаторы и флюсы:

1. Известняк флюсовый товарный, класс крупности 40-80 мм, ТУ 08.11.20-147-58163333-2016.
2. Алюмошлаковые брикеты (АШБ), ТУ 17 1311-043-31178039-2008.
3. Коксовая мелочь км 1, кл. 2, ТУ 0763-199. 001198437-2004.
4. Углеродный модификатор БУМК, ТУ 5493-6548-2014.
5. Окатыши железнорудные нефлюсованные ТУ 0722-001-00136849-2009.
6. Концентрат плавикошпатовый металлургический ФК85 ГОСТ 20220-9.
7. Модификатор сферомаг 611.
8. Модификаторы L-Cast® 5,3, L-Cast® 7,2.

Плавки углеродистой стали в печах с основной и кислой футеровками проводили с окислением. В основных печах во время окислительного периода удалялся фосфор. Сразу же по расплавлению металла и шлака печь наклоняли в сторону рабочего окна и проводили скачивание шлака. Если этого оказывалось недостаточно для снижения содержания фосфора в стали до необходимого, то наводили новый высокоосновный шлак и проводили рудное кипение, после чего шлак повторно удаляли.

В восстановительный период плавки в печах с основной футеровкой проводили десульфурацию металла и доводили его химический состав до требуемого. Диффузионное раскисление в печи производили традиционными раскислительными смесями. Для повышения эффективности и снижения себестоимости проводили исследования новых дисперсных раскислительных алюмосодержащих смесей (РДА). Раскисление проводили после наведения высокоосновного шлака (основность В>2) до получения шлака, рассыпающегося в порошок белого или светло-серого цвета. Затем металл нагревали до температуры

1680–1700 °С и выпускали в 8-тонный ковш, где проводили легирование марганцем.

В кислой печи во время периода кипения дефосфорацию не проводили. Задача кипения – удаление газов, а также устранение плохой наследственности в случае некачественной шихты.

В восстановительный период плавки в кислых печах доводили концентрации кремния и марганца до нижнего предела для готовой стали. Разжижали шлак добавками известняка и снижали, тем самым, концентрации оксидов железа в шлаке, нагревали металл до температуры 1680–1700 °С и сливали в ковш. В ковше проводили легирование стали ферромарганцем.

С целью совершенствования технологии выплавки провели эксперименты и внедрение на печах с кислой футеровкой в восстановительный период применение раскислительных смесей РД19П, РД21П. Во время внепечной обработки стали наряду с легированием марганцем проводили обработку рафинирующей смесью РСУ.

Сталь 110Г13Л плавили методом переплава. Для раннего наведения шлака во время плавления шихты на подину загружали известь в количестве 150 кг и по ее поверхности равномерно распределяли флюс «разжижитель шлака» (РШ) в количестве 5 кг/т жидкого. В восстановительный период плавки проводили диффузионное раскисление расплава и доводили металл по химическому составу. Диффузионное раскисление в печи проводили до получения белого или светло серого шлака раскислителем алюмосодержащим (РДА) после повышения основности шлака (В = 2) добавками известняка. Затем производили слив стали в разогретый до 500 °С ковш вместе со шлаком. Большую часть шлака сливали в начальный период плавки. В ковше проводили окончательное раскисление стали алюминием. Расход алюминия был снижен на 50 % от обычного и составил 0,5 кг/т жидкого. Дополнительно проводили внепечную обработку расплава рафинирующей смесью РСУ в количестве 5 кг/т жидкого.

Плавку стали в мартеновской печи проводили скрап-процессом. При выплавке скрап-процессом в печь заваливали чушковый чугун, стальной лом, известняк и шихтовали плавку по углероду так, чтобы его содержание в ванне по расплавлении садки превышало заданное содержание в готовом металле на 0,6–0,8 %. Этим обеспечивали активное кипение ванны и получение стали с требуемыми показателями качества (химический состав, механические свойства, макроструктура проката). В окислительной период мартеновской плавки из шихты удаляли кремний, марганец, серу, фосфор, углерод и другие примеси. Для удаления фосфора и серы из металла в скрап-процессе поддерживали достаточно основные шлаки. Для удаления из металла серы в печь присаживали известь, под-

держивали высокую основность шлаков, снижали в них до минимума концентрацию оксидов железа, повышали температуру, а также увеличивали поверхность раздела «шлак-металл» путем перемешивания. Для снижения серы в металле используют низкосернистое топливо. Для повышения эффективности десульфурации испытывали присадки РДА.

2.2 Аналитическое оборудование и анализ литейных процессов

Аналитические исследования проводили в аттестованных лабораториях литейных цехов с использованием поверенного современного аналитического оборудования и методик, а также с применением современного уникального оборудования, что подтверждает достоверность исследований.

Химический состав сталей определяли на оптико-эмиссионном спектрометре FOUNDRY-MASTER, который великолепно работает как в цехах для контроля качества металлов и сплавов на стадии производства, так и в лабораториях – для контроля готовой продукции. В качестве образцов использовали пробы, залитые ложкой в металлический кокиль. Шлаки отбирали ложкой в печи и выливали на металлическую плиту. Качество шлаков анализировали визуально и гравиметрическими и титриметрическими методами.

Образцы для определения физико-механических свойств сталей изготавливали из залитых в песчано-глинистые формы заготовок, (ГОСТ 977, чертеж №1) [199].

Ударную вязкость стали измеряли на образцах без надреза, а также с U и с V-образными надрезами при положительных температурах +20 °С и при отрицательных температурах –60 °С по ГОСТ 9454 [199]. Концентратор напряжения наносился посередине образца. Образец разрушался на маятниковом копре. Концы образца располагают на опорах. В результате испытания определяют полную работу, затраченную при ударе (работу удара), и ударную вязкость. Она представляет собой работу удара, отнесенную к начальной площади поперечного сечения образца в месте концентратора.

Изготовленные образцы подвергают шлифовке. Острый надрез наносят с помощью протяжки фирмы LIANGONG NTSTING. Размерную точность жестко контролировали сотрудники метрологической лаборатории.

Очень большое внимание уделяется охлаждению образца до 60°. Низкотемпературные камеры охлаждения серии КОН производства НПЦ «СУБРА» разработаны в соответствии с требованиями методов для испытания металлов на ударную вязкость по методу Шарпи в соответствии с ГОСТ 9454. Низкотемпературные камеры охлаждения не загрязняет окружающую среду, при их работе

уровень шума не превышает предельно допустимые нормы, имеют компактные размеры, легки в управлении и точно контролируют заданную температуру.

Микроструктуру в литом и термообработанном состояниях изучали на микрошлифах, изготовленных из остатков ударных образцов, на микроскопе типа МЕТАМ – ВВ и AXIO Observer.D1m с программой анализа изображений Thixomet PRO. Приготовление шлифов проводили с использованием запрессовки образцов в смолу Transjptir на автоматическом прессе Simpliment 1000 на линии пробоподготовки компании Buechier. Для выявления микроструктуры поверхность шлифов подвергали травлению в 4 %-м растворе азотной кислоты в этиловом спирте методом погружения полированной поверхности в ванну с реактивами. Определяли тип неметаллических включений (НВ) и индекс загрязненности стали НВ линейным методом (Л 1 ГОСТ 1778-70). НВ просматривали на нетравленых шлифах (х300). Подсчитывали количество включений по каждому типоразмеру, а индекс загрязненности стали включениями (I), как отношение суммарной длины включений ко всей длине подсчета.

Триботехнические лабораторные испытания проводились на универсальной машине для испытаний на трение и износ 2070 СМТ-1 по схеме «вал-втулка». Образец «втулка» (контртело) изготавливали из стали 38ХС после закалки с высоким отпуском с твердостью НВ=285. Образец «вал» изготавливали из исследуемой стали 110Г13Л в термообработанном состоянии. Условия испытания: частота вращения вала 100 об/мин; усилие прижатия образца 1000 Н; число циклов $4 \cdot 10^5$. Износостойкость оценивали по потере массы. Точность взвешивания составляла 10^{-3} г.

2.3 Методика исследования характеристик дисперсности используемых дисперсных материалов

На сегодняшний день существует несколько способов определения гранулометрического состава дисперсных материалов: оптический, молекулярно-кинетический и седиментационный способы. Наиболее точный способ определения гранулометрического состава – это использование лазерного гранулометра [211]. Эти способы требуют дорогостоящего оборудования и отличаются высокой трудоемкостью. Поэтому для определения средних размеров частиц порошков была разработана специальная методика [298], основанная на широко используемой в литейном производстве методике, регламентируемой ГОСТ 29234.3-91 [201] и предусматривающая рассев частиц на стандартных ситах производства фирмы ООО «Литмашприбор» (Российская Федерация). Число колебаний сит составляло 50 колебаний в секунду с амплитудой от 0,1 до 1,0 мм.

Рассев частиц проводили в течение 15 мин. При рассеве зерновой состав порошков не подчиняется нормальному закону распределения частиц. Профессор В. А. Васильев показал [202], что если к результатам рассева порошков с высокой дисперсностью применить правило академика А. Н. Колмогорова, то можно определить среднее значение размеров частиц. Это правило гласит, что при механическом измельчении плотность распределения частиц $P(x)$ подчиняется нормально-логарифмическому закону. Доля гранул с размерами от 0 до r пропорциональна накопленной сумме, выраженной в процентах [202].

$$P(x)= \frac{1}{\beta \cdot \sqrt{2\pi}} \int_0^r \frac{1}{x} \cdot e^{-(Ln\,x-\mu)^2/2\beta^2}\, dx, \qquad (2.1)$$

где $m = Ln(x_{0,5})$ – медиана;

$\beta = 2/5Ln(x)$ при $P(x)=0{,}9/x=0{,}1$.

Для удобства ведения расчетов результаты рассева свели в таблицу 2.7.

Таблица 2.7 – Данные для расчета гранулометрического состава

Размер ячеек, r, мм	Ln r	Остаток на сите, %	Накопленная сумма, %
2,5	0,9	-	-
1,6	0,47	-	-
1	0	-	-
0,63	-0,46	x_8	$\Sigma(x_0, x_1 \ldots x_8) = 100$ %
0,4	-0,9	x_7	$\Sigma(x_0, x_1 \ldots x_7)$
0,315	-1,15	x_6	$\Sigma(x_0, x_1 \ldots x_6)$
0,2	-1,6	x_5	$\Sigma(x_0, x_1 \ldots x_5)$
0,16	-1,8	x_4	$\Sigma(x_0, x_1 \ldots x_4)$
0,1	-2,3	x_3	$\Sigma(x_0, x_{1\ldots}x_3)$
0,063	-2,76	x_2	$\Sigma(x_0, x_1, x_2)$
0,05	-2,9	x_1	$\Sigma(x_0, x_1)$
Поддон	-	x_0	-

В первой графе таблицы 2.7 представлены размеры ячеек одиннадцати сит в мм. Двенадцатая строка предназначена для значений поддона. Во вторую графу вносили вычисленные значения натуральных логарифмов, соответствующие каждому размеру ячеек сит. Третья графа содержит результаты ситового анализа порошка (x), %. Количество порошка на поддоне принимали за нулевую отметку (x_0). К ней последовательно прибавляли результаты рассева на следующих после поддона ситах, %. Накопленную сумму процентов фиксировали в четвертой графе. Накопленная сумма, равная 50 %, соответствует среднему размеру частиц. Вычисление среднего значения размера гранул можно вести двумя способами: аналитическим и графическим. Аналитический метод является более точным и

менее трудоемким. Согласно ему, для расчета средних размеров порошков с помощью компьютерной программы STATISTICS &ANALISIS разработки фирмы StatSoft, Inc (США) [197], составляли уравнение регрессии зависимости накопленной суммы (%) от логарифма размера.

$$\text{Ln } r = \text{а} + \text{в } P, \qquad (2.2)$$

где r – размер частиц, мм;

а – свободный член регрессии;

в – коэффициент регрессии;

P – накопленная сумма, %.

Для определения среднего значения размеров частиц вместо P в уравнение (2.2) подставляли цифру 50 и вычислялся $r_{ср}$.

Для проверки точности разработанной методики определения гранулометрического состава использовали лазерный дифракционный микроанализатор Analysette 22 COMFORT производства фирмы «FRITSCH» (Германия), работающий на основе дифракции сходящегося лазерного луча и являющийся одним из наиболее точных на сегодняшний день приборов. Диапазон измеряемых размеров частиц от 0,1 до 1250 мкм.

Насыпную (эффективную) плотность исследуемых порошков проверяли по массе, которая помещалась в емкость объемом один дм^3. Порошок засыпали в нее без дополнительного уплотнения. Гравитационную засыпку повторяли трижды. Средняя эффективная плотность определялась как средняя арифметическая величина трех измерений насыпной плотности.

2.4 Выбор основных компонентов для изготовления смесевых дисперсных реагентов

2.4.1 Обоснование выбора углеродсодержащего материала

В качестве одного из обязательных компонентов смесевых модификаторов и раскислительных смесей требуется использование материала, который по своим свойствам (строение кристаллической решетки, угол образования подложки, взаимодействие с элементами чугуна и др.) будет приближаться к графиту, выделяющемуся в чугуне при кристаллизации. Кроме того, этот компонент должен быть способным вспенивать шлак при выплавке стали. Отсюда следует естественный вывод, что таким компонентом должен быть углеродсодержащий материал (УСМ). Наиболее распространенными УСМ материалами на сегодняшний день являются: уголь, древесный уголь, кокс каменноугольный, кокс сланцевый, термоантрацит, графит естественный, электродный бой [203, 204]. При изготовлении модификаторов для чугуна без специальной подготовки УСМ, в частности по содержанию и составу зольных примесей, а также по измельчению

частиц, невозможно добиться постоянства его качества, а соответственно, и стабильных предсказуемых результатов при его использовании [204].

Наиболее чистыми от примесей являются УСМ, подвергнутые процессу графитации или глубокой термообработке. Процесс графитации при получении графитовой продукции разных марок осуществляют в промышленных условиях при температурах от 2400 до 2600 °С без доступа воздуха. Графитация материала с исходной зольностью от 5 до 8 % позволяет снизить ее от 1,0 до 1,5 %. Кроме того, при графитации происходит перестройка структуры углеродистого материала в совершенную графитовую решетку или близкую к ней [204].

Поэтому выбор первого компонента разрабатываемого модификатора был сделан в пользу графита, подверженного высокотемпературной обработке. К примеру, за рубежом фирмой ELKEM специально разработан электрокальцинатор для производства науглероживателей серого чугуна, позволяющий проводить прокалку при температурах до 3000 °С [205].

Для получения низкозольного малосернистого графита лучше всего использовать коксопековые композиции, подвергнутые высокотемпературной обработке [206]. Технология получения такого графита следующая. Вначале производится смешивание сухой части углеродистой шихты при 380–390 К со связующим до однородной массы в смесительных обогреваемых машинах. Цилиндрические или прямоугольные заготовки прессуют способом продавливания (прошивки) углеродистой массы через специальные мундштуки или штампуют в глухую матрицу. Заготовки, отпрессованные в глухую матрицу, имеют большую плотность, чем поршневые. Сырые заготовки обжигают обычно в камерных пламенных печах под слоем углеродистой засыпки при 1500 К в течение 15–30 суток. После обжига угольные изделия проходят графитизацию, цель которой придать изделиям свойства графита. Графитирование проводится в электрических печах сопротивления при нагреве от 2600 до 3000 К. Содержание золы не превышает одного %, а серы 0,05 % [206].

Дальнейшее улучшение качества искусственного графита производится путем механоактивации. Активацией называется изменение энергетического состояния вещества при его измельчении. Поэтому всякое диспергирование является его активацией [206]. Наибольшие трудности при активации графита вызывает слипание его частиц при размоле. Получение частиц до 0,06 мм возможно в мельницах ударного или растирающего действия. Более тонкий размол осуществить весьма сложно вследствие способности графитовых частиц агрегатироваться и сильно уменьшать трение рабочих органов мельницы. Эти факторы приводят к тому, что после достижения некоторой степени измельчения дальнейший

размол прекращается. Чтобы воспрепятствовать этому, тонкий размол производят в мельницах-активаторах вибрационного типа, где можно полностью избежать слипания частиц, характерного для других помольных агрегатов [206].

Содержание золы и серы в графите при такой активации резко снижается, а содержание углерода значительно повышается. В рациональных режимах механоактивация позволяет уменьшить зольность от 0,1 до 0,5 %, что удовлетворяет требованиям ГОСТ 18191 [207].

Такой графит применяют для изготовления особо ответственных графитовых изделий и его следует применять для приготовления смесевых модификаторов для чугуна.

При изготовлении раскислительных смесей, которые контактируют в основном со шлаком, требования к УСМ могут быть снижены. В данном случае можно использовать практически все сорта отсевов после дробления, аспирационных сборов после дробления и помола, а также молотых УСМ, цена которых значительно ниже, чем высококачественного графита.

2.4.2 Обоснование выбора кремнийсодержащего материала

Как было сказано ранее, кремний по своему гомологическому электронному строению является аналогом углерода. Именно по этой причине практически все модификаторы серого чугуна содержат в своем составе кремний. Модификаторы, раскислительные смеси для стали также содержат в своем составе кремний. Поэтому в нашем случае выбор второго компонента модификатора был сделан в пользу мелкодисперсного кремнийсодержащего материала (КСМ).

В качестве кремнийсодержащего материала можно использовать кремний кристаллический, ферросилиций, а также материалы, полученные физико-химическим путем. Отечественной промышленностью производится кристаллический кремний марок КР0-КР2 [208]. Кристаллический кремний производится также норвежской фирмой ЭЛКЕМ. Однако этот материал отличается высокой ценой, которая выше, чем у ферросилиция ФС 75. Для приготовления порошка из кристаллического кремния необходимо дополнительно произвести дробление и помол кусков этого материала, что достаточно трудоемко, взрывоопасно и значительно удорожает и без того недешевый материал. Кроме того, все известные на данный момент методы получения мелкодисперсных порошков (плазмохимический, испарение-конденсация, электрический взрыв проводников, криохимический синтез, электролитический и др.) [209] достаточно дороги.

Вместе с тем, в химической промышленности при производстве органогалогенсиланов образуется побочный продукт-дисперсный порошок, близкий по

своему химическому составу к ФС75. Поэтому рационально именно его использовать в качестве второго компонента разрабатываемого модификатора для чугуна.

Следует отметить, что на заводах-изготовителях скапливается большое количество аспирационного кремния и ферросилиция и их пылевидных отсевов после дробления и помола [210]. Пылевидные отходы кремния и ферросилиция образуются также при транспортировке, погрузочно-разгрузочных работах. В количественном выражении это составляет до 3 % от общей массы производимого кремния [210]. Принципиальная возможность утилизации и использования вышеперечисленных отходов для приготовления разрабатываемых смесей для сталеварения имеется, что будет удешевлять продукцию.

2.4.3 Обоснование выбора кальций-стронциевого карбоната (КСК)

Многочисленные проведенные исследования позволили зарекомендовать КСК как эффективную рафинирующую добавку и модификатор для производства ответственных отливок из стали и чугуна [223–226]. Кроме того, КСК успешно применяют для дегазации, рафинирования и модифицирования алюминиевых сплавов, предназначенных для производства ответственных отливок [227, 228, 229]. На модификатор КСК разработаны технические условия ТУ 171700-003-520446233-2006, согласованные с Федеральной службой по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека. Материал зарегистрирован в Центре стандартизации, метрологии и сертификации, и защищен патентом № 2364649 от 20.08.2009 г [213].

КСК состоит из следующих компонентов, %: сумма карбонатов кальция и магния (в пересчёте на карбонат кальция) – не менее 90, массовая доля карбоната стронция 5–8. Основной отличительной особенностью модификатора КСК является дисперсность частиц.

2.5 Исследование зернового состава выбранных материалов

Эффективность порошков графита и кремния при модифицировании может быть охарактеризована количеством частиц, которые они внесут в расплав и создадут тем самым условия для зарождения центров кристаллизации графита. Для оценки графитизирующей способности модификаторов рассчитывали количество частиц, приходящихся на один кубический сантиметр расплава. В свою очередь для определения количества вносимых частиц нужно определить зерновой состав порошков. Результаты рассева порошков кремния трех партий в удобной для расчета форме представлены в таблице 2.8, а в таблице 2.9 представлены усредненные результаты рассева трех партий графита.

Таблица 2.8 – Результаты рассева кремния на ситах

Размер ячеек	Остаток на сите		
	Партия № 1	Партия № 2	Партия № 3
2,5	0	0	0
1,6	0	0	0
1	0	2,52	0
0,63	3,78	4,96	2,45
0,4	5,28	7,13	7,68
0,315	4,35	4,08	5,34
0,2	7,17	5,08	4,47
0,16	3,45	4,86	6,82
0,1	1,89	6,03	5,75
0,063	8,31	2,78	2,98
0,05	17,46	17,91	17,68
Поддон	48,3	45,37	46,83

Как видно, зерновой состав порошков не подчиняется нормальному закону распределения частиц, т.е. подтверждается факт, что для порошков с высокой дисперсностью данный метод не применим. Применили разработанную методику.

Результаты рассева порошков трех партий кремния в удобной для расчета форме представлены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Результаты рассева кремния на ситах

Размер ячеек	Ln r	Партия 1		Партия 2		Партия 3		Среднее значение	
		Остаток на сите	Накопленная вероятность	Остаток на сите	Накопленная вероятность	Остаток на сите	Накопленная вероятность	Остаток на сите	Накопленная вероятность
2,5	0,9	0		0		0	-	-	-
1,6	0,47	0		0		0	-	-	
1	0	0		2,52	100	0	-	0,84	100
0,63	-0,46	3,78	100	4,96	97,48	2,45	100	3,74	99,16
0,4	-0,9	5,28	96,21	7,13	92,52	7,68	97,55	6,69	95,42
0,315	-1,15	4,35	90,93	4,08	85,39	5,34	89,87	4,59	88,73
0,2	-1,6	7,17	86,58	5,08	81,31	4,47	84,53	5,58	84,14
0,16	-1,8	3,45	79,41	4,86	76,23	6,82	80,06	5,04	78,56
0,1	-2,3	1,89	75,96	6,03	71,37	5,75	73,24	4,56	73,52
0,063	-2,76	8,31	74,07	2,78	65,34	2,98	67,49	4,69	68.96
0,05	-2,9	17,46	65,76	17,91	62,56	17,68	64,51	17,68	64,27
Поддон		48,3	-	45,37	-	46,83	-	46,59	-

Как видно, правило академика Колмогорова обеспечивает высокую степень аппроксимации распределения. Распределение порошка по фракциям в каждой из партий близко друг к другу.

Средний размер частиц определили при значениях вероятности, соответствующих накопленной сумме, равной 50 %. Для уточнения расчетов построили адекватное уравнение регрессии зависимости накопленной вероятности от логарифма размера частицы для средних значений показателей трех партий с помощью компьютерной программы STATISTICS & ANALISIS [197]:

$$\ln r = -7{,}831 + 0{,}061\ P \qquad (2.3)$$

Адекватность уравнения подтверждает тесная связь между признаками: коэффициент корреляции равен 0,98, а также высокий коэффициент детерминации, равный 0,97. Кроме того, высока значимость коэффициентов регрессии. Уровень их значимости значительно меньше принятого при вычислениях уровня значимости 0,05. Адекватность уравнения подтверждает и анализ остатков. Анализ показал, что последовательные остатки независимы между собой, имеют нормальный закон распределения с нулевым математическим ожиданием и постоянной дисперсией, что наглядно представлено на рис. 2.2.

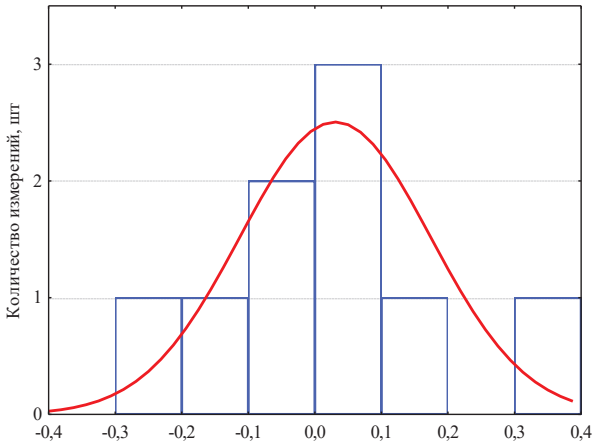


Рисунок 2.2 – Гистограмма остатков с наложенной кривой нормального распределения

Вычисленный средний размер частиц кремнийсодержащего порошка равен 17,12 мкм.

Для проверки надежности разработанной методики определили гранулометрический состав тех же трех партий кремнийсодержащего порошка с помощью лазерного дифракционного микроанализатора Analysette 22 COMFORT фирмы FRITSCH. Этот прибор обеспечивает наиболее точные результаты при определении гранулометрического состава. Обработка данных проводилась фирмой «ПЭЛ», г. Санкт-Петербург.

Микроанализатор показал, что средний размер частицы порошка кремния составляет 19,15 мкм. Этот результат весьма близок с результатом, полученным по разработанной методике. Размеры частиц, определенные по двум методикам, имеют одинаковый порядок и разрядность. Таким образом, предложенную методику следует признать эффективной для определения гранулометрического состава. Такая методика расчета доступна практически всем литейным цехам.

Средний размер частиц графита, вычисленный по разработанной и принятой методике равен 13,21 мкм [298].

Считая, что порошки состоят из сферических частиц, рассчитаем количество частиц графита и кремния, приходящихся на один кубический сантиметр расплава. Объём частицы графита равен

$$V_г = \frac{4}{3}\pi \cdot r^3, \tag{2.4}$$

где $V_г$ – объем одной частицы графита, см^3;

r – радиус частицы, см.

$$V_г = \frac{4}{3} \cdot 3{,}14 \cdot (6{,}6 \cdot 10^{-4})^3 = 1{,}09 \cdot 10^{-9}\ см^3.$$

Общий объём графита вычисляется по формуле

$$V_o = \frac{m}{\rho}, \tag{2.5}$$

где V_0 – общий объем графита, см^3;

m – масса графита, г;

ρ – насыпная плотность графита, г/см^3.

Примем, что количество графита равно 0,1 % от массы жидкого металла, т.е. 1 кг, или 1000 г, на одну тонну расплава. В данном случае получаем

$$V_o = \frac{1000}{0{,}4} = 2500\ см^3.$$

Тогда количество вносимых частиц графита будет следующим

$$n = \frac{V_o}{V_г}, \tag{2.6}$$

где n – количество вносимых частиц графита, шт.

$$n = \frac{2500}{1{,}09 \cdot 10^{-9}} = 2{,}28 \cdot 10^{12}\ \text{шт.}$$

Количество частиц графита, приходящихся на один кубический сантиметр расплава чугуна, будет следующим

$$n_1 = \frac{n}{n_p}, \tag{2.7}$$

где n_1 – количество частиц графита, приходящихся на один кубический сантиметр расплава, шт;

n_p – количество кубических сантиметров в 1000 кг расплава.

$$n_1 = \frac{2{,}28 \cdot 10^{12}}{1{,}39 \cdot 10^{5}} = 16{,}4 \cdot 10^{6}\ шт/см^3.$$

Количество частиц кремния с насыпной массой, равной 0,7 г/см^3 в одном кубическом сантиметре расплава, вычисленных с применением формул (2.4) – (2.7), будет равно $4{,}41 \cdot 10^6$ шт/см^3.

Смесь этих двух мелкодисперсных порошков обеспечит все требуемые параметры модифицирования, что следует из данных работы [212], где теоретически доказано и экспериментально подтверждено, что для достижения в отливке мелкодисперсной аустенитной структуры необходимо иметь в расплаве не менее 10^6–10^8 шт/см^3 центров кристаллизации, что достигается уже при вводе 0,1 % от массы жидкого металла порошка со средним размером 15 мкм.

Определили средние размеры гранул КСК с помощью разработанной методики. Вычисленный средний размер частиц $CaCO_3$ составляет 19,6 мкм ~ 20 мкм [213]. Лазерный дифракционный микроанализатор Analysette 22 COMFORT фирмы FRITSCH показал размер частиц, весьма близкий к результатам, полученным по разработанной методике.

Эффективность диспергирования компонентов для смесевых модификаторов в дальнейшем подтвердили моделированием поведения частиц в расплаве при заполнении им полости литейной формы.

На основе вышеперечисленных компонентов разработаны новые материалы: Флюс разжижитель шлака (РШ) ТУ-171700-000-520446233-2006; Раскислитель диффузионный алюмосодержащий (РДА) ТУ 0826-003-476473004-2001; Рафинирующая смесь универсальная РСУ ТУ-171700-003-520446233-2006.

Эффективность вышеперечисленных присадок подтверждена результатами нижеприведенных исследований.

2.6 Методика моделирования литейных процессов

Процесс моделирования заключался в изучении поведения частиц модификаторов в расплаве при заполнении им полости литейной формы отливки. Кроме того, целью моделирования являлось подтверждение рафинирующей способности образующегося газа при обработке расплавов карбонатами. Для чего производили расчет всплытия пузырьков газа в металлическом расплаве, захват ими включений, которые в этом расплаве присутствуют, и выведение их на поверхность в шлак [291].

Математическую модель процессов составляют следующие уравнения. Течение металлического расплава и газовой среды, описывается системой гидродинамических уравнений Навье-Стокса (2.8) и уравнением неразрывности (2.9) в приближении вязкой жидкости: сжимаемой для газовой фазы и несжимаемой для расплава, а также уравнением Фурье-Кирхгофа для теплопереноса в расплаве и уравнением Фурье для теплопереноса в литейной форме. В декартовой системе координат уравнения записывают в виде (2.9) – (2.11).

$$\begin{aligned}
\rho\left(\frac{\partial u}{\partial t}+u\frac{\partial u}{\partial x}+\nu\frac{\partial u}{\partial y}+\omega\frac{\partial u}{\partial z}\right)&=-\frac{\partial P}{\partial x}+\mu\left(\frac{\partial^2 u}{\partial x^2}+\frac{\partial^2 u}{\partial y^2}+\frac{\partial^2 u}{\partial z^2}\right);\\
\rho\left(\frac{\partial \nu}{\partial t}+u\frac{\partial \nu}{\partial x}+\nu\frac{\partial \nu}{\partial y}+\omega\frac{\partial \nu}{\partial z}\right)&=-\frac{\partial P}{\partial y}+\mu\left(\frac{\partial^2 \nu}{\partial x^2}+\frac{\partial^2 \nu}{\partial y^2}+\frac{\partial^2 \nu}{\partial z^2}\right);\\
\rho\left(\frac{\partial \omega}{\partial t}+u\frac{\partial \omega}{\partial x}+\nu\frac{\partial \omega}{\partial y}+\omega\frac{\partial \omega}{\partial z}\right)&=-\frac{\partial P}{\partial z}+\mu\left(\frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2}+\frac{\partial^2 \omega}{\partial y^2}+\frac{\partial^2 \omega}{\partial z^2}\right)+g\rho;
\end{aligned} \tag{2.8}$$

$$\frac{\partial u}{\partial x}+\frac{\partial \nu}{\partial y}+\frac{\partial \omega}{\partial z}=0; \tag{2.9}$$

$$\frac{\partial T_p}{\partial t}+u\frac{\partial T_p}{\partial x}+\nu\frac{\partial T_p}{\partial y}+\omega\frac{\partial T_p}{\partial z}=a_p\left(\frac{\partial^2 T_p}{\partial x^2}+\frac{\partial^2 T_p}{\partial y^2}+\frac{\partial^2 T_p}{\partial z^2}\right); \tag{2.10}$$

$$\frac{\partial T_\phi}{\partial t}=a_\phi\left(\frac{\partial^2 T_\phi}{\partial x^2}+\frac{\partial^2 T_\phi}{\partial y^2}+\frac{\partial^2 T_\phi}{\partial z^2}\right), \tag{2.11}$$

где u, ν, ω – компоненты вектора скорости;

ρ – плотность расплава, кг/м^3;

μ – коэффициент динамической вязкости расплава, Па с;

P – давление, Па;

t – время, с;

T_p, T_ϕ – температуры расплава и литейной формы, К;

a_p, a_ϕ – температуропроводность расплава и литейной формы, м^2/с;

g – вектор гравитации, м/с^2.

Приняли следующие гидродинамические граничные условия:

1. На внутренней поверхности литейной формы использовали условие «прилипания» расплава к стенкам: $u|_{ст}=\nu|_{ст}=\omega|_{ст}=0$.

2. На входе в литниковую чашу задали скорость течения расплава: $u|_{лч}=\nu|_{лч}=0$; $\omega|_{лч}=W$, где W – вертикальная скорость течения расплава при его заливке в форму, м/с.

Тепловые граничные условия:

1. На входе в литниковую чашу температуру расплава задали равной температуре заливки: $T_{лч} = T_{зал}$.

2. На внутренней поверхности литейной формы использовали граничное условие III рода:

$$-\lambda_p \left(grad_m T_p\right)_{ст} = \frac{\lambda_{кр}}{l_{кр}} \left(T_p - T_ф\right)_{ст}; \tag{2.11}$$

$$-\lambda_ф \left(grad_m T_ф\right)_{ст} = \frac{\lambda_{кр}}{l_{кр}} \left(T_ф - T_p\right)_{ст}, \tag{2.12}$$

где λ_p, $\lambda_ф$, $\lambda_{кр}$ – теплопроводности расплава, формы и противопригарной краски на внутренней поверхности формы, Вт/(м·К); $l_{кр}$ – толщина краски, мм; $\left(grad_m T_p\right)_{ст}$ и $\left(grad_m T_ф\right)_{ст}$ – проекции температурного градиента в расплаве и форме непосредственно на внутренней поверхности формы на направление нормали *m* к этой поверхности; $\left(T_p\right)_{ст}$, $\left(T_ф\right)_{ст}$ – температуры расплава и литейной формы на внутренней поверхности этой формы, К.

3. На внешней поверхности формы также использовали граничные условие III рода:

$$-\lambda_ф \left(grad_m T_ф\right)_{ос} = \alpha_{ос} \left(T_ф - T_{ос}\right)_{ос}, \tag{2.13}$$

где $\alpha_{ос}$ – коэффициент теплоотдачи от формы в окружающую среду кДж/м^{2}час˚С; $\left(grad_m T_ф\right)_{ос}$ – проекция температурного градиента в форме непосредственно у её внешней поверхности на направление нормали *m* к этой поверхности; $\left(T_ф\right)_{ос}$, $\left(T_{ос}\right)_{ос}$ – температуры формы и окружающей среды на внешней поверхности формы, К.

В качестве расплава использовали чугун СЧ30. В качестве материала формы использовали песчано-глинистую смесь.

Выводы

1. Аналитические исследования проводили в аттестованных лабораториях литейных цехов с использованием поверенного современного аналитического оборудования и методик, а также с применением современного уникального оборудования, что подтверждает достоверность исследований.

2. Разработана методика определения гранулометрического состава порошков, позволяющая использовать рассев частиц на стандартных ситах. Методика доступна для всех литейных цехов.

3. В качестве основных компонентов для изготовления смесевых модификаторов и раскислительных смесей выбраны УСМ и КСМ. Первый способен вспенивать шлак при выплавке стали. Кроме того, у дисперсного графита, подвергнутого высокотемпературной обработке и последующей активации тонким помолом, кристаллическая решетка становится максимально когерентной с решеткой графита в чугуне. КСМ входит в состав практически всех традиционных модификаторов и раскислителей. Высокоактивный дисперсный кремнийсодержащий порошок, получаемый физико-химическим путем при производстве органогалогенсиланов, идеально подходит для обработки чугуна в составе смесевого модификатора.

4. Средний размер частиц порошка графита, подвергнутого специальной подготовке, составил 13,21 мкм, а кремния, полученного физико-химическим путем – 17,12 мкм, т.е. при введении в расплав 0,1 % порошков от массы жидкого в чугун будет внесено $16{,}4 \cdot 10^6$ шт/см^3 частиц графита и $4{,}41 \cdot 10^6$ модификатора, что увеличивает их эффективность по сравнению со стандартными модификаторами. Смесь этих двух мелкодисперсных порошков обеспечит все требуемые параметры модифицирования.

5. Для подтверждения эффективности диспергирования компонентов для смесевых модификаторов применили математическое моделирование поведения частиц в расплаве при заполнении им полости литейной формы. Математическое моделирование применили также для оптимизации литейных процессов при заполнении формы отливки 9800.01.00.001 «балка надрессорная».

Глава 3 Теоретическое обоснование эффективности разрабатываемых инновационных технологий выплавки сталей и чугунов для производства отливок ответственного назначения

Основной отличительной особенностью разрабатываемых прогрессивных инновационных технологий рафинирования и модифицирования сталей и чугунов для повышения эффективности печной и внепечной обработки расплавов является применение новых смесевых реагентов на основе дисперсных порошков. Дисперсные и ультрадисперсные материалы все чаще применяют в литейном производстве для интенсификации процессов и повышения качества отливок [214–220]. Рафинируемые шлаки, стали и чугуны, а также модифицированные расплавы рассматривали как разбавленные суспензии, в которых дисперсной фазой являются частицы смесей, а дисперсионной средой – расплав. Известно, что для достижения мелкозернистой структуры необходимо иметь в одном кубическом сантиметре расплава больше, чем 10^6 центров кристаллизации (ЦК) [212]. Разработанные дисперсные материалы способны в процессе модифицирования и рафинирования внести в расплавы и шлаки сопоставимое количество дисперсных частиц, участвующих в реакциях и являющихся источниками ЦК, что резко повысит эффективность обработки расплавов и шлаков.

3.1 Эффективность раннего наведения шлака

Тщательно изучив технологию выплавки стали 110Г13Л методом переплава, выявили, что в связи с высокой температурой плавления извести наведение шлака при этом методе затруднено, что негативно сказывается на всем последующем ходе плавки. При методе переплава проблемы шлакообразования сходны с образованием шлака в кислородном конвертере и, описаны в главе 1. На дно печи загружают от 150 до 200 кг извести, которая участвует в образовании шлака. Затем сверху загружают легированный лом Б22 и возврат собственного производства. После чего включается печь на полную мощность, и начинается плавление шихты. Электрические дуги, температура которых достигает ≥ 20000 °С, прорезают колодцы в шихте. В это время металл плавится и стекает к извести. Дуга ничем не защищена и имеет контакт с металлом и кислородом воздуха. Происходит существенное окисление Mn и Fe. На поверхности извести накапливаются MnO и FeO. По мере роста температуры начинается процесс растворения извести и образование шлака. С увеличением концентрации катионов Fe^{2+} и Mn^{2+} в расплаве повышается скорость растворения извести в шлаке. Процесс плавления длится от 60 до 90 минут. При таком методе плавки металл при плавлении и нагреве до температуры плавления насыщается азотом и водородом

примерно от 50 до 70 % от их содержания в шихте. Неудовлетворительно очищенная шихта и заправочные материалы увеличивают содержание неметаллических включений в металле в 5–7 раз [122, 130, 225]. Кроме того, во время плавления происходит обильное окисление марганца и железа, что приводит к повышенному содержанию оксидов этих металлов в шлаке. Их концентрации могут достигать 40 и 10 % соответственно. В результате во время восстановительного периода часто не удается провести качественное рафинирование такого шлака, и зачастую суммарное количество MnO и FeO в шлаке существенно превышает оптимальный уровень пять процентов, что снижает жидкотекучесть, пластические характеристики, ударную вязкость и износостойкость стали. Возрастает количество брака по причинам «горячая трещина» и «спай» при одновременном увеличении затрат на производство.

Установив причины появления вышеперечисленных недостатков, разработан смесевой флюс «разжижитель шлака» (РШ) [222–225], который необходимо загружать на поверхность извести перед завалкой лома Б 22, что способствует раннему наведению шлака.

В качестве основного компонента флюса РШ выбрали кальций-стронциевый карбонат (КСК).

Средний размер частиц $CaCO_3$ составляет 19,6 мкм ~ 20 мкм. Преимущества измельчения карбоната кальция – основной составляющей КСК – легко доказывается ниже приведенными расчетами.

Оценим изменение процесса реакционной способности порошков с различной дисперсностью [227, 230, 231].

Рассмотрим два монодисперсных порошка $CaCO_3$, состоящих из сферических частиц с размерами r_1 и r_2. Исходя из того, что мольный объем V составляет M/d (и считая, что все частицы представляют собой сферы одинакового радиуса), найдем количество частиц, содержащихся в одном моле рассматриваемых порошков:

$$n_1 = \frac{M}{\frac{4}{3}\pi d r_1^3}\ ; \qquad (3.1)$$

$$n_2 = \frac{M}{\frac{4}{3}\pi d r_2^3}\ , \qquad (3.2)$$

где M – молекулярная масса, кг/моль; d – плотность порошка, кг/м^3.

Рассчитаем теперь суммарную площадь поверхности частиц с радиусом r_1 и r_2, а также соответствующую свободную поверхностную энергию:

$$S_1 = \frac{4\pi r_1^2 V}{\frac{4}{3}\pi r_1^3} = 3\frac{V}{r_1}; \quad (3.3)$$

$$F_1 = \frac{3\sigma V}{r_1}; \quad (3.4)$$

$$S_2 = \frac{4\pi r_2^2 V}{\frac{4}{3}\pi r_2^3} = 3\frac{V}{r_2}; \quad (3.5)$$

$$F_2 = \frac{3\sigma V}{r_2}, \quad (3.6)$$

где s_1 – площадь поверхности частиц радиусом r_1 в объеме V, м^2;

s_2 – площадь поверхности частиц радиусом r_2 в объеме V, м^2.

Различная активность порошков реализуется как разность величин их свободной поверхностной энергии в виде изотермической разности химических потенциалов. Таким образом, в расчете на один грамм моль растворов имеем:

$$\mu_1 - \mu_2 = {}_{\Delta}\mu = \sigma\,(S_1 - S_2) = \sigma\left(\frac{3V}{r_1} - \frac{3V}{r_2}\right), \quad (3.7)$$

где μ – химический потенциал компонентов, Дж/моль.

С другой стороны, для первого порошка приближенно можно записать

$$\mu_1 = \mu_0 + RT\ln a_1, \quad (3.8)$$

где μ_0 – химический потенциал компонентов в стандартном его состоянии, Дж/моль;

R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль К);

T – температура, К;

a – активность.

Для другого порошка имеем:

$$\mu_2 = \mu_0 + RT\ln a_2, \quad (3.9)$$

тогда

$$\mu_1 - \mu_2 = {}_{\Delta}\mu = RT\ln\frac{a_1}{a_2}. \quad (3.10)$$

Приравняв правые части выражений (3.7) и (3.10), получаем:

$$RT\ln\frac{a_1}{a_2} = \sigma\left(\frac{3V}{r_1} - \frac{3V}{r_2}\right);$$

$$ln\frac{a_1}{a_2} = \frac{3V\sigma}{RT}\left(\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}\right),$$

или

$$ln\frac{a_1}{a_2} = \frac{3M\sigma}{RTd}\left(\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}\right). \quad (3.11)$$

При диссоциации порошков разность величин их свободной поверхностной энергии реализуется в виде изотермической работы диссоциации. Таким образом, в расчете на один грамм моль растворов имеем:

$$A_1 - A_2 = {}_{\Delta}A = \sigma\,(S_1 - S_2) = \sigma\left(\frac{3V}{r_1} - \frac{3V}{r_2}\right). \qquad (3.12)$$

С другой стороны, для карбоната с радиусом частиц r_1 приближенно можно записать

$$A_1 = A_0 + RT\ln K_{p1}. \qquad (3.13)$$

Для другого карбоната с радиусом частиц r_2 имеем:

$$A_2 = A_0 + RT\ln K_{p2}, \qquad (3.14)$$

тогда

$$A_1 - A_2 = {}_{\Delta}A = RT\ln\frac{K_{P1}}{K_{p2}}. \qquad (3.15)$$

Приравняв правые части выражений (3.12) и (3.15), получаем:

$$\mathrm{RT}\ln\frac{K_{P1}}{K_{p2}} = \sigma\left(\frac{3V}{r_1} - \frac{3V}{r_2}\right);$$

$$ln\frac{K_{P1}}{K_{p2}} = \frac{3V\sigma}{RT}\left(\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}\right),$$

или

$$ln\frac{K_{P1}}{K_{p2}} = \frac{3M\sigma}{RTd}\left(\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}\right). \qquad (3.16)$$

Из уравнений (3.12) и (3.16) следует, что при уменьшении размеров частиц твердого тела активность системы и процесс диссоциации карбонатов усиливается. В общем случае можно заключить: чем дисперснее система, тем выше ее реакционная способность или физико-химическая активность. Результаты расчетов и выводы согласуются с данными работы [232].

Основная и важнейшая особенность дисперсного состояния заключается в том, что значительная доля свободной энергии системы сосредоточена в межфазных поверхностных слоях. Удельная площадь межфазной поверхности вычисляется по формуле [211].

$$\mathrm{S_{уд}} = \frac{\mathrm{S_{1,2}}}{V_1} = \frac{4\pi r^2}{\frac{4}{3}\pi r^3} = \frac{3}{r} = \frac{6}{d}, \qquad (3.17)$$

где $\mathrm{S_{уд}}$ – удельная площадь межфазной поверхности, $\mathrm{см^{-1}}$.

Сравним удельную свободную энергию КСК с ближайшим аналогом барий-стронциевым карбонатом (БСК). Размер кусочков БСК колеблются от одного до 10 мм, в среднем 5,5 мм [233]. $\mathrm{S_{уд}}$ смеси КСК будет равняться 3 000 $\mathrm{см^{-1}}$,

а $S_{уд}$ БСК равно 10,9 $см^{-1}$, то есть в 275,2 раза меньше. Избыток свободной энергии делает дисперсные системы термодинамически неустойчивыми. Для них характерны самопроизвольные процессы, стремящиеся снизить этот избыток различными путями. Таким образом, избыток свободной энергии КСК будет потрачен на увеличение его реакционной способности, а, соответственно, и на кинетические характеристики реакций по сравнению с БСК.

Приращение реакционной способности материала пропорционально 1/r или дисперсности системы, что следует из уравнения (3.18), которое показывает зависимость энергии Гиббса от дисперсности частиц.

Приращение энергии Гиббса при изменении дисперсности вычисляется по формуле [244]:

$$\Delta Gg = \pm \frac{2\sigma Vm}{r}, \qquad (3.18)$$

где ΔGg – приращение энергии Гиббса, Дж;

Vm – мольный объем, $м^3$/моль;

σ – поверхностное натяжение, Дж/$м^2$.

С уменьшением размера частиц с 5,5 см до 0,002 см реакционная способность, а значит и интенсификация химических взаимодействий, возрастет в

$$\frac{1}{r_{КСК}} / \frac{1}{r_{БСК}} = \frac{1}{0,001} / \frac{1}{2,75} = 2777 \text{ раз}.$$

В результате избыток свободной энергии будет потрачен на изменение химического состояния вещества, то есть на диссоциацию карбонатов. Диссоциация КСК будет максимально облегчена и произойдет значительно быстрее, чем БСК. Эффективность КСК подтверждена многими исследованиями и при рафинировании чугунов и сталей [222–224]. В процессе исследований установлено влияние обработки стали 20ГЛ модификатором КСК на структуру и свойства стали 20ГЛ при производстве ответственных железнодорожных отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» в условиях ООО «Промтрактор-Промлит» [245]. Для удобства ввода модификатора КСК его закатали в порошковую проволоку ПП-ТС14КСК диаметром 14 мм и вводили с помощью трайб-аппарата со скоростью 100 метров в минуту в ковш емкостью 25 тонн. Израсходовано 60 метров проволоки из расчета 500 грамм КСК на одну тонну металла, что значительно ниже, чем при применении близкого по составу БСК [246]. Рафинирующая обработка расплава порошковой проволокой с КСК оказала благоприятное влияние на неметаллические включения. Количество их стало меньше, а форма и расположение их оказались более благоприятными. Существенно увеличились механические свойства 20ГЛ, особенно структурно чувствительная величина – ударная вязкость при отрицательных температурах. KCU^{-60} увеличилась с 480 до 650 кДж/$м^2$, то есть на 26,1 %, а KCV^{-60} со 120 до 200 кДж/$м^2$ на 40 % [245], что

очень важно для повышения надежности и долговечности железнодорожных деталей.

Вышесказанное доказывает, что КСК – эффективная основа разрабатываемого разжижителя шлака (РШ). Для повышения эффективности РШ к основному компоненту дисперсному КСК добавили флюс на основе хлоридов натрия и калия (NaCl-KCl). Покровный флюс представляет собой смесь хлоридов натрия и калия в сочетании (1:1). Эквимольная смесь этих солей имеет невысокую температуру плавления (от 650 до 660 °С) [234, 235]. Эти флюсы применяют при производстве цветных сплавов. Они являются наиболее технологичным и эффективным средством рафинирования алюминиевых сплавов в литейных цехах, изготавливающих фасонные отливки. Добавка его в разрабатываемый РШ оказалась весьма эффективной, что подтверждено многими исследованиями [265]. Очень важно, что смесь хлоридов натрия и калия способна адсорбировать оксид алюминия и растворять его [236]. Это дало возможность дополнительно ввести в состав разжижителя шлака Al_2O_3. Как известно, глинозем разжижает металлургические шлаки. Добавки Al_2O_3 ускорили растворение извести и понизили вязкость шлака. [128]. В результате, разработанный дисперсный РШ на основе КСК с добавками глинозема и NaCl-KCl оказался весьма эффективным препаратом [265, 267]. При выплавке стали 110Г13Л методом переплава с использованием РШ время плавления шихты уменьшилось на 10 минут. Угар марганца снизился на 4,3 %. Количество MnO в шлаке уменьшилось на 18 %, а FeO на 16,5 %, что облегчило задачу снижения этих оксидов в шлаке в восстановительный период плавки.

Установлено, что механизм ускоренного шлакообразования с помощью РШ заключается в следующем:

1. При нагреве флюса РШ при температуре 680 °С начинают плавиться NaCl-KCl.

2. Расплав солей растворяют в себе Al_2O_3 и дисперсный $CaCO_3$. Образующийся жидкий шлак растекается по кускам извести, смачивает их и проникает в поры.

3. Температура в зоне шлакообразования постоянно растет, и дисперсный $CaCO_3$ диссоциирует на CaO и CO_2. Выделяющийся CO_2 увеличивает поры и разрушает твердые пленки на поверхности кусков извести, чем облегчает задачу растворения извести катионами железа и марганца, концентрация которых увеличивается в образующемся шлаке.

4. Ускоренно образующийся шлак, который легче металла, поднимается вверх и заполняет прорезаемые электродами колодцы. Шлак экранирует дуги, в результате чего все тепло начинает расходоваться на расплавление металла, при этом резко снижается угар марганца и железа, уменьшается время плавления шихты, экономится электроэнергия.

3.2 Эффективность диффузионного раскисления стали дисперсными смесями в печах с основной футеровкой

Изучив технологию выплавки сталей для ответственного фасонного литья, установили, что восстановительный период является наиболее ответственным за качество стали. Чтобы добиться повышения качества выплавляемой стали в ДСП с основной футеровкой, разработали новую технологию диффузионного раскисления, позволяющую резко снизить время восстановительного периода при одновременном повышении эффективности раскисления. **Для этого разработали и исследовали раскислительную смесь, которая обладает высокой реакционной способностью и способностью вспенивать и эффективно раскислять шлак** [237, 238, 239].

Это стало возможным благодаря замене традиционных раскислительных смесей, описанных в главе 1, на дисперсную смесь порошков. В основу разработанной раскислительной смеси заложили подробно описанные во второй главе порошки УСМ и КСМ. Для повышения эффективности новой смеси к УСМ и КСМ добавили сильнейший раскислитель – алюмосодержащий материал (АСМ). Кроме того, в состав смеси введено рациональное количество карбонатов кальций-стронциевого и натрия. Раскислительной смеси присвоена марка РДА – раскислитель диффузионный алюмосодержащий. Основное отличие порошков заключается в том, что они обладают высокой дисперсностью, что существенно увеличивает удельную поверхность частиц смеси [237] и придает ей новые свойства [238, 242, 243]. В работе [239] определили средние размеры частиц РДА и частиц смеси, изготавливаемой на заводе АО «ОЗММ». Они равняются 19,98 и 149,75 мкм соответственно. Форму частиц условно принимали за идеальные сферы. Компонентный состав заводской смеси состоял из молотых коксика, ферросилиция ФС75 и алюминиевой крошки и был близок по составу к РДА. Поэтому условно приняли плотности, поверхностное натяжение и мольный объем смесей равными друг другу.

Рассчитали количество частиц, которое внесет при подаче на шлак 1 кг смесь РДА:

Объем одной частицы РДА рассчитали по формуле (2.4) в соответствии с главой 2. Он равен

$$V_{РДА} = \frac{4}{3} \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}001^3 = 5{,}6 \cdot 10^{-9} \text{ см}^3.$$

Общий объём раскислительной смеси массой 1 000 г при насыпной плотности, равной 0,8 г/см^3, составляет (формула (2.5))

$$V_o = \frac{1000}{0{,}8} = 1250 \text{ см}^3.$$

Тогда общее количество частиц, вносимых РДА, будет следующим (формула (2.6))

$$n = \frac{1250}{5{,}6 \cdot 10^{9}} = 2{,}99 \cdot 10^{11} \text{ шт.}$$

Принимаем количество шлака в печи во время восстановительного периода равным 8 % от количества жидкого металла, то есть 8 000·0,08 = 640 кг. При плотности жидкого основного шлака, равной 3 000 кг/м^3, объем шлака в печи составит 600/3 000 = 2,1·10^{5}см^3. Таким образом, при подаче на шлак только 1 кг смеси РДА на каждый кубический сантиметр шлака придется 2,24·10^{11}/2,1·10^5 = = 1,4·10^6 частиц**.**

Для сравнения произвели аналогичные расчеты для раскислительной смеси, применяемой на заводе. Расчеты показали, что количество частиц, вносимых одним килограммом заводской смеси, составит 7,08·10^5 штук, что в 1,9·10^5 раза меньше, чем кусочков РДА. На каждый кубический сантиметр шлака придется 3,3·10^3 частиц заводской смеси против 1,4·10^6 частиц РДА.

Удельная площадь межфазной поверхности $S_{уд}$ РДА, вычисленная по формуле (3.17) [211], будет равняться 3 000 см$^{-1}$, а $S_{уд}$ для заводской смеси равна 400 см$^{-1}$, то есть в 7,5 раза больше. Так как значительная доля свободной энергии системы сосредоточена в межфазных поверхностных слоях, эффективность раскислительной смеси РДА существенно превысит реакционную способность заводской смеси. С уменьшением радиуса частиц с 0,0075 см до 0,001 см реакционная способность, а значит и интенсификация химических взаимодействий при применении РДА возрастет в $\frac{1}{0{,}001} / \frac{1}{0{,}0075} = 75$ раз.

При подаче РДА на шлак дисперсные компоненты смеси, карбонаты кальция, стронция и натрия, входящие в состав смеси, при температурах от 1500 до 1650 ˚С очень быстро диссоциируют по реакциям:

$$MeCO_3 = MeO + CO_2, \qquad (3.19)$$

чем способствуют равномерному распределению материала по поверхности шлака за короткий промежуток времени. Оксиды Ca, Sr и Na повышают основность и десульфурирующую способность шлака. Соединения натрия дополнительно способствуют разжижению шлака и повышают его реакционную способность. Карбонаты кальция, натрия и стронция являются источниками диоксида углерода. CO_2 вспенивает шлак и способствует равномерному распределению восстановительной смеси не только на поверхности шлака, но и по всему его объему. Разлагаясь, карбонаты решают еще одну задачу. Реакция окисления твердого углерода, присутствующего в смеси РДА, является эндотермической

$$C_T + CO_{2(Г)} = 2CO_{(Г)} \ (\Delta H^{\circ} = 172{,}1 \text{кДж}). \qquad (3.20)$$

В соответствии с принципом Ле Шателье с повышением температуры реакция смещается вправо. В результате превращения на каждый моль прореагировавшего диоксида углерода CO_2 (22,4 л при нормальных условиях) исчезает один моль твердого углерода (12 г или в объемных единицах 0,0055 л) и появляется 2 моля CO (44,8 л). Таким образом, при рассмотрении гетерогенных процессов с участием газов, изменением объема конденсированной фазы (в данном случае твердой), по сравнению с изменением объема газовой фазы, можно пренебречь, и считать, что изменение объема в таких реакциях определяется только разностью числа молей газообразных веществ в правой и левой частях уравнения химической реакции. Константа равновесия реакции (3.20) записывается в виде:

$$K_p = \frac{p^2_{CO_2}}{p_{CO_2} a_C}, \qquad (3.21)$$

где a_c – активность углерода;

p_{CO2} – парциальное давление CO_2, бар;

p_{CO} – парциальное давление CO, бар.

При давлениях и температурах, наблюдаемых в электропечи, активности чистых конденсированных фаз мало отличаются от единицы a_c=1, поэтому

$$K_p = \frac{p^2_{CO_2}}{p_{CO_2}}. \qquad (3.22)$$

Таким образом, диоксид углерода, неустойчивый при высоких температурах, характерных для сталеплавильных агрегатов [250, 250], способствует образованию большого количества CO, который создает восстановительную атмосферу в печи, усиливающую раскисляющую эффективность смеси.

Остающийся дисперсный УСМ смеси дополнительно вспенивает шлак за счет протекания реакции восстановления оксидов из шлака по реакциям 3.23.

$$(MeO) + (C) = [Me]\downarrow + \{CO\}\uparrow; \qquad (3.23)$$

Выделяющийся CO усиливает восстановительную атмосферу в печи. Вспененный жидкоподвижный шлак экранирует дуги, способствует ускоренному нагреванию шлака и металла [240–243]. Таким образом, создаются идеальные условия сокращения времени плавки и протекания реакций десульфурации по реакции (3.24),

$$(FeS) + (CaO) = (CaS) + (FeO); \qquad (3.24)$$

а также восстановления оксидов железа и марганца из шлака присутствующими в смеси алюминием и кремнием по реакциям (3.25–3.26).

$$2(MeO) + (Si) = 2[Me]\downarrow + (SiO_2); \qquad (3.25)$$

$$3(MeO) + 2(Al) = 3[Me]\downarrow + (Al_2O_3); \qquad (3.26)$$

Образующийся в результате реакций (3.26) Al_2O_3 продолжал разжижать шлаки и косвенно повышать их основность. В результате реакций раскисления

FeO и MnO восстанавливаются в шлаке и по закону распределения диффундируют в расплав, а из металла в шлак переходят оксиды железа и марганца, где восстанавливаются дисперсными компонентами смеси. Сульфиды железа также уходят в шлак согласно закону распределения. Таким образом, сталь оказывается с более низкими содержаниями оксидов и серы. За счет уменьшения в стали неметаллических включений и оксидных плен повышаются механические свойства и жидкотекучесть расплава. В результате время восстановительного периода сократили на 10 минут, экономили электроэнергию [240–243].

Для постоянного поддержания восстановительной атмосферы в печи в соответствии с принципом Ле-Шателье источники диоксида и оксида углерода должны быть постоянными [250]. Это дает возможность утверждать, что раскислительную смесь, в составе которой находятся карбонаты и УСМ, следует вводить в печь порциями по мере окончания реакции от предыдущей подачи.

Эффективность разработанной смеси подтверждена многими исследованиями [222–224, 231, 239–243]. В процессе исследований установлено, что применение РДА не нуждается в дополнительной обработке перед использованием. РДА фасуется в пакеты по 3 кг и готова к употреблению. Это позволяет снизить трудоемкость диффузионного раскисления стали, равномерно распределить РДА на шлаке и организовать контроль за бережным использованием материала. Средний расход РДА составил 2,4 кг/т жидкого против 4,2 кг/т жидкого расхода смеси, применяемой ранее. Среднее содержание серы в расплаве снизилось на 23 % с 0,0141 % при применении заводской смеси до 0,0103 % после обработки стали РДА. Микроструктура отливки стала более благоприятной. Индекс загрязненности в среднем уменьшился с 1,842 до 1,485. KCV^{-60} увеличился на 3 % и существенно стабилизировался. Однородность этого показателя резко возросла. Коэффициент вариации до внедрения равнялся 31,5 %, а после внедрения – 13,9 % [240].

3.3 Эффективность диффузионного раскисления стали дисперсными смесями в печах с кислой футеровкой

Изучив преимущества и недостатки выплавки стали в печах с кислой футеровкой, выявили, что наряду с экономичностью процесса есть существенный недостаток, который заключается в том, что механические свойства кислой стали в термически обработанном состоянии ниже, чем в основной. Поэтому необходимы внедрение инноваций при выплавке углеродистой стали в печи с кислой футеровкой для повышения эффективности рафинирования металла, и как след-

ствие, повышения механических свойств стали, расширения номенклатуры ответственных отливок для железнодорожного литья из стали, выплавленной в печах с кислой футеровкой. Это даст возможность дополнительно:

– снизить себестоимость отливок за счет уменьшения времени плавки и экономии электроэнергии;

– более полной разливке стали без остатков в ковше;

– снижению трудоемкости удаления шлака из ковшей после окончания разливки;

– повышению срока службы ковшей.

Для решения этих задач в технологический процесс плавки углеродистых сталей дополнительно ввели диффузионное раскисление и внепечную обработку расплава, для чего разработали новые дисперсные раскислительные и рафинирующие смеси. Исследования показали, что рационально использовать две раскислительные смеси [272–276, 310]. Первая смесь разжижает шлак и готовит его к эффективному рафинированию второй смесью. Изготавливали ее, как и РШ, на основе модификатора КСК, с размерами частиц 20 мкм. Для усиления разжижающей способности раскислителя в него ввели до 10 % Na_2CO_3. Для усиления вспенивания шлака добавили до 10 % УСМ. Назвали эту смесь РД19П. Содержание обозначения РД19П следующее: РД – раскислитель диффузионный; 19 – соотношение массовых частей углеродсодержащего и КСК материалов 1:9.

Произвели расчеты по формулам (2.4) – (2.6). Количество частиц, которое внесет при подаче на шлак один килограмм смеси РД19П, равняется $2{,}9\cdot10^{11}$ штук. При подаче на шлак только одного килограмма смеси РД19П на каждый кубический сантиметр шлака придется $2{,}9\cdot10^{11}/200000 = 9{,}3\cdot10^{5}$ частиц.

Размер кусков извести, применяемой на заводе, равен от 1 до 30 мм. Средний размер кусков извести составит 15,5 мм. Тогда общее количество частиц вносимым на шлак одним килограммом извести равняется 427 штук. На каждый кубический сантиметр шлака придется $2\cdot10^{-3}$ частиц извести.

Удельная площадь межфазной поверхности смеси РД19П будет равняться 3000 $см^{-1}$, а удельная площадь межфазной поверхности заводской извести равна 3,8 $см^{-1}$, то есть в 789 раз меньше. С уменьшением размера частиц от 1,5 см до $1\cdot10^{-3}$ см реакционная способность, а значит и интенсификация химических взаимодействий, возрастет в $\frac{1}{0,001} / \frac{1}{1,5} = 1550$ раз.

Высокие температуры в печи с кислой футеровкой > 1600 ˚С способствуют интенсивной диссоциации $CaCO_3$, $SrCO_3$ Na_2CO_3 которые находятся в присаживаемой в печь на шлак РД19П. В результате диссоциации образуются CaO, SrO, NaO и CO_2, которые освобождают FeO и MnO от связей с кремнеземом и тем самым снижают кислотность шлака, разжижают его. Жидкий шлак усиливает

способность его составляющих компонентов вступать в реакции. FeO и MnO становятся активными, т.е. способными восстанавливаться. Образующийся при диссоциации газ CO_2 вспенивает шлак и активно замешивает в него РД19П. В свою очередь УСМ, находящийся в составе смеси, вступает в реакции с FeO и MnO (3.23), продолжает вспенивать шлак выделяющимся в результате реакций CO.

Вспененный жидкоподвижный шлак экранирует дуги, способствует быстрому нагреванию шлака и металла [272, 276, 310]. Таким образом, создаются идеальные условия для дальнейшего протекания реакций восстановления оксидов железа и марганца из шлака для чего на вспененный шлак подается следующая раскислительная смесь. Ей присвоена марка РД21П. Содержание обозначения РД21П следующее: РД раскислитель диффузионный; 21 – соотношение массовых частей углеродсодержащего и АСМ материалов 2:1. Она близка по составу к РДА, но усовершенствована к условиям кислого процесса. Кремнийсодержащий материал и глинозем исключены из состава смеси, так как SiO_2 преобладает в шлаках кислой плавки, а Al_2O_3 образуется в процессе окисления АСМ.

РД21П состоит, %: УСМ 50–55, АСМ (алюмосодержащий материал) – 30. Остальные компоненты: соединения натрия и калия служат для разжижения шлака. РД21П следует присаживать порционно. После подачи смеси, дисперсные Al и C начинают активное восстановление FeO и MnO, освобожденных от связей с SiO_2. Восстановленные Fe и Mn диффундируют в жидкую сталь, а FeO и MnO, находящиеся в расплаве, диффундируют в шлак, где вступают в реакции с Al и C и восстанавливаются. Таким образом, происходит рафинирование стали от оксидов, что способствует повышению ее жидкотекучести и механических свойств. С течением времени вспененный шлак начинает оседать, что говорит о затухании рафинировочных процессов. В это время на шлак следует подавать следующую порцию смеси, еще раз вспенивать шлак и продолжать рафинирование стали. Во время рафинировочного периода плавки температура металла под вспененным шлаком неуклонно растет, причем растет значительно быстрее, чем в обычных плавках. Это способствует уменьшению времени плавки и экономии электроэнергии. По мере роста температуры металла и шлака начинают развиваться эндотермические реакции (1.1) – (1.3) восстановления Si из SiO_2 результат которых позволяет экономить ферросилиций.

Таким образом, теоретически показано, что введение в технологический процесс плавки в печи с кислой футеровкой восстановительного периода с применением специальных дисперсных раскислительных смесей, разжижающих и вспенивающих шлак, повышающих его реакционную способность, может существенно снизить содержание оксидов в стали и повысить механические свойства стали и жидкотекучесть.

Проведенные исследования полностью подтвердили теоретические предпосылки и показали, что инновации позволили сократить время плавки на 10 минут. За счет снижения расхода электроэнергии образовалась экономия 1016 рублей на одну плавку [277]. Выплавленную сталь получили с более низкими содержаниями оксидов Fe и Mn в металле и шлаке. Индекс загрязненности сталей, ($I \cdot 10^{-3}$) уменьшился с 3,6 до 1,9, а за счет уменьшения в стали количества НВ и оксидных плен жидкотекучесть расплава увеличилась, что позволило снизить температуру заливки на 20 °С. За счет этого уменьшили пригар и трудоемкость его удаления на ответственных крупногабаритных отливках «турель», «опора» и ряде других, которые в силу своих конструктивных особенностей имели повышенную склонность к этому виду брака [275, 276]. Существенно повысили относительное удлинение и ударную вязкость стали (на 10,3 и 29,4 % соответственно), что дает возможность расширить номенклатуру ответственного литья, выплавляемого в кислых печах, и, тем самым, удешевить его [277]. Так как процесс кремневосстановительный, то в металле возрастает содержание кремния и, как следствие, снижается расход ферросилиция.

3.4 Эффективность внепечной обработки стали дисперсной рафинирующей смесью универсальной

С помощью анализа литературных источников установили, что для повышения механических свойств стали для отливок ответственного назначения необходимо обеспечить максимальное рафинирование стали от неметаллических включений и дополнительную десульфурацию расплава. Для этого целесообразно применить внепечную обработку расплава твердыми шлаковыми смесями (ТШС). В связи с этим разработали и исследовали рафинирующую смесь для ковшовой обработки стали, эффективность которой повысили за счет использования в смеси мелкодисперсных порошков [265, 268, 310]. Ее назвали «рафинирующая смесь универсальная» (РСУ), так как она одинаково эффективна для внепечной обработки углеродистых, легированных сталей, выплавленных как в основных, так и в кислых печах. В основу РСУ заложен КСК. Последний обеспечил адсорбционно флотационный способ рафинирования стали в сочетании с образованием высокоосновного шлака, обладающего высокой сульфидоемкостью и способностью к ассимиляции глиноземистых и других включений. Дисперсные карбонаты КСК при контакте с металлом диссоциируют. Выделяющийся газ CO_2 осуществляет очистку расплавов при реализации двух процессов [253]:

Первый из них – удаление водорода, диффундировавшего в пузырек CO_2.

Процесс удаления водорода из расплава за счет проникновения атомов водорода в газовый пузырек состоит из нескольких стадий:

1) перемещение атомов водорода в жидком металле к границе раздела металл-газ;

2) переход атомов водорода через границу раздела;

3) образование молекул водорода вблизи границы раздела;

4) переход молекул водорода в газовую фазу.

В дальнейшем газовый пузырек выходит из расплава вместе с растворенным в нем водородом. Процесс перехода водорода из расплава в пузырьки газа можно описать обычным уравнением массопереноса [253]:

$$dn=\beta F(c-c_p)d\tau, \qquad (3.28)$$

где dn – количество водорода, перешедшего из расплава в пузырек газа;

τ – время, с;

β – коэффициент массопереноса, учитывающий скорость как диффузионного, так и кинетического звеньев процесса в обеих фазах;

c, c_p – концентрации водорода в момент времени $\boldsymbol{\tau}$ в расплаве и на границе газ-металл соответственно, ppm;

F – поверхность контакта газ-металл, м^2.

Из уравнения (3.28) следует, что эффективность дегазации повышается при увеличении поверхности контакта пузырьков с металлом и при интенсивном барботаже.

Второй процесс очистки расплава заключается в удалении НВ за счет флотирующего воздействия на них пузырьков газа. Флотацию НВ обеспечивает образующийся поток газа диоксида углерода. Флотационное рафинирование хорошо зарекомендовало себя при очистке алюминиевых сплавов [227, 228, 229], чугунов и сталей [245, 246, 290]. Для подтверждения рафинирующей способности образующегося газа в программном комплексе *FLOW-3D®* – гидродинамическом пакете общего назначения произвели моделирование процесса удаления оксидов алюминия с помощью всплывающих в металлическом расплаве, пузырьков газа.

Главная цель моделирования заключалась в подтверждении рафинирующей способности образующегося газа при обработке расплавов карбонатами. Для чего производили расчет всплытия пузырьков газа в металлическом расплаве, захват ими включений, которые в этом расплаве присутствуют, и выведение их на поверхность в шлак [291].

В качестве расплава использовали сплав АК12оч с плотностью ρ_p = 6450 кг/м^3 и температурой $T_{сплава}$ = 720 °С. Для сокращения затрат машинного времени была рассмотрена следующая модельная ситуация. Столб расплава высотой 50 мм и поперечным сечением 20 х·20 мм с газовой «шапкой» над ним

высотой 10 мм (с тем же поперечным сечением). На высоте от основания столба 10 мм, на его оси располагали газовый пузырек диаметром 2,4 мм и внутренним давлением 0,145 МПа (рис. 3.1а). Диаметр пузырька определялся расчетным путем [291]. На пути всплытия пузырька, т.е. на оси столба расплава, на высотах 30 мм и 35 мм от основания столба размещали две частицы включения диаметром 1,6 мм. Размер включений приближен к максимально возможному, что усложняет эвакуацию их из расплава. Вышеперечисленных данных достаточно для описания закономерностей поведения частиц оксидов алюминия в масштабе ковша.

Моделирование процесса проводили в программном комплексе *FLOW-3D*® – гидродинамическом пакете общего назначения, который много и успешно используется для решения различных литейных и металлургических задач. В терминах *FLOW-3D*® задачу моделировали в постановке двух жидкостей (металлический расплав и газовая среда) с поверхностью раздела между ними и учетом поверхностного натяжения. При этом расплав считался жидкостью несжимаемой, а газовая среда, которой моделировали газовую «шапку» и газовый пузырек, считалась жидкостью сжимаемой. Поведение частиц включения в расплаве описывали моделью GMO (General Moving Object) свободного движения твердого тела в потоке [292], а поверхность раздела «расплав – газовая фаза» рассчитывали с помощью VOF (volume-of-fluid) метода [293, 294]. Так как главная цель моделирования не связана с теплопереносом, этой частью реального процесса в моделировании пренебрегали.

Математическую модель процесса составляют следующие уравнения. Течение жидкостей: металлического расплава и газовой среды, описывается системой гидродинамических уравнений Навье-Стокса (2.8) и уравнения неразрывности (2.9) в приближении вязкой жидкости: сжимаемой для газовой фазы и несжимаемой для расплава. В уравнениях (2.8) для несжимаемого расплава принимается $\rho = const$.

Система уравнений (2.9) дополняется следующими начальными и граничными условиями.

1. Давление в газовой «шапке» и расплаве в начальный момент времени равно атмосферному. Начальное давление в газовом пузырьке – 0,145 МПа.

2. На внешних сторонах расчетной области – гранях столба расплава с газовой «шапкой», задано условие симметрии.

3. На границах раздела «расплав – газовая фаза» учитывается поверхностное натяжение в соответствии с формулой Лапласа:

$$p_p = p_г + \sigma(1/r_1 + 1/r_2),$$

где σ – коэффициент поверхностного натяжения; r_1 и r_2 – ортогональные радиусы главных кривизн свободной поверхности, мм.

4. На границах контакта расплава с частицами принимается условие «прилипания», т.е. скорость расплава на твердых стенках частиц равна скорости движения этих частиц.

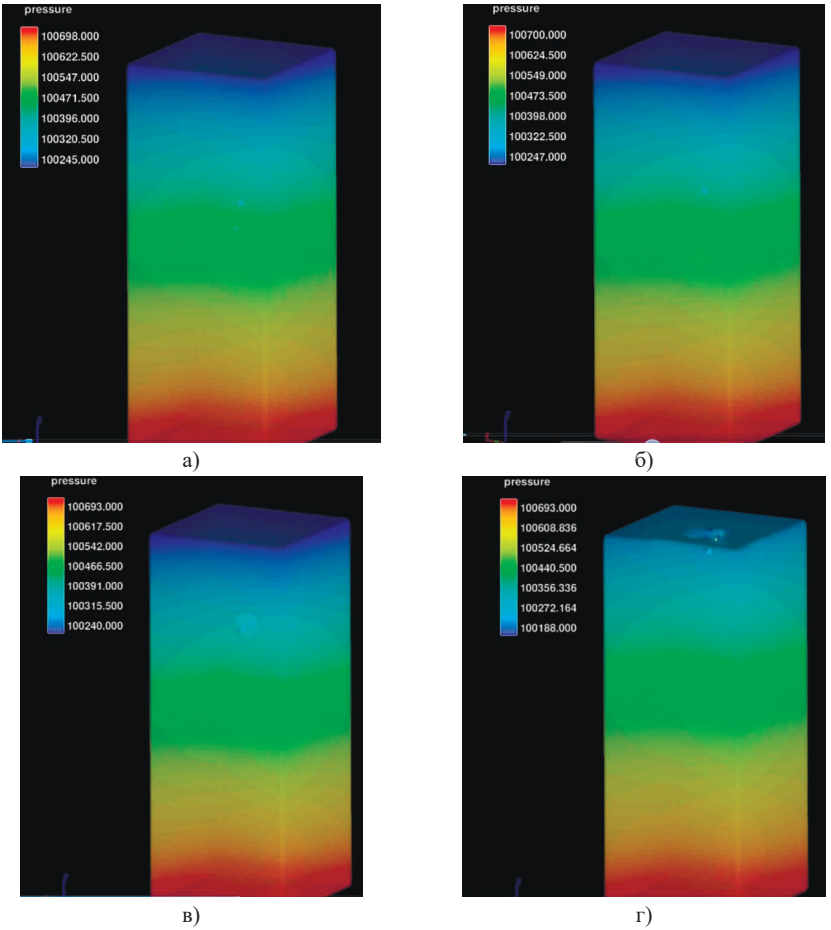


Рисунок 3.1 – Результаты моделирования рафинирования сплава алюминия: а – газовый пузырек в начале пути; б – ассимиляция первой частицы; в – ассимиляция второй частицы; г – вынос частиц на поверхность сплава

Результаты моделирования (рис. 3.1) показали, что пузырек рафинирующего газа, всплывая, сталкивается с первой, затем со второй частицами оксида алюминия. На неметаллические включения, соприкасающиеся с поверхностью пузырька газа, действуют силы поверхностного натяжения, удерживают их при

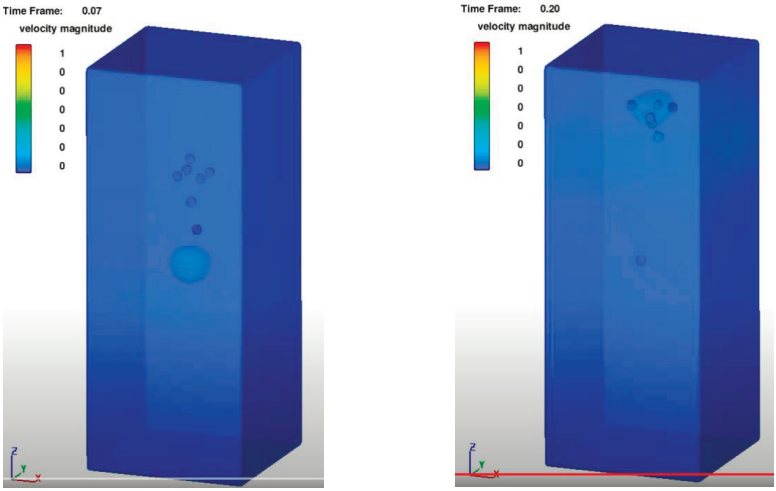
всплывании и увлекают частицы оксидов за собой (рис. 3.1б, 3.1в), вынося их на поверхность расплава, где сам пузырек исчезает, переходя в газовую фазу (рис. 3.1г).

Таким образом, моделированием в программном комплексе *FLOW-3D* подтверждена рафинирующая способность образующегося газа.

Очистка расплав от НВ осуществляется тем успешнее, чем больше будет пузырьков газа и меньше их размер, а также чем равномернее их распределение в объеме жидкого металла.

Моделированием в программном комплексе *FLOW-3D*® подтвердили также рафинирующую способность образующегося газа флотацией НВ в стали 20 ГЛ [314].

Результаты моделирования показали, что пузырек рафинирующего газа диаметром 3,0 мм, всплывая, захватывает две частицы оксида алюминия, но подъёмной силы не хватает, чтобы их удержать и вынести на поверхность. При увеличении диаметра пузырька до 3,6 мм подъёмной силы становится достаточно, чтобы обеспечить удаление этих частиц из расплава. При диаметре пузырька 4,4 мм подъемной силы хватает уже для захвата пяти частиц из семи и успешного подъема их на поверхность расплава (рис. 3.2а, б).



а) б)

Рисунок 3.2 – Результаты моделирования рафинирования стали 20ГЛ: а – газовый пузырек и 7 частиц; б – захват и вынос 5 частиц

Рациональная присадка РСУ в ковш составляет 5 кг/т расплава [265, 268, 310]. Количество частиц, вносимых 5 кг РСУ, вычисленных по формулам (2.4) –

(2.6) будет равняться $9{,}95 \cdot 10^{11}$ штук. На один кубический сантиметр расплава придется $7{,}76 \cdot 10^4$ штук газообразующих частиц. Удельная поверхность частиц составит 3000 $см^{-1}$.

Таким образом, за счет дисперсности смеси ее рафинирующая способность резко увеличивается. Кроме того, этому способствует барботаж расплава при сливе металла в ковш, что увеличивает равномерное распределение пузырьков в объеме жидкого металла.

Образующиеся после диссоциации карбонатов оксиды кальция и стронция служат основой для образования рафинирующего шлака. Повышения эффективности дисперсного КСК как рафинирующей присадки добились увеличением ассимилирующей способности образующегося шлака. Для ее повышения в смесь добавили Na_2CO_3 из расчета получения рационального количества Na_2O после диссоциации. Карбонат Na, диссоциируя, усиливает адсорбционно-флотирующую способность РСУ, а образующийся Na_2O резко снижает температуру плавления шлака и его вязкость [254]. По данным работы [254] Na_2O особенно эффективно снижает температуру плавления в сочетании с плавиковым шпатом CaF_2. Поэтому в смесь добавили рациональное количество CaF_2. Очень важно, что такая смесь способна адсорбировать оксид алюминия и растворять его [254, 234]. Обычно при выпуске производят окончательное раскисление алюминием в ковше. При этом образуется Al_2O_3, который адсорбируясь шлаком, разжижает его.

Эти выводы согласуются с данными работ [254–256, 234] где показано положительное влияние Na_2O, CaF_2 и Al_2O_3 на рафинирующую способность смесей. Ассимилирующая способность шлака повышается с увеличением толщины его жидкого слоя, которая зависит от содержания в смеси флюсующих компонентов (щелочи, фтора, оксидов железа и марганца). Если жидкий слой меньше 6 мм, то способность шлака к ассимиляции глиноземистых включений заметно снижается.

Минимальное количество смеси, которое необходимо присадить для получения минимального слоя шлака толщиной 6 мм, равно:

$$M = 3{,}14\pi r^2 hp, \qquad (3.29)$$

где r – радиус ковша, м;

h – толщина слоя шлака, м;

p – плотность металлургического шлака $кг/м^3$.

$$M = 3{,}14 \cdot 0{,}75^2 \cdot 0{,}006 \cdot 2800 = 30 \text{ кг}$$

Эффективность рафинирующей смеси РСУ подтверждена многими исследованиями [222–226]. Концентрации FeO и MnO в шлаках при выплавке стали 110Г13Л после обработки в ковше РСУ снижались на 29 и 54 % соответственно, с 0,85 и 13,5 % без применения РСУ до 0,6 и 6,2 % после применения смеси [267]. Это дало возможность расширить номенклатуру отливок, выплавляемых мето-

дом переплава. Применение РСУ для внепечной обработки стали 20Л, выплавляемой в кислых печах, позволило эффективно рафинировать металл и существенно повысить относительное удлинение и ударную вязкость стали с 25,1 до 28 % и с 707 до 1001 кДж/м^2, то есть на 10,3 и 29,4 % соответственно, что дало возможность расширить номенклатуру ответственного железнодорожного литья, выплавляемого в кислых печах, и, тем самым, удешевить его [277].

3.5 Анализ воздействий элементов на структуры жидкого чугуна и разработка дисперсного модификатора

Изучив состояние вопроса в качестве основы при разработке растворимого смесевого модификатора, устраняющего отбел в технологическом процессе производства отливок из серого чугуна марки СЧ30, была принята возможность оказать растворимой добавкой воздействие на жидкий чугун, при котором выделение графитной фазы будет опережать выделение аустенитной фазы, [257, 298].

Серый чугун обладает рядом принципиальных особенностей. Во-первых, частицы (атомы) жидкого затвердевающего чугуна сегрегационно разделяются, что говорит об изменении типа связи в этот момент между атомами железа и углерода. Это подчеркивает, что у атомов углерода возрастает доля ковалентных связей в ковалентно-металлической связи с атомами железа. Ковалентные связи более сильные и способны прочно удерживать атомы [177]. Это обстоятельство приводит к тому, что наибольшую устойчивость атомы углерода получают в случае, если они объединяются и образуют агрегатные комплексы, которые располагаются между ветвями аустенитного дендрита. Сегрегационное разделение и перераспределение атомов углерода и железа происходит во всем пространстве фронта кристаллизации [181]. Характер роста аустенитной и графитной фаз определяется фрактальными объемами, в пределах которых диффузионным путем происходит перераспределение атомов железа и углерода. Поскольку доля диффундирующих атомов железа существенно выше, то аустенитная фаза является ведущей по отношению к графитной. Поэтому графитная фаза должна занимать пространство, которое еще не занято аустенитной фазой. Условия такого роста приводят к тому, что графитная фаза оказывается между ветвями дендритной фазы [178].

На связь железа и углерода дополнительно влияет температура, при повышении которой ковалентная связь между этими элементами может переходить в металлическую. В жидком состоянии определенной характеристикой решетки γ-Fe могут служить междоузлия, которые имеют в основном равноосную форму и разделяют плотноупакованные атомы железа. При высоких температурах уг-

лерод способен принимать структуры, соответствующие ковалентным или ковалентно-металлическим связям. Имея возможность создавать ковалентно-металлические связи и благодаря малым размерам ионы углерода могут размещаться в междоузлиях решетки γ-Fe. При этом железо стремится изменить вид связей с ковалентных на ковалентно-металлические, отбирая электроны у углерода [182]. При понижении температуры способность железа принимать электроны уменьшается, концентрация углерода в γ-Fe снижается, и углерод стремится выделиться в виде графита, образовывая ковалентные связи. Однако, находясь в междоузлиях ГЦК решетки, γ-Fe углерод экранирован атомами железа. Кроме того, отдав электроны, углерод понизил свои энергетические возможности. Для образования графита необходима достаточно большая скорость диффузии атомов углерода. А поскольку парциальная разность энергии образования графита и химического соединения Fe_3C мала, то мала и термодинамическая движущая сила, вызывающая диффузию, особенно при понижении температуры. Поэтому при больших скоростях охлаждения углерод не успевает диффундировать и ему более выгодно остаться с атомами железа и образовать цементит.

Возможность повлиять на характер роста графитной фазы следует из анализа диаграммы стабильного равновесия Fe-C-Si сплавов, изотермические разрезы которой представлены на рис. 3.3а–г [259]. Они соответствуют температурному интервалу модифицирования и затвердевания серого чугуна. На этих разрезах имеются области однофазных состояний: жидкого раствора (*Ж*) углерода и кремния в железе, твердого раствора углерода и кремния в α(δ)-Fe и твердого раствора углерода и кремния в γ-Fe; двухфазные области: α+ *Ж*, γ+ *Ж* и α+γ и трехфазная область перитектического равновесия α+ γ+ *Ж* (область перитектического треугольника *ihb*).

Модифицированию подвергается жидкий раствор (*Ж*) серого чугуна. Поскольку расплав выдерживается в ковше перед модифицированием, то можно говорить о том, что его состояние близко к равновесному. Частицы кремния и углерода дисперсного смесевого модификатора хорошо смачиваются жидким чугуном. При вводе они равномерно распределяются по всему объему, начинают растворяться и этим создают множественные локальные неравновесия. Поскольку за модифицированием следует заливка литейных форм, то на локальные неравновесия накладываются неравновесия, вызванные снижением температуры. Принципиальная возможность повышения агрегатной устойчивости структур α-Fe с жидким раствором исходит от области трехфазного перитектического равновесия (рис. 3.3). Перитектическая реакция обеспечивает существование в одной системе с жидкой фазой двух твердых фаз α-Fe и γ-Fe, отличающихся концентрацией кремния. Агрегатная устойчивость таких тройных структур может оказаться особенно сильной, поскольку площадь перитектического

треугольника заметно расширяется при понижении температуры. На рис. 3.3 можно видеть, что с понижением температуры происходят смещения границ двухфазных областей α+*Ж* и γ+*Ж*, а также трехфазной области перитектического равновесия α+γ+*Ж*. Жидкий раствор (*Ж*) серого чугуна становится по всему затвердевающему объему двухфазной областью γ+*Ж*. Состояние этой области будет претерпевать дополнительные изменения под влиянием растворяющихся частиц Si и C модификатора. В области каждой частицы кремния возникает избыток атомов кремния, переходящих в жидкость (*Ж*), и плотности валентных электронов, которые стремятся стать коллективизированными [257].

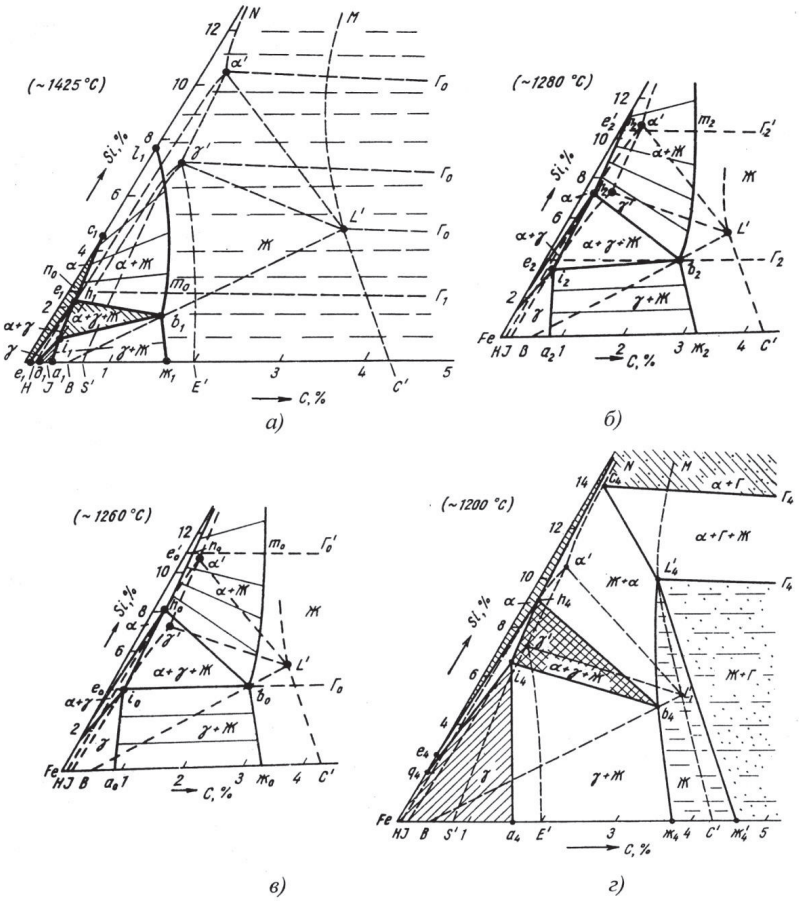


Рисунок 3.3 – Изотермические разрезы диаграммы Fe-C-Si при 1425 °C (а), 1280 °C (б), 1260 °C (в), 1200 °C (г) [259]

Эти два фактора способны изменить гранецентрированную упаковку γ-Fe на менее плотную объемоцентрированную α-Fe, которая слабо растворяет и не задерживает диффузию атомов углерода. У кремния валентные электроны более отдалены от ядра и сильнее экранированы от него остовыми электронами, чем у углерода. Поэтому в борьбе металлоидов углерода и кремния за химические связи с металлом железом побеждает кремний. Это подтверждается зависимостью первых ионизационных потенциалов этих элементов от их порядкового номера (рис. 3.4) [174, 175].

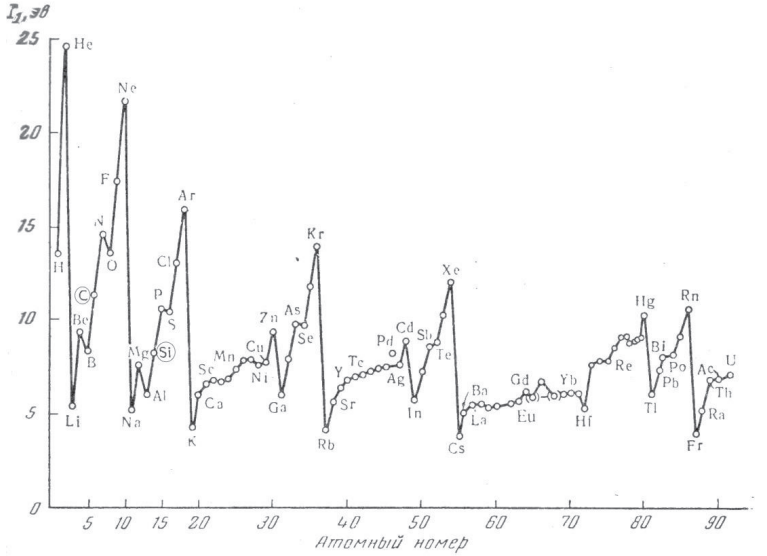


Рисунок 3.4 – Периодическая зависимость первого ионизационного потенциала от порядкового номера элемента [175]

Избыток валентных электронов помогает атомам углерода перейти в свободное невозмущенное состояние, погасить дефицит парциальной энергии и восстановить свою активность. В невозмущенном состоянии атомам углерода легче усиливать ковалентные связи. Отсюда непосредственно следует, что частицы кремния создают вокруг себя перитектическую трехфазную область, а углерод, как избыточный компонент, получает возможность покинуть те устойчивые места в решетке γ-Fe, которые он занимал при устойчивом состоянии металлического раствора.

Для углерода характерным является высокий уровень ковалентных связей [180]. Это приводит к тому, что растворение углеродных частиц модификатора

начинается с расслоения их на чешуйки, в плоскости которых действует ковалентная связь. Металлическая связь действует ортогонально поверхности чешуек графита. Благодаря росту доли металлической связи с увеличением поверхности графитной фазы, наступает стабилизация взаимодействия графитной фазы с окружающим их γ-раствором. Чешуйки графита обладают всеми свойствами графитной фазы в γ-растворе и способны выполнять роль зародышевых центров, к которым будут присоединяться атомы углерода, которые вытесняются при растворении кремния. Из стабилизации чешуек графита металлической связью и избирательного вытеснения кремнием атомов углерода из γ-Fe следует, что дисперсные центры кристаллизации графита могут возникать сразу при модифицировании жидкого серого чугуна, что в итоге приводит к опережающему выделению графитной фазы.

Таким образом, теоретически показано, что для эффективного модифицирования необходимо наличие в модификаторе дисперсных частиц кремния и углерода. Дисперсность модификатора предполагает седиментационную устойчивость его частиц в расплаве и равномерное их распределение в отливке. Для подтверждения вышесказанного в программе *FLOW-3D* произвели моделирование поведения частиц модификаторов в расплаве при заполнении им полости литейной формы.

Для моделирования была использована технология формы, ответственной железнодорожной отливки «клин фрикционный», изготавливаемой из чугуна СЧ30 и разработанной в ОАО «ЧАЗ» [285, 286, 288].

В форме находятся четыре отливки, расположенные так, как показано на рис. 3.5. Принимая в расчет симметричное расположение отливок, моделировали заполнение только одной отливки, четверти литейной формы (рис. 3.6) [285, 286, 289].

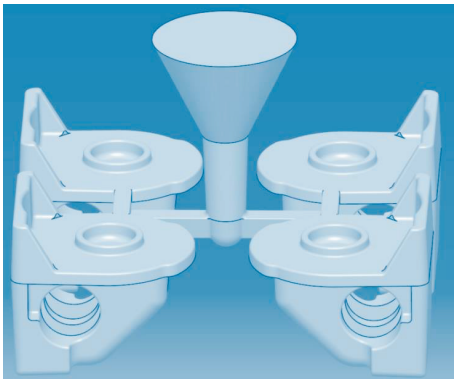


Рисунок 3.5 – Куст отливок «клин фрикционный»

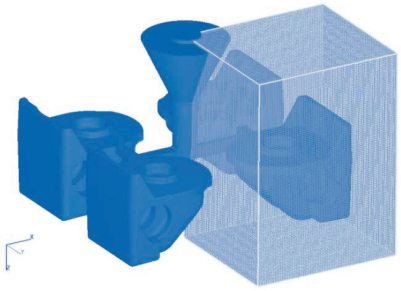


Рисунок 3.6 – Расчетная модель отливки

Для математического моделирования процесса заполнения формы расплавом была использована система уравнений гидродинамики Навье-Стокса в приближении несжимаемой жидкости, дополненная уравнением неразрывности, уравнением Фурье-Кирхгофа для теплопереноса в расплаве и уравнением Фурье для теплопереноса в литейной форме. Уравнения, записанные в декартовой системе координат, представлены в главе 2 (2.7) – (2.10). Там же обозначены гидродинамические и тепловые граничные условия.

В качестве расплава использовали чугун СЧ30 со следующими теплофизическими свойствами: λ_p = 40 Вт/(м·К); c_p = 838 Дж/(кг·К); ρ_p = 6450 кг/м^3; $T_{зал}$=1420 °С; $T_{лик}$=1238 °С; $T_{сол}$=1145 °С; время заполнения формы 20 с. В качестве материала формы использовали песчано-глинистую смесь: $T_ф$ = 20 °С, $\lambda_ф$ = 0,703 Вт/(м·К); c_p = 1145 Дж/(кг·К); ρ_p = 1600 кг/м^3; $\lambda_{кр}$ = 0,2 Вт/(м·К); $l_{кр}$ = 0,3 мм.

Для моделирования частиц модификатора к вышеприведенной системе уравнений добавили уравнения поведения частиц в потоке расплава:

$$\frac{\partial u_p}{\partial t}+u\frac{\partial u_p}{\partial x}+\nu\frac{\partial u_p}{\partial y}+\omega\frac{\partial u_p}{\partial z}=-\frac{1}{\rho_p}\frac{\partial P}{\partial x}+\alpha\left(u-u'\right)+\beta\left(u-u'\right)\cdot\left|u-u'\right|;$$

$$\frac{\partial \nu_p}{\partial t}+u\frac{\partial \nu_p}{\partial x}+\nu\frac{\partial \nu_p}{\partial y}+\omega\frac{\partial \nu_p}{\partial z}=-\frac{1}{\rho_p}\frac{\partial P}{\partial y}+\alpha\left(\nu-\nu'\right)+\beta\left(\nu-\nu'\right)\cdot\left|\nu-\nu'\right|; \qquad (3.29)$$

$$\frac{\partial \omega_p}{\partial t}+u\frac{\partial \omega_p}{\partial x}+\nu\frac{\partial \omega_p}{\partial y}+\omega\frac{\partial \omega_p}{\partial z}=g-\frac{1}{\rho_p}\frac{\partial P}{\partial z}+\alpha\left(\omega-\omega'\right)+\beta\left(\omega-\omega'\right)\cdot\left|\omega-\omega'\right|;$$

$$u'=u_p+u_{diff};\quad \nu'=\nu_p+\nu_{diff};\quad \omega'=\omega_p+\omega_{diff}, \qquad (3.30)$$

где u_p, ν_p, ω_p, ρ_p – компоненты вектора скорости и плотность частицы, м/с, кг/м^3;

α, β – коэффициенты сопротивления, отнесенные к массе m частицы;

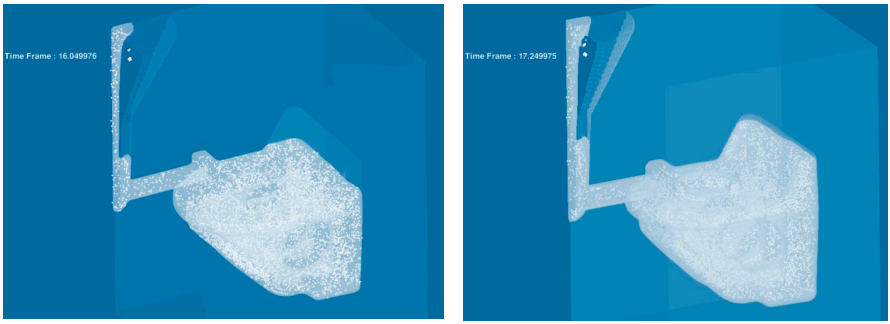
u_{diff}, ν_{diff}, ω_{diff} – компоненты вектора скорости диффузии частицы, м/с.

Каждая из этих компонент определяется по формуле:

$$u_{diff} = D_p \frac{\nabla(mC)}{mC}, \tag{3.31}$$

где C – концентрация частиц, кг/м^3; D_p – коэффициент диффузии частиц, см^2/с.

Поскольку модификатор МК21 является смесевым и состоит из частиц УСМ и КСМ, для упрощения моделирования для них проводили отдельные расчеты. Для сравнения изучили поведение частиц ФС75. Частицы моделировали как идеальные сферы с заданным постоянным размером и плотностью без возможности их изменения (роста или растворения) в процессе течения расплава. В каждой группе (КСМ, УСМ, ФС75) частицы задавали одинакового размера, равного среднему размеру частиц в модификаторе. Средние размеры частицы УСМ и КСМ составляют 12,80 и 16,9 мкм соответственно, ФС75 – 5 мм. Плотность материалов следующая: КСМ – 2,33 г/см^3; УСМ – 2,23 г/см^3; ФС75 – 3,5 г/см^3. Время заливки формы 20 секунд. Для сокращения затрат машинного времени в расчетах принимали наличие в расплаве 3,65 шт/см^3 частиц каждого из материалов. Этого достаточно для описания закономерностей поведения частиц в масштабе отливки. В расплаве, входящем в полость литейной формы, задавалось случайное начальное распределение частиц.



а) б)

Рисунок 3.7 – Распределение частиц в отливке:
а – частицы КСМ; б – частицы УСМ

Анализ распределения частиц модификаторов проводили в наклонной стенке отливки в трех ее частях: нижней, средней и верхней в момент времени заполнения соответствующих частей формы. Для этих частей строили графики зависимости количества частиц модификаторов от времени заполнения. Моделирование показало, что закономерности распределения частиц УСМ и КСМ в отливке в процессе заполнения формы аналогичны. Это связано с тем, что оба

материала близки по плотности и размерам. Можно утверждать, что выявленные закономерности сохранятся и при использовании смесевого модификатора. Эти элементы равномерно распределились по всему объему отливки (см. рис. 3.7) и с течением времени распределение на изучаемых высотах наклонной стенки практически не менялось (рис. 3.8 – 3.10).

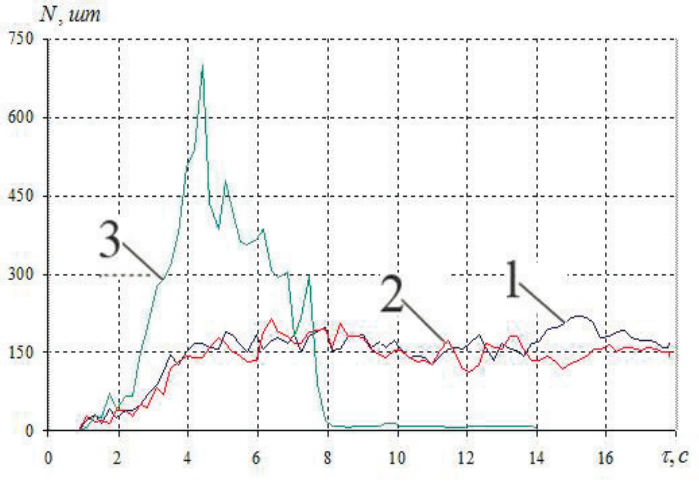


Рисунок 3.8 – Изменение во времени количества частиц в нижней части наклонной стенки: УСМ (1); КСМ (2); и ферросилиция (3)

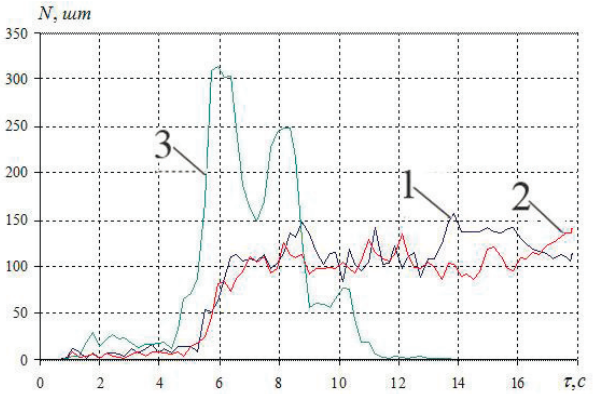


Рисунок 3.9 – Изменение во времени количества частиц в средней части наклонной стенки: УСМ (1); КСМ (2); и ферросилиция (3)

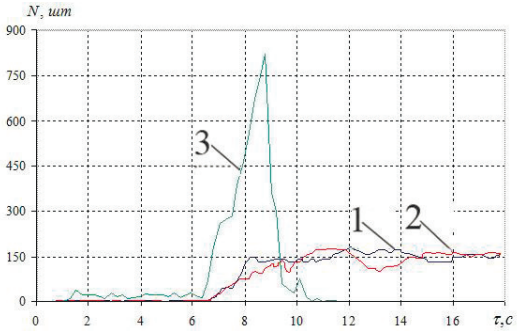


Рисунок 3.10 – Изменение во времени количества частиц графита в верхней части наклонной стенки: УСМ (1); КСМ (2); ферросилиция (3)

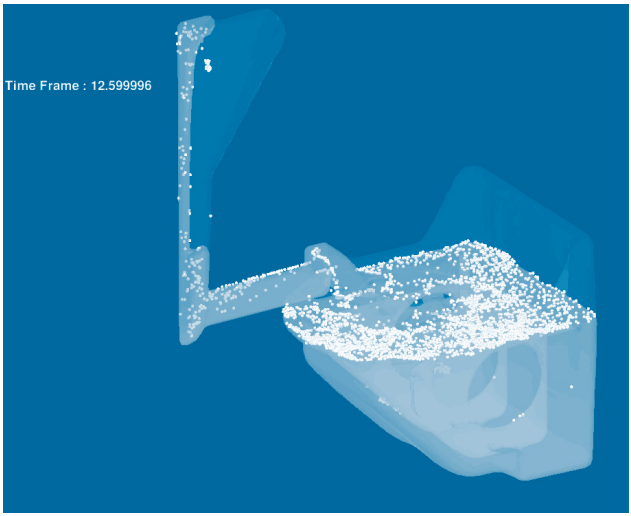


Рисунок 3.11 – Распределение частиц ферросилиция в отливке

Как видно на рис. 3.11, крупные частицы ферросилиция, в отличие от УСМ и КСМ, всплывают на поверхность металла в процессе всей заливки и в результате в конце оказываются только в верхней части отливки. На графиках (рис. 3.8 – 3.10) количество частиц ФС75 имеют ярко выраженные экстремумы, которые обусловлены процессами заполнения расплавом с частицами заданных объёмов отливки (частей наклонной стенки) и всплытием частиц с выходом их из заданных объемов.

Это доказывает, что крупные частицы ФС75 обладают низкой седиментационной устойчивостью, что приводит к неравномерному распределению эф-

фекта модифицирования [285, 286]. Такая конструкция детали определяет высокую вероятность возникновения отбела в наклонной и задней вертикальной стенках, что и подтверждает заводской опыт работы [287, 290].

Вместе с тем частицы УСМ и КСМ обладают высокой седиментационной устойчивостью, они «замутняют» расплав и являются центрами графитизации. Частицы равномерно распределяются по объему отливки, что обеспечивает стабильность процесса модифицирования на всех участках наклонной стенки в течение всего времени кристаллизации. Из графиков видно, что количество частиц модификатора остается на одинаковом уровне, по времени заполнения соответствующей части отливки, что и обеспечивает качественное долговременное модифицирование [285, 286].

Таким образом, моделированием подтверждены теоретические предпосылки, утверждающие, что для эффективного модифицирования необходимо наличие в модификаторе дисперсных частиц кремния и углерода.

Выводы

1. Разработан и теоретически обоснован механизм, обеспечивающий раннее наведение шлака при плавке в электродуговой печи с помощью подачи в завалку разработанного дисперсного смесевого флюса разжижителя шлака. При выплавке стали 110Г13Л методом переплава время плавления шихты с ранним наведением шлака уменьшили на 10 минут. Уменьшили угар марганца на 4,3 %. Количество MnO и FeO в шлаке уменьшили на 18 и 16,5 % соответственно, что облегчило задачу снижения этих оксидов в шлаке в восстановительный период плавки.

2. Теоретически обоснована эффективность разработанной дисперсной раскислительной смеси для диффузионного раскисления сталей в основных дуговых печах. При подаче на шлак одного кг смеси РДА на каждый кубический сантиметр шлака приходится $1{,}05 \cdot 10^6$ частиц, что в $8{,}2 \cdot 10^5$ больше, чем частиц заводской смеси. $S_{уд}$ смеси РДА – будет равняться 1500 $см^{-1}$, а $S_{уд}$ – заводской смеси равна 1,4 $см^{-1}$, то есть в 1071 раз меньше. Реакционная способность смеси РДА, а значит и интенсификация химических взаимодействий, возрастет в 69 раз. Средний расход РДА уменьшили до 2,37 кг/т жидкого против 4,24 кг/т жидкого расхода смеси, применяемой ранее. После обработки стали РДА среднее содержание серы снизилось на 23 %: до 0,0110 против 0,0143 % при применении заводской смеси. Микроструктура отливки стала более благоприятной. Индекс загрязненности в среднем уменьшился с 1,853 до 1,472 (10^{-3}). $КСУ^{-60}$ увеличился на 3 % и существенно стабилизировался. Однородность этого показателя резко

возросла. Коэффициент вариации до внедрения равнялся 32 %, а после внедрения – 14 %.

3. Теоретически обоснована необходимость введения в технологический процесс кислой плавки диффузионного раскисления разработанными дисперсными смесями. При подаче на шлак 1 кг смеси РД19П на каждый кубический сантиметр шлака придется $1{,}5 \cdot 10^{9}$ частиц, а извести, применяемой на заводе, $1{,}65 \cdot 10^{-4}$ частиц. $S_{уд}$ – смеси РД19П в 1500 раз выше. Реакционная способность смеси РД19П выше в 1515 раз. Применение разработанных смесей обеспечивает сокращение времени плавки на 10 минут. Индекс загрязненности сталей ($I \cdot 10^{-3}$) уменьшился с 3,6 до 1,9, жидкотекучесть расплава увеличилась, что позволило снизить температуру заливки на 20 °С, уменьшить пригар и трудоемкость его удаления на ответственных крупногабаритных отливках.

4. Теоретически обосновано повышение эффективности разработанной рафинирующей смеси за счет адсорбционно-флотационного рафинирования расплавов дисперсными компонентами. Рафинирующая способность образующегося газа подтверждена моделированием в программном комплексе *FLOW-3D.* За счет обработки стали РСУ в ковше на один кубический сантиметр расплава придется 7762 штук газообразующих частиц. Барботаж расплава при сливе его в ковш увеличивает равномернее распределение пузырьков в объеме жидкого металла и рафинирующую способность смеси. Концентрации FeO и MnO в шлаках при выплавке стали 110Г13Л после обработки в ковше РСУ снизились на 29 и 54 % (с 0,85 и 13,5 % без применения РСУ до 0,6 и 6,2 % после применения смеси соответственно). Это дало возможность расширить номенклатуру отливок, выплавляемых методом переплава. Применение РСУ для внепечной обработки стали 20Л, выплавляемой в кислых печах позволило эффективно рафинировать металл и существенно повысить относительное удлинение стали с 25,1 до 28 % и ударную вязкость с 707 до 1001 кДж/м^2, то есть на 10,3 и 29,4 % соответственно, что дало возможность расширить номенклатуру ответственного железнодорожного литья, выплавляемого в кислых печах, и, тем самым, удешевить его.

5. Установлено, что с точки зрения металлургической и структурной наследственности, её генезиса, а также с позиции донорно-акцепторного взаимодействия элементов наиболее перспективными для создания требуемого информационного поля в расплаве являются кремний и углеродсодержащие материалы. Эти два элемента могут обеспечить максимальную эффективность модифицирования, что гарантирует низкую себестоимость смесей. Для существенного уменьшения расхода модификатора необходимо диспергирование материалов.

6. Анализом тройной системы Fe-C-Si установлено, что высокая эффективность модификатора для устранения отбела в чугуне достигается за счет наличия

в нём дисперсных частиц кремния, которые помогают чугуну идти по пути аномального выделения графитной фазы. Замещая атомы железа, кремний стремится изменить гранецентрированную упаковку атомов железа на менее плотную объемно центрированную, которая позволяет свободно диффундировать атомам углерода.

7. Показано, что в качестве второго компонента модификатора необходимо использовать частицы углерода, наиболее близкие по форме к графиту чугуна, способные выполнять роль зародышевых центров и контролировать присоединение атомов углерода, вытесняемых кремнием. Таким образом, управлять кристаллизацией расплава чугуна необходимо использованием в качестве модифицирующих добавок смеси порошков кремния и графита.

8. Моделированием поведения частиц в литейной форме подтверждена эффективность дисперсных порошков кремния и графита.

Глава 4 Экспериментальное подтверждение эффективности разработанных технологических процессов с применением дисперсных реагентов при выплавке стали в печах с основной футеровкой при производстве отливок ответственного назначения

4.1 При производстве ответственных отливок для корпусных деталей трубопроводной арматуры из стали 20ГЛ для магистральных нефте- и газопроводов

ООО «БВК» – высокотехнологичное современное литейное производство, производящее ответственные отливки корпусных деталей трубопроводной арматуры высочайшего уровня качества для магистральных нефте- и газопроводов из стали 20ГЛ [264]. Производственная мощность составляет 25000 тонн литья в год. Наряду с современным формовочным и стержневым оборудованием производство включает современный электродуговой сталеплавильный комплекс с внепечной обработкой и вакуумированием. В ДСП получают полупродукт стали. В АКП емкостью 20 тонн металл рафинируют и доводят по химическому составу и температуре до необходимого уровня. Представился уникальный случай подтвердить справедливость теоретических предпосылок при проведении диффузионного раскисления в АКП большой емкости.

Кроме того, в ООО «БВК» отмечен редкий случай, когда в качестве диффузионного раскислителя применяют алюмошлаковые брикеты (АШБ). Представилась еще одна уникальная возможность сравнить эффективность АШБ и РДА. Состав брикетов по основным компонентам в соответствии с ТУ 17 1311-043-31178039-2008 следующий, мас. %: 15–30 CaO; 15–35 Al_2O_3; 15–25 SiO_2; 2–8 MgO; 15–20 Al металлический. Брикет содержит небольшое количество технологических добавок и аналог жидкостекольного связующего на водной основе. Прочность брикетов достаточная для обеспечения механической целостности брикетов и отсутствие мелочи и пыли при перегрузках и транспортировке. Анализ химического состава АШБ показывает, что он имеет следующие недостатки по сравнению с РДА: содержание SiO_2 в нем достигает 30 %, что отрицательно влияет на основность шлака в процессе раскисления; фракционный состав АШБ (20–65 мм) крайне неблагоприятен для диффузионного раскисления, где предпочтительней дисперсные материалы, применяемые в РДА [264].

Провели ряд плавок с использованием АШБ и РДА.

Плавка № 2883

Плавка стали 20ГЛ №2883 была проведена с применением АШБ для диффузионного раскисления по действующей на заводе технологии для получения

сравнительных результатов. После установки АКП на рабочую площадку металл перемешивали в течение 5 минут продувкой аргоном, затем замеряли температуру расплава и отбирали пробу на химический анализ. После чего проводили наведение основного шлака путем подачи в АКП извести в количестве 100 кг, как принято на заводе при применении АШБ. Добавили также 20 кг плавикового шпата. После полного расплавления извести и наведения шлака, а также после глубинного раскисления расплава ферросплавами и доводки металла по химическому составу на плавке № 2883 произвели раскисление шлака по отработанной на заводе технологии присадкой на его поверхность 60 кг АШБ. Во время подачи АШБ печь не отключали и продувку аргоном не прекращали.

Прежде всего вскрыли высокую трудоемкость раскисления шлаков с помощью АШБ. Сталевар лопатой вручную заполнял 2 ведра брикетами, затем присаживал их в печь через загрузочное окно. Эти действия повторялись четыре раза. Процесс загрузки занимал 15 минут. Это удлиняло восстановительный период плавки и расход электроэнергии.

После присадки в печь АШБ брикеты вначале разогревались, затем плавились и лишь потом начинались реакции восстановления FeO и MnO из шлака, но интенсивность их была невысокой, так как шлак не вспенивался, следовательно, металл и шлак нагревались медленно и скорость реакций при раскислении была невысокой. Это в свою очередь увеличивало время восстановительного периода, которое составило 40 минут.

Динамика изменения химического состава стали во время ведения плавки 2883 приведена в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Динамика изменения химического состава стали

№ пл	время	Химический состав, %										
		C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Mo	Al	N
2883	17:22	0,042	0,167	0,137	0,0167	0,043	0,104	0,371	0,181	0,017	0,066	0,0082
	18:08	0,131	0,960	0,436	0,0034	0,0094	0,113	0,417	0,182	0,018	0,022	0,0117
	18:46	0,146	1,059	0,454	0,0015	0,0102	0,117	0,414	0,182	0,018	0,040	0,110
	19:08	0,148	1,059	0,526	0,0012	0,0102	0,117	0,414	0,182	0,018	0,040	0,0110

Динамика изменения количества серы в расплаве в процентном соотношении приведена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Динамика изменения концентрации серы

Время	S	Уменьшение S, %	
17:22	0,0167	-	-
18:08	0,0034	79,64072	После извести
18:46	0,0015	55,88235	После АШБ (60 кг)
19:08	0,0012	20	

До и после подачи АШБ были взяты пробы шлака. Химический состав шлаков представлен в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Химический состав шлаков

№ пл	Период плавки	Химический состав шлаков, %						
		FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	Основность
2883	До АШБ	1,2	24,7	1,6	55,5	6,2	3,1	2,25
	После АШБ	1	25,8	2,2	55,3	5,5	2,8	2,14

Из данных таблицы 4.1 видно, что в 17 часов 22 минуты перед раскислением шлака металл отличался достаточно высоким содержанием серы (0,0167) и был переокислен, о чем свидетельствовало низкое содержание C, Mn, Si. После отдачи извести начался интенсивный процесс десульфурации, и уже к 18,08 количество серы резко снизилось до 0,0034 %, т.е. сразу на 79 %. Это произошло за счет большого количества извести, отданной на шлак (100 кг), что повысило основность шлака до 2,25 (таблица 4.3) и интенсивность реакций десульфурации (формула 3.25). Это обусловило изначально невысокое содержание оксидов ещё до проведения раскисления: FeO – 1,2 %, MnO – 3,1 %. Шлак в 18,08 уже до раскисления был светлый с зеленоватым оттенком. Далее на шлак был отдан АШБ. Через 40 минут после этого были взяты пробы шлака, которые показали, что шлак слегка посветлел. Содержание оксидов железа и марганца уменьшилось в нем незначительно: FeO – 1,0 %, MnO – 2,8 %. Однако при этом снизилась основность шлака до 2,14 (таблица 4.3) за счет наличия в АШБ 30 % SiO_2, являющегося вредной примесью. Это снизило эффективность раскисления, и особенно десульфурации. Как видно из таблицы 4.2, скорость десульфурации существенно снизилась по сравнению с начальной стадией с 70 до 55 %, продолжала снижаться и достигла 20 %. Следует отметить, что после обработки АШБ в металле увеличилось содержание фосфора, который присутствует в АШБ, что является еще одним недостатком этого материала.

В конечном итоге количество серы продолжало снижаться за счет ранее наведенного высокоосновного шлака. Оно достигло требуемых пределов (0,0015 %). Однако следует отметить, что в случае, попадания в печь-ковш большого количества печного шлака и при условии, что начальные условия для раскисления будут неблагоприятными, раскисление с АШБ может затянуть процесс удаления серы на несколько часов, что недопустимо по условиям технологического процесса.

28 и 30 ноября 2016 г. в условиях ООО «БВК», г. Челябинск, были проведены экспериментальные плавки стали 20ГЛ № 2880 и 2882 с применением раскислителя диффузионного РДА, которые проводились следующим образом [264]:

Плавка № 2880

После установки АКП на рабочую площадку металл перемешивали в течение 5 минут продувкой аргоном, затем замеряли температуру расплава и отбирали пробу на химический анализ. После чего провели наведение основного шлака путем подачи в АКП извести в количестве 40 кг. Количество извести уменьшили, учитывая более высокую эффективность РДА. По этой же причине плавиковый шпат не подавали. После перемешивания металла в течение 5 минут аргоном замерялась температура и отбиралась проба на химический анализ.

После полного расплавления извести и наведения шлака, а также после глубинного раскисления расплава ферросплавами и доводки металла по химическому составу на плавке № 2880 произвели раскисление шлака присадкой на его поверхность 30 кг (10 пакетов) раскислительной смеси РДА. Количество РДА было уменьшено в 2 раза по сравнению с АШБ в связи с высокой эффективностью РДА. Во время подачи РДА в ковш-печь подача аргона и печь не отключались. Установлено, что РДА более технологичен по сравнению с АШБ, так как поставляется в готовом к употреблению виде, расфасованным по 3 кг, что резко снижает трудоемкость ручного труда сталеваров и обеспечивает контроль за рациональным расходованием материала. 10 пакетов РДА загрузили в печь в течение 2 минут, что уменьшило время загрузки по сравнению с АШБ на 13 минут и позволило экономить электроэнергию.

После присадки РДА смесь мгновенно разошлась по поверхности шлака и вспенила его. Произошло экранирование дуг, что способствовало повышению скорости нагрева расплава. Заметно стабилизировалось горение дуг. Они горели тихо и монотонно, что свидетельствует о прохождении интенсивных реакций восстановления FeO и MnO шлака компонентами РДА. Одновременно происходило разжижение шлака за счет образующегося Al_2O_3 в результате реакции (3.20, 3.22) и растворения в шлаке легкоплавких компонентов РДА. Процесс интенсивного диффузионного раскисления длился 20 минут, что позволило уменьшить время восстановительного периода на 20 минут и продолжать экономить электроэнергию. Далее плавку вели по действующей технологической инструкции.

Динамика изменения химического состава стали во время ведения плавки 2880 приведена в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Динамика изменения химического состава стали

№ пл	время	Химический состав, %										
		C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Mo	Al	N
2880	12:31	0,043	0,139	0,160	0,0120	0,0037	0,092	0,372	0,263	0,018	0,060	0,079
	13:10	0,120	0,973	0,458	0,0072	0,0059	0,111	0,393	0,257	0,019	0,022	0,011
	13:29	0,142	1,064	0,433	0,0031	0,0064	0,114	0,405	0,259	0,020	0,053	0,0127
	13:41	0,142	1,060	0,466	0,0026	0,0062	0,114	0,402	0,259	0,020	0,046	0,0117
	14:10	0,148	1,062	0,469	0,0022	0,0063	0,114	0,406	0,257	0,020	0,038	0,0103
	14:25	0,147	1,081	0,010	0,0019	0,0067	0,120	0,410	0,260	0,021	0,039	0,0129

Динамика изменения концентрации серы в расплаве в процентном соотношении приведена в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Динамика изменения концентрации серы в расплаве

Время	S, %	Уменьшение S, %	Примечание
12:31	0,0120		
13:10	0,0072	40	После подачи извести
13:29	0,0031	56,94444	После подачи РДА (30 кг)
13:41	0,0026	16,12903	
14:10	0,0022	15,38462	
14:25	0,0019	13,63636	

Из данных таблицы 4.4 видно, что в 12 часов 31 минута до отдачи извести и раскисления шлака РДА металл отличался относительно высоким содержанием серы и был переокислен, о чем свидетельствовали низкие содержания C, Mn, Si. После отдачи извести начался процесс десульфурации (реакция 3.25) и к 13.10 количество серы снизилось до 0,0072 % (на 40 %, таблица 4.5). В период времени между 13.10 и 13.29 (время проведения раскисления РДА) отмечено резкое снижение концентрации серы с 0,0072 до 0,0031 % (на ~57 %), что говорит о высокой эффективности раскисления РДА. Созданные известью и РДА условия для непрерывного удаления серы способствовали дальнейшей десульфурации и к 14.25 позволили добиться снижения ее ниже необходимого уровня в расплаве (0,0019 %). До и после подачи раскислителя РДА были взяты пробы шлака. Химический состав шлаков представлен в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Химический состав шлаков

№ пл	Период плавки	Химический состав шлаков, %						
		FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	Основность
2880	До РДА	4,1	26,5	1,6	48,6	6,4	6,3	1,83
	После РДА	0,9	24,4	2,2	56,7	5,3	1,1	2,32

Шлаки до раскисления РДА были черного цвета, что объясняется высокими концентрациями оксидов железа и марганца в них (4,1 и 6,3 % соответственно, таблица 4.6). Кроме того, несмотря на подачу извести, основность шлака оставалась ниже двух (1,83), что замедляло процессы десульфурации. После раскисления РДА шлаки существенно посветлели. В таком виде шлаки оставались на всём протяжении обработки металла на АКП. Количество FeO и MnO снизилось до 0,9 и 1,1 % соответственно, что доказывает эффективность РДА как раскислителя и объясняет резкое снижение концентрации серы. За счет добавки извести и введенного в состав РДА кальций-стронциевого карбоната основность шлака повысилась и составила 2,33, что благоприятно сказалось на процессе десульфурации и позволило снизить серу до необходимых значений. За счет введния в состав РДА оксидов алюмния и натрия шлак на протяжении всей плавки оставался жидким.

Плавка № 2882

После установки АКП на рабочую подали в АКП известь в количестве 100 кг. Количество извести увеличили, учитывая результаты предыдущей плавки, где получилась недостаточная основность шлака. Плавиковый шпат не подавали. После перемешивания металла в течение 5 минут аргоном замеряли температуру и отбирали пробу на химический анализ. После полного расплавления извести и наведения шлака, а также после глубинного раскисления расплава ферросплавами и доводки металла по химическому составу во время плавки **№ 2882** произвели раскисление шлака присадкой на его поверхность 30 кг (10 пакетов) раскислительной смеси РДА. Сразу же начались интенсивные процессы диффузионного раскисления, разжижения шлака и десульфурации металла. Далее плавку вели по действующей технологической инструкции.

Динамика изменения химического состава стали во время ведения плавки **2882** приведена в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Динамика изменения химического состава стали

№ пл	время	Химический состав, %										
		C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Mo	Al	N
2882	11:40	0,040	0,136	0,095	0,0137	0,047	0,098	0,397	0,217	0,025	0,025	0,0111
	12:31	0,122	1,040	0,357	0,0057	0,0108	0,128	0,410	0,211	0,027	0,010	0,0086
	12:53	0,130	1,084	0,471	0,0017	0,0114	0,127	0,412	0,215	0,027	0,056	0,0095
	13:01	0,136	1,087	0,482	0,0011	0,0115	0,128	0,411	0,214	0,027	0,035	0,0098

Динамика изменения количества серы в расплаве в процентном соотношении приведена в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Динамика изменения количества серы в расплаве

Время	S, %	Уменьшение S, %	Примечание
11:40	0,0137		-
12:31	0,0057	58,39416	После подачи извести
12:53	0,0017	70,17544	После присадки РДА (30 кг)
13:01	0,0011	35,29412	-

Из данных таблицы 4.7 видно, что в 11 часов 40 минут до раскисления шлака РДА металл, как и в предыдущих плавках, отличался достаточно высоким содержанием серы (0,0137 %) и был переокислен. После отдачи извести начался очень интенсивный процесс десульфурации, и уже в 12.31 количество серы резко снизилось до 0,0057 % (т.е. сразу на 58 %, таблица 4.8). В период времени между 12.31 и 12.53 произвели раскисление тридцатью килограммами РДА, после чего концентрация серы резко снизилась с 0,0057 до 0,0017 %, т.е. на 70 % (при необходмом содержании серы S≤0,0020 %), что еще раз подтвердило высокую эффективность раскисления РДА. Созданные известью и РДА условия для восстановления серы позволили обеспечить непрерывную десульфурацию расплава и к 13.01 добиться снижения серы до 0,0011 %. До и после подачи раскислителя РДА были взяты пробы шлака (рисунок 4.1). Химический состав шлаков представлен в таблице 4.9.



а) б)

Рисунок 4.1 – Пробы шлака из печи-ковша:
а – перед раскислением РДА; б – после раскисления РДА

Таблица 4.9 – Химический состав шлаков

№ пл		Химический состав шлаков, %							
		FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	∑	Осн.
2882	До РДА	1,3	25,5	1,7	53,8	6,2	3,2	91,7	2,11
	После РДА	0,4	24,9	2,6	56,8	5,5	0,8	91	2,28

Как видно из данных таблицы 4.9, в данной плавке уже до раскисления шлаки были более благоприятными для раскисления и десульфурации. Концентрации оксидов железа и марганца были 1,3 и 3,2 % соответственно, поэтому шлаки были более светлыми с зеленоватым оттенком, но темные в изломе (рис. 4.1а). Это связано с тем, что после повышенной подачи извести в этой плавке основность шлака стала выше двух (В=2,11) и выше, чем в предыдущих плавках, что создало благоприятные условия для десульфурации и восстановления оксидов. После раскисления РДА количество FeO и MnO снизилось до 0,4 и 0,8 % соответственно. Шлаки приобрели белый цвет и начали рассыпаться (рис. 4.1б). В таком виде шлаки оставались на всём протяжении обработки металла на АКП. Выдержка расплава под такими шлаками создает идеальные условия для интенсификации процессов десульфурации стали и очищения расплава от неметаллических включений и газов, что, в конечном счете, приводит к экономии электроэнергии и ферросплавов, повышению механических свойств стали. Это доказывает эффективность РДА как раскислителя и объясняет резкое снижение концентрации серы. За счет добавки извести и введенного в состав РДА кальций-стронциевого карбоната основность шлака повысилась и составила 2,28, что благоприятно сказалось на всем процессе десульфурации и позволило снизить серу до значений существенно ниже требуемых. Шлак на протяжении всей плавки оставался жидким.

Эксперименты показали неоспоримое преимущество РДА. Учитывая вышесказанное, с учетом результатов экспериментов провели опытно-промышленные плавки с использованием раскислителя диффузионного РДА в течение двух месяцев работы цеха [264]. Расход материала составлял 30 кг на плавку. Изучали результаты химического состава сталей и расход материалов, потраченных на выплавку стали, с использованием РДА. Для сравнения анализировали результаты 112-ти плавок, проведенных на заводе с использованием в качестве диффузионного раскислителя АШБ. Расход АШБ составлял 60 кг на одну плавку.

Произвели статистический анализ предоставленных результатов с использованием компьютерной программы STATISTICS&ANALISIS. Уровень значимости для расчетов принимали равным 0,05.

Результаты статистической обработки сталей с применением АШБ приведены в таблице 4.10, с использованием РДА – в таблице 4.11. Расход материалов представлен в таблицах 4.12, 4.13.

Таблица 4.10 – Химический состав сталей, выплавленных с применением АШБ

	Кол. изм.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %
C, %	112	0,148607	0,140000	0,160000	0,000027	0,005211	3,506564294
Mn, %	112	1,081830	1,030000	1,200000	0,000729	0,026995	2,495308875
Si, %	112	0,519554	0,480000	0,700000	0,001010	0,031776	6,11601489
S, %	112	0,002854	0,001000	0,006000	0,000002	0,001479	51,8220042
P, %	112	0,007223	0,002000	0,013000	0,000004	0,002087	28,89381144
Cr, %	112	0,111188	0,070000	0,180000	0,000625	0,024997	22,48174263
Ni, %	112	0,415955	0,400000	0,500000	0,000291	0,017052	4,099481915
Cu, %	112	0,185875	0,130000	0,260000	0,000625	0,025001	13,45043712
Mo, %	112	0,021339	0,001000	0,048000	0,000045	0,006704	31,41665495
Al, %	112	0,041366	0,003000	0,070000	0,000122	0,011041	26,69100227
Ca, %	108	0,003188	0,000300	0,013200	0,000006	0,002492	78,16813049
N_2, %	96	0,011068	0,001000	0,020000	0,000013	0,003538	31,96602819
Ca/Al	108	0,078565	0,008333	0,200000	0,003514	0,059276	75,4483549

Таблица 4.11 – Химический состав сталей, выплавленных с применением РДА

	Кол. изм.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %
C, %	103	0,148903	0,134000	0,169000	0,000031	0,005549	3,72658711
Mn, %	103	1,086175	1,040000	1,200000	0,000421	0,020520	1,88919833
Si, %	103	0,513214	0,450000	0,670000	0,000867	0,029447	5,73776241
S, %	103	0,002816	0,001000	0,006000	0,000001	0,001153	40,9446023
P, %	103	0,005796	0,003000	0,015000	0,000006	0,002435	42,0117322
Cr, %	103	0,112049	0,079000	0,240000	0,000762	0,027603	24,634758
Ni, %	103	0,422718	0,390000	0,580000	0,000765	0,027660	6,54336934
Cu, %	103	0,193058	0,140000	0,280000	0,000909	0,030157	15,6206943
Mo, %	103	0,019923	0,002100	0,030000	0,000022	0,004646	23,3197812
Al, %	103	0,041532	0,023800	0,080000	0,000073	0,008543	20,5696812
Ca, %	103	0,004249	0,001000	0,006300	0,000001	0,001209	28,4537538
N_2, %	101	0,012738	0,007200	0,020000	0,000006	0,002443	19,178835
Ca/Al	103	0,105727	0,015873	0,200000	0,001161	0,034079	32,2330152

Таблица 4.12 – Расход материалов на плавках с применением АШБ

	Кол. изм.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %
FeSi65, кг/т жид.	112	9,36916	4,28571	17,1429	5,5439	2,35456	25,1309046
FeMn78, кг/т жид.	97	11,88852	1,87793	14,0957	2,0280	1,42408	11,9786451
FeMn96, кг/т жид.	13	1,06953	0,11111	2,3684	0,5973	0,77288	72,2631875
Al, кг/т жид.	112	3,51917	2,01794	7,6389	0,9488	0,97408	27,6791802
FeSIMn17, кг/т жид.	17	13,95430	0,43103	25,5319	23,0451	4,80053	34,4018296
CaO, кг/т жид.	112	56,11343	29,78723	117,1875	168,8912	12,99581	23,1598994

Таблица 4.13 – Расход материалов на плавках с применением РДА

	Кол-во измерений	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %
FeSi65, кг/т жид.	103	7,98786	3,763441	20,00000	3,5593	1,88662	23,6186098
FeMn78, кг/т жид.	93	12,19277	0,179211	21,77778	4,1924	2,04753	16,7930157
FeMn96, кг/т жид.	17	1,16025	0,227273	3,44828	0,9340	0,96645	83,2970788
Al, кг/т жид.	103	3,15059	1,338583	7,33333	0,6323	0,79515	25,2380173
FeSIMn17, кг/т жид.	13	13,26596	3,333333	16,47059	11,5932	3,40488	25,6662561
CaO, кг/т жид.	103	50,75653	7,142857	75,55556	135,4377	11,63777	22,9286152

Как видно из данных таблиц 4.10 и 4.11, средние концентрации элементов, которые доводят сталевары расчетным путем Mn, C, Si, как с использованием РДА, так и с применением АШБ, практически равны друг другу и отличаются высокой стабильностью (V = от 1,8 до 6,11 %). Особенно однородны концентрации марганца – основного определяющего элемента стали (V=1,8 и 2,4 %, рис. 4.2 – 4.3). Это говорит о высокой профессиональной подготовке сталеваров и удовлетворительной технологической дисциплине на участке плавки.

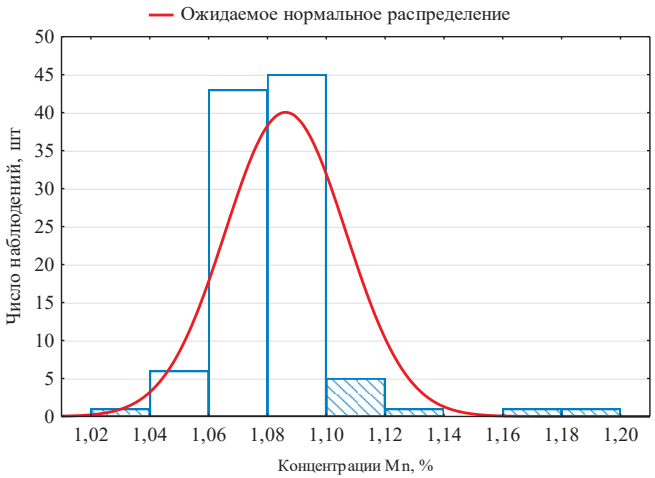


Рисунок 4.2 – Гистограмма распределения марганца с использованием РДА

Концентрации таких элементов как Cr, Ni, Cu, Mo менее стабильны (V=от 4,09 до 31,42 %, таблицы 4.10 – 4.11), однако они определяются качеством шихтовых материалов, и повлиять на их содержание сталеварам достаточно сложно. Вместе с тем, содержания указанных элементов близки друг к другу, что свидетельствует об удовлетворительном качестве шихтовых материалов по вышеуказанным компонентам.

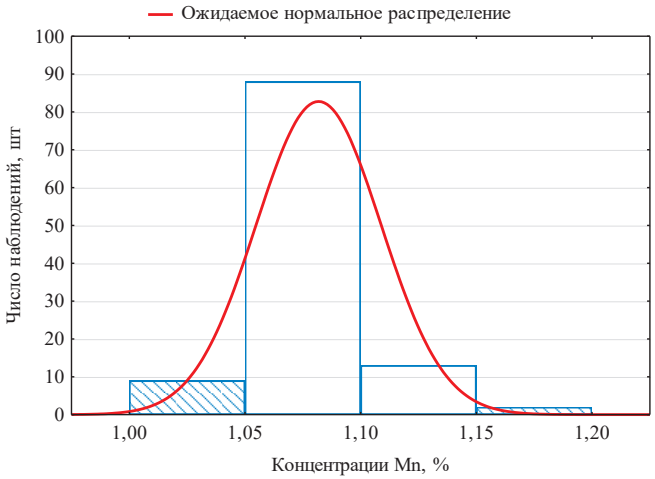


Рисунок 4.3 – Гистограмма распределения марганца с использованием АШБ

Особый интерес представляют концентрации таких элементов, как фосфор, сера, алюминий, кальций, оказывающих решающее влияние на механические свойства стали.

Средние содержания серы в плавках с АШБ и РДА практически одинаковые (0,002854 и 0,002816 % соответственно, таблицы 4.10, 4.11). Однако, коэффициент вариации при плавках с РДА гораздо ниже (V=40,94 против 51,82 % в плавках с АШБ). Это означает, что в плавках с РДА содержание серы более однородно, то есть при диффузионном раскислении стали РДА процесс десульфурации идет более стабильно. Это свидетельствует о том, что эффективность АШБ как десульфуратора, несмотря на высокий расход последнего, значительно ниже, чем у РДА. Поэтому расход извести при использовании АШБ пришлось увеличить в среднем на 5,35 кг/т жидкого, чем при использовании РДА (56,11 против 50,76 кг соответственно, таблицы 4.12, 4.13). Концентрации серы менее стабильны в плавках с АШБ. Это приводит к повышению трудоемкости десульфурации стали и увеличению времени диффузионного раскисления, что подтверждает сказанное ранее. Увеличение времени плавки влечет за собой перерасход дорогостоящей электроэнергии. При среднем весе плавке ≈22 т перерасход извести при использовании АШБ оставляет ≈117,7 килограмма на одну плавку. Таким образом, в случае применения АШБ, снижение серы до сопоставимых значений с применением РДА возможно только путем увеличения расхода извести и увеличения времени плавки.

Также следует отметить, что содержание фосфора в плавках с РДА на 20 % ниже, чем в плавках с АШБ (0,0057 % – с РДА, 0,0072 % – с АШБ; таблицы 4.10 –

4.11 и рис. 4.4, 4.5). Известно, что фосфор в восстановительный период плавки не удаляется, но в то же время создаются благоприятные условия для восстановления его из шлака. При плавке с АШБ количество шлака существенно больше, что видно по повышенному расходу извести. Кроме того, расход АШБ в два раза выше РДА. АШБ содержит фосфор в своем составе. Это и приводит к негативным последствиям от использования АШБ, то есть к повышению фосфора в расплаве. Общеизвестно, что повышенное содержание фосфора влечет за собой ухудшение механических свойств стали.

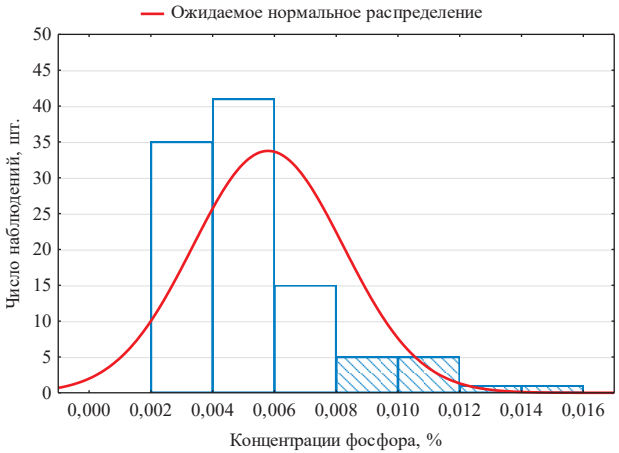


Рисунок 4.4 – Гистограмма распределения фосфора с использованием РДА

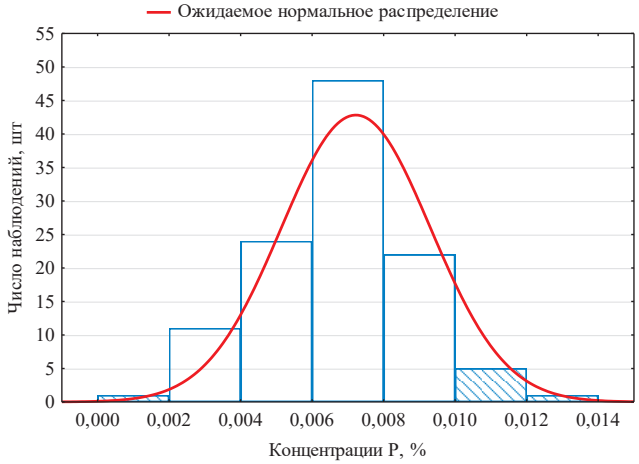


Рисунок 4.5 – Гистограмма распределения фосфора с использованием АШБ

Кроме того, применение РДА обеспечивает увеличение концентрации кальция в металле на 35 % (с 0,003188 до 0,04249 %, также существенную ее стабилизацию. При этом обеспечивается лучшее соотношение Ca/Al с 0,07856 до 0,10572. Это важно для обеспечения минимума неметаллических включений в стали, улучшения их формы, повышения жидкотекучести стали [263].

Вышесказанное подтверждает сравнение механических свойств отливок «клиновые задвижки», отлитых с применением РДА и АШБ, приведенные в таблицах 4.14, 4.15.

Таблица 4.14 – Механические свойства отливок «задвижки клиновые», выплавленные с применением АШБ

	Кол. набл.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %.
$\sigma_в$, МПа	24	527,5000	500,000	570,0000	350,000	18,70829	3,54659
$\sigma_т$, МПа	24	348,7500	320,000	380,0000	222,283	14,90915	4,27502
δ, %	24	26,2500	21,5000	31,0000	5,109	2,26024	8,61045
Ψ, %	24	45,0417	36,0000	54,0000	20,042	4,47679	9,93922
KCV^{-60}, кДж/м^2	24	295,2917	206,000	500,0000	6698,824	81,84635	27,71712

Таблица 4.15 – Механические свойства отливок задвижки клиновые, выплавленные с применением РДА

	Кол. набл.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
$\sigma_в$, МПа	24	525,4167	500,0000	560,0000	225,906	15,03016	2,86062
$\sigma_т$, МПа	24	345,6250	325,0000	380,0000	157,201	12,53799	3,62763
δ, %	24	24,4583	20,5000	29,0000	4,389	2,09511	8,56604
Ψ, %	24	45,2917	37,0000	54,0000	22,303	4,72256	10,42699
KCV^{-60}, кДж/м^2	24	314,1250	206,0000	450,0000	5640,897	75,10590	24,69573

Как видно из данных таблиц 4.14, 4.15, механические свойства стальных отливок, выплавленных с применением РДА, выше, чем при использовании АШБ. Отличия $\sigma_в$, $\sigma_т$, δ и Ψ не столь существенны, а вот наиболее структурно чувствительная величина KCV^{-60} увеличилась с 295,2917 до 314,1250 кДж/м^2 то есть на 6,4 %, что подтверждает вышесказанное [264].

Анализ расхода материалов (таблицы 4.12, 4.13) показывает, что расход ферросилиция в плавках с РДА меньше, чем в плавках с АШБ. Это связано с тем, что РДА более сильный раскислитель, чем АШБ, и часть кремния, уходящего на раскисление, в данном случае экономится. Разница составляет 1,39 кг/т жидкого или 30,58 кг на одну плавку.

Расход алюминия в плавках с РДА тоже меньше, чем в плавках с АШБ. Это также связано с тем, что РДА – более сильный раскислитель, чем АШБ. Разница составляет 0,37 кг/т жидкого или 8,14 кг на одну плавку.

Как указывалось ранее, для получения сопоставимых результатов по содержанию серы в расплаве при применении АШБ требуется на 5,36 кг/т жидкого

больше извести или на 117,92 кг на одну плавку. При применении РДА известь экономится.

Расход марганецсодержащих материалов можно считать сопоставимым.

Ожидаемый экономический эффект составил 9500 рублей на одну плавку.

Диффузионный раскислитель РДА также хорошо зарекомендовал себя при непрерывном литье заготовок арматурной стали для производства арматуры класса А500С с использованием агрегатов ковш печь (АКП) емкостью 30 тонн в условиях ГУП «Литейно-прокатный завод» [260–262]. Высокая реакционная способность материала и вспенивание шлака позволили снизить время восстановительного периода на 10 минут. Коэффициент десульфурации увеличился на 8,4 % с 37,9 до 41,44 %. Существенно сократился расход ферросплавов. Это подтвердило преимущество РДА. Шлак после обработки РДА оставался жидким и после подачи на МНЛЗ. Разливка проходила в штатном режиме.

Эффективность РДА подтверждена и при производстве непрерывно литых заготовок стальных шаров, мелющих в агрегатах АКП на сталеплавильном заводе ПФ ТОО «КАСТИНГ», г. Павлодар. Время восстановительного периода уменьшилось на 15 минут. Содержание серы в стали уменьшилось в среднем с 0,022 до 0,013 %. Очень важно, что пластические характеристики стали, характеризующие эксплуатационную надежность материала, резко увеличились. Так, относительное удлинение выросло на 16,6 %, с 13,75 до 16,5 %, относительное сужение на 12,2 %, с 39,5 до 45 %. Еще больше выросла наиболее структурно чувствительная величина – ударная вязкость, характеризующая эксплуатационную надежность деталей. KCU увеличилась на 16,8 %, с 320 до 370 кДж/м^2, что подтверждает эффективность рафинирования металла РДА [230, 231].

4.2 При производстве стального железнодорожного литья ответственного назначения

4.2.1 При производстве отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» в мартеновской печи

Специалисты ВНИИЖТ считают, что металл, выплавленный в мартеновской печи [81], не обеспечивает оптимальной структуры и механических свойств отливок боковых рам и балок. Вместе с тем, флагман отечественного машиностроения «Уралвагонзавод», единственный на сегодняшний день в РФ, использует 60-тонные мартеновские печи с основной футеровкой для производства ответственного железнодорожного литья «рама боковая» и «балка надрессорная». Плавка производится скрап процессом [82]. На заводе проделана большая работа по повышению механических свойств мартеновской стали 20ГЛ, чтобы удовле-

творить требования, предъявляемые к ответственным отливкам, и увеличить эксплуатационную надежность железнодорожных отливок. Прежде всего специалисты завода пошли по пути снижения серы в металле. При плавке начали использовать только чистую по сере шихту, хотя это и удорожает сталь. В результате по расплавлению металла на заводе получают концентрации серы в среднем 0,035 %.

На заводе особое внимание обращают на содержание серы в топливе, так как при большом ее количестве возможно обогащение металла серой. Для отопления мартеновских печей применяют только низкосернистый мазут.

В период чистого кипения производят окончательное доведение металла до необходимой температуры и по химическому составу. По достижении в металле требуемого содержания углерода присаживают в печь ферромарганец, останавливают кип и доводят содержание марганца в расплаве до нижнего предела. Окончательная доводка по химическому составу производится в ковше.

Для повышения механических свойств стали 20ГЛ для отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» литья ввели в технологический процесс плавки дополнительное диффузионное раскисление стали раскислительной смесью марки РДА. Завод представил возможность провести эксперименты в течение месяца, поэтому применили возможности пассивного эксперимента и статистической обработки данных в пакете STATISTICS & ANALISIS v.10 Stat Soft, Inc. Принятый уровень значимости в расчетах равен 0,05.

Учитывая особенности плавки в мартеновской печи, где вспенивание шлака не допускается, скорректировали состав РДА. Из состава исключили УСМ, способствующий вспениванию шлака. В составе РДА оставили КСМ и АСМ. Для разжижения шлака и повышения его реакционной способности в состав РДА ввели КСК, Na_2CO_3, CaF_2 и Al_2O_3. РДА фасовали в пакеты по 10 кг и присаживали на шлак через рабочее окно с помощью мульды за 10 минут до отдачи ферромарганца. Рациональной оказалась присадка 120 кг (2 кг/т жидкого). Присаженная смесь в течение минуты покрывала шлак тонким слоем и начинала процесс диффузионного раскисления.

Карбонат кальция, входящий в состав смеси, мгновенно разлагался на CaO и CO_2. CaO повышал основность и сульфидоемкость шлака. CO_2 способствовал перемешиванию РДА со шлаком. Входящие в состав РДА соединения натрия, CaF_2 и оксиды алюминия способствовали разжижению шлака и делали его реакционноспособным. Таким образом, создавались идеальные условия для протекания реакции восстановления оксидов из шлака алюминием и кремнием по реакциям 3.26 – 3.27), присутствующими в РДА, а также реакций десульфурации по реакции 3.25. Образующийся в результате реакций Al_2O_3 продолжал разжижать

шлаки и повышал их основность. В результате раскисления оксиды железа и марганца восстанавливались в шлаке и, согласно закону распределения, переходили в металл, а из металла в шлак уходили FeO и MnO, где восстанавливаются РДА. Сульфиды также переходят в шлак, согласно закону распределения.

Таким образом, в стали уменьшается количество оксидов и серы, что способствует повышению механических свойств стали.

Изучили влияние диффузионного раскисления на качественные показатели сталей. Анализировали 51 плавку (101 ковш), проведенную с использованием раскислительной смеси марки РДА, и такое же количество рядовых плавок. Наиболее важным показателем, оказывающим существенное влияние на механические свойства стали и особенно на KCV^{-60}, является концентрация серы в расплаве. Сравнили начальные условия десульфурации сталей, то есть содержание серы в расплавах, которые наблюдались по расплавлению сталей. Результаты статистической обработки концентраций серы в сталях по окончанию плавления приведены в таблице 4.16.

Таблица 4.16 – Основные показатели статистики концентрации серы в рядовых плавках стали и выплавленных с применением РДА

Элемент	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. отклонение	Коэф. вариации, %
S по распл. с исп. РДА	0,033560	0,027000	0,040000	0,000009	0,002950	8,6
S по распл. в рядовых	0,033584	0,028000	0,039000	0,000009	0,002977	8,8

Как видно из данных таблицы 4.16, концентрации серы в рядовых и экспериментальных плавках практически одинаковы и различаются только в пятых знаках. Низкие значения вариаций свидетельствуют о высокой однородности содержаний серы в сталях.

Это свидетельствует о том, что на заводе применяются качественные шихтовые материалы, в которых содержится стабильно низкое количество серы.

Установили значимость различий между средними значениями серы после расплавления по **t-критерию**. Результаты расчетов представлены в таблице 4.17.

Таблица 4.17 – Результаты критериального анализа средних величин концентраций серы. Тестирование по Т-критерию

Концентрации S по расплавлению	Ср. значение	Ср. кв. откл.	Кол. измер.	Разность между ср. значениями.	Ср. кв. откл.	Значение t критерия	Вероятность p
С исп. РДА	0,033560	0,00315					
В рядовых плавках	0,033584	0,00314	101	0,001091	0,0029	-0,0412	**0,94986**

Значение вероятности «p», с которым гипотеза о равенстве средних отвергается, значительно выше принятого уровня значимости равного 0,05 (p =0,949869). Таким образом, можно сделать вывод о том, что статистического различия между средними значениями концентраций серы в рядовых и экспериментальных плавках нет. Следовательно, стартовые условия десульфурации были одинаковы.

Основные результаты статистической обработки концентраций серы в рядовых плавках и после обработки РДА приведены в таблице 4.18 и для наглядности изображены на рис. 4.6, 4.7.

Таблица 4.18 – Основные показатели статистики концентрации серы в рядовых плавках стали и выплавленных с применением РДА

Концентрации S в плавках	Кол. измер.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
С РДА	101	0,0135	0,00800	0,0200	0,000005	0,00226	16,8
В рядовых	101	0,0144	0,01000	0,0200	0,000006	0,00243	16,9

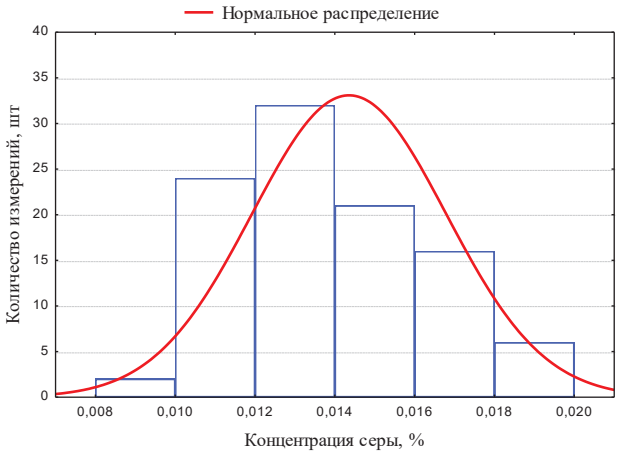


Рисунок 4.6 – Гистограмма концентраций серы в рядовых плавках

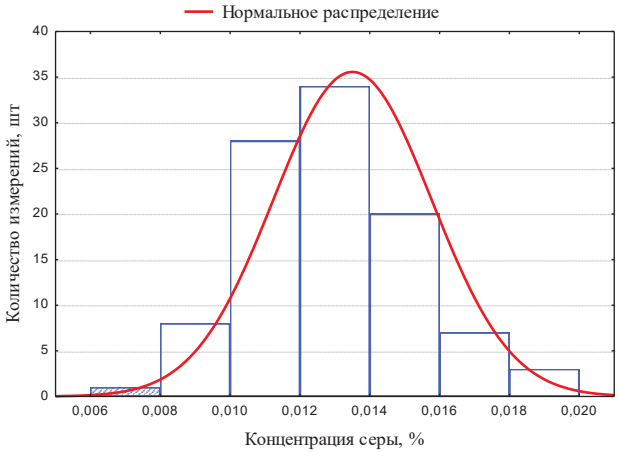


Рисунок 4.7 – Гистограмма концентраций серы в сталях, выплавленных с применением РДА

Как видно из таблицы 4.18 и рис. 4.6, 4.7, применение диффузионного раскисления придает процессу десульфурации устойчивое направление к снижению серы. Среднее значение ее содержания снизили с 0,0144 до 0,0135 % (таблица 4.18). Уменьшили также достигнутый минимум концентрации серы с 0,01 до 0,008 %. Процесс десульфурации стабилизировали, так как уменьшились вариации (таблица 4.18), а распределение серы устремилось к нормальному, что наглядно проиллюстрированно на рис. 4.6, 4.7.

Как видно из таблицы 4.18, средние значения концентраций серы близки друг к другу. Вместе с тем, они все же отличаются друг от друга. В данном случае важно ответить на вопрос, чем объясняется это различие, случайной ошибкой экспериментов или оно неслучайно и связано с использованием РДА. Установить значимость различий между средними значениями позволяет **t-критерий**. Произвели оценку средних значений показателей по **t-критерию**. Результаты расчетов представлены в таблице 4.19.

Таблица 4.19 – Результаты критериального анализа равенства средних величин концентраций серы. Тестирование по Т-критерию

Концентрации S в плавках	Ср. знач.	Ср. кв. откл.	Кол. изм.	Разность между ср. значениями	Ср. кв. откл.	Значение t критерия	Число степеней свободы	Вероятность p
с РДА	0,0135	0,00226						
рядовые	0,0144	0,00243	101	-0,000851	0,003568	-2,39863	100	0,01831

Значение вероятности «p», с которым гипотеза о равенстве средних отвергается, значительно ниже принятого уровня значимости равного 0,05 (p = 0,018). Таким образом, можно сделать вывод о том, что применение РДА существенно влияет на десульфурацию расплава.

Не менее важным показателем, оказывающим существенное влияние на механические свойства стали, является концентрация фосфора в расплаве. Очень важно, чтобы диффузионное раскисление сталей РДА не способствовало восстановлению фосфора из шлака. Основные результаты статистической обработки по содержанию фосфора в сталях, выплавленных различными способами, приведены в таблицах 4.20, 4.21.

Таблица 4.20 – Основные показатели статистики концентрации фосфора в рядовых плавках стали и плавках с применением РДА

Концентрации (P) в плавках	Кол. изм.	Ср. значение	Minimum	Maximum	Дисперсия	Ср. кв. откл.
с РДА	101	**0,010762**	0,006000	0,018000	0,000007	0,002654
рядовые	101	**0,010386**	0,006000	0,021000	0,000008	0,002877

Таблица 4.21 – Результаты критериального анализа средних величин концентраций фосфора. Тестирование по Т-критерию

Концентрации (P) в плавках	Ср. значение	Ср. кв. откл.	Кол. изм.	Разность между ср. значениями.	Ср. кв. откл.	Значение t критерия	Число степеней свободы	**Вероятность p**
с РДА	0,010762	0,00265						
рядовые	0,010386	0,00287	101	0,000376	0,003947	0,958033	100	**0,340356**

Как видно из данных таблицы 4.21, средние значения концентраций фосфора близки друг к другу, а значение вероятности **«p»**, с которым гипотеза о равенстве средних отвергается, значительно выше принятого уровня значимости 0,05 (p = 0,340356). Следовательно, применение РДА при выплавке стали не влияет на концентрацию фосфора в ней.

Следует отметить также, что технологический процесс окислительного периода при выплавке стали 20ГЛ в условиях УВЗ достаточно отработан и позволяет получать низкие и однородные концентрации фосфора в стали.

При диффузионном раскислении сталей РДА из оксидов марганца в шлаках восстанавливают марганец, который переходит в металл. Концентрации этого элемента в сталях должны прирастать. Основные результаты статистической обработки по содержанию марганца в сталях, выплавленных различными способами, приведены в таблицах 4.22, 4.23.

Таблица 4.22 – Основные показатели статистики концентрации марганца в рядовых плавках стали и выплавленных с применением РДА

Концентрации Mn в плавках	Кол. изм.	Ср. значение	Миним.	Макс.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %
с РДА	101	**1,286931**	1,0700	1,650	0,010077	0,100387	7,8
рядовые	101	**1,234653**	1,100	1,480	0,006079	0,077969	6,2

Таблица 4.23 – Результаты критериального анализа средних величин концентраций марганца. Тестирование по Т-критерию

Концентрации Mn в плавках	Ср. значение	Ср. кв. откл.	Кол. изм.	Разница между средними	Ср. кв. откл.	Значение t критерия	Число степеней свободы	Вероятность p
с РДА	1,28693	0,10038						
рядовые	1,23465	0,07796	101	0,012277	0,11914	1,03557	100	**0,102898**

Как видно из данных таблицы 4.22, применение диффузионного раскисления способствует восстановлению марганца. Среднее значение его содержания увеличилось с 1,234653 до 1,286931 %. Увеличился также достигнутый максимум концентрации марганца с 1,48 до 1,65 %. Вероятность более высоких концентраций марганца в стали наглядно прослеживается на рис. 4.8, 4.9.

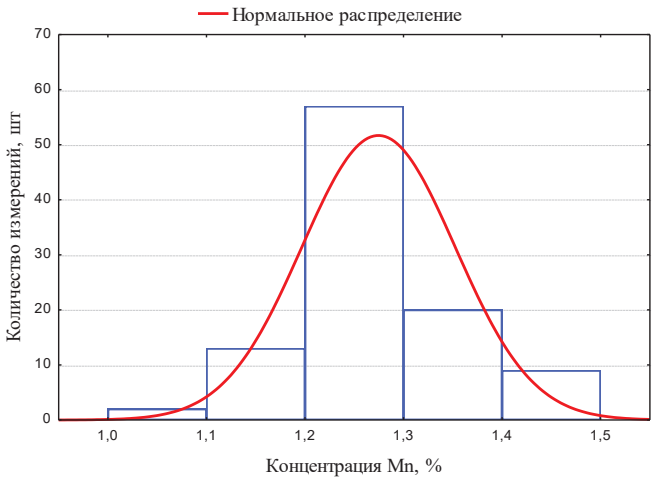


Рисунок 4.8 – Гистограмма концентраций марганца в рядовых плавках стали

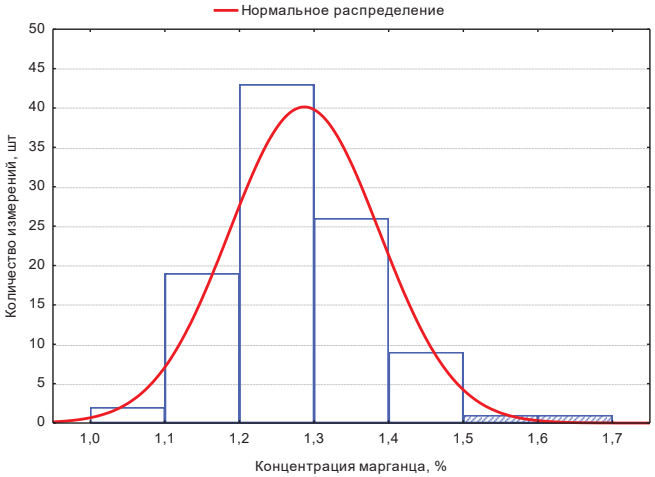


Рисунок 4.9 – Гистограмма концентраций марганца в сталях, выплавленных с применением РДА

Вместе с тем критериальный анализ средних величин концентраций марганца показывает, что направление увеличения марганца в расплаве менее устойчивое, чем в случае с серой, так как **p-вероятность** (таблица 4.23) больше принятого уровня значимости **0,05**. Однако это превышение незначительное, что позволяет утверждать, что процесс восстановления марганца можно стабилизировать совершенствованием технологического процесса плавки.

Сравнили механические свойства сталей, выплавленных с применением РДА и без него. Для снижения трудоемкости исследований изучали наиболее важные показатели механических свойств. Из механических свойств, определяемых при статистических нагрузках, выбрали предел текучести, показывающий напряжение, при котором начинает развиваться пластическая деформация без увеличения нагрузки. Предел текучести является расчетной характеристикой. Некоторая доля от $\sigma_т$ определяет допустимую нагрузку на материал, исключающую остаточную деформацию. Вторым показателем выбрана ударная вязкость, определяемая при динамических нагрузках и характеризующая способность материала поглощать энергию ударной нагрузки, что является одним из важнейших показателей прочности. Ударная вязкость характеризует эксплуатационную надежность материала, его способность сопротивляться хрупкому разрушению и является наиболее структурно чувствительной величиной. Особенно структурно чувствительна она при отрицательных температурах. Поэтому исследовали KCU при –60 °C.

Было обработано 362 рядовые плавки, проведенных в ноябре, и 263 плавки с применением РДА, что достаточно для объективной оценки полученных данных. Результаты статистической обработки приведены в таблице 4.24.

Таблица 4.24 – Основные статистические показатели механических свойств стали в рядовых плавках и с применением РДА

Механические свойства плавок	Кол-во измер.	Ср. значен.	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
$\sigma_{т,}$ рядовых	362	390,56	313,00	435,00	259,7200	16,11583	4,1262
$\sigma_т$ с РДА	263	393,49	342,00	459,00	189,6708	13,77210	3,4999
$KCU1^{-60}$ рядовых	362	60,270	15,00	123,00	299,3725	17,30238	28,7
$KCU1^{-60}$ с РДА	263	61,127	7,400	129,00	288,2585	16,97818	27,8
Допустимые значения по НД: $\sigma_т \geq$343МПа; $KCU^{-60} \geq$24,5 Дж/см^2							

Как видно из таблицы 4.24, средние значения $\sigma_т$ и KCU^{-60} существенно превосходят допустимые значения по НД ($\sigma_т \geq$343МПа, $KCU^{-60} \geq$24,5 Дж/см^2). Кроме того, средние значения механических свойств в плавках, проведенных с РДА, увеличили по сравнению с серийными плавками. $\sigma_т$ увеличился с 390,5 до 393,5 МПа, а KCU^{-60} с 60,3 до 61,1 Дж/см^2. Увеличили также и максимальные показатели механических свойств. $\sigma_т$ увеличился с 435 до 459 МПа, а KCU1 с 123 до 129 Дж/см^2 соответственно. Следует отметить, что рост механических свойств коррелирует со снижением количества серы в расплаве в результате диффузионного раскисления.

Также следует отметить, что механические свойства с применением РДА стали несколько стабильнее. Это видно из уменьшения коэффициента вариации (таблица 4.24). Коэффициент вариации предела текучести находится в пределах 3,5–4,1 %, что говорит о высокой однородности этого показателя. Это объясняется тем, что он определяется при статических нагрузках и минимально структурно чувствителен. Коэффициент вариации ударной вязкости хотя и снизился, но остался высоким (28,7–27,6 %), что указывает на его недостаточную однородность (стабильным считается процесс, коэффициент вариации которого не выше 10 %). Высокая величина ударной вязкости объясняется тем, что она гораздо больше зависит от структурной составляющей стали, чем предел текучести, поэтому для стабилизации KCU необходимо продолжить работы по активизации процесса десульфурации, восстановления оксидов марганца из шлака и повышению ассимилирующей способности шлака за счет оптимизации ввода в печь раскислителя РДА.

На момент проведения экспериментов все более жесткие требования стали предъявляться к показателю KCV^{-60} с острым надрезом. Его значение должно быть не менее 16,7 Дж/см^2. На заводе ударная вязкость с острым надрезом проверялась только выборочно, поэтому представленных данных оказалось недостаточно для проведения адекватной статистической обработки.

Вместе с тем, следует отметить, что в двух рядовых плавках № 23412 и № 63547 от 17.10.13 показатели KCV^{-60} были ниже допустимого предела (9,8; 12 и 2,2 Дж/см^2). С применением РДА отклонений не было, однако до 40 % плавок имели значение KCV^{-60}, близкое к нижнему допустимому пределу. Это свидетельствует о том, KCV^{-60} с острым надрезом наиболее структурно чувствительный показатель и подтверждает необходимость проведения работ, направленных на повышение ударной вязкости стали 20ГЛ и стабилизации этого показателя.

Проведенные исследования показали эффективность диффузионного раскисления стали 20ГЛ при производстве железнодорожного литья раскислительной смесью РДА. На основании полученных результатов исследований для усиления эффективности десульфурации и экономии ферромарганца усовершенствовали процесс раскисления. Организовали одновременное (встречное) диффузионное и глубинное раскисление стали РДА во время подачи в печь ферромарганца. Для этого в мульду с РДА в количестве 120 кг сверху укладывали ферромарганец. При загрузке ферромарганец тонул в ванне печи, а РДА покрывал тонким слоем шлак. Процесс глубинного и диффузионного раскисления начинался одновременно. Это позволило ускорить реакции раскисления и десульфурации, повысить их эффективность и обеспечить экономию ферромарганца. По вышеописанной технологии отработали первый квартал 2014 года. Изучали массивы химических составов и механических свойств сталей, выплавленных различными способами. Результаты проведенных исследований приведены ниже.

Произвели статистическую обработку данных. В первую очередь определили влияние встречного диффузионного раскисления на концентрации серы в расплаве. На первом этапе определили содержания серы в сталях по расплавлению при различных способах раскисления. Результаты приведены в таблице 4.25.

Таблица 4.25 – Основные показатели статистики концентрации серы по расплавлению в сталях, выплавленных с применением РДА различными способами

Концентрации S по распл.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. отклонение
С РДА, 2013	0,033560	0,027000	0,040000	0,000009	0,002950
Встречное раскисление, 2014	0,033392	0,027000	0,038000	0,000007	0,002684

Как видно из данных табл. 4.25, содержания серы по расплавлению и стабильность их концентраций не имеют существенных различий.

Окончательные содержания серы при различных способах раскисления приведены в табл. 4.26.

Таблица 4.26 – Основные показатели статистики концентраций серы в сталях, выплавленных с применением РДА различными способами

Концентрации серы	Кол. измер.	Ср. значение	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл	Коэф. вариации, %
С РДА 2013	101	**0,0135**	**0,00800**	0,02000	0,000005	0,002265	16,2
Встречное раскисление 2014	101	0,01244	0,00900	0,01800	0,000003	0,001822	15

Как видно из данных таблицы 4.26 и рис. 4.10, 4.11, применение встречного диффузионного раскисления придает процессу десульфурации устойчивое направление к снижению серы. Содержание серы существенно снизилось, в среднем на 7,85 %, с 0,0135 до 0,0124 % (таблица 4.26). Низкие значения концентраций серы, в данном случае, считаются более вероятными. Наглядно это хорошо видно на гистограммах (рис. 4.10, 4.11).

Затем анализировали концентрации марганца в расплаве. Результаты статистической обработки концентраций марганца в стали приведены в таблице 4.27. Среднее содержание марганца в стали увеличилось с 1,28 (таблица 4.38) до 1,31 %. Содержание его стабилизировалось. Коэффициент вариации уменьшился с 7,8 до 5,04 % (рис. 4.14).

Таблица 4.27 – Основные показатели статистики концентрации марганца в сталях

Концентрации	Ср. значение	Миним.	Макс.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
Mn	1,310206	1,100	1,500	0,007841	0,088548	5,04

За счет ускорения реакций раскисления и повышения их эффективности в результате применения встречного диффузионного раскисления количество в стали восстановленного марганца увеличилось, что, по данным завода, позволило обеспечить экономию ферромарганца в среднем 200 кг на каждую плавку.

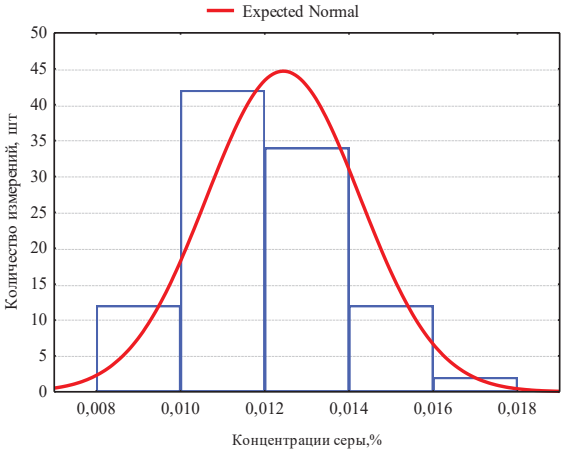


Рисунок 4.10 – Гистограммы распределения серы в 1 квартале 2014 г.

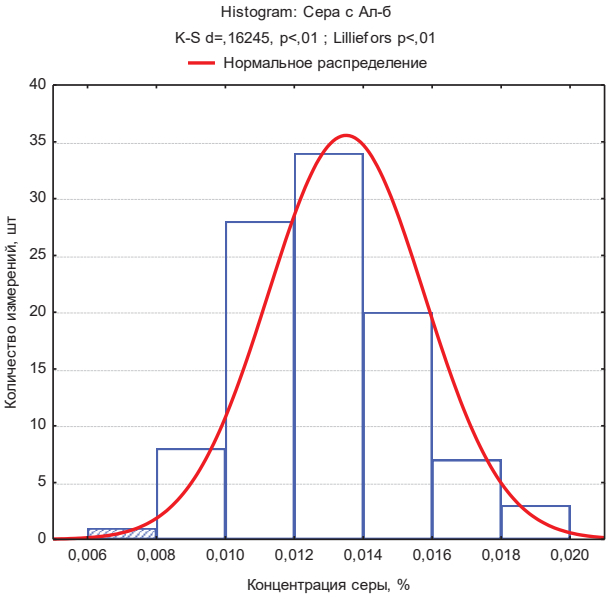


Рисунок 4.11 – Гистограммы распределения серы в 4 квартале 2013 г.

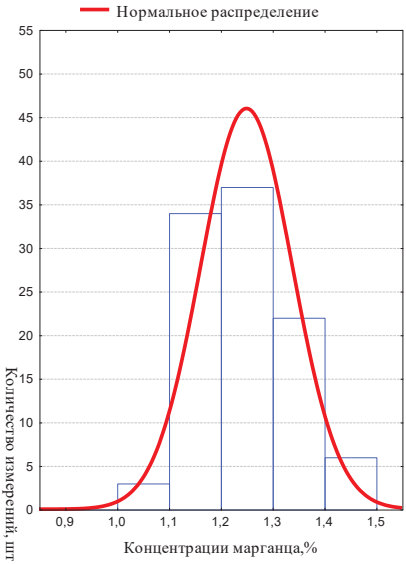


Рисунок 4.12 – Гистограмма распределения марганца

Основной целью исследований являлось повышение механических свойств стали. Для определения влияния встречного диффузионного раскисления на механические свойства стали сравнили их показатели для сталей, выплавленных в декабре 2013 года и в 2014 году.

Из механических свойств, определяемых при статистических нагрузках, анализировали предел текучести, показывающий напряжение, при котором начинает развиваться пластическая деформация без увеличения нагрузки, являющейся расчетной характеристикой.

Провели статистическую обработку данных. Было обработано 263 плавки декабря, что достаточно для объективной оценки полученных данных. В 2014 году обработано 1141 плавки. Результаты статистической обработки приведены в таблице 4.28.

Таблица 4.28 – Основные показатели статистики предела текучести сталей, выплавленных с применением РДА различными способами

Наименование	Кол-во измер.	Ср. значен.	Минимум.	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
$\sigma_т$ 2013	263	393,49	342,00	459,00	189,6708	13,77210	3,499
$\sigma_т$ 2014	1044	395,06	343,00	497,00	174,0363	13,19228	3,33

Как видно из таблицы 4.28, средние значения $\sigma_т$ существенно превосходят допустимые значения по НД ($\sigma_т \geq 343$МПа). Кроме того, средние значения механических свойств в плавках, проведенных с РДА со встречным диффузионным раскислением, выросли по сравнению с серийными плавками ($\sigma_т$ вырос с 393,5 МПа до 395,06 МПа). Выросли также и максимальные показатели механических свойств ($\sigma_т$ вырос с 459 МПа до 497 МПа). Следует отметить, что рост механических свойств коррелирует со снижением количества серы в расплаве в результате встречного диффузионного раскисления.

Также следует отметить, что механические свойства с применением встречного модифицирования РДА стали остались высоко стабильными (таблица 4.28 и рис. 4.13). Коэффициент вариации предела текучести находится в пределах 3,33–3,5 %, что говорит о высокой однородности этого показателя.

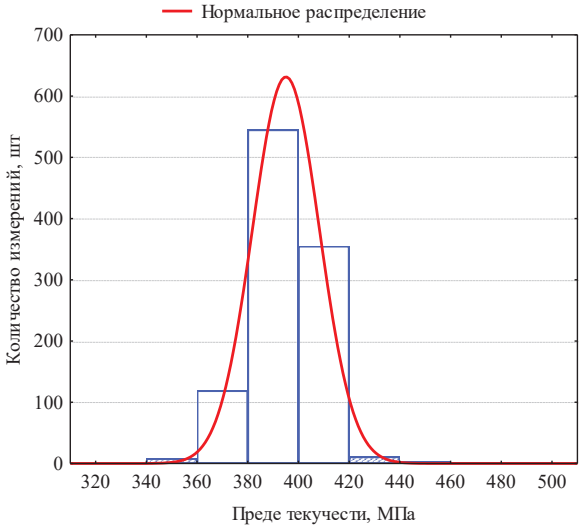


Рисунок 4.13 – Гистограмма предела текучести

Во время проведения экспериментов на заводе в 2014 году стали проверять только ударную вязкость с острым надрезом KCV^{-60}, значения которого должно быть не менее 16,7 Дж/см^2. Было проанализированы показатели KCV^{-60} 1141 плавки.

Результаты статистической обработки представлены в таблице 4.29 и наглядно представлены на рис. 4.14.

Таблица 4.29 – Основные показатели статистики ударной вязкости с острым надрезом

	Кол-во измер.	Ср. значен.	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэффициент вариации, V, %
KCV^{-60}	1141	23,30	12,0	45,0	25,70	5,070	21,7

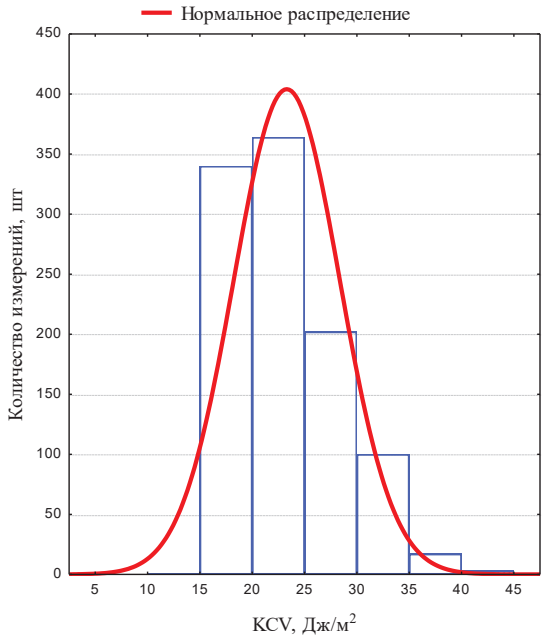


Рисунок 4.14 – Гистограмма распределения KCV^{-60}

Из анализируемых плавок только одна плавка от 24 марта 2014 года была забракована после первого и повторных испытаний, что составило 0,08 % от общего числа плавок. KCV^{-60} этой плавки равнялось 12 Дж/см^2. Остальные плавки признаны годными. В 7 % плавок были проведены повторные испытания KCV^{-60}. После чего они были признаны годными. Как видно из таблицы 4.29, среднее значение KCV^{-60} (23,3 Дж/см^2) существенно превосходит нижнее допустимое значение на 28 %. **Это свидетельствует об эффективности встречного диффузионного раскисления стали РДА.**

Вместе с тем, показатели KCV^{-60} недостаточно стабильны (V=21,7 %). Кроме того, в 30 % плавок KCV^{-60} находятся в зоне близкой к нижнему допустимому пределу (рис. 4.14). Их значения ниже 20 Дж/см^2, что не допустимо с 2016 года.

Таким образом, показана эффективность диффузионного раскисления дисперсным диффузионным раскислителем РДА стали 20ГЛ, выплавленной в мартеновской печи. Особенно эффективно совмещение глубинного и диффузионного (встречного) раскисления. В данном случае наблюдается повышение степени десульфурации, экономия ферромарганца и повышение механических свойств стали.

В результате проведенной работы установлено, что в мартеновской печи можно выплавлять качественные стали и производить ответственные отливки для железнодорожного литья. Вместе с тем, наличие значений KCV^{-60} в 30 % плавок меньше, чем 20 Дж/см^2, требует продолжения исследований с целью повышения и стабилизации KCV^{-60}. Для этого рекомендовано применить дополнительно внепечную обработку мартеновской стали РСУ.

Но все же лучше отдавать предпочтение плавке стали в электродуговой печи.

4.2.2 При производстве ответственных железнодорожных отливок из стали 20ГЛ в электродуговых печах

Химический состав и механические свойства отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» из стали 20ГЛ регламентируются ГОСТ 32400 [279] Химический состав приведен в таблице 2.1, глава 2, а механические свойства стали в таблице 4.30.

Таблица 4.30 – Механические свойства стали 20ГФЛ

Категория свойств	Предел текучести, $\sigma_т$, МПа	Временное сопротивление, $\sigma_в$, МПа	Относительное удлинение, δ, %	Относительное сужение, ψ %	Ударная вязкость, KCV^{-60}, кДж/м^2
Показатели*	343	510	18,0	30,0	200*

*с 01.01 2016 года

Повышение надежности вышеперечисленных деталей в условиях эксплуатации требует повышения в первую очередь KCV^{-60} которая должна быть не менее 200 кДж/м^2.

Для безусловного выполнения требований ГОСТ 32400 использовали преимущества электродуговых печей ДСП 6 в условиях Рубцовского филиала АО «Алтайвагон». Плавки стали проводили с окислением. Во время окислительного периода снижали концентрацию фосфора удовлетворяющих требованиям ГОСТ 32400. По окончанию окислительного периода шлак удалялялся из печи. В восстановительный период плавки наводили новый шлак

с высокой основностью (В≥2) и проводили десульфурацию расплава и доводку металла по химическому составу. Диффузионное раскисление в печи производили раскислительной смесью, состоящей из коксика, ферросилиция ФС65 и алюминия. Раскисление проводили до получения хорошо раскисленного шлака и металла, до рассыпания его в порошок белого или светло серого цвета. Содержание оксида железа в нем не должно превышать 1 %. Затем металл выпускали в восьми тонный ковш, где производили раскисление алюминием из расчета 1 кг/т жидкого. Модифицирование и внепечная обработка стали 20ГЛ не проводилась.

Произвели статистическую обработку качественных показателей стали 75 плавок, которые были выплавлены в течение месяца работы цеха. В процессе исследований отбирали пробы для проверки химического состава металла и шлака, механических свойств стали. Результаты представлены в таблице 4.31.

Таблица 4.31 – Характеристики качественных показателей стали

	N набл.	Среднее	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вар, %
C, %	75	0,201	0,1700	0,2300	0,000	0,01435	7,15
Mn, %	75	1,149	0,9900	1,2800	0,004	0,06350	5,53
Si, %	75	0,402	0,2800	0,5200	0,002	0,04296	10,71
S, %	75	0,0141	0,0070	0,0230	0,000	0,00220	15,45
P, %	75	0,0142	0,0100	0,0220	0,000	0,00205	14,01
Al, %	75	0,036	0,0260	0,0470	0,000	0,00438	12,23
FeO, %	75	1,039	0,580	1,730	0,100	0,3174	30,41
σ t, MPa	75	338,41	315,0000	370,0000	147,413	12,14138	3,6
$\sigma_{в}$, MPa	75	533,89	495,0000	580,0000	326,365	18,06558	3,38
δ, %	75	27,42	21,0000	31,0000	4,621	2,14967	7,85
ψ, %	75	46,32	6,0000	58,0000	84,601	9,19786	19,91
KCV $^{-60}$, кДж/м^2	75	241,56	170,0000	380,00	5121,51	71,55	28,75

Как видно из данных таблицы, химический состав стали соответствует требованиям ГОСТ 32400. Об однородности показателей химического состава и механических свойств судили по величине вариаций. Как видно из таблицы, элементы в стали, которые обеспечивают сталевары добавками ферросплавов расчетным путем, достаточно однородны. Наиболее стабильным получается содержание марганца в стали (V = 5,53 %), это хорошо видно и на гистограмме, представленной на рис. 4.15. Достаточно однородны и концентрации углерода в металле (V = 7,15 %). Содержания кремния и алюминия также стабильны, хотя и уступают по этим показателям первым двум элементам.

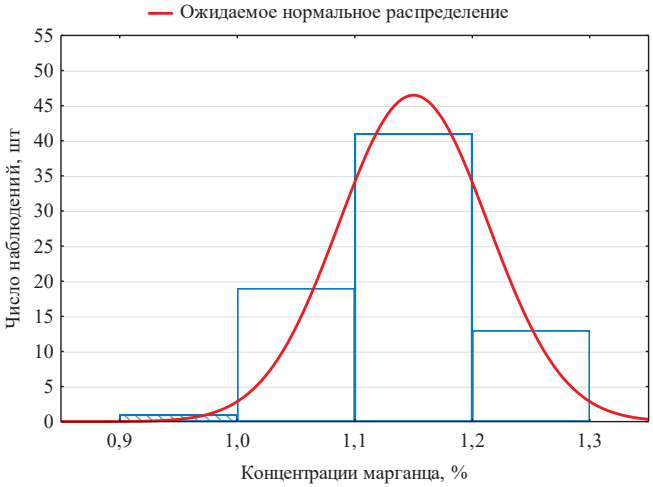


Рисунок4.15 – Гистограмма содержаний Mn

Концентрации серы и фосфора в стали значительно ниже требований ГОСТ 32400. Удовлетворительными являются и их однородности в стали, что наглядно видно на гистограмме распределения серы в металле (рис. 4.16) (**V** = 15,45 и 14,01 %).

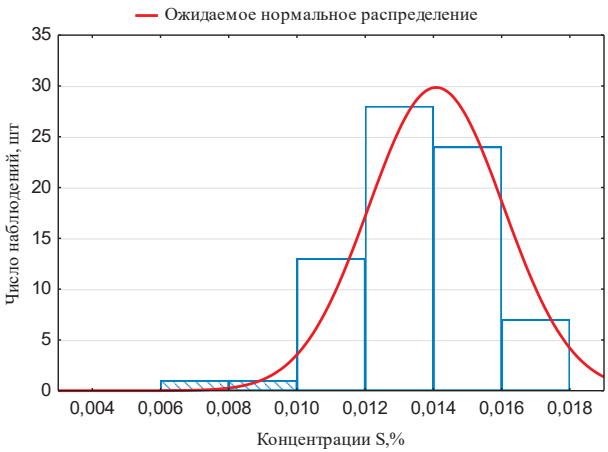


Рисунок 4.16 – Гистограмма содержаний S

При химическом анализе шлаков на заводе определяли только содержание в них FeO, что достаточно для оценки раскисленности шлаков стали. Из данных

таблицы 4.31 видно, что среднее значение концентрации FeO в шлаке выше значения, рекомендуемых НТД, и равно 1,039.

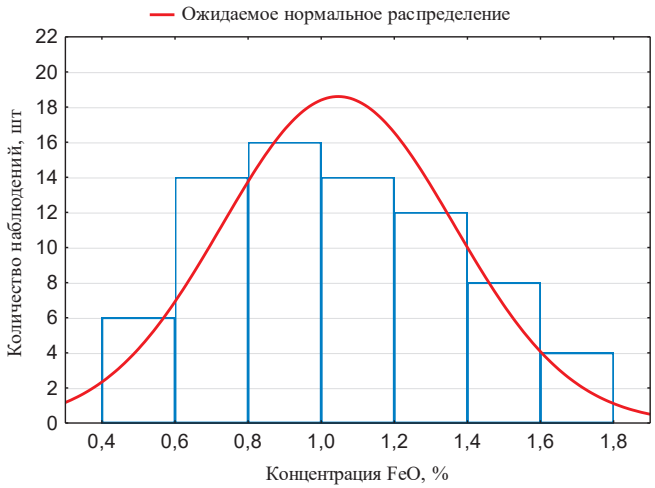


Рисунок 4.17 – Гистограмма концентраций FeO в шлаке

На рис. 4.17 видно, что 53 % содержаний FeO в шлаке выше 1 %. Визуальное изучение проб шлака показало, что они рассыпаются в порошок серого цвета. Это свидетельствует о том, что восстановительный период необходимо совершенствовать.

Вместе с тем, технологический процесс плавки стали позволял получать высокие механические свойства. Последние отвечали требованиям ГОСТ 32400 и достаточно стабильны. Особенно это касается прочностных характеристик металла: предела прочности при растяжении и предела текучести (**V**=3,38 и 3,6 % соответственно). Пластические характеристики стали, которые являются более структурно чувствительными, менее стабильны (от **V**=7,85 % для δ, %, до **V** =19,91 % для ψ, %).

Наиболее структурно чувствительная величина KCV^{-60} по среднему показателю (KCV^{60}=241,56 кДж/м^2, таблица 4.31) удовлетворяет требованиям ГОСТ 32400. Вместе с тем, 48 % плавок показали значения KCV^{-60} ниже 200 кДж/м^2 (рис. 4.18), что недопустимо с 2016 года.

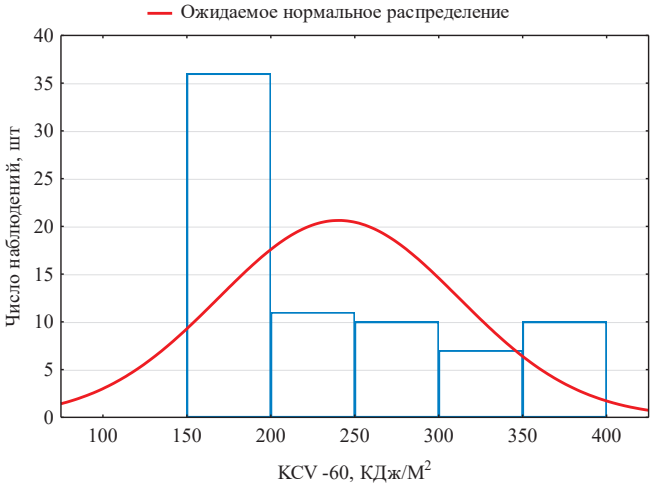


Рисунок 4.18 – Гистограмма ударной вязкости с острым надрезом

Как видно, распределение значений KCV^{-60} далеко от нормального, и преобладает тенденция к большому содержанию значений ниже требований ГОСТ 32400.

Поэтому основной задачей дальнейших исследований являлось повышение и стабилизация показателей ударной вязкости с острым надрезом при отрицательных температурах.

Для поиска путей повышения KCV^{-60} целесообразно изучить микроструктуру сталей плавок, которые имели показатели ниже 200 кДж/м^2, так как KCV^{-60} является наиболее структурно чувствительной величиной. Исследованию подвергались микрошлифы, изготовленные из остатков ударных образцов без предварительного травления. Микроструктуры стали представлены на рис. 4.19–4.23.

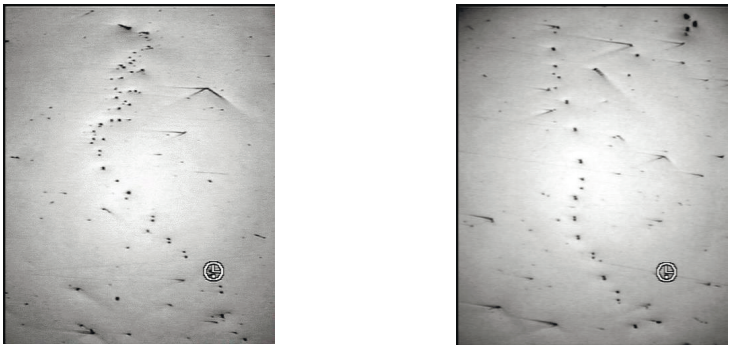


Рисунок 4.19 – Включения оксидов

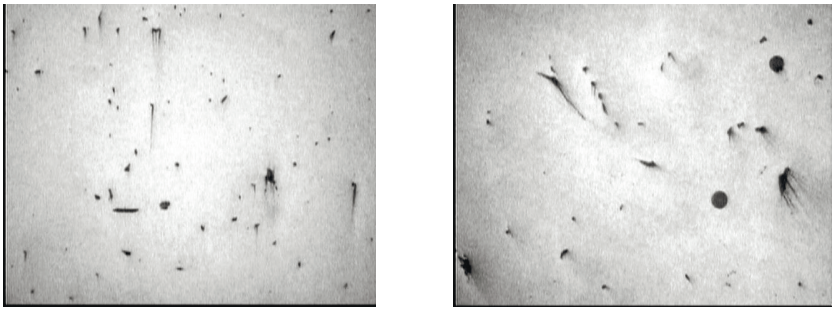
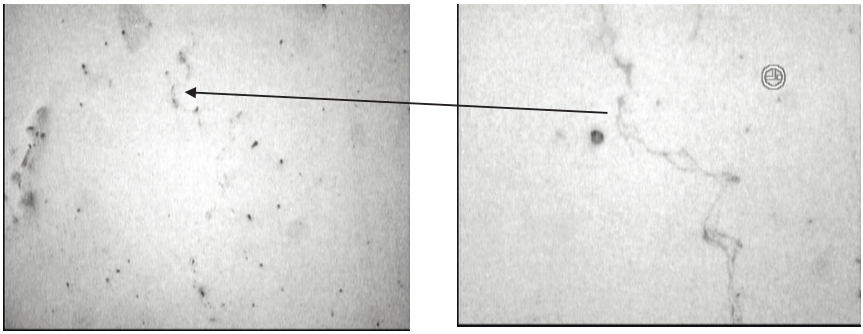
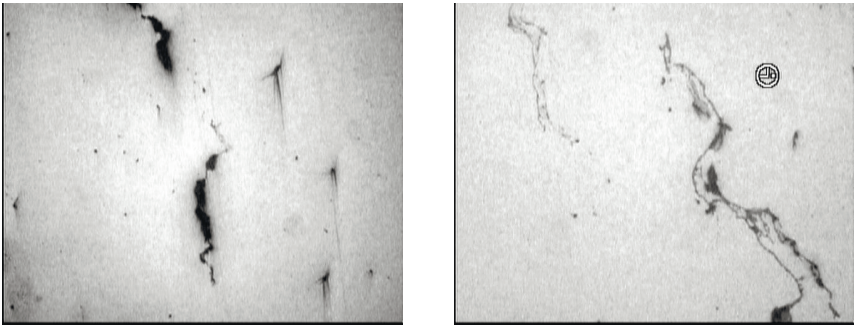


Рисунок 4.21 – Включения оксисульфидов остроугольной и глобулярной формы, увеличение в 100 раз



а) б)

Рисунок 4.22 – Плены из сульфидной фазы:
а – увеличение в 100 раз, б – увеличение в 300 раз



а) б)

Рисунок 4.23 – Микротрещины в металле, вызванные пленами сульфидов:
а – увеличение в 100 раз, б – увеличение в 300 раз

Как видно из представленных рисунков, на микрошлифах образцов в центральной их части наблюдаются строчки оксидов кристаллической формы (рис. 4.20), что подтверждает необходимость повышения эффективности диффузионного раскисления стали. Для проведения этого процесса на заводе применяли рафинирующую смесь которая готовилась сталеварами и имела в своем составе ферросилиций ФС75 фракцией до 3,2 мм, коксовую мелочь с размерами кусков до 10 мм и алюминий фракцией до 10 мм. Такой фракционный состав смеси не позволял обеспечить равномерное распределение материалов в ее составе при перемешивании и, как следствие, во время рафинирования шлака компоненты смеси реагировали не одновременно и не равномерно по всему объему шлака, что являлось существенным недостатком смеси. Расход смеси составлял 4,12 кг на 1 т жидкой стали.

Дальнейшее изучение микроструктур показало, что по всей площади микрошлифа присутствовали включения в виде оксисульфидов остроугольной и глобулярной формы и сульфидов второго типа, в основном расположенных по границам зерен (рис. 4.21). Местами обнаруживали выделения сульфидной фазы в виде пленок (рис. 4.22), а также выявлены внутренние микротрещины в металле (рис. 4.23), которые провоцируются прослойками неметаллической фазы в виде сульфидов. Таким образом, выявлено вредное влияние серы. Необходимо принимать меры, обеспечивающие уменьшение содержание ее в стали [263], что также требует совершенствования диффузионного раскисления металла.

Таким образом, изучение микроструктур позволило сделать вывод, что для повышения KCV^{-60} необходимо уменьшение содержания серы и кислорода в металле. Поэтому совершенствовали диффузионное раскисление стали. Для этого применили раскислитель диффузионный РДА, эффективность которого теоретически доказана в главе 3.

Для определения рациональной присадки РДА провели ряд экспериментов. Выбрали способ с наименьшей трудоемкостью определения эффективности раскисления по цвету шлака, который является индикатором качества металла. Завалки в печи делали по 7,5 тонны. После скачивания окислительного шлака наводили новый высокоосновный шлак (В>2). Отдавали в печь 300 кг извести и 30 кг плавикового шпата. Брали шлак на анализ и визуально определяли качество. После наведения шлака он был черным, что свидетельствовало о высоком содержании FeO (рис. 4.24а). Затем начинали присаживать РДА порциями по 6 кг (2 пакета). После подачи РДА его компоненты мгновенно расплавлялись и расходились по поверхности шлака. Начиналось интенсивное раскисление и разжижение шлака, сопровождающееся его вспениванием и экранизацией дуг, о чем свидетельствовала стабилизация их горения. Работа дуг характеризовалось равномерным и тихим гудением. Процесс длился 4 минуты. По окончании реакции

раскисления брали шлак на визуальный и химический анализ, брали пробу металла на определение концентрации серы в расплаве. Затем отдавали очередные 6 кг (2 пакета) раскислителя. После отдачи каждой очередной порции раскислителя шлак светлел. Перед началом раскисления шлак был черного цвета (рис. 4.24а). После присадки 6 кг РДА шлак приобрел коричневую окраску (рис. 4.24б). Когда на шлак присадили 12 кг РДА, после окончания реакции он существенно посветлел и после остывания рассыпался в серый порошок (рис. 4.24в). После присадки 18 кг шлак окончательно побелел и после остывания превратился в белый порошок (рис. 4.24г). Дальнейшая присадка РДА до 24 кг не принесла существенных изменений. Шлак оставался таким же белым (рис. 4.24г). Таким образом установили рациональную присадку РДА, равную 18 кг (6 пакетов на одну плавку) или 2,4 кг на одну тонну жидкой стали. После окончания присадок РДА и реакций раскисления визуально шлак был жидкоподвижным и реакционноспособным. Пробы шлака одной из плавок (№ 8/1048) приведены на рисунке 4.24 и в таблице 4.32.



а) б) в) г)

Рис. 4.24 – Шлаки различной степени раскисленности:
а – шлак до раскисления РДА; б – шлак после раскисления 6 кг РДА; в – шлак после раскисления 12 кг РДА; г – шлак после раскисления 18 и 24 кг РДА

Таблица 4.32 – Состав шлаков плавки 8/1048

№ пробы	Компонентный состав шлаков, %							Концентрация серы в расплаве, %
	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	Осн.	
До обработки РДА	4,3	22,9	1,7	49,2	6,3	12,1	2,36	0,031
Обработка 6 кг РДА	1,8	25,1	1,7	52,3	6,3	4,8	2,1	0,021
Обработка 12 кг РДА	0,8	25,3	1,9	54,3	6,1	2,2	2,14	0,013
Обработка 18 кг РДА	0,4	26,1	2,2	56,7	5,3	1,1	2,37	0,0079
Обработка 24 кг РДА	0,4	26,3	2,3	56,8	6,3	1,0	2,15	0,0076

Как видно из таблицы 4.32, шлак до обработки РДА содержал большое количество FeO (4,3 %) и MnO (12,1 %), что и обусловило черный цвет шлака (рис. 4.24а). После обработки шлака РДА содержание FeO и MnO в шлаке начало резко снижаться, что свидетельствует о высокой эффективности РДА. Как видно из данных таблицы 4.32, концентрации FeO и MnO в шлаке в конечном итоге снизились на 90,9 и 91,3 % соответственно, что ведет к экономии марганецсодержащих ферросплавов. Кроме того, снижение концентрации FeO в шлаках положительно сказалось на процессе десульфурации расплава по реакции (3.24) [240]. Известно, что для успешной десульфурации стали по реакции (3.24) необходимы высокие основность, жидкоподвижность и реакционная способность шлаков, а также высокая температура процесса и низкая концентрация FeO в шлаке [240]. Все эти условия создало применение РДА в качестве диффузионного раскислителя. Это хорошо демонстрирует динамика снижения серы после возрастающих присадок РДА на шлак. Концентрация серы в расплаве в конечном итоге снизилась на 75 %.

Химический состав и механические свойства стали соответствовали требованиям НТД (таблица 4.33, 4.34). KCV^{60} превысило требуемый по ГОСТ уровень на 43,8 %.

Таблица 4.33 – Химический состав стали

Замер	Химический состав, % по массе										
	C	Mn	Si	V	Al	S	P	Cr	Ni	Cu	Ca
Окончательн.	0,217	1,393	0,39	0,07	0,028	0,008	0,017	0,103	0,096	0,164	0,0029

Таблица 4.34 – Механические свойства стали

№ пп	Наименование механических свойств		Значение по ГОСТ32400-2013, не менее	Фактические значения
1	$\sigma_в$	МПа	510	560
2	$\sigma_т$	МПа	343	385
3	δ	%	18	22,5
4	Ψ	%	30	41
5	KCV $^{-60°}$	кДж/м^2	200	356

Затем на различных печах провели пять экспериментальных плавок с использованием рационального количества диффузионного раскислителя РДА равного 18 кг (6 пакетов). Раскисление шлака РДА производили после наведения высокоосновного шлака. Раскислитель отдавали на шлак порционно по 6 кг (2 пакета). Каждые последующие порции отдавали после прекращения реакции от предыдущей подачи. После окончания раскисления шлаки были жидкоподвижные и после остывания рассыпались в белый порошок, что свидетельствовало об эффективно проведенном раскислении. Химический состав и механические свойства экспериментальных плавок приведены в таблицах 4.35, 4.36.

Таблица 4.35 – Химический состав сталей

№ плавки	C	Mn	Si	V	Al	S	P	Cr	Ni	Cu	Ca
8-309	0,2	1,11	0,31	0,065	0,026	0,0102	0,021	0,1	0,11	0,12	0,0012
10-338	0,20	1,17	0,39	0,062	0,033	0,0098	0,0142	0,093	0,088	0,115	0,0021
9-160	0,18	1,25	0,4	0,054	0,037	0,0101	0,014	0,06	0,08	0,110,	0,0012
8-3085	0,18	1,25	0,43	0,062	0,033	0,009	0,011	0,07	0,1	0,12	0,003
10-336	0,20	1,25	0,34	0,0724	0,0314	0,0125	0,0182	0,211	0,084	0,101	0,0014
Среднее значение	**0,19**	**1,20**	**0,37**	0,063	**0,032**	**0,0103**	**0,0157**	**0,107**	**0,092**	**0,091**	**0,0018**

Таблица 4.36 – Механические свойства экспериментальных плавок

№ плавки	$\sigma_в$, МПА	$\sigma_т$, МПа	δ, %	Ψ, %	KCV^{-60}, кДж/м^2
8-309	510	345	24,5	47	313, 375
10-338	520	345	26	50	250, 313
9-160	510	350	27	48	350, 400
8-3085	520	345	29	54	380, 443
10-336	540	355	26	49	342, 253
Среднее значение	520	348	26,5	49,6	**327, 356**

Как видно из данных таблиц 4.31, 4.35, среднее значение концентрации серы в расплаве снизились с 0,0141 до 0,0103 %, то есть на 27,9 %.

Соответственно, это сказалось и на механических свойствах стали. При новой технологии среднее значение KCV^{-60} выросло с 241,56 до 327,4 кДж/м^2, то есть на 26 %. Результаты свидетельствуют об эффективности действия нового

материала, что подтвердило теоретические предпосылки и позволило внедрить его в производство.

4.3 Подтверждение эффективности раннего наведения шлака, диффузионного раскисления и внепечной обработки стали дисперсными смесями при производстве отливок из 110Г13Л методом переплава

4.3.1 При производстве ответственных железнодорожных отливок «крестовины железнодорожные»

В АО «Керченский металлургический завод» (КМЗ) производят особо ответственные железнодорожные отливки – крестовины железнодорожные по ГОСТ 7370 [240]. Химический состав стали в соответствии с ГОСТ 7370 представлен в таблице 4.37.

Таблица 4.37 – Содержание элементов в стали 110Г13Л

Содержание элементов, % по массе				
C	Mn	Si	P	S
			не более	
1,0–1,3	11,5–16,5	0,3–0,9	0,09	0,02

σ_B и KC^{+20} по ГОСТ 7370 не могут быть ниже минимальных требований, указанных в таблице 4.38. Группу металла определяют по низшему из показателей механических свойств. В микроструктуре отливок должен присутствовать аустенит без карбидов.

Таблица 4.38 – Механические свойства отливок из стали 110Г13Л

Показатель	Показатели механических свойств для группы стали		
	1	2	3
σ_B Н/мм (кгс/мм)	Более 883 (90)	Более 785 (80) до 883 (90) включительно	Более 687 (70) до 785 (80) включительно
σ_T, Н/мм (кгс/мм), не менее	353 (36)	353 (36)	353 (36)
δ, %	Более 30	Более 25 до 30 включительно	Более 16 до 25 включительно
ψ, %	Более 27	Более 22 до 27 включительно	Более 16 до 22 включительно
KCU^{+20}, Дж/см(кгс·м/см)	Более 245 (25,0)	Более 196 (20) до 245 (25) включительно	Более 167 (17) до 196 (20) включительно

Как видно из данных таблицы 4.38, механические свойства стали высоки даже для отливок третьей группы качества. Получить такие механические свойства с использованием метода переплава на КМЗ не удавалось. Для их обеспечения КМЗ производил литье из стали 110Г13Л с использованием метода окисления. Это привело к накоплению большого количества собственного возврата и лома Б22 на предприятии.

Снижение себестоимости продукции и одновременное повышение механических и эксплуатационных свойств отливок из стали 110Г13Л стало актуальной задачей в связи с возрастающей конкуренцией за рынки сбыта продукции. Эту задачу на КМЗ при выплавке стали 110Г13Л можно решить использованием наиболее экономичного метода переплава.

При плавке отходов методом переплава стали 110Г13Л в шихте на заводе использовали амортизационный лом этой марки стали (зубья экскаваторов, стрелочные переводы, траки и др.), но чаще всего использовали собственный возврат, а именно: брак литья, прибыли, литники, сливы, скрап и т. п. Восстановительный период проводили под шлаком периода плавления. На КМЗ для восстановления оксидов марганца и железа на шлак присаживали известь, плавиковый шпат, коксик и ферросилиций ФС65 в количестве 8 кг/т годного. Получение требуемого суммарного содержания закиси марганца и закиси железа (<5 %) в предвыпускном шлаке осуществляли увеличением продолжительности восстановительного периода плавки и повышением интенсивности обработки шлака раскислительной смесью. Но это чаще всего не обеспечивало требуемого восстановления марганца и железа из шлака. В результате снижался уровень механических свойств, который не соответствовал требованиям ГОСТ 7370, снижалась жидкотекучесть стали, что увеличивало количество брака по причинам «горячая трещина» и «спай» при одновременном увеличении затрат на производство. Поэтому метод переплава на заводе практически не использовали.

Провели работы по повышению эффективности рафинирования металла стали, выплавляемых методом переплава для обеспечения механических свойств в соответствии с требованиями ГОСТ 7370. В ходе работы решали также задачи снижения угара марганца, повышения эффективности диффузионного раскисления стали, экономии электроэнергии и дорогостоящих материалов.

Для решения задачи применили три направления совершенствования выплавки стали методом переплава, эффективность которых освещена в главе 3 [265].

Плавка № 1200032 от 21.01.2020.

Существенным недостатком при плавке стали на шихте из легированного лома и собственного возврата является высокий угар марганца, что резко снижало экономичность метода переплава.

Поэтому первое направление совершенствования технологического процесса метода переплава заключалось в организации раннего наведения шлака во время плавления шихты, что обеспечивало снижение угара марганца, уменьшение времени плавления материалов и экономию электроэнергии.

Использовали шихту, состоящую из брака отливок, сливов, скрапа, литников и высечки механического цеха из стали 110Г13Л, кроме того, в шихту добавляли 6 % собственного возврата стали 35Л. Вес металлозавалки составлял 3100 кг. На подину было подано 120 кг известняка (40 кг/т жидкого). Сверху, равномерно распределив по поверхности известняка, загрузили флюс разжижитель шлака (РШ) в количестве 15 кг (5 пакетов) из расчета 5 кг/т жидкого для раннего наведения шлака, ускорения тем самым плавления шихты, снижения угара марганца. Затем загрузили шихту в количестве 3100 кг. Состав шихты приведен в таблице 4.39.

Таблица 4.39 – Состав шихты

№ пп	Наименование	Количество, кг
1	Лом стали 110Г13Л	1000
2	Высечка ЦСП	300
3	Собственный возврат	200
4	Сливы	1600
Итого:		3100

Рассчитали количество марганца, внесенного шихтой:

$К_{Mn}$=(1000·13 %)+(300·0,8 %)+(200·14 %)+(1600·14 %)=

=100+2,4+28=224 =354,4 кг, или 11,43 %.

Плавление шихты шло в штатном режиме. Однако уже через десять минут после начала плавления электрические дуги начинали гореть более устойчиво, монотонно и тихо, что свидетельствовало о том, что в колодцах, прорезаемых электродами, появлялся шлак. Он заполнял колодцы на 10 минут раньше, чем в рядовых плавках. Наведенный шлак экранировал дуги в колодцах. Экранирование дуг в колодцах жидкоподвижным шлаком способствовало ускоренному нагреванию шлака и металла, снижению тепловых потерь и, соответственно, уменьшению времени плавления шихты и экономии электроэнергии. Время расплавления шихты уменьшилось на 10 минут по сравнению с рядовыми плавками. Кроме того, немаловажно, что после заполнения шлаком колодцев прекращался контакт плавящейся шихты с кислородом воздуха, что снижало угар марганца и других элементов в стали. Динамика изменения химических составов металла и шлаков в различные периоды плавки приведены в таблицах 4.40, 4.41

Таблица 4.40 – Химический состав металла по ходу плавки

Период плавки	Химический состав, % по массе								
	C	Si	Mn	P	S	Al	Cr	Ni	V
По расплаву	1,071	0,41	10,78	0,0389	0,0034	0,1373	0,0831	0,0373	0,002
После раскисления и доводки	1,067	0,33	13,95	0,0396	0,0036	0,0,2026	0,0915	0,0376	0,0185
Ковшовая	1,128	0,45	14,46	0,04	0,0037	0,016	0, 961	0,039	0,002

Таблица 4.41 – Химический состав шлаков по ходу плавки

№ пробы	Наименование	Химический состав, % по массе						Основность, B
		MnO	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	
1	после расплавления	14,43	4,89	19,45	15,38	34,05	5,26	2,02
2	после диффузионного раскисления РДА	5,17	0,99	18,38	13,35	37,84	5,22	2,34
3	после ковшевой обработки РСУ	4,03	0,31	19,34	9,83	37,26	6,59	2,26

Как видно, во время плавления шихты происходил угар марганца и железа. В результате шлак после расплавления был черного цвета, так как отличался высоким содержанием FeO (4,89 %) и MnO (14,43 %). Такие шлаки требуют интенсивного диффузионного раскисления.



Рисунок 4.25 – Шлак после расплавления

Вместе с тем, следует отметить, что присадка РШ в завалку и раннее наведение шлака уменьшили угар элементов. Количество марганца, внесенного шихтой, равнялось 11,43 %. Как следует из данных таблицы 4.40, концентрация марганца в расплаве после расплавления шихты достигла 10,78 %. То есть угар марганца составил 0,65 %. Это предопределило относительно невысокое содержание MnO в шлаке, равное 14,43 % (таблица 4.41). Как показывает практика, без применения РШ угар марганца значительно выше, а соответственно, и количество

MnO в шлаке увеличивается до 28–35 % [133, 267], что существенно усложняет задачу восстановительного периода плавки и, в конечном итоге, получения качественной стали методом переплава. Следует отметить, что шлак по расплавлению получился жидкоподвижный и реакционноспособный за счет внесения в него соединений натрия, калия и Al_2O_3 присутствующих в РШ, что облегчило проведение восстановительного периода плавки.

На качество металла решающее влияние оказывает восстановительный период плавки. Велико влияние шлаков на конечный результат плавки. Они должны быть высокоосновными и рассыпающимися в белый порошок с содержанием в сумме FeO и MnO $\leq$ 5 %. Чем меньше оксидов железа и марганца в шлаке, тем меньше их будет и в металле. Поэтому второе направление совершенствования технологии заключалось в более эффективном диффузионном раскислении стали [266]. Восстановительный период проводили под шлаком периода плавления. Взамен смеси Ф65, коксика и плавикового шпата используемых на заводе, применили раскислитель диффузионный алюмосодержащий (РДА). При использовании традиционной заводской смеси она ложилась на шлак локально и очень медленно расходилась. Для эффективного раскисления необходимо было вручную равномерно распределить ее по периметру печи. Расход смеси составлял 8 кг/т жидкого.

Перед диффузионным раскислением РДА на шлак отдали 110 кг известняка из расчета 35 кг/т жидкого для поднятия его основности. После расплавления известняка начинали диффузионное раскисление. Рациональную присадку РДА определили экспериментально, для этого использовали методику, примененную и описанную в параграфе 4.2.2. Рациональной присадкой выбрали 18 кг (6 пакетов) или 6 кг на одну тонну жидкого. После раскисления РДА шлаки были жидкоподвижными, равномерно распределенными и реакционноспособными. После остывания они рассыпались в белый порошок (рис. 4.26), что свидетельствовало об удовлетворительной основности шлака (В=2,34) и резком уменьшении оксидов марганца (5,17 %) и железа (0,99 %) в шлаке, что подтверждается данными таблицы 4.41. Таким образом, РДА оказался достаточно технологичным раскислителем. В дальнейшем для диффузионного раскисления использовали определенное рациональное количество.

Вместе с тем концентрации оксида марганца и железа в шлаке необходимо уменьшить. Поэтому для гарантированного повышения механических свойств металла применили третье направление совершенствования технологического процесса – внепечную обработку расплава в ковше рафинирующей смесью универсальной (РСУ), обеспечивающую дальнейшее очищение металла от оксидов марганца железа и алюминия, а также сульфидов и других неметаллических включений [267].



Рисунок 4.26 – Шлак после диффузионного раскисления РДА

На дно ковша загружали 20 кг (2 мешка) рафинирующей смеси РСУ. Последняя образовала легкоплавкий, жидкоподвижный, высокоосновный шлак, активизировала восстановление марганца и железа из шлака и тем самым процесс рафинирования расплава от неметаллических включений и газов. Это подтверждено химическим составом шлака после внепечной обработки. Согласно данным таблицы 4.41 концентрации оксидов Mn и Fe в шлаке после внепечной обработки уменьшились до 4,03 и 0,31 %. Это положительно отразилось на микроструктуре и механических свойствах стали, которые приведены в таблице 4.42.

Таблица 4.42 – Механические свойства и микроструктура стали

№ пп	Предел текучести, кгс/мм^2	Временное сопротивление, кгс/ мм^2	Относительное удлинение, %	Относительное сужение, %	Ударный изгиб KCU, кгс·м/см^2	Микроструктура	Группа качества
1	43,8	94,3	48,3	35,6	28,2	Аустенит без карбидов	I

Химический состав плавок соответствовал требованиям ГОСТ 7370 (таблица 4.40). Микроструктура отвечала требованиям НТД на отливки. Механические свойства стали соответствовали требованиям первой группы качества, что подтверждает эффективность предложенной технологии.

По такой технологии провели еще 4 плавки.

В процессе экспериментов установлено [271]:

– раннее наведение шлака с использованием РШ из расчета 5 кг на тонну шихты позволило уменьшить время плавления шихты от 9 до 15 минут. Обеспечить угар марганца во время плавления от 0,6 до 0,95 %. Концентрации MnO в шлаках от 14 до 18 % и FeO от 0,9 до 1,2 %;

– использование РДА во время диффузионного раскисления в количестве 6 кг на тонну жидкого позволило эффективно раскислить шлак. Шлаки имели

основность больше 2 и рассыпались в белый порошок. Концентрации MnO в шлаках достигли от 4,5 до 6 % и FeO от 0,9 до 1,2 %;

– использование РСУ для внепечной обработки расплава в количестве 5 кг на тонну жидкого позволило снизить концентрации MnO в шлаках от 4 до 5 % и FeO от 0,35 до 0,45 %;

– кроме того, выявлено преимущества смесей РША, РДА и РСУ, заключающееся в том, что они фасуются в пакеты по 3 и 10 кг, что облегчает точность дозирования и контроль за рациональным расходованием материала.

Механические свойства и микроструктуры плавок приведены в таблице 4.43.

Таблица 4.43 – Качественные показатели плавок стали

№ плавки	$\sigma_т$ кгс/мм^2	$\sigma_в$ кгс/ мм^2	δ, %	ψ, %	KCU, кгс·м/см^2	Группа качества
1	46,3	91,3	48,2	32,4	26,1	I
2	43,6	83,1	36,6	26,5	22,2	II
3	42,7	95,4	49,1	35,6	27,3	I
4	40,8	84,4	36,1	28,5	24,2	II

Как видно из данных таблицы, разработанная технология обеспечивает требуемую микроструктуру и высокие механические свойства, отвечающие требованиям 1 и 2 групп, не уступающие механическим свойствам стали, выплавляемых с окислением, что подтвердило справедливость теоретических предпосылок, изложенных в главе 3, и дало возможность внедрить разработанную технологию в производство. Очень важно, что новая технология выплавки марганцовистой стали наряду с повышением качества металла, выплавленного методом переплава, позволяет резко уменьшить себестоимость отливок, и получить годовой экономический эффект свыше 48 млн рублей [271].

4.3.2 Экспериментальное подтверждение преимуществ РШ, РДА и РСУ перед широко применяемым модификатором L-Cast® 5,3

В сталелитейном цехе ПАО «Михайловский ГОК» изготавливают отливки конусов дробилок, футеровочных плит мельниц, зубьев ковшей экскаваторов и другие отливки из стали 110Г13Л. Химические составы сталей приведены в таблицах 2.3–2.4. Стали выплавляются в электродуговых печах ДСП 6.

До внедрения новых раскислительных и рафинирующих смесей при выплавке стали методом переплава изготавливали отливки 1 группы качества. При этом в процессе плавки большое внимание уделяли рафинированию металла. Во время плавления загрязненной шихты для рафинирования металла применяли

модификатор L-Cast® 5,3. Для этого на подину подавали известь из расчета 20 кг на тонну шихты совместно с модификатором L-Cast® 5,3 в количестве 5 кг/т. Известняк и модификатор равномерно распределяли по поду печи. Фракционный состав L-Cast® 5,3 составлял от 2 до 50 мм.

Во время восстановительного периода проводили диффузионное раскисление стали путем присадки в несколько приемов раскислительной смеси, состоящей из дробленного кокса или боя электродов и дробленного ферросилиция ФС45 в соотношении 2:1 по объему в количестве 6 кг на 1 т жидкого расплава. При использовании смеси она ложилась на шлак локально и медленно расходилась. Для эффективного раскисления необходимо было вручную равномерно распределить смесь по периметру печи. Шлак при этом вспенивался локально, реакции восстановления протекали замедленно. Много тепла дуг расходовалось нерационально. За 10–15 минут до выпуска плавки производили рафинирование металла в печи модификатором L-Cast® 5,3, который отдавали на шлак в количестве 4 кг на 1 т жидкой стали. L-Cast® 5,3 подавали после достижения удовлетворительной раскисленности металла. Массовая доля оксида железа в шлаке перед отдачей модификатора согласно НТД завода должна быть не более 1,5 %, а закиси марганца – не более 9,0 %. Основность шлака (В) должна быть > 1. И, наконец, окончательное раскисление стали производили модификатором L-Cast® 720Z в количестве 3 кг на 1 т жидкой стали в ковше. Механизм действия L-Cast® 5,3 заключался в следующем. Введение в расплав барий-стронций-кальциевых карбонатов, содержащихся в L-Cast, сопровождалось интенсивным перемешиванием металла и шлака вследствие выделения пузырьков CO_2. Это усиливало эффект рафинирования сталей от газов и неметаллических включений, особенно сульфидов. L-Cast® 5,3 по информации производителей обладает и модифицирующим действием, за счет чего должны достигаться улучшения структуры и свойств стали.

В процессе исследований появилась возможность сравнить эффективность широко применяемого в литейном производстве модификатора L-Cast® с разработанными материалами, с помощью которых решали задачу совершенствования технологического процесса плавки стали 110Г13Л с целью повышения эффективности рафинирования металла во время плавления и снижения угара марганца, повышения эффективности диффузионного раскисления стали, экономии электроэнергии и дорогостоящих материалов и, как следствие, снижения себестоимости стали, расширения номенклатуры литья, выплавляемой методом переплава [269].

Перед началом исследовательских работ произвели анализ показателей качества стали, выплавляемой по существующему технологическому процессу. Заводом представлены результаты 100 плавок. В цехе определяются химический

состав стали и, как дополнительный индикатор качества, основность шлака и концентрации SiO_2, CaO, MnO и FeO в нем.

Результаты статистической обработки качественных показателей выплавленных сталей приведены в таблице 4.43.

Таблица 4.43 – Результаты статистической обработки качественных показателей стали

Показатели	Кол-во набл.	Среднее значение	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ст. кв. откл.	Коэф. вар., V, %
C, %	100	1,17610	0,97000	1,55000	0,0141	0,11881	10,10244
Si, %	100	0,58250	0,43000	0,84000	0,0069	0,08291	14,23287
Mn, %	100	12,62960	11,20000	13,54000	0,1473	0,38379	3,03881
Cr, %	100	0,33220	0,09000	0,96000	0,0291	0,17048	51,31881
Ni, %	100	0,12784	0,06000	0,36000	0,0032	0,05619	43,95444
P, %	100	0,04464	0,03100	0,06800	0,0001	0,01092	24,45785
S, %	100	0,00608	0,00200	0,01500	0,0000	0,00371	61,08048
Ti, %	100	0,02610	0,00300	0,23000	0,0005	0,02287	87,64343
Cu, %	100	0,13120	0,08000	0,29000	0,0008	0,02868	21,86302
Al, %	100	0,04457	0,01600	0,07900	0,0002	0,01341	28,81982
SiO2, %	100	35,78000	22,00000	48,60000	21,3846	4,62435	12,92441
CaO, %	100	30,67700	11,00000	58,30000	133,0852	11,53626	37,60556
MnO, %	100	3,93370	1,76000	7,50000	1,8020	1,34240	34,12552
FeO, %	100	0,900900	0,500000	2,600000	0,146738	0,383063	42,52008
Основность шлака	100	0,90572	0,27638	2,57965	0,2173	0,46611	51,46334

Как видно из данных таблицы 4.43, концентрации элементов C, Si, которые доводят сталевары расчетным путем, отличаются высокой стабильностью (V_C=10,1 %; V_{Si}=14,23 %). Особенно однородны концентрации марганца, основного определяющего элемента стали (V=3,03 %). Наглядно это хорошо видно на гистограмме, представленной на рис. 4.27.

Как видно, распределение марганца стремится к нормальному, что свидетельствует о высокой однородности содержаний марганца в сталях. Таким образом, вышесказанное свидетельствует об удовлетворительной технологической дисциплине на участке плавки. Концентрации остальных элементов менее стабильны, однако, они определяются качеством шихтовых материалов, которые в конечном итоге обеспечивают возможность выполнения требований нормативно-технической документации (НТД).

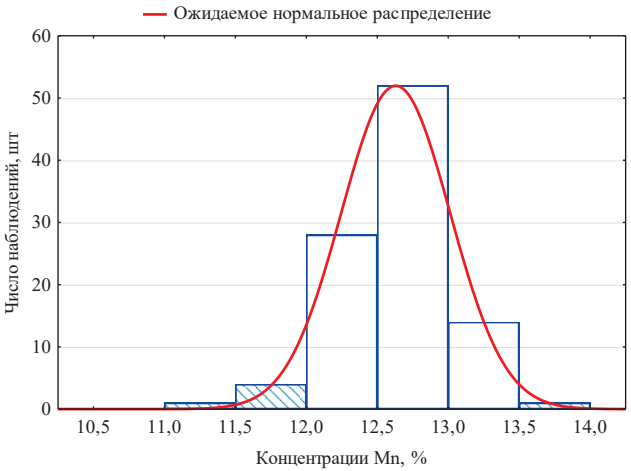


Рисунок 4.27 – Гистограмма концентраций марганца

На качество стали большое влияние оказывает раскисленность шлаков. Как видно из данных таблицы 4.43, концентрации MnO в конечных шлаках находятся в допустимых пределах, определяемых НТД завода (<9 %). Вместе с тем, сталевары не уделяют достаточного внимания основности шлака. Содержание CaO в шлаках колеблется в широких пределах (V=37,6 %) и наблюдается низкая основность шлаков, в среднем она составляет 0,90 % (таблица 4.62), более 70 % шлаков имеют основность (B<1, рис. 4.28).

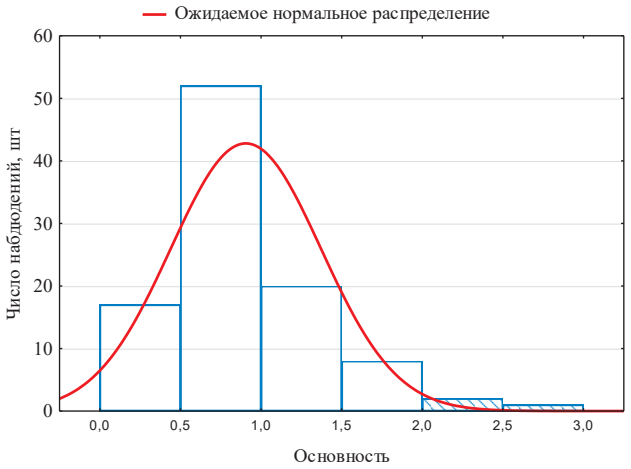


Рисунок 4.28 – Гистограмма основности шлаков

В результате содержания MnO и FeO в шлаках также неоднородны (V= 34,12 и 42,52 % соответственно), что снижает эффективность диффузионного раскисления стали, несмотря на то, что концентрации MnO в конечных шлаках находятся в допустимых пределах, определяемых НТД (рис. 4.29).

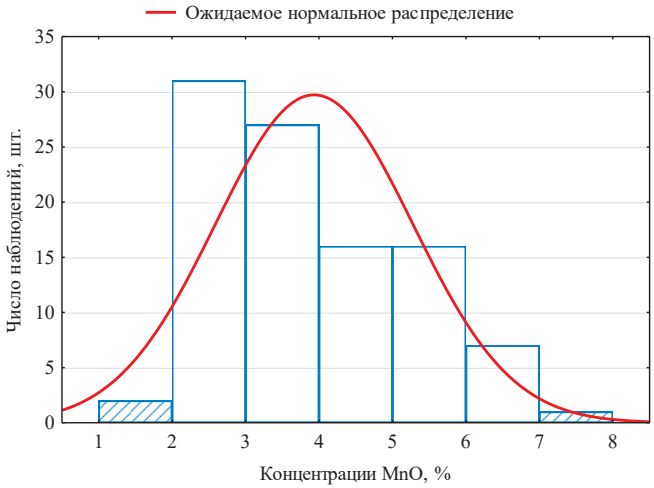


Рисунок 4.29 – Гистограмма концентраций MnO

В результате 23 % шлаков содержат концентрации MnO>5 %, в то время как исследователи рекомендуют выдерживать концентрации этого соединения < 5 % [268].

Произвели регрессионный анализ зависимости MnO от основности шлаков. Результаты приведены в таблице 4.44.

Таблица 4.44 – Итоги регрессионного анализа для зависимой переменной MnO от основности шлака

Наименование	Стандартная оценка коэффициента регрессии	Среднеквадратичное отклонение стандартной оценки	B – коэффициент регрессии при переменных	Среднеквадратичное отклонение стандартной оценки	t – критерий (98)	p-level уровень значимости коэффициента регрессии
Свободный член			3,601966	0,288408	12,48913	0,000000
B – основность шлака	0,04164	0,100928	0,116961	0,283433	0,41266	0,680757

Как видно из данных этой таблицы, коэффициент при переменной основности шлака незначим, так как уровень его значимости (0,68) существенно превышает общий принятый уровень значимости, равный 0,05, следовательно, модель в целом считается неприемлемой для принятия решений и прогнозов.

Таким образом, существенно повлиять на содержание закиси марганца в шлаке при основностях, преобладающих в анализируемых плавках, невозможно.

Содержания FeO в шлаках в среднем удовлетворяют требованиям НТД завода, однако 5 % показателей превышают допустимый предел. Еще 20 % концентраций превышают значения 1 % (рис. 4.30).

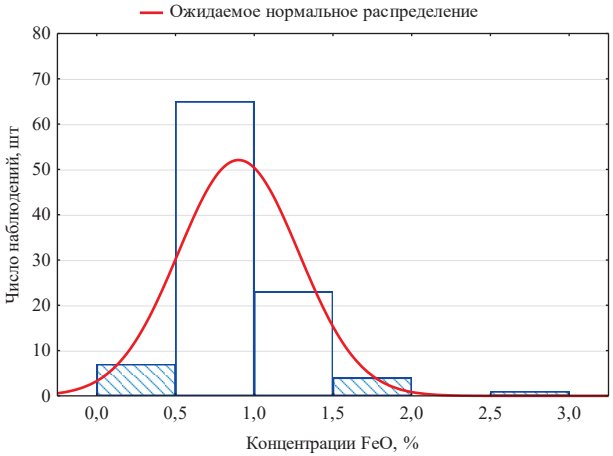


Рисунок 4.30 – Гистограмма концентраций FeO

Произвели регрессионный анализ зависимости концентраций FeO в шлаках от их основности. Результаты приведены в таблице 4.45.

Таблица 4.45 – Итоги регрессии для зависимой переменной FeO от основности шлака

Наименование	Стандартная оценка коэффициента регрессии	Среднеквадратичное отклонение стандартной оценки	B – коэффициент регрессии при переменных	Среднеквадратичное отклонение стандартной оценки	t – критерий	p-level уровень значимости коэффициента регрессии
Свободный член			1,132599	0,083454	13,57147	0,000000
B – основность шлака	-0,321992	0,095635	-0,276133	0,082015	-3,36687	0,001087

Вычисленный критерий Фишера равен 2,5, что больше табличного, равного 0,05. Следовательно, уравнение адекватно.

Уравнение регрессии имеет вид:

$$(FeO, \%)=-0,32-0,27B \qquad (4.1)$$

Регрессионный анализ показывает, что увеличение основности шлака способствует успешному удалению FeO, в отличие от MnO. Об этом свидетельствует значимость коэффициента регрессии при FeO уровень значимости которого равен 0,00108, что значительно ниже принятого равного 0,05. Это подтверждает и анализ остатков. Критерий Дарбина-Уотсона приближается к 2 (таблица 4.46).

Таблица 4.46 – Критерий Дарбина-Уотсона

Наименование	d – критерий Дарбина-Уотсона	Сериал. корр.
Оценка	1,786264	0,104944

Остатки стремятся к нормальному распределению (рис. 4.31).

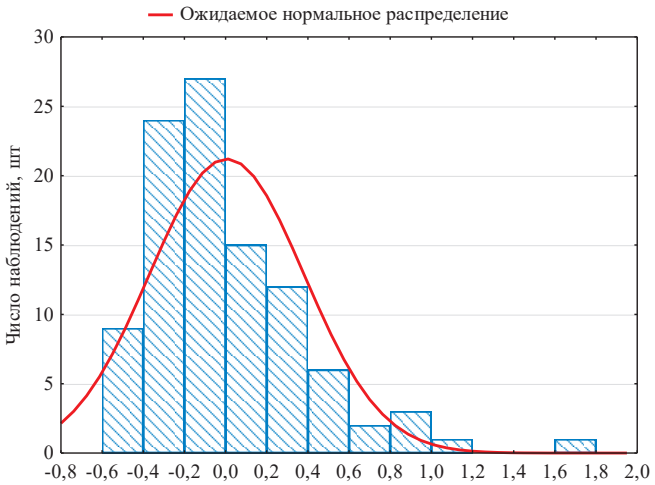


Рисунок 4.31 – Гистограмма остатков

Таким образом, для снижения оксидов железа в шлаке необходимо повышать основность шлаков. Для одновременного снижения оксидов железа и марганца в шлаке есть еще один путь – это повышение эффективности рафирования

и раскисления стали применением дисперсных модификаторов и раскислительных смесей, эффективность которых подтверждена теоретически в главе 3 и в предыдущих исследованиях параграфа 4.3.1.

С целью повышения эффективности рафинирования металла и снижения себестоимости стали взамен модификатора L-Cast ® 5,3 в завалке применили разжижитель шлака РШ в количестве 5 кг на одну тонну шихты. При диффузионном раскислении взамен смеси коксика и ФС45 (6 кг/т) и L-Cast ® 5,3 (4 кг/т), учитывая предыдущий опыт (параграф 4.3.1) применили диффузионный раскислитель алюмосодержащий (РДА) в количестве: 6 кг на 1т жидкой стали. И, наконец, при выпуске металла в ковш вместо L-Cast® 720Z присаживали РСУ.

Провели 109 экспериментальных плавок по предложенной технологии и произвели статистическую обработку результатов, которые представлены в таблице 4.47.

Таблица 4.47 – Результаты статистической обработки экспериментальных сталей

	Кол. набл.	Среднее	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, V, %.
C, %	109	1,15578	0,96000	1,40000	0,0144	0,11986	10,37010
Si, %	109	0,59835	0,42000	0,93000	0,0070	0,08347	13,95044
Mn, %	109	12,69367	11,66000	14,40000	0,1726	0,41544	3,27281
Cr, %	109	0,35434	0,09000	1,70000	0,0492	0,22191	62,62580
Ni, %	109	0,11202	0,07000	0,30000	0,0011	0,03319	29,62730
P, %	109	0,04037	0,02600	0,06000	0,0001	0,00944	23,38187
S, %	109	0,00641	0,00200	0,02300	0,0000	0,00449	70,03392
Ti, %	109	0,02609	0,01200	0,04500	0,0000	0,00707	27,09347
Cu, %	109	0,11862	0,07000	0,17000	0,0003	0,01766	14,88983
Al, %	109	0,04752	0,01300	0,09300	0,0002	0,01518	31,94664
SiO2, %	109	34,76604	22,00000	45,20000	21,4278	4,62902	13,31476
CaO, %	109	39,64245	23,30	59,00000	90,2291	9,4989	23,9615
MnO, %	109	3,42764	1,45000	5,0000	0,9607	0,9802	28,59811
FeO, %	109	0,60745	0,2000	1,00000	0,05590	0,23645	38,9261
Основность	109	1,19051	0,70270	2,67273	0,20711	0,45501	38,2204

Как видно из данных таблиц 4.43 и 4.47, химические составы рядовых и экспериментальных сталей сопоставимы. Средние концентрации элементов, которые обеспечивают сталевары, одинаково стабильны (V_C = 10,1–10,37 %; V_{Si} = 14,23–14,76 %; V = 3,9–3,38 %). Таким образом, вышесказанное подтвердило высокую профессиональную подготовку сталеваров и удовлетворительную технологическую дисциплину на участке плавки. Концентрации элементов, определяемых качеством шихтовых материалов, также близки друг к другу. В целом технологические процессы обеспечивают возможность выполнения требований НТД по химическому составу стали.

Восстановительный период плавки оказывает решающее значение на качество металла [308]. Велико влияние шлаков на конечный результат плавки [268]. Изменение технологии рафинирования, диффузионного раскисления и внепечной обработки положительно сказались на результатах раскисления и рафинирования [269].

При проведении экспериментальных плавок отмечено. В процессе расплавления шихты в прорезаемых «колодцах» под электродами из легкоплавкого флюса РШ и извести значительно быстрее формировался жидкоподвижный шлак. Это связано с высокой дисперсностью РШ и более благоприятным компонентным составом, что существенно уменьшило температуру плавления смеси по сравнению с L-Cast ® 5,3. Наведенный шлак экранировал дуги в прорезаемых в шихте колодцах, о чем свидетельствовало характерное гудение дуг. Экранирование дуг в колодцах жидкоподвижным шлаком способствовало снижению теплопотерь, быстрому нагреву шлака и металла и, соответственно, уменьшению времени плавления шихты и экономии электроэнергии. Время плавления в среднем уменьшилось на 10 минут. После расплавления получался жидкоподвижный шлак.

Использование преимуществ РДА во время диффузионного раскисления позволило снизить суммарное количество раскислителя с 10 до 6 кг/т, а также эффективно раскислить шлак и металл. РДА присаживали порционно в три приема по 9 кг (3 пакета). По окончании реакции от предыдущей подачи отдавали следующую порцию раскислительной смеси. После присадки РДА смесь мгновенно расходилась по поверхности шлака и происходило интенсивное раскисление и разжижение шлака, сопровождающееся его вспениванием, о чем свидетельствовала стабилизация горения дуг, которое характеризовало равномерное и тихое гудение. Вспенивание шлака и экранизация дуг позволили сократить время восстановительного периода на 10 минут.

Шлаки имели основность преимущественно выше 1 и рассыпались в белый порошок, что свидетельствовало о низких концентрациях MnO и FeO в шлаках. О более высокой раскисленности шлака, которая привела к снижению содержания кислорода в металле, свидетельствует увеличение концентрации остаточного алюминия в металле: 0,047 против 0,0044 %. Эффективное диффузионное раскисление и использование РСУ для внепечной обработки расплава в количестве 5 кг на тонну жидкого позволило увеличить основность шлаков с 0,90 до 1,19 %, или на 24 %, снизить концентрации MnO в шлаках в среднем от 3,93 до 3,42 %, то есть на 12,9 %, и FeO от 0,90 до 0,60 %, то есть на 33 %. Стабильнее стали и концентрации этих показателей в шлаках. Однородность содержания MnO в шлаках в среднем улучшилась с 34,12 до 28,53 %, FeO с 42,52 до 38,92 %, и основности шлаков с 51,46 до 38,22 %. Очень важно более резкое снижение

средней концентрации FeO в шлаке, так как концентрация FeO в шлаке имеет решающее значение. Это связано с тем, что оксид марганца растворяет в себе FeO и создает прочные конгломераты, которые при термообработке трудно растворяются и уходят с границ зерен. Чем меньше FeO в шлаке, тем тоньше границы зерен и выше механические свойства стали.

Этот вывод подтвердило изучение микроструктур и механических свойств сталей рядовой и экспериментальной плавок, которые проверяли на конкретной отливке 08.35505.29.00005У «Зуб ковша», изготавливаемой из стали 110Г13Л. На отливках предусмотрели специальные технологические приливы, из которых изготавливали образцы для изучения микроструктур и образцов для определения ударной вязкости. Для определения величины зерна стали использовали ГОСТ 5639-82. Распределение карбидов изучали с использованием ОСТ 23.1.165-86. Химический состав металла и шлаков экспериментальной и рядовой плавок выбирали близкими к средним значениям. Они приведены в таблице 4.48.

Таблица 4.48 – Химический состав и механические свойства стали

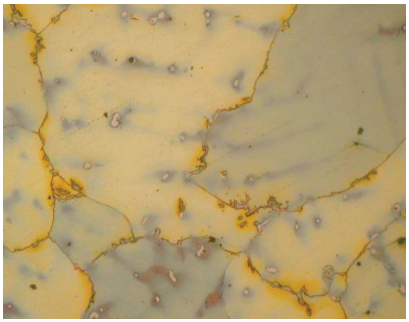
Плавка	Химический состав металла, % по массе							Компонентный состав шлака, % по массе				Основность шлака
	C	Mn	Si	P	S	Al	Cr	FeO	MnO	SiO_2	CaO	
Экспериментальная	1,15	12,7	0,57	0,039	0,006	0,045	0,36	0,59	3,34	33,8	40,56	1,2
Рядовая	1,18	12,3	0,52	0,042	0,006	0,042	0,35	0,99	4,01	34,8	35,14	1,01

Как видно из данных таблицы 4.48, химический состав рядовой и экспериментальной плавки близки друг к другу. Основность шлака экспериментальной плавки выше, чем у экспериментальной (B=1,01). Концентрации MnO и особенно FeO в экспериментальной плавке существенно ниже, чем в рядовой. Результаты изучения микроструктур и испытаний механических свойств приведены в таблице 4.49.

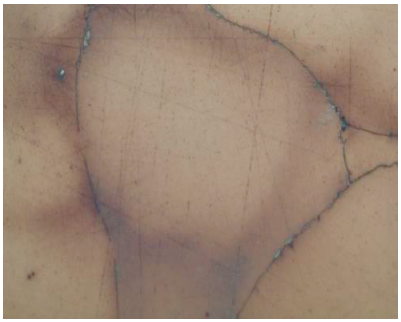
Таблица 4.49 – Результаты испытаний отливок «Зуб ковша»

Состояние отливки	Балл зерна аустенита ГОСТ 5639		Распределение карбидов ОСТ 23.1.165		KCU, ТО МДж/м^2
	Без ТО	ТО	Без ТО	ТО	
Обработанная L-Cast® 5,3	2	2	7–9	1–2	2,11
Раскисленная РДА	2	2	6–8	1–2	2,50

Микроструктура отливок рядовой плавки приведена на рис. 4.32.



а)

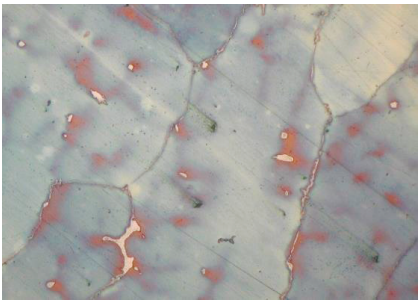


б)

Рисунок 4.32 – Микроструктура стали рядовой плавки:
а – без термической обработки, увеличение в 200 раз;
б – после термической обработки, увеличение в 500 раз

Как видно из рисунка 4.32, для микроструктуры рядовой плавки характерны выделившиеся сплошные цепочки мелких и крупных карбидов по границам зерен и в зернах аустенита (7–8 баллов). После термической обработки металл стал чище. Структура состоит из аустенита и незначительного количества мелких одиночных карбидов, не перешедших в твердый раствор внутри и по границам зерен (2 балла).

Микроструктура отливок экспериментальной плавки до и после термообработки изображена на рисунке 4.33.



а)



б)

Рисунок 4.33 – Микроструктура стали экспериментальной плавки:
а – без термической обработки, увеличение в 200 раз;
б – после термической обработки, увеличение в 500 раз

Как видно из рисунка, металл стал чище по включениям оксидов как до, так и после термической обработки. Для нетермообработанных отливок характерны выделившиеся разорванные цепочки мелких и крупных карбидов по границам зерен и в зернах аустенита (6–7 баллов, рисунок 4.33а), в микроструктуре отливок после термической обработки присутствуют только аустенит и мелкие одиночные карбиды в зернах (2 балла, рисунок 4.33б). Это сказалось и на уровне механических свойств (таблица 4.49). Ударная вязкость повысилась с 2,11 до 2,50 МДж/м^2, то есть на 15,6 %.

Таким образом, подтверждена высокая эффективность разработанных инновационных материалов по сравнению с традиционными L-Cast [270]. Расчеты показали, что ожидаемый экономический эффект от замены материалов составит свыше 3 миллионов рублей. На основании проведенных исследований технологический процесс был внедрен в производство.

В АО «Оскольский завод металлургического машиностроения» экспериментально подтвердили теоретические предпосылки эффективности инновационной технологии выплавки марганцовистой стали методом переплава. В технологическом процессе на первом этапе использовали флюс разжижитель шлака – РШ, который подавали на подину печи и равномерно распределяли по поверхности извести перед загрузкой металлозавалки в количестве 5 кг на тонну жидкого. Это способствовало раннему наведению шлака. В результате уменьшили период плавления шихты на 10 минут и обеспечили экономию электроэнергии, уменьшили угар марганца и железа во время плавления. По расплавлению получали жидкоподвижный шлак, а также экономили ферросплавы. На втором этапе во время диффузионного раскисления использовали РДА в количестве 4 кг на тонну жидкого. РДА оказался значительно эффективнее молотого ФС65 и дешевле последнего, не требовал подготовки к использованию и облегчал контроль за рациональным его расходованием.

На третьем этапе для ковшевой обработки использовали РСУ, в количестве 5 кг на тонну жидкого. Это позволило образующимся в процессе выпуска расплава каплям РСУ аккумулировать сульфиды и пленообразные оксиды, очищать металл, а также дегазировать его, повышая тем самым его механические свойства. Технология обеспечила снижение MnO в шлаке до 5 % и содержание FeO в шлаке меньше 1 %. В результате механические свойства стали экспериментальных плавок выросли. Особенно это касается пластических характеристик металла. Относительное удлинение увеличилось на 3,4 %, с 25,1 до 26 %, относительное сужение выросло на 7,8 %, с 26,1 до 28,3 %, а ударная вязкость увеличилась более существенно на 11,6 %, с 2595,8 до 2896,5 кДж/м^2. Это позволило внедрить технологический процесс в производство и расширить номенклатуру отливок, выплавляемых этим методом [265–267].

4.4 Подтверждение эффективности дисперсного модификатора при получении СЧ и ВЧ высоких марок стабильного качества для железнодорожных отливок ответственного назначения «клин фрикционный»

ОАО «Чебоксарский агрегатный завод» (ЧАЗ) освоило производство отливок «клин фрикционный» из серого чугуна марки СЧ30, предназначенных для тележек грузовых вагонов. Требования технических условий [299] для отливки из СЧ 30 приведены в таблице 4.50.

Таблица 4.50 – Механические свойства и химический состав чугуна для отливки «клин фрикционный»

Марка чугуна	Механические свойства		Химический состав, % по массе							
	σв, МПа,	НВ	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
						Не более				
СЧ 30	≥ 300	197–260	3.0–3,2	1,3–1,9	0,7–1,0	0,2	0,12	0,4	0,4	0,4

Кроме того, чугун фрикционных клиньев должен иметь перлитную металлическую матрицу. Присутствие цементита как структурной составляющей не допускается. Анализ конструкции отливки показывает, что наиболее тонкие стенки находятся внизу и вверху корпуса, однако практика производства позволила установить, что цементит в отливках возникает только в наклонной и в вертикальных стенках. Поэтому пробы на микроструктуру вырезали из указанных частей отливки.

Отливки производят в сталелитейном цехе. Плавки ведут в дуговой электропечи ДСП-6. Выпуск металла производят в раздаточный ковш емкостью 8 тонн. Заливка форм производят ковшом металлоемкостью 500 кг. При переливе чугуна из раздаточного ковша в разливочный производят модифицирование расплава ферросилицием ФС75 в количестве 0,5 % с целью исключения отбела на контролируемых поверхностях отливок. Практический опыт работы показал, что при отбеле на технологической пробе выше 10 мм в отливках появляется цементит. Расплав с таким отбелом не допускают к заливке форм. Вместе с тем, несмотря на жесткий контроль параметров заливки, в отдельных партиях отливок обнаруживали междендритный графит и до 10 % цементита.

Необходимо было принять меры по исключению данного вида брака. Для этого произвели статистический и регрессионный анализ качественных показателей чугуна [285, 287]. Результаты статистического анализа за время работы цеха в течение квартала приведены в таблице 4.51.

Таблица 4.51 – Результаты статистического анализа за квартал работы цеха

Изучаемые переменные		Основные статистические показатели					
		Среднее значение	Минимум	Максимум	Средне квадратичное отклонение, S	Дисперсия, S^2	Коэффициент вариации, V, %
t°C		1428,0	1360,0	1470,0	14,78	218,48	1,04
Отбел		8,253	5,0	13,0	1,63	2,65	19,76
Механические свойства	$\sigma_в$, МПа	302	208	383	28,1	791	9,32
	НВ	235,8	155,0	271,0	9,13	83,50	3,87
Химический состав, %	C	3,09	2,9	3,2	0,065	0,004	2,11
	Mn	0,82	0,3	1,0	0,074	0,005	9,07
	Si	1,81	1,580	2,090	0,09541	0,009	5,2
	Cr	0,13	0,100	0,260	0,02073	0,0004	14,91

Как видно из данных таблицы 4.51, химический состав чугуна достаточно однороден. Особенно это касается элементов, которые получают расчетным путем. Стабильна и температура заливки чугуна. Это говорит о высокой технологической дисциплине на участке плавки. Соответственно, механические свойства чугуна отвечают требованиям технических условий и достаточно стабильны. Вместе с тем склонность к отбелу расплава колеблется в широких пределах, что и приводит к появлению цементита в отливках. Поэтому основной задачей, вытекающей из предварительных расчетов, является снижение и стабилизация склонности чугуна к отбелу. При этом на достигнутом уровне должен сохраниться предел прочности при растяжении. Кроме того, должна остаться без изменения или быть несколько уменьшена твердость. Для решения этой задачи произвели регрессионный анализ зависимости отбела и механических свойств чугуна от химического состава и температуры.

Анализ показал [285, 287], что решить проблему исключения цементита в отливках изменением химического состава и температуры металла в условиях ОАО «ЧАЗ» невозможно. Решить задачу возможно только изменением технологии модифицирования. Вместо модификаторов на основе ферросилиция ФС75 целесообразно использовать более эффективный смесевой модификатор. В работе [298] приведены результаты лабораторных и промышленных исследований по разработке рационального состава смесевого модификатора на основе дисперсных УСМ и КСМ. Результаты показали, что наиболее эффективным является модификатор комплексный МК21, который превосходит по многим параметрам наиболее распространенные ФС75 и ФС60Ба4.

Исследования [298] показали, что в случае модифицирования расплава разработанным дисперсным смесевым модификатором МК21 в чугуне появляется

множество центров графитизации, которые создают идеальные условия для аномального зарождения графитной фазы в жидком чугуне, что в свою очередь способствует кристаллизации серого чугуна без отбела. Дисперсность модификатора предполагает седиментационную устойчивость его частиц в расплаве и равномерное их распределение в отливке, что подтверждено моделированием поведения частиц модификаторов в расплаве при заполнении им полости литейной формы. Технические решения, применяемые при разработке нового модификатора, легли в основу технических условий «Модификаторы комплексные» (ТУ 0826-003-47647304-2001), получен патент № 2373290 на изобретение «Модифицирующая смесь» [300]. Разработанные технические условия на модификаторы согласованы с РОСПОТРЕБНАДЗОРОМ (санитарно-гигиеническое заключение № 67.СО.1.082.П.0000328.03.04 от 03 апреля 2004 г.). Они зарегистрированы в Центре стандартизации и метрологии (каталожный лист продукции № 028/003167 от 09.09.2004 г.).

4.4.1 Опытно промышленное опробование смесевого модификатора на отливке «клин фрикционный»

Для обеспечения механических свойств для марки СЧ30 и исключения отбела в отливках были проведены опытные плавки чугуна СЧ30 с использованием МК21 [296]. Модификатор вводили на дно раздаточного ковша емкостью восемь тонн, после чего производили выпуск расплава из печи. В раздаточные ковши последовательно вводили модификатор МК21 в количествах 0,1; 0,2 и 0,3 % от емкости ковша. Температура разливки металла с раздаточного ковша колебалась от 1440 до 1470 ºС. Температура заливки форм составляла 1350–1390 ºС.

С каждой плавки заливались пробы для определения химического состава и механических свойств чугуна. Параллельно определялась склонность чугуна к отбелу путем заливки клиновых технологических проб. Пробы брались непосредственно из печи, из первого, восьмого и последнего разливочного ковшей, то есть в начале, середине и в конце заливки. Зависимость склонности отбела чугуна от количества вводимого модификатора и от времени разливки представлена в таблицах 4.52–4.53 и для наглядности на рис. 4.34.

Таблица 4.52 – Химический состав СЧ30, обработанного модификатором МК21 в раздаточном ковше

№ плавки	Химический состав, % по массе.							Сэ	Вводимое количество МК21, кг (%)
	C	Si	Mn	Cr	Cu	Ni	S		
8-1057	3,10	1,90	0,78	0,16	0,13	0,19	0,051	3,67	8 (0,1)
10-1233	3,18	1,74	0,80	0,14	0,1	0,1	0,060	3,7	16 (0, 2)
8-74	3,16	1,63	0,82	0,14	0,1	0,1	0,044	3,65	24 (0,3)

Таблица 4.53 – Результаты опытных работ по модифицированию СЧ30 МК21 в раздаточном ковше

№ плавки	Твердость, НВ	$\sigma_в$, МПа	Величина отбела на клине, мм				Температура выпуска, °С	Общее время разливки, минут	Количество введенного МК, кг (%)
			Печь	Начало разливки	Середина разливки	Конец разливки			
8-1057	223	285	20	12	10	10	1465	45	8 (0,1)
10-1233	219-229	302	18	11	8	8	1460	47	16 (0,2)
8-74	235	361	19	8	7	6	1470	65	24 (0,3)

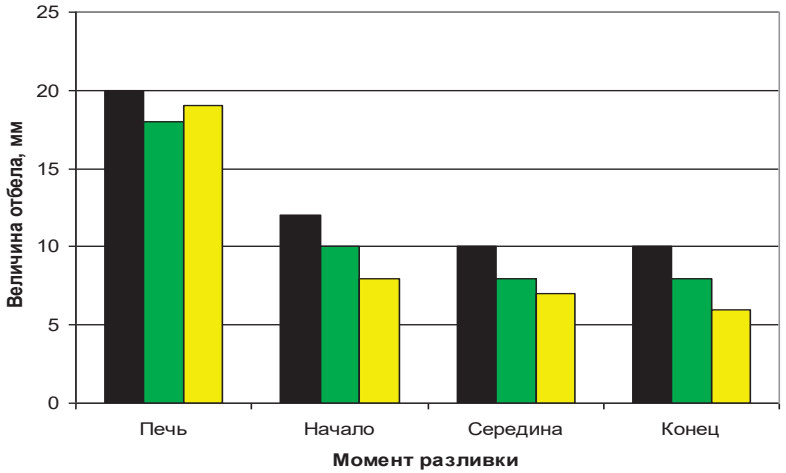


Рисунок 4.34 – Зависимость величины отбела чугуна от количества вводимого модификатора[1]

0,10 %; 0,20 %; 0,30 %

1. В печи чугун не модифицированный

Прежде всего следует отметить высокую живучесть модификатора. Время разливки расплава из восьмитонного ковша колебалось от 45 до 65 минут (таблица 4.72). Во всех случаях эффект модифицирования расплава МК21 сохранялся до конца разливки, что подтверждает высокую живучесть модификатора. Вместе с тем при модифицировании чугуна модификаторами в количестве 0,1 и 0,2 % от массы металла в начале разливки отбел на клине превышал допустимый уровень и равнялся 11 и 12 мм. В микроструктуре отливок наблюдался цементит Ц (4-2 и Ц 10) и неблагоприятное распределение графита ПГр4, 8 и 9 (таблица 4.54).

Таблица 4.54 – Микроструктура, механические свойства и твердость отливок, модифицированных МК21

№ плавки	Количество модификатора МК21, кг (%)	Стенка отливки	Микроструктура				Твердость, НВ	$\sigma_в$, МПа
			ПГф	ПГд	ПГр	Металлическая основа		
8-1057	8 (0,1)	Вертикальная	1-2	15-25	4, мест. 8	П – Ц10	285	293
		Наклонная	1-2	15-25	4, 8	П – Ц (4, 2)	262	
10-1233	16 (0,2)	Вертикальная	1-2	25-180	3, 9	П	235	322
		Наклонная	1-2	45-180, отд. 350	3	П	217	
8-74	24 (0,3)	Вертикальная	1	25-90	3	П	235	349
		Наклонная	1	45-90	3	П	229	

При вводе в ковш 0,3 % МК21 достигается стабильность и высокая эффективность модифицирования, которая держалась на всем протяжении заливки. Однако это высокий расход модификатора. Это связано с тем, что при заполнении ковша чугуном в расплав попадает некоторое количество шлака, который связывает модификатор и вызывает его неоправданные потери.

Для сокращения расхода МК21 опробовали эффективность модифицирования в разливочном ковше емкостью 500 кг [296, 297]. Для этого в ковш последовательно вводили ФС75 в количестве 0,5 % и возрастающие количества МК21 от 0,02 до 0,08 % (таблица 4.55).

Исследовали три плавки с различными величинами исходного отбела чугуна. Результаты модифицирования представлены в таблицах 4.56–4.58 и на рис. 4.35.

Таблица 4.55 – Количество вводимого модификатора в разливочный ковш

Марка модификатора	Количество вводимого модификатора, кг	Количество вводимого модификатора, %
ФС75	2,5	0,5
МК21	0,1	0,02
МК21	0,2	0,04
МК21	0,4	0,08

Таблица 4.56 – Химический состав плавок серого чугуна СЧ30 с применением МК21 в разливочном ковше

№ плавки	Химический состав, % по массе						
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	S
9-406	3,13	0,95	1,76	0,18	0,1	0,12	0,060
11-244	3,11	0,96	1,77	0,15	0,1	0,16	0,058
11-253	3,17	0,75	1,86	0,12	0,1	0,1	0,058

Таблица 4.57 – Результаты модифицирования чугуна СЧ30 модификатором МК21 в разливочном ковше

№ плавки	Модификатор.	Масса модификатора, кг (%)	Место отбора проб	Величина отбела, мм	Температура, °С	$\sigma_в$, МПа	Твердость, НВ
1	2	3	4	5	6	7	8
9-406	-	-	Печь	20	1470	-	-
	ФС75	0,5(0,1)	Ковш	10	1410	293	349
	МК21	0,1(0,02)	Ковш	10	1389	287	367
	МК21	0,2(0,04)	Ковш	9	1364	326	241
	Мк21	0,4(0,08)	Ковш	7	1331	349	241
11-244	-	-	Печь	16	1460	-	-
	Мк21	0,4(0,08)	Ковш	7	1400	303	235
	Мк21	0,1(0,02)	Ковш	10	1375	287	383
	Мк21	0,2(0,04)	Ковш	8	1351	302	225
	ФС75	0,5(0,1)	Ковш	10	1328	326	237
11-253	-	-	Печь	14	1458	-	-
	Мк21	0,2(0,04)	Ковш	7	1405	305	217
	МК21	0,1(0,02)	Ковш	8	1384	301	229
	ФС75	0,5(0,1)	Ковш	8	1369	310	235
	Мк21	0,4(0,08)	Ковш	6	1340	313	241

Таблица 4.58 – Микроструктура и механические свойства наклонных и вертикальных стенок отливок, модифицированных МК21 в разливочном ковше

№ плавки	Количество модификатора	Стенка отливки	Микроструктура					НВ	$\sigma_в$, МПа
			ПГф	ПГд	ПГр	ПД	Основа		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
9-406	МК21-400 г	Вертикальная	1-2	45-90	3	0,3-1,0	П	235	367
		Наклонная	1-2	45-90	3	0,3-1,4	П	235	355
9-406	МК21-200 г	Вертикальная	1-2	25-180	3	0,3-1,4	П	229	349
		Наклонная	1-2	45-180	3	0,3-1,4	П	235	343
9-406	МК21-100 г	Вертикальная	1-2	25-180, местами 15	4	0,5-1,4	П-Ц10	285	283
		Наклонная	1-2	25-180, местами 15	4	0,5-1,4	П-Ц4	262	293
9-406	ФС75-2,5 кг	Вертикальная	1-2	25-180, местами 15	4	0,5-1,4	П-Ц10	301	297
		Наклонная	1-2	25-180, местами 15	4	0,5-1,4	П-Ц2	275	295
11-253	МК21-400 г	Вертикальная	1-2	45-180, ед. 350	3	0,3-1,0	П	223	369
		Наклонная	1-2	45-180, ед. 350	3	0,3-1,4	П	235	355
11-253	МК21-200 г	Вертикальная	1-2	25-180	3	0,3-1,4	П	217	357
		Наклонная	1-2	45-180	3	0,3-1,4	П	235	355
11-253	МК21-100 г	Вертикальная	1-2	25-180, местами 15	3	0,5-1,4	П	217	283
		Наклонная	1-2	45-180	3	0,5-1,4	П	207	297
11-253	ФС75-2,5 кг	Вертикальная	1-2	25-180, местами 15	3	0,5-1,4	П	223	297
		Наклонная	1-2	45-180	3	0,5-1,4	П	207	185

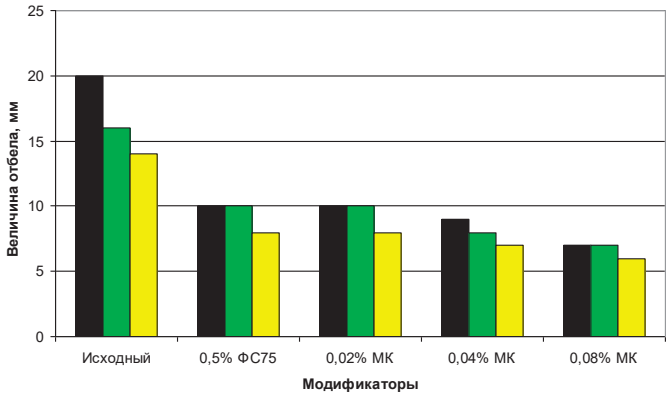


Рис. 4.35 – Зависимость отбела чугуна от количества вводимых модификаторов
плавка 9-406; плавка 11-244; плавка 11-253

На основании данных таблиц 4.76–4.77 лучше других зарекомендовала себя внепечная обработка СЧ30 в разливочном ковше модификатором МК21 в количестве 0,08 %. В данном случае механические свойства чугуна и микроструктуры отливок удовлетворяли требованиям НТД. На основании результатов исследований принято решение внедрить в производство отливки корпус фрикционный из чугуна марки СЧ30 модифицированием МК21 (ТУ 0826-003-47647304-2001) в ОАО «ЧАЗ».

4.4.2 Исследования по получению отливки «клин фрикционный» марки СЧ35

Сравнительные характеристики механических свойств и химического состав чугунов марок СЧ30 и СЧ35 согласно требованиям ТУ 3183-234-01124323 [299] – приведены в таблице 4.59.

Таблица 4.59 – Сравнительные характеристики механических свойств и химического состав чугунов марок СЧ30 и СЧ35

Марка чугуна	Механические свойства		Химический состав, % по массе							
	$\sigma_в$, МПа,	НВ	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
						Не более				
СЧ 30	≥ 300	197–260	3,0–3,2	1,3–1,9	0,7–1,0	0,2	0,12	0,4	0,4	0,4
СЧ35	**≥ 350**	**230–275**	**2,9–3,0**	**1,2–1,5**	**0,7–1,0**	**0,2**	**0,12**	**0,4**	**0,4**	**0,4**

Как видно из данных таблицы 4.59, в марке СЧ35 уменьшены концентрации углерода и кремния. Вместе с тем, согласно техническим условиям, отклонение от химического состава не является браковочным признаком при условии обеспечения механических свойств и микроструктуры чугуна. Микроструктура СЧ35 должна быть следующей:

Металлическая основа: П, П92; Пд0,3-Пд1,0.

Цементит: 0-Ц2; Цп-2000.

Графит: ПГф1-ПГф2; ПГд25-ПГд90; ПГр1-ПГр3; ПГ6-ПГ10.

Отливки фрикционных клиньев должны производить из модифицированного чугуна. Состав и количество модификаторов, а также технологию модифицирования предприятие изготовитель имеет право выбрать самостоятельно.

Как показали предыдущие исследования, марка СЧ35 модифицированием МК21 в количестве 0,08 % обычно не получалась. $\sigma_в$ достигала значений от 300 до 350 МПа, поэтому принято решение при модифицировании увеличить количество модификатора МК 21 и изменить химический состав чугуна, понизив углеродный эквивалент.

Плавку вели по действующей технологической инструкции. Выпуск осуществлялся в ковш емкостью 6 тонн, затем расплав переливался в разливочный ковш емкостью 500 кг, в котором и осуществлялось модифицирование различными количествами МК21. Металлоемкость форм составила 120 кг. Содержание углерода и кремния в исходном перед модифицированием чугуне уменьшили до 2,6 и до 1,21 % соответственно. Химический состав чугуна по ходу плавки приведен в таблице 4.60. Результаты модифицирования приведены в таблице 4.61.

Таблица 4.60 – Химический состав чугуна

Номер		марка металла	C	Mn	Si	Cr	Cu	Ni	S	P
плавки	пробы		%, по массе							
8/72	1	СЧ35	2,91	0,60	0,41	0,11	0,20	0,10	0,027	0,049
	2		2,82	0,89	0,75	0,11	0,38	0,10	0,026	0,047
	3		2,76	0,90	1,17	0,12	0,41	0,10	0,025	0,050
Окончательная			**2,63**	**0,85**	**1,21**	**0,14**	**0,39**	**0,12**	**0,018**	**0,053**

Таблица 4.61 – Результаты модифицирования

№ ковша	$t_з$, °С	Вид модификатора	Кол-во модификатора, кг (%)	Отбел, мм
1	1443	МК21	2,5 (0,5)	20
2	1415	МК21	3 (0,6)	14
3	1407	МК21	3,5 (0,7)	10

Микроструктура и механические свойства отливок должны соответствовать требованиям, приведенным в таблице 4.62.

Таблица 4.62 – Микроструктура и механические свойства чугуна

№ ковша	Отбел на пробе, мм	Механические свойства, $\sigma_в$, МПА	Микроструктура		
			Графит	Перлит	Цементит
1	18	370	наклонная стенка: ПГф (1–2), ПГд (45–180), ПГр (1,3,9), ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов до 8,8 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов до 18,9 мм
2	12		наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов на глубину до 6,1мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов до 15 мм
3	10		наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов до 1,2 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П(Ф0), ПД(0,5–1,4)	С углов до 2,4 мм

Из таблицы 4.62 видно, что механические свойства чугуна соответствуют техническим требованиям марки СЧ35, а микроструктуры образцов, вырезанных из отливок (таблица 4.62), не соответствуют ТУ 3183-234-01124323-2007 по распределению графита и наличию цементита. В структуре наблюдаются междендритный графит ПГр9 (рис. 4.36) и цементит (рис. 4.37).

Таким образом, модификатор МК21 обеспечивает требуемые механические свойства СЧ, но не обеспечивает требуемую микроструктуру в отливках.

Для устранения этого недостатка усовершенствовали модификатор МК21. Учитывая, что графит является наиболее эффективным графитизатором, изготовили модификатор на основе чистого графита – 90 %. Дополнительно ввели в состав модификатора 10 % КСК. При модифицировании КСК диссоциирует, усиливает турбулентность потоков расплава и тем самым увеличивает растворимость модификатора и диффузию углерода. Назвали модификатор МК91. Первый ковш модифицировали МК91 в количестве 0,4 % (2 кг) от металлоемкости ковша. Во второй и третий ковш дополнительно присаживали 0,5 и 0,6 % (2,5 и 3 кг) МК91.

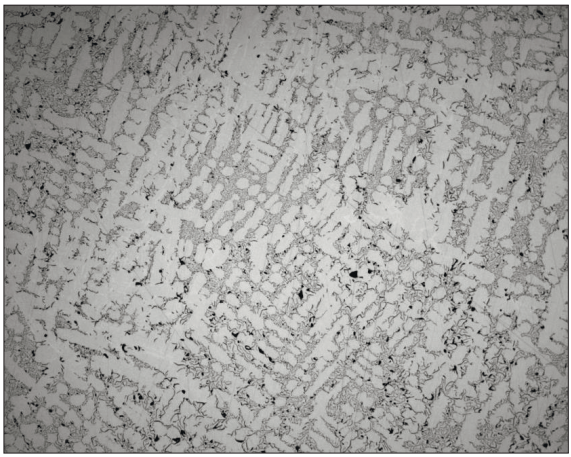


Рисунок 4.36 – Междендритный графит в наклонной стенке ПГр 9

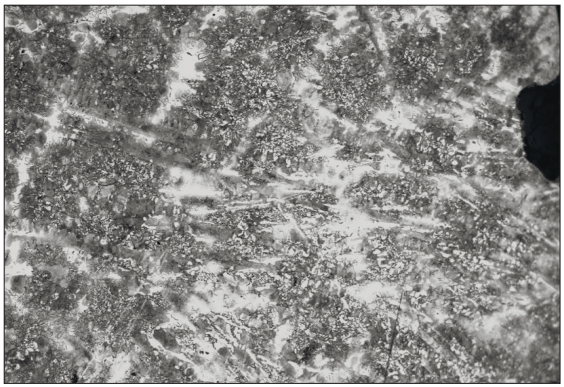


Рисунок 4.37 – Цементит в углу наклонной стенки

Учитывая высокую эффективность внутриформенного модифицирования модификатором МКкск19 при заливке форм с 4-го ковша в формы отдавали модификатор МКкск19 в увеличивающихся количествах: 60 г (~0,05 % от металлоемкости формы); 120 г (~0,1 %), 180 г (~0,15 %) и 240 г (~0, 2 %). Чугун в ковше при этом модифицировали только 2 кг МК91. Модификатор засыпался в зумпф формы через литниковую чашу. Результаты приведены в таблицах 4.63–4.65.

Таблица 4.63 – Химический состав плавки № 33

Химический состав %, по массе							
C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	S	P
2, 59	0,70	1,33	0,15	0,13	0,19	0,065	0,040

Таблица 4.64 – Результаты модифицирования

№ ковша	$t_з$, ℃	Вид модификатора	Кол-во модификатора, кг (%)	Отбел, мм
1	1433	МК91	2,0 (0,4)	18
2	1420	Мк91	2,5 (0,5)	12
3	1407	МК91	3 (0,6)	8
4	1395	МК91 +МКкск19	2,0 (0,4) + МКкск19	16

Таблица 4.65 – Результаты модифицирования

№ ковша	Отбел на пробе, мм	Механические свойства, $\sigma_в$, МПА	Микроструктура		
			Графит	Перлит	Цементит
1	18	375	наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ (6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 7,8 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 16,7 мм
2	12		наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов на глубину до 4,1мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 11 мм
3	8		наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов 0 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 0 мм
4 1 форма	16		наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 4,1 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 6,7 мм
4 2 форма			наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 2,1 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 4,7 мм

№ ковша	Отбел на пробе, мм	Механические свойства, $\sigma_в$, МПА	Микроструктура		
			Графит	Перлит	Цементит
4 3 форма			наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 1,3 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов до 2 мм
4 4 форма			наклонная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов 0 мм
			вертикальная стенка: ПГф (1–2) – ПГд (45–180) – ПГр (1,3,9) – ПГ(6–10)	П (Ф0), ПД (0,5–1,4)	С углов 0 мм

Как видно из результатов таблицы 4.65, модифицирование в ковше модификаторами МК91 в количествах 0,6 % либо 0,4 % МК91 в ковше и 0,1 % модификатора МКкск19 в форме позволяет стабильно получать отливки «клин фрикционный» из СЧ35 без отбела.

4.4.3 Исследования по получению отливок «клин фрикционный» из ВЧ120

ТУ 3183-163-01124323 предусматривает жесткие требования к качеству фрикционных клиньев из высокопрочного чугуна. В технических условиях регламентированы требования к химическому составу высокопрочного чугуна (таблица 4.67), механическим свойствам в литом (таблица 4.68) и закаленном (таблица 4.69) состояниях.

Таблица 4.67 – Химический состав высокопрочного чугуна

Химический состав, % по массе								
C	Si	Mn	Cu	Mg	P	S	Cr	Ni
					Не более			
3,2–3,7	1,9–2,9	0,3–0,7	0,7–1,0	0,04–0,08	0,07	0,02	0,15	0,3

Таблица 4.68 – Механические свойства высокопрочного чугуна фрикционного клина в литом состоянии

Вид образца	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, Мпа	δ, %	НВ
	Не менее			
d 10 мм, l расч.=50 мм	500	320	2	180-302

Таблица 4.69 – Механические свойства металла фрикционного клина после термической обработки

Вид образца	НВ	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, Мпа	δ, %	КС, кдж/м^2
		Не менее			
d 10 мм, l расч.=50 мм	388–444	1200	850	1	300

Микроструктура чугуна с шаровидным графитом в литом состоянии: шаровидный графит и перлитная матрица после травления. После термической закалки металлическая основа должна иметь бейнитную структуру и шаровидный графит. Допускается содержание до 2 % остаточного аустенита. Цементит в структуре не допускается.

При освоении производства использовали преимущества электродуговой плавки. Для плавки применяли качественные шихтовые материалы. Плавили полусинтетический чугун. Завалка состояла из рельсовой стали – 1 900 кг (35 %), чугуна ПЛ 1 – 800 кг (15 %), чугун ПВК – 2 780 кг (50 %). В завалку добавляли никель Н3 – 25 кг, и медь М1 – 12 кг. По расплавлению получили, %: С – 3,54; Мп – 0,29; Si – 0,50; Сг – 0,034; Ni – 0,43; Cu – 0,026; S – 0,007; Р –0,018; А1 – 0,008.

Присадили в печь ФС45. Произвели диффузионное раскисление шлака и чугуна добавкой –18 кг 9 (6 пакетов) РДА. Произвели нагрев металла до 1544 °С, произвели выпуск расплава.

Для сфероидизирующего модифицирования использовали сэндвич-процесс в чайниковом ковше емкостью 8 т. В реакционную камеру ковша загружали материалы в следующем порядке: графитизирующий модификатор МК21 – 11 кг (0,2 %); сфероидизирующий модификатор Сферомаг 611 – 96 кг (1,8 %), стальная дробь – 70 кг (1,3 %). После выпуска металла 9 минут длился барботаж. По окончании барботажа ковш подали на разливочный стенд. Для разливки чугуна использовали разливочный ковш емкостью 500 кг с перегородкой. Раздаточный и разливочный ковши предварительно разогревались до 700 °С.

При наполнении разливочного ковша на 1/3 под струю металла отдавали 1,0 кг (0,2 %) МК21. Заливали по 6 форм отливок «Клин 9800». Металлоемкость формы составляла 44,12 кг. Производился замер температур и отбор проб металла на химический состав и механические свойства. Для изготовления образцов заливали клинообразные пробы по ГОСТ 977 черт.3. Пробы отбирались с 3-го ковша. Температура равнялась 1416 °С.

Химический состав чугуна приведен в таблице 4.70. Определили механические свойства и микроструктуру ВЧ в литом состоянии. Образцы изготавливались из клина 3 формы. Результаты представлены в таблице 4.71.

Таблица 4.70 – Химический состав чугуна

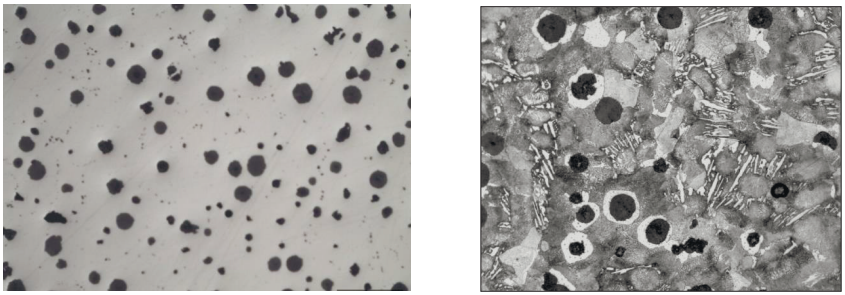
	Концентрации элементов, % по массе									
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P	Al	Mg
Печь	3,55	1,77	0,32	0,04	0, 3	0,7	0,009	0,025	0,02	0,01
3 ковш	3,46	2,45	0,33	0,042	0,29	0,72	0,005	0,025	0,021	0,054

Таблица 4.71 – Механические свойства высокопрочного чугуна фрикционного клина в литом состоянии

Вид образца	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, МПа	δ, %	НВ
d 10 мм, l расч.=50 мм	750	480	0	309

Как видно из данных таблиц 4.88, 4.89, химический состав чугуна соответствует требованиям НТД. Прочностные характеристики полученного ВЧ соответствовали марке ВЧ70. Однако относительное удлинение чугуна равнялось нулю, что не соответствует требованиям ГОСТ 977. Также была завышена и твердость чугуна.

Это связано с тем, что в структуре чугуна присутствовал цементит до 10 % (рисунок 4.38).



а) б)

Рисунок 4.38 – Микроструктура высокопрочного чугуна:
а – не травлено: ШГф4 – преобладает, ШГф5, ШГд45, ШГд90, ШГр1, ШГ10, увеличение в 100 раз;
б – травлено в реактиве Nital: перлит пластинчатый П75, феррит Ф15, цементит Ц10, увеличение в 100 раз

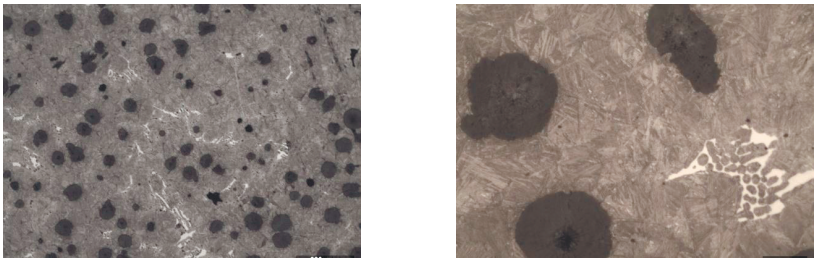
Произвели изотермическую закалку ВЧ, для чего использовали рекомендации исследователей, приведенные в работах [302–305]. Отливки и клиновую пробу нагрели в печи до температуры 950 °С и выдержали 2,5 часа для полной аустенизации и устранения цементита в структуре. Закалку проводили в соляной ванне из смеси калиевой и натриевой селитр, взятых в соотношении 1:1, при температуре солевого расплава 300 °С с выдержкой 2 часа и последующим охлаждением на воздухе.

Механические свойства закаленного ВЧ приведены в таблице 4.72.

Таблица 4.72 – Механические свойства высокопрочного чугуна фрикционного клина в закаленном состоянии

Вид образца	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, МПа	δ, %	НВ
d 10 мм, l расч.=50 мм	1164	810	0	445

Как видно из данных таблицы 4.89, механические свойства не соответствуют марке чугуна ВЧ120 по всем параметрам. Это объясняется тем, что нагрев и выдержка чугуна при температуре 950 °С устранили цементит в микроструктуре бейнитного чугуна лишь частично с 10 до 4 % (рисунок 4.39).



а) б)

Рисунок 4.39 – Микроструктура закаленного чугуна:
а – нижний бейнит, цементит Ц4, увеличение в 100 раз;
б – нижний бейнит, цементит Ц4, увеличение в 500 раз

Для устранения этого недостатка, недопущения образования цементита в структуре чугуна при графитизирующем модифицировании в раздаточном и разливочном ковшах применили дисперсный модификатор МК91 вместо МК21 в тех же количествах.

Провели две плавки. Плавки и модифицирование вели по вышеописанной технологии. Химический состав плавок, механические свойства и микроструктуры в литом состоянии представлены в таблицах 4.73, 4.74 и на рисунке 4.39.

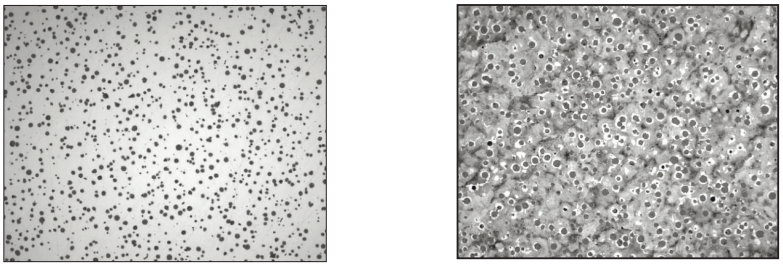
Таблица 4.73 – Химические составы плавок

	Концентрации элементов, % по массе									
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P	Al	Mg
	Плавка 9/392									
Печь	3,45	1,66	0,31	0,036	0, 28	0,73	0,01	0,023	0,02	0,009
3-й ковш	3,40	2,43	0,34	0,038	0,29	0,72	0,006	0,022	0,02	0,056
	Плавка 9/393									
Печь	3,59	1,82	0,31	0,038	0, 27	0,7	0,009	0,021	0,021	0,009
3-й ковш	3,54	2,57	0,32	0,038	0,29	0,71	0,0045	0,020	0,022	0,058

Таблица 4.74 – Механические свойства высокопрочного чугуна фрикционного клина в литом состоянии

№ плавки	Вид образца	σ_B, МПа	σ_T, Мпа	δ, %	НВ
9/392	d 10 мм, l расч.=50 мм	810	480	2,5	289
9/393	d 10 мм, l расч.=50 мм	780	480	3	245

Как видно из таблицы 4.73, химические составы плавок соответствуют требованиям НТД. Механические свойства чугуна в литом состоянии плавки 9/392 (таблица 4.74) соответствуют марке чугуна ВЧ80, а плавки 9/393 – марке ВЧ70.



а) б)

Рисунок 4.40 – Микроструктура высокопрочного чугуна в литом состоянии: а – не травлено: ШГф4 – преобладает, ШГф5, ШГд25 – 45, ШГр1; ШГ12; б – травлено в реактиве Nital: перлит пластинчатый П82, феррит Ф8

Благодаря большей графитизирующей способности дисперсного МК91 получена более благоприятная структура ВЧ (рисунок 4.40).

Как видно из рисунка 4.40а, графитные включения в структуре получились мельче, а количество их больше, чем при модифицировании МК21, что подтверждает высокую графитизирующую способность МК91. В результате отбел в литой структуре ВЧ отсутствовал (рисунок 4.40б), и механические свойства получились выше.

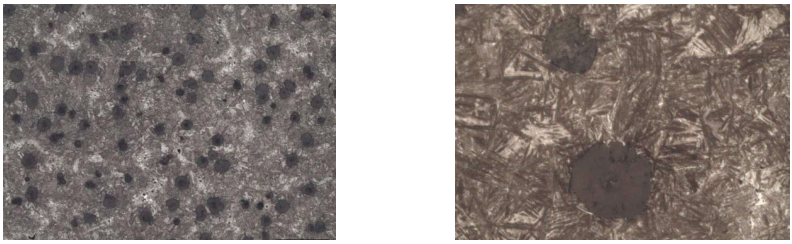
Произвели изотермическую закалку ВЧ. Отливки и клиновые пробы нагрели в печи до температуры 950 °С и выдержали 2,5 часа для полной аустенизации. Закалку проводили в соляной ванне из смеси калиевой и натриевой селитр, взятых в соотношении 1:1, при температуре солевого расплава 300 °С с выдержкой 2 часа и последующим охлаждением на воздухе.

Механические свойства закаленного ВЧ приведены в таблице 4.75.

Таблица 4.75 – Механические свойства высокопрочного чугуна фрикционного клина в закаленном состоянии

№ плавки	Вид образца	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, МПа	δ, %	НВ
9/392	d 10 мм, l расч.=50 мм	1409	920	2	461
9/393	d 10 мм, l расч.=50 мм	1308	850	4	388

Как видно из данных таблицы 4.75, механические свойства соответствуют марке чугуна ВЧ120 по всем параметрам. Это объясняется тем, что изотермическая закалка позволила получить микроструктуру шаровидного графита с металлической матрицей нижнего бейнита (рисунок 4.41).



а) б)

Рисунок 4.41 – Микроструктура закаленного чугуна, нижний бейнит: а – увеличение в 100 раз; б – увеличение в 500 раз

Таким образом, установлена возможность стабильно получать отливки клиньев фрикционных из ВЧ120 комплексным модифицированием графитизирующим дисперсным модификатором МК91 и сфероидизирующим Сферомаг 611.

Выводы

1. Промышленные испытания дисперсного РДА в АКП, электродуговых и мартеновских печах при выплавке сталей для ответственного литья подтвердили высокую эффективность РДА по сравнению с традиционными раскислителями: молотым ФС75, АШБ, раскислительными смесями, состоящими из ФС75, коксика, плавикового шпата, а также модификаторами L-Cast ® 5,3 и L-Cast® 720Z.

2. Вспенивание шлака во время восстановительного периода плавки, высокая реакционная способность РДА позволили снизить время восстановительного периода от 10 минут (ГУП ЛПЗ, Рубцовский филиал АО «Алтайвагон») до 20 минут (ООО «БВК», г. Челябинск).

3. Применение РДА способствовало снижению концентрации (FeO) в шлаках до уровня меньше одного процента, что увеличило эффективность десульфурации расплава. Концентрации серы в расплаве снизились на 18 %, с 0,0307 до 0,0251 % (ГУП ЛПЗ), на 55 %, с 0,029 до 0,013 % (ТОО «Кастинг»), на 35 %, с 0,0137 до 0,0011 % (ООО «БВК»), на 27,3 %, с 0,0143 до 0,0103 % (Рубцовский филиал «Алтайвагон»). Соответственно, это повысило ударную вязкость с острым надрезом при отрицательных температурах. Средние значения KCV^{-60} после внедрения РДА на отливках «клиновые задвижки» из стали 20Л выросли на 6,4 %, с 295,3 до 314,2 кДж/м^2, что очень важно при эксплуатации отливок в условиях Крайнего Севера. Для отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» KCV^{-60} выросло на 28,9 %, с 240,4 до 327 кДж/м^2. Существенно выросла и однородность этого показателя. Коэффициент вариации до внедрения технологии равнялся 29,8 %, а после внедрения – 15,8 %.

4. Введение в технологический процесс мартеновской плавки стали 20ГЛ для отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» диффузионного раскисления РДА придало процессу десульфурации устойчивое направление к снижению серы. Среднее значение ее содержания снизилось с 0,0144 до 0,0135 %. Уменьшился также достигнутый минимум концентрации серы (с 0,01 до 0,008 %). Средние значения механических свойств в плавках, проведенных с РДА, увеличились по сравнению с серийными плавками ($\sigma_т$ увеличился с 390,5 до 395,06 МПа, а KCU^{-60} с 60,3 до 61,8 кДж/см^2 соответственно). Увеличились также и максимальные показатели механических свойств ($\sigma_т$ увеличился с 435 до 459 МПа, а KCU – с 123 до 135 кДж/см^2 соответственно). Особенно эффективным

оказалось совмещение по времени процессов глубинного и диффузионного раскисления в мартеновской печи (встречное модифицирование). Установлено, что в мартеновской печи возможно выплавлять стали для производства ответственного железнодорожного литья.

5. На всех заводах отмечена более высокая технологичность РДА, так как смесь расфасована в пакеты, вес которых согласовывается с заказчиком, что снижает трудоемкость ручного труда сталеваров, уменьшает время плавки и обеспечивает контроль за рациональным расходованием материала.

6. Разработана новая технология плавки высокомарганцевой стали 110Г13Л методом переплава с использованием инновационных материалов: для раннего наведения шлака использовали РШ; во время диффузионного раскисления дисперсный раскислитель РДА; ввели внепечную обработку расплава рафинирующей смесью РСА. Новая технология обеспечила:

– сокращение времени наведения шлакового покрова и сокращение времени расплавления шихты на 10 минут. При мощности трансформатора 5 МВт и цене электроэнергии 3,96 руб/квт.ч, во время периода плавления на каждой плавке экономится 3 300 рублей. Кроме того, во время плавления угорает на 40–45 кг меньше чистого марганца;

– подтверждена высокая эффективность РДА по сравнению молотым ФС75, а также модификаторами L-Cast ® 5,3 и L-Cast® 720Z. После диффузионного раскисления содержание MnO в шлаках снижалось от 16 до 11 %, оксидов железа – от 0,9 до 0,8 %. При раскислении молотым ФС75 содержание MnO составляло 15–19 %, а FeO более 1 %.

– внепечная обработка стали РСУ приводит к дальнейшему повышению качества высокомарганцевой стали. Микроструктура отливок стала более благоприятной, повысились механические свойства: $\sigma_в$ увеличилось с 795 до 858 МПа; KCU увеличилось с 2960 до 3370 кДж/м^2. В результате расширена номенклатура отливок, выплавляемых методом переплава.

7. ОАО «Чебоксарский агрегатный завод» освоил производство отливок «клин фрикционный» из серого чугуна марки СЧ30, предназначенных для тележек грузовых вагонов. Решить проблему появления цементита в отливках в условиях ОАО «ЧАЗ» удалось изменением технологии модифицирования. Вместо модификаторов на основе ферросилиция ФС75 внедрили более эффективный смесевой модификатор МК21 на основе дисперсных УСМ и КСМ.

8. Установлено, что внепечная обработка чугуна для клиньев фрикционных в разливочном ковше модификатором МК21 в количестве 0,08 % обеспечивает стабильное получение марки СЧ30 без отбела. На основании результатов исследований принято решение внедрить в производство отливки корпус фрикциона из чугуна марки СЧ30 модифицированием МК21.

9. Установлено, что модифицирование расплава в ковше модификатором МК91 в количестве 0,7 % от металлоемкости ковша позволяет стабильно получать чугун марки СЧ35 и отливки «клин фрикционный» без отбела.

10. Установлено, что двойное модифицирование расплава в ковше модификатором МК91 в количестве 0,5 % от металлоемкости ковша и внутри формы дисперсным МКкск19 в количестве 0,2 % от металлоемкости формы позволяет стабильно получать чугун марки СЧ35 и отливки «клин фрикционный» без отбела.

11. Установлено, что двойное модифицирование расплава в раздаточном ковше модификаторами Сферомаг 611 и МК91 в количествах 1,8 и 0,4 % от металлоемкости ковша и в разливочном ковше модификатором МК91 в количестве 0,2 % позволяет после изотермической закалки получать чугун марки ВЧ120 для отливок «клин фрикционный» с шаровидным графитом и металлической матрицей нижнего бейнита.

Глава 5 Экспериментальное подтверждение эффективности разработанных технологических процессов с применением дисперсных реагентов при выплавке стали в печах с кислой футеровкой при производстве отливок ответственного назначения

Для подтверждения теоретических предпосылок об эффективности внедрения в технологический процесс плавки на печах с кислой футеровкой диффузионного раскисления стали с применением дисперсных реагентов произвели эксперименты при производстве ответственных отливок для нужд машиностроения и железной дороги.

5.1 При производстве стальных отливок сельскохозяйственного назначения

В ООО «Ростовский литейный завод» производят стальные отливки для комбайнов и другой сельскохозяйственной техники из сталей 35ТЛ, такие как: тяги, вилки, картеры, кронштейны и еще целый ряд наименований. Вес отливок колеблется от одного до 50 кг. Производимые отливки в основном относятся к первой группе качества. Поскольку при изготовлении отливок первой группы механические свойства не определяются, то в ходе исследований подтвердили теоретические предпосылки в части экономии ферросплавов, уменьшения времени плавки и экономии электроэнергии, повышения жидкотекучести стали, обеспечения полноты разливки металла без остатков в ковше, устранения брака по неспаям, недоливам, повышения срока службы ковшей. Выплавку стали для производства отливок осуществляют в электродуговых печах с кислой футеровкой ДСП – 3А и ДСП 5Т. Химический состав сталей приведен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Химический состав сталей

Марка стали	Массовая доля элементов, % по массе					
	C	Si	Mn	S	P	Ti
Сталь 35ТЛ	0,32–0,40	0,20–0,52	0,4–0,9	до 0,06		0,01–0,1

Температура стали перед выпуском должна быть 1630–1650 °С. Заливку форм производят при температурах 1540–1600 °С. Если температура металла снизилась ниже 1540 °С, металл сливают в изложницы во избежание брака по неспаям и недоливам. Формы изготавливают из сырых песчано-глинистых смесей на встряхивающих с подпрессовкой машинах 703М.

Для решения поставленных задач в технологический процесс плавки было введено дополнительно диффузионное раскисление стали с использованием новых смесевых дисперсных раскислителей РД19П и РД21П, повышающих эффективность процесса плавки. До их внедрения на заводе восстановительный период плавки не проводили.

Было проведено четыре экспериментальные плавки (№ 768–771) с использованием вышеуказанных раскислителей. При проведении плавки № 768 от 01 декабря 2012 года анализировали возможность экономии ферросилиция и ферромарганца, снижения времени плавки и выявляли другие преимущества инновационной технологии. Плавили сталь 35ТЛ. Завалка равнялась 4,5 тонны. Плавку стали проводили с окислением. После расплавления шихты проводили рудное кипение. Шихтовые материалы рассчитывали таким образом, чтобы в период кипения окислилось 0,25 % углерода. Кипение ванны способствовало удалению растворенных в металле газов и неметаллических включений. После окисления элементов до, %: C (0,35), Mn (0,10), Si (0,03) – остановили кип присадкой ферросилиция и ферромарганца. После получения химического анализа пробы (C=0,37 %, Mn = 0,25 % и Si = 0,17 %) начали нагревать металл и произвели поочередно диффузионное раскисление стали раскислительными смесями РД19П и РД21П. Определили рациональное количество присадки РД19П, для чего на шлак подали один пакет (3 кг) РД19П. Подав РД19П, наблюдали, как дисперсные компоненты смеси за короткий промежуток времени равномерно распределились по поверхности шлака. Однако присадка одного пакета смеси оказалась недостаточной для полного покрытия шлака. Не хватило присадки и второго пакета (6 кг). Лишь после присадки третьего пакета (9 кг) шлак был полностью покрыт равномерным тонким слоем раскислителя. Таким образом, рациональным количеством РД19П оказалось 2 кг/т жидкого, что подтверждено многими исследованиями [274, 277, 310]. После подачи РД19П на шлак карбонаты кальция, стронция и натрия, входящие в состав смеси, мгновенно диссоциировали на CaO, SrO, NaO и CO_2. Одновременно выделяющийся CO_2 способствовал вспениванию шлака и перемешиванию смеси с ним. Оксиды Ca, Na и Sr снижали кислотность шлака, способствовали его разжижению и делали реакционноспособным. Сильные основания CaO и NaO замещали FeO и MnO в комплексных силикатах шлака. Образовавшиеся свободные оксиды железа и марганца, начинали интенсивно восстанавливаться до Fe и Mn дисперсным углеродсодержащим материалом, находящимся в составе смеси РД19П по реакциям 3.23, 3.24, которые способствовали дополнительному вспениванию шлака за счет выделения CO_2. Вспененный шлак способствовал экранированию электрических дуг и ускорению нагрева шлака и металла. Дуги под вспененным шлаком горели стабильно, равномерно и тихо. Таким образом, создались идеальные условия для дальнейшего

протекания реакций восстановления оксидов железа и марганца из шлака для чего на шлак присаживали РД21П, рациональное количество которого также равнялось 2 кг/т жидкого.

После присадки РД21П входящие в его состав алюминий и углерод немедленно включились в восстановление оксидов железа и марганца. Восстановленные Fe и Mn диффундировали в металл, а их оксиды, находящиеся в металле, по закону распределения переходили из металла в шлак, где восстанавливались компонентами смеси. Смесь РД21П поддерживала шлак во вспененном состоянии. В результате в процессе восстановительного периода температура металла повышалась значительно быстрее, чем при обычной плавке, что привело к развитию эндотермических реакций 3.21–3.24.

При достижении металлом температуры, близкой к температуре выпуска, в печь добавили ферромарганец ФМн78 и ферросилиций ФС45 для доводки металла по химическому составу согласно действующей на заводе инструкции и по существующим нормам расхода из расчета получения в стали концентраций, %: Mn (0,5) и Si (0,3).

За счет вспенивания шлака и экранизации дуг металл нагрелся в печи до температуры выпуска 1670 °С на 10 минут раньше, чем в рядовых плавках. Таким образом, сократилось время восстановительного периода плавки, снизились затраты электроэнергии.

Окончательный химический состав стали показал содержание, %: Mn (0,65) и Si (0,48). Это свидетельствовало о том, что хорошо раскисленный металл способствовал снижению угара марганца, а кремневосстановительный процесс привел к повышению содержания кремния в стали. Следовательно, при использовании новой технологии за счет диффузионного раскисления и эндотермических реакций из шлака было восстановлено 0,15 % марганца и 0,18 % кремния, что позволило в дальнейшем экономить ферросплавы.

Количество ФМн78 при доводке стали по химическому составу можно уменьшить на следующую величину:

$$(4500 \cdot 0{,}15/100):0{,}75:0{,}8 = 11{,}2 \text{ кг},$$

где 4500 – количество стали в печи, кг;

0,15 – количество восстановленного из шлака марганца, %;

0, 75 – содержание марганца в ФМн78;

0,8 – усвоение марганца сталью из ферромарганца.

Количество ФС45 при доводке стали по химическому составу можно также уменьшить:

$$(4500 \cdot 0{,}18/100):0{,}45 = 18 \text{ кг},$$

где 4500 – количество стали в печи, кг;

0,18 – количество восстановленного кремния, %;

0,45 – содержание кремния в ФС45. Усвоение кремния из ФС45 принимаем равным 100 %.

При проведении экспериментальных плавок отмечено, что при подаче смесей в печь шлак становится жидким и остается таким до конца плавки. В результате отпала необходимость присаживать в печь известняк, который раньше подавали для разжижения шлака. Высокая восстановительная способность раскислительных смесей хорошо прослеживалась на анализах шлаков. Шлаки отбирали для визуальной оценки качества и химического анализа после окончания окислительного периода и предварительного раскисления стали ФС45 и ФМн78 и перед выпуском по окончании реакций восстановления, вызванных присадками смесей РД19П и РД21П. Результаты химического анализа шлаков приведены в таблице 5.2, а результаты визуальной оценки на рисунках 5.1, 5.2.

Таблица 5.2 – Химический состав шлаков

№ плавки	Образец	SiO_2	CaO	MnO	FeO	MgO	Al_2O_3
768	Перед раскислением	49,9	8,7	16,9	14,2	2,4	4
	После раскисления	59,8	14,9	7,1	3,8	3,5	3,1

Как видно из таблицы 5.2 шлак до раскисления содержал большое количество оксидов железа и марганца (14,2 и 16,9 %) Это отразилось на цвете шлака. Поверхность пробы шлака была черного цвета. Черным шлак был и в изломе (рисунок 5.1), что вызвано высоким содержанием в нем FeO и MnO.



Рисунок 5.1 – Шлак до раскисления

После раскисления и разжижения в шлаке существенно снизились концентрации оксидов железа и марганца. FeO снизилось в 3,7 раза, с 14,2 до 3,8 %, а MnO в 2,3 раза, с 16,9 до 7,1 %, а, следовательно, снизились содержания этих оксидов в металле.

Шлак приобрел коричневую окраску с зеленым изломом, чему способствовали снижения концентраций оксидов железа и марганца (рис. 5.2). Таким образом, было установлено, что по цвету шлака можно косвенно судить о качестве раскисления шлака и металла.



Рисунок 5.2 – Шлак после диффузионного раскисления

При температуре 1670 °С металл слили в пятитонный стопорный ковш. Разливку металла начали при температуре 1600 °С. При заливке форм из стопорного ковша шлак оставался слегка вспененным, чему способствовали мелкие пузыри СО, остающиеся в шлаке, ввиду того, что подъемная сила из-за их большой удельной поверхности оказывалась недостаточной для преодоления сопротивления шлакового расплава [93, 103]. Это подтверждено более низкой плотностью шлака, обработанного РД, по сравнению с обычными шлаками. Пробы шлака заливали в изложницы с формой усеченного конуса (чертеж 1) по ГОСТ 7565-81 [312] и определяли плотность образцов шлака. Плотность шлака рядовых плавок равнялся 2,95 г/см^3, а шлака, раскисленного РД-2,71 г/см^3. Пенистый шлак, обладающий низкой плотностью равномерно покрывал зеркало металла и опускался в ковше вместе с металлом. Одновременно пенистый шлак обладал и низкой теплопроводностью [93, 103] и уменьшал теплопередачу от металла к атмосфере воздуха, что позволяло дольше сохранять высокую температуру металла в течение всей заливки. Температура в конце разливки равнялась 1565 °С, что на 25 °С выше, чем в рядовых плавках. Это позволило разлить сталь из ковша без остатка. Большая часть шлака осталась в конце разливки жидкой и слилась с ковша при его кантовании самотеком. Затвердевшие остатки шлака были более хрупкими, чем шлаки рядовых плавок, поэтому они легко разрушались и удалялись из ковша. Трудоемкость их удаления из ковша существенно уменьшилась. Перед выпуском металла ковш был слегка заросшим по верхнему периметру. На дне ковша наблюдались небольшие скопления застывшего металла. После окончания разливки наросты по периметру ковша уменьшились, скопления застывшего металла расплавились, и ковш остался чистым, что позволит увеличить срок

службы ковшей. Шлаки были получены с низкими содержаниями оксидов Fe и Mn, о чем свидетельствовал их светло-коричневый цвет. Соответственно, это уменьшило количество этих оксидов и в стали, что повысило жидкотекучесть расплава. Жидкотекучесть определили по времени заполнения форм с отливками «кронштейн» металлоемкостью 48 кг. При применении рядовой технологии время заполнения форм составляло в среднем 36 секунд. После диффузионного раскисления время уменьшилось до 31 секунды. Это способствовало устранению брака по недоливам и спаям.

Плавки № 769–770 вели по той же технологической схеме, что и предыдущую № 768. Учитывая результаты первой плавки, в последующих плавках при доводке стали по химическому составу расход ферромарганца уменьшали из расчета пригара марганца в металле на 0,15 % за счет лучшей раскисленности металла, а ферросилиций исключили полностью. Химический состав сталей приведен в таблице 5.3.

Таблица 5.3 – Химический состав стали

№ плавки стали 35ТЛ	Массовая доля элементов, % по массе					
	C	Si	Mn	S	P	Ti
769	0,35	0,36	0,57	0,05	0,045	0,04
770	0,37	0,26	0,5	0,06	0,04	0,05
771	0,34	0,31	0,55	0,05	0,04	0,04

Как видно из данных таблицы 5.3, полученный требуемый химический состав стали, %: Mn (0,57; 0,5 и 0,55) и Si (0,36; 0,26 и 0,31) был близок к среднему по марке стали, что подтвердило экономию ферросплавов за счет введения дополнительного диффузионного раскисления. Сохранились и другие выявленные преимущества диффузионного раскисления.

На основании проведенных экспериментов рассчитали ожидаемый экономический эффект от внедрения дополнительного диффузионного раскисления стали за счет экономии ферросплавов и электроэнергии. Он равен 2200 рублей на одну плавку.

В расчете экономической эффективности не нашли отражение ряд преимуществ, которые выявлены в процессе проведения опытных работ:

1. Повышение стойкости свода и откосов за счет того, что диффузионное раскисление проходит под вспененным шлаком, что предохраняет свод от излучения дуги.

2. Уменьшение брака отливок по неспаям и недоливам и обеспечение полной разливки металла из ковша.

3. Повышение срока службы ковшей и уменьшение трудоемкости их подготовки к следующей разливке.

Кроме того, отмечена высокая технологичность дисперсных раскислителей, так как смеси расфасованы в пакеты по 3 кг, что снижает трудоемкость ручного труда сталеваров и обеспечивает контроль за рациональным расходованием материала.

Таким образом, подтверждены теоретические предпосылки эффективности технологического процесса диффузионного раскисления стали дисперсными смесями. Результаты опытных плавок и расчет ожидаемого экономического эффекта обсуждался на техническом совете завода. Было принято решение внедрить новый технологический процесс в производство.

5.2 При производстве отливок для горнодобывающей техники

ОАО «Копейский машиностроительный завод» – крупнейшее предприятие России по производству горнодобывающей техники для подземной разработки месторождений угля, калийной руды и каменной соли. Сталелитейный цех завода производит заготовки из сталей 25Л, 35ФЛ, 45Л 35ХГСЛ, 35ХМЛ и 20ГНМФЛ. Номенклатура стальных отливок: корпуса и крышки редукторов, наружные корпуса насосов, кронштейны, фланцы, – практически все заготовки изделий угольной и соледобывающей промышленности.

Плавки стали ведут в дуговой сталеплавильной печи ДСП-3М с кислой футеровкой. Металлоемкость печи составляет 4 тонны. Разливку стали производят из стопорного ковша емкостью 4 тонны. Температура выпуска стали составляла 1650–1660 °С, а температура заливки 1630–1580 °С. Сталь с температурой ниже 1580 °С к заливке не допускалась.

Химический состав выплавляемых сталей по ГОСТ 977 приведен в таблице 5.4.

Таблица 5.4 – Химический состав стали

Марка стали	Химический состав, % по массе					
	C	Mn	Si	P, не более	S, не более	Cr
25Л	0,22–0,30	0,45–0,90	0,20–0,52	–	–	–
45Л	0,42–0,50	0,45–0,90	0,20–0,52	–	–	–
20ГНМФЛ	0,14–0,22	0,70–1,20	0,20–0,40	0,030	0,030	Не более 0,30
35ХМЛ	0,30–0,40	0,40–0,90	0,20–0,40	0,040	0,040	0,80–1,10
35ХГСЛ	0,30–0,40	1,00–1,30	0,60–0,80	0,040	0,040	0,60–0,90

Технологический процесс выплавки сталей был следующий: после расплавления металла наводили жидкоподвижный шлак добавками известняка.

Производили отбор проб на содержание углерода. Шихтовые материалы подбирали таким образом, чтобы в период кипения окислялось 0,25–0,3 % С. После чего производили окислительный период плавки, то есть рудный кип. Кипение ванны способствовало удалению растворенных в металле газов. По окончании кипа производился отбор пробы на углерод. После получения результатов анализа производили предварительное раскисление металла ФС45 и ФМн78. Доводили содержание Si до 0,17–0,20, а Mn – до 0,25 %. Затем металл нагревали до температуры выпуска, и его окончательно раскисляли FeMn и легировали ферросплавами в зависимости от марки стали. Ферросилиций в печь не присаживали. Производили выпуск металла в ковш и раскисляли его чушковым алюминием в струе расплава. Затем металл выдерживали в ковше до температуры заливки. При выплавке сталей марок 20ГНМФЛ и 35ХГСЛ 60 % ферромарганца присаживали в печь, а 40 % – в ковш. Для раскисления металла и доводки сталей по химическому составу использовали следующие ферросплавы: ферросилиций ФС45, ферромарганец ФМн88, феррохром ФХ010, ферромолибден ФМо58, никель Н2, Н3, алюминий АВ91, феррованадий Вд-1.

Следует отметить, что в ОАО «Копейский машиностроительный завод» в технологическом процессе отсутствует диффузионное раскисление стали во время восстановительного периода плавки.

При литье стальных отливок возникали проблемы, связанные с недостаточной жидкотекучестью сплавов. В отливках появлялись дефекты, такие как недолив и неспай. Для их предотвращения температуру заливки выдерживали не ниже 1580 °С. Несмотря на это металл часто не полностью сливался из ковшей, в результате в них образовывались «козлы». Низкая жидкотекучесть шлака приводила к преждевременному зарастанию ковшей и снижению срока их службы. На мелких отливках присутствовал брак: неспай и недолив. Напротив, на крупных отливках, таких как «турель поворотная», «опора», образовывался повышенный пригар и резко повышалась трудоемкость его удаления в связи с конструктивными особенностями отливок [272].

Поэтому основной задачей исследования было снижение температуры заливки стали как минимум на 20 °С, обеспечение заполнения форм при вышеуказанных температурах, снижение пригара на отливках и трудоемкости его удаления, более полный разбор металла из ковша, облегчение удаления шлака из ковшей и увеличение срока их службы. Кроме того, решался вопрос экономии электроэнергии за счет уменьшения времени выплавки стали и экономии ферросплавов [273].

Анализ теоретический предпосылок показывает, что введение в технологический процесс плавки стали дополнительно диффузионного раскисления способно решить поставленные задачи. Применили диффузионные раскислители

РД19П и РД21П из расчета 2 кг каждого на одну тонну жидкого, то есть по 9 кг (по 3 пакета фасовкой 3 кг), если в печи было 4–4,5 тонны стали. Если металла было меньше, то присаживали по 6 кг смесей (по 2 пакета).

Провели шесть экспериментальных плавок. Вначале на шлак присаживали РД19П. Вспенивали шлак, экранировали дуги, снижали кислотность шлака, способствовали его разжижению и делали шлак реакционноспособным. Таким образом, создавали идеальные условия для дальнейшего протекания реакций восстановления оксидов железа и марганца из шлака, для чего на шлак присаживали РД21П. Смесь РД21П поддерживала шлак во вспененном состоянии, что способствовало ускорению реакций раскисления и развитию эндотермических реакций. Следует отметить, что температура металла под вспененным шлаком повышалась значительно быстрее, чем в рядовых плавках. Время плавок было сокращено от 10 до 15 минут, что позволило экономить электроэнергию. Вспененный шлак экранировал дуги и предохранял свод и откосы от прямого излучения, что увеличивало срок их службы. Во время восстановительного периода из шлака восстанавливались Mn, Si, Cr и Fe, что позволяло экономить ферросплавы. В связи с этим при доводке металла по химическому составу при добавлении в печь ФС45, ФМн88 и ФХ010, для получения в стали средних концентраций Mn, Si и Cr в расчеты вводили поправки на восстановление из шлака 0,15 % Mn, 0,1 % Cr и 0,15 % Si. Химический состав стали и расход раскислительных смесей приведен в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Химический состав экспериментальных сталей

№ плав.	Марка стали	Температура выпуска / заливки, °С	Химический состав, % по массе										Расход РД кг (пакеты)	
			C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Mo	V	Al	19	21
3666	35ФЛ	1653/1591	0,33	0,54	0,77	0,02	0,017	0,33	0,19	-	0,09	0,07	6 (2)	6 (2)
3667	35ФЛ	1660/1595	0,33	0,47	0,72	0,018	0,02	0,43	0,22	-	0,1	0,069	6 (2)	6 (2)
2790	35ХМЛ	1627/1586	0,37	0,38	0,53	0,014	0,017	0,98	0,24	0,2	-	0,028	9 (3)	9 (9)
3668	35ФЛ	1629/1584	0,38	0,46	0,78	0,019	0,021	0,42	0,21	-	0,12	0,085	9 (3)	9 (3)
2791	35ХГСЛ	1622/1582	0,32	0,71	1,00	0,02	0,021	0,22		-	-	0,038	9 (3	9 (3)
3669	35ФЛ	1605/1560	0,35	0,34	0,7	0,017	0,019	0,26	0,18	-	0,09	0,086	9 (3)	9 (3)
2792	35ХГСЛ	1610/1565	0,38	0,78	1,23	0,016	0,017	0,69	0,21	-	-	-	6 (2)	6 (2)

При проведении экспериментальных плавок отмечено: при подаче смесей в печь шлак становится жидким и остается таким до конца плавки. До раскисления поверхность пробы шлака была матовой, черного цвета. Черным шлак был и в изломе, что косвенно свидетельствовало о высоком содержании в нем FeO и MnO.

После раскисления и разжижения шлак стал коричневым с зеленым изломом, что косвенно свидетельствовало о существенном уменьшении в нем концентраций оксидов FeO и MnO, а следовательно, и снижении этих оксидов в металле.

Снижение оксидов в металле сопровождалось повышением жидкотекучести стали. Косвенно повышение жидкотекучести стали наблюдали при отборе проб стали металлической ложкой на анализ. Металл на ложке был очень жидкоподвижный, легко заполнял пробоотборники, стекал с ложки без остатка, тогда как до использования раскислительных смесей толстый слой металла всегда оставался на ложке и трудно удалялся.

До выпуска металла раскислительные смеси успевали полностью прореагировать, но шлак в ковше остался слегка вспененным. Он отличался пониженными плотностью и теплопроводностью по сравнению с обычными. При разливке шлак опускался в ковше вместе с металлом и препятствовал остыванию стали. Как видно из данных таблицы 5.6, плавки № 3666 и 3667 выпускались при высокой температуре 1653–1660 °С. Обычно в конце разливки такого металла температура стали приближалась к допустимому минимуму, равному 1580 °С. Однако в экспериментальных плавках температура стали в конце разливки оказалась выше допустимой на 9–13 °С, чему способствовали приобретенные в процессе диффузионного раскисления физические свойства шлака. Учитывая вышесказанное, в следующих плавках № 2790, 3668 и 2793 температуру выпуска снизили до 1622–1627 °С. Температура в конце заливки осталась в допустимых пределах 1582–1586 °С, чему способствовал обработанный смесями шлак. Учитывая высокую рафинирующую способность новых смесей, температуру выпуска в плавках № 3669 и 2792 продолжили снижать до 1610–1615 °С (таблица 5.5). В результате последние порции металла разливались при пониженных температурах 1570 и 1565 °С. Металлом этих плавок заливали мелкое, тонкостенное литье: «траки» и «улиты». Заполняемость форм была удовлетворительной. Брак по неспаям и недоливам отсутствовал, что подтвердило повышение жидкотекучести расплава. Металл был разлит из ковшей полностью. «Козлы» в ковшах отсутствовали. Остатки шлака при кантовании ковша стекали самотеком, а застывшие куски шлака легко удалялись. Ковши остались чистыми, что продляет срок их службы.

Таким образом, основные проблемы, связанные с недостаточной жидкотекучестью сплавов, были решены. Появилась возможность уменьшить температуру заливки на 20 °С. На мелких отливках устранен брак по неспаю и недоливу. Уменьшился пригар в отливках и трудоемкость его удаления [274, 276].

Таким образом, еще раз подтверждены теоретические предпосылки, высказанные выше. Это позволило приступить к внедрению технологического процесса диффузионного раскисления стали в производство.

5.3 При производстве ответственных автомобильных отливок третьей группы

Автомобильный завод «Урал» (г. Миасс) занимает ведущие позиции среди российских производителей полноприводных грузовых автомобилей. Высокая проходимость, большая грузоподъемность, надежность, простота технического обслуживания сделали автомобили «Урал» незаменимой техникой для различных отраслей промышленности, сельского хозяйства, силовых структур. Миасские грузовики способны эффективно работать при температурах окружающего воздуха от –50 до +50 ˚С. Автомобили «Урал» имеют высокую ремонтопригодность и рассчитаны на безгаражное хранение.

Соответственно, и литейное производство ОАО «АЗ Урал» занимает одно из ведущих мест среди заготовительных производств Уральского региона. Сталелитейный цех в его структуре оснащен современным формовочным, стержневым и плавильным оборудованием. Формы изготавливают на автоматической формовочной линии «Георг Фишер», модернизированной с заменой формовочной машины на современную автоматическую формовочную машину фирмы HWS-Sinto (Германия) по Сейатцу-процессу, а также формовочных машинах мод. 2М-265. Стержни получают на основе ХТС отверждением в оснастке на высокопроизводительных автоматах, что повышает размерную точность литых заготовок.

В литейном цехе № 4 производят свыше 100 наименований отливок для автомобиля из стали 35Л. Химический состав стали приведен в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Химический состав стали 35 по ГОСТ 977

Марка стали	Химический состав, % по массе					
	C	Si	Mn	Ni	S	P
				Не более		
35Л	$0{,}32^{-0{,}03}$–$0{,}4^{+0{,}02}$	$0{,}2^{-0{,}08}$–$0{,}52^{+0{,}15}$	$0{,}45^{-0{,}1}$–$0{,}9^{+0{,}18}$	0,25	0,04	0,04

Основная масса отливок относятся к 3-й группе. Наиболее ответственные отливки – это картеры моста передний и задний, кулак поворотный и другие. Третья группа обуславливает определение механических свойств стали. Механические свойства стали 35Л по ГОСТ 977 после нормализации приведены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Механические свойства стали 35Л по ГОСТ 977

Марка стали	Механические свойства				
	Предел текучести, $\sigma_т$, МПа	Временное сопротивление $\sigma_в$, МПа	Относительное удлинение δ, %	Относительное сужение Ψ, %	Ударная вязкость KCU, кДж/м^2
	не менее				
35Л	275	491	15	25	343

Плавки ведут в 2 печах ДСП-5 с кислой футеровкой. Плавки проводили с окислением. Во время рудного кипа окисляли до 0,3 % углерода. В технологическом процессе плавки отсутствовало диффузионное раскисление стали. Отличительной особенностью технологического процесса плавки являлась присадка на шлак модификатора L-cast из расчета 2 кг/т жидкого для рафинирования стали после доводки металла по химическому составу.

Выпуск расплава производили в раздаточный ковш чайникового типа емкостью 8 тонн, который устанавливали на разливочный стенд. Температура металла перед выпуском составляла 1650–1700 ˚С. Заливку форм производили ковшом чайникового типа емкостью 500 кг при температуре 1550–1600 ˚С.

При производстве отливок в цехе зафиксирована главная проблема. При определении механических свойств стали в ряде плавок относительное удлинение оказывалось <15 %, что не соответствовало требованиям ГОСТ 977 и приводило к браковке отливок данных плавок. **Согласно теоретическим предпосылкам одно из основных преимуществ введения дополнительно диффузионного раскисления в технологический процесс кислой плавки является повышение механических свойств кислой стали.** Для повышения относительного удлинения до требования ГОСТ 977 и стабилизации этого показателя в технологический процесс плавки было введено дополнительно диффузионное раскисление стали диффузионными раскислителями РД19П и РД21П. Раскислители присаживались в печь по окончании окислительного периода и доведении концентраций кремния и марганца в стали до нижнего предела. Модификатор l-cast был исключен из технологического процесса.

Вначале на шлак подавался диффузионный раскислитель РД19П. Через 1–2 минуты на шлак присаживали РД21П. После подачи раскислителей шлак вспенивался, экранировал дуги, за счет чего интенсифицировался нагрев металла и шлака. Активно проходили реакции восстановления оксидов железа, марганца, а затем и кремния, и переход восстановленных элементов из шлака в сталь. В результате достигалось эффективное рафинирование расплава от газов и неметаллических включений, что позволяло повысить механические свойства стали.

Провели 6 плавок. Две из них, № 1844 и 1961, рядовые. Они проведены с использованием модификатора l-cast. В двух плавках, № 2621 и 4151, произвели диффузионное раскисление РД19П и РД21П из расчета 2 кг на тонну жидкого. Модификатор l-cast не применяли. В плавках № 2619 и 4148 для гарантированного обеспечения требуемого показателя относительного удлинения наряду с диффузионным раскислением РД19П и РД21П провели дополнительно внепечную обработку стали в ковше рафинирующей смесью РСУ из расчета 5 кг на тонну жидкого. Расход материалов представлен в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Расход рафинирующих добавок

№ пл.	Металлозавалка, т	l-cast, кг	РД19П, кг	РД21П, кг	РСА, кг
1844	8,2	16	–	–	–
1961	8,2	16	–	–	–
2621	6,2	–	12	12	–
4151	6,2	–	12	12	–
2619	8,2	–	15	15	40
4148	6,2	–	9	9	30

Учитывая накопленный опыт в предыдущих исследованиях, принято решение при доводке стали по химическому составу ФС45 не подавать и сократить количество присаживаемого ферромарганца на 20 %, поскольку в рафинированном после применения РД металле усвоение марганца будет выше, а концентрации кремния вырастут за счет эндотермических реакций.

Химический состав рядовых и экспериментальных плавок представлен в таблицах 5.9.

Таблица 5.9 – Химический состав рядовой и экспериментальных плавок

№ плавки	Химический состав, % по массе								
	C	Si	Mn	Cr	P	S	Cu	Ni	Al
1844	0,373	0,42	0,64	0,028	0,031	0,223	0,115	0,088	<0,020
1961	0,40	0,36	0,68	0,249	0,029	0,031	0,158	0,154	0,083
2621	0,346	0,40	0,67	0,244	0,027	0,030	0,147	0,144	0,056
4151	0,385	0,47	0,63	0,205	0,026	0,028	0,153	0,136	0,077
2619	0,368	0,37	0,69	0,182	0,029	0,027	0,153	0,150	0,062
4148	0,349	0,40	0,65	0,183	0,027	0,027	0,143	0,145	0,060

Как видно из данных таблицы 5.9, химический состав рядовых и экспериментальных плавок удовлетворял требованиям ГОСТ 977. Следует отметить, что концентрации Si и Mn во всех плавках близки друг к другу и приближались к

средним значениям по ГОСТ 977. Это подтверждает, что во время диффузионного раскисления восстанавливался кремний и меньше угорал марганец, что дает возможность экономить ферросплавы.

Во время проведения плавок отбирались шлаки для проведения химического и визуального анализов. Результаты представлены в таблице 5.10.

Таблица 5.10 – Химический состав шлаков

№ пл	№ обр.	SiO_2	CaO	MnO	FeO	MgO	Al_2O_3
1844	1	60,8	6,7	16,9	6,2	2,4	4
1844	2	65,1	9,8	7	3,8	3,5	3,1
1961	1	64,4	11	11,3	5,8	1,9	4,5
1961	2	66,5	9,4	6,9	3,2	1,9	5,4
2621	1	54,2	17,2	15,3	5,9	3,4	4,4
2621	2	53,3	12,4	5,3	1,5	1	4
4151	1	56,2	11,6	16	5,2	2,6	3,4
4151	2	74,2	12,9	5	1,6	6,4	2,8
2619	1	57,2	11,4	13,1	5,1	2,5	3,5
2619	2	59,1	11,6	4,5	1,7	2,1	3,7
2619	3	58,6	11,8	3,8	1,0	1,9	3,7
4148	1	61	10,8	14,1	6,0	1,9	3,8
4148	2	57,8	9,2	4,9	2,1	1,7	3,7
4148	3	54,6	12,9	1,9	1,2	1,6	3,6

Образец № 1 – перед диффузионным раскислением;

Образец № 2 – после диффузионного раскисления перед выпуском;

Образец № 3 – после ковшевой обработки.

Как видно из данных таблицы 5.10, шлаки перед раскислением всех плавок мало отличаются друг от друга. Все они имели повышенное содержание оксидов железа от 5,1 до 6,2 % и марганца от 13,1 до 16,9 %, что обуславливало их черный цвет. После доводки металла по химическому составу и обработки шлака l-cast концентрация оксида железа в шлаке плавках № 1844 и 1961 уменьшилась до 3,2–3,8 %, а оксида марганца – до 6,9–7 %. Шлак посветлел, а в изломе стал зеленым. Рафинирующая способность РД19П и РД21П оказалась выше, чем у l-cast. Из данных таблицы 5.10 видно, что в плавках № 2621 и 4151 концентрация оксида железа в шлаке уменьшилась до 1,5–1,6 %, а оксида марганца – до 5,0–5,3 %. Шлак стал коричневым, а в изломе светло-зеленым. Наиболее высокая рафинирующая способность наблюдалась при комплексной обработке стали смесями РД19П и РД21П в сочетании с внепечной обработкой расплава РСУ. Концентрации оксида железа в шлаке плавок № 2619 и 4148 уменьшились до 1,0–

1,2 %, а оксида марганца – до 1,9–3,8 %. После внепечной обработки шлак стал светло-коричневым и светло-голубым в изломе (рисунок 5.3).



Рисунок 5.3 – Шлак плавки № 2619 после диффузионного раскисления

В соответствии с результатами рафинирования менялись и механические свойства стали 35Л, которые приведены в таблице 5.11.

Таблица 5.11 – Механические свойства рядовых и экспериментальных плавок

Номер плавки	Механические свойства				
	Предел текучести, $\sigma_т$, МПа	Временное сопротивление, $\sigma_в$, МПа	Относительное удлинение, δ, %	Ударная вязкость KCU, кДж/м^2	Твёрдость, НВ
1844	370	635	15,0	360	197
1961	460	605	15,0	400	201
2621	380	625	17,0	390	197
4151	470	680	16,0	410	229
2619	455	620	20,0	440	187
4148	360	625	22	400	187

Из таблицы 5.11 следует, что прочностные характеристики $\sigma_т$ и $\sigma_в$ и ударная вязкость KCU всех плавок существенно превосходят показатели ГОСТ 977. Пластические характеристики стали, обработанной l-cast, не столь высоки. Относительное удлинение равнялось 15 %, что соответствует допустимому нижнему пределу ГОСТ 977. Соответственно, их необходимо увеличивать. Как видно из данных таблицы 5.11, введение в технологический процесс диффузионного раскисления стали способствует повышению относительного удлинения до 16–17 %. Особенно эффективна комплексная обработка стали, сочетающая диффузионное раскисление и внепечную обработку расплава РСУ. Здесь рост относительного удлинения особенно заметен – от 20 до 22 %.

Таким образом, подтверждаются теоретические предпосылки об увеличении механических свойств кислых сталей после обработки смесями РД и РСУ.

Учитывая полученные результаты, было решено провести опытно-промышленное опробование диффузионного раскисления РД19П и РД21П в течение месяца работы цеха. Внепечную обработку расплава решили не применять, исходя из экономических соображений, поскольку введение в технологический процесс диффузионного раскисления обеспечивает рост относительного удлинения до требуемой величины (таблица 5.11).

Результаты статистической обработки механических свойств сталей 35Л, выплавленных с 03.09.18 по 02.10.18 с применением РД19П и РД21П, представлены в таблице 5.12. Для сравнения произвели статистическую обработку механических свойств сталей 35Л, выплавленных с 10.03.18 по 27.03.18 с применением l-cast. Результаты представлены в таблице 5.12.

Таблица 5.12 – Результаты статистической обработки механических свойств стали 35Л с 03.09.18 по 02.10.18 с применением РД19П и РД21П

Показатели	Среднее	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
$\sigma_т$, МПа	350,882	310,000	385,00	400,7353	20,018	5,70515
$\sigma_в$, МПа	617,647	585,000	660,00	581,6176	24,116	3,90462
δ, %	19,3059	15,0000	23,200	5,9256	2,4342	12,60887
KCU, кДж/м2	475,294	380,000	630,00	43,2264	65746	13,83286
НВ	183,176	170,000	187,00	26,5294	5,1506	2,81186

Таблица 5.13 – Результаты статистической обработки механических свойств сталей 35Л с 10.03.18 по 27.03.18 с применением l-cast

Показатели	Среднее	Минимум	Максимум	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вариации, %
$\sigma_т$, МПа	377,857	335,000	475,00	2173,810	46,624	12,33909
$\sigma_в$, МПа	605,714	585,000	640,00	378,571	19,456	3,21223
δ, %	16,8571	15,0000	20,000	2,810	1,6761	9,94334
KCU, Дж/см2	466,429	400,000	560,00	21,786	4,6675	10,00693
НВ	177,571	163,000	187,00	99,286	9,9642	5,61139

Проведенные опытно-промышленные испытания показали (таблица 5.12), что относительное удлинение стали на плавках с РД существенно выросло ($\delta \geq 15$ %) и стабилизировалось. Средний показатель относительного удлинения за период с 03.09.18 по 02.10.18 составил 19,31 % (таблица 5.12), что на 15 % выше, чем за период с 10.03.18 по 27.03.18, в который плавки проводились с ранее используемым в качестве рафинирующей добавки материалом L-cast. Средний показатель относительного удлинения за период работы с L-cast составил 16,86 % (таблица 5.13).

Кроме того, выросло на 16 % максимальное значение δ и составило 23,2 % с применением РД против 20 % с применением L-cast. Таким образом, поставленная задача была выполнена.

Вышесказанное подтверждает более высокую эффективность РД19П и РД21П как диффузионных раскислителей по сравнению с ранее применяемым материалом L-cast.

Стоит отметить, что остальные показатели механических свойств (таблица 5.13), а также химический состав сталей при применении РД соответствовали требованиям НТД.

Кроме того, испытание диффузионных раскислителей РД19П и РД21П показало, что их использование приводит к уменьшению времени плавки и экономии электроэнергии, предохраняет свод и откосы от прямого излучения дуги, повышает их срок службы, позволяет экономить ферросилиций и ферромарганец.

Было рекомендовано ввести в технологический процесс выплавки стали для отливок 35Л диффузионное раскисление РД19П и РД21П и внести в нормы расхода указанные материалы.

5.4 При производстве ответственных железнодорожных отливок

Рубцовский филиал АО «Алтайвагон» специализируется на производстве ответственных отливок из стали для железнодорожного литья. Плавки стали проводят в печах с основной и кислой футеровкой ДСП 6. Общеизвестно, что себестоимость кислой стали значительно ниже, чем основной. Поэтому исследовали возможность расширения номенклатуры ответственного железнодорожного литья, выплавленных в печах с кислой футеровкой, и снижения тем самым себестоимости отливок. ГОСТы 22703, 2253 [278, 280] позволяют использовать печи с кислой футеровкой для выплавки сталей для литых сцепных и автосцепных устройств и для аппаратов поглощающих пружинно-фрикционных. Поэтому на заводе начали производить отливки «кронштейны корпуса», «замкодержатель» и некоторые другие – из стали 20ГЛ в кислых печах. Для этих отливок сдаточной характеристикой являлась KCU при температурах +20 ˚С. Вместе с тем ответственные отливки из стали 30 ГСЛ-Б для аппаратов поглощающих пружинно-фракционных («корпус» и «горловина корпуса»), а также отливки из стали 30ГСЛ для автосцепных устройств внедрить в производство не смогли, так как не обеспечивали механические свойства KCU^{-60} и KCV^{-60}, как того требуют ГОСТы.

Теоретические предпосылки свидетельствуют, что повысить механические свойства кислой стали можно введением диффузионного раскисления и внепечной обработки.

Поэтому для расширения номенклатуры ответственного железнодорожного литья, произведенного в печах с кислой футеровкой, при выплавке стали применено диффузионное раскисление стали дисперсными РД19П, РД21П и ковшовая обработка стали РСУ.

В ходе работы, используя преимущества инновационной технологии, параллельно решали следующие задачи по:

– снижению времени плавки и расхода электроэнергии;

– исключению остатков стали в ковше после окончания разливки;

– полному удалению шлака из ковшей после разливки и тем самым увеличению времени службы последних.

Для выявления преимуществ новой технологии провели 10 рядовых плавок стали и 8 экспериментальных плавок сталей 20ГЛ с использованием РД19П, РД21П и РСУ.

Рядовые плавки проводили по действующей на заводе инструкции.

При достижении требуемого содержания углерода в металле во время окислительного периода расплав раскисляли ферросилицием и ферромарганцем из расчета получения концентраций кремния и марганца на нижний предел готовой стали. Отбирали пробы шлака на анализ. Шлак был черного цвета, что свидетельствовало о высоком содержании в нем FeO и MnO (таблица 5.16).

Восстановительный период плавки не проводили. Металл нагревали до температуры выпуска. Для ускорения нагрева металла шлак загущали песком. Перед выпуском плавки в печь присаживали известняк для получения жидкоподвижного шлака и снижения в нем оксидов железа. Присаживали ферросилиций из расчета получения среднего содержания Si в металле. Раскисленность стали определяли визуально по цвету шлака, для чего брали шлак на анализ. После раскисления и разжижения шлак становился темно-коричневым с темно-зеленым изломом, что свидетельствовало об уменьшении в нем концентраций оксидов FeO и MnO (таблица 5.14).

Таблица 5.14 – Компонентный состав рядовых и экспериментальных шлаков по ходу плавки

Момент отбора шлака на анализ	Компонентный состав шлака, % по массе			
	CaO	SiO_2	FeO	MnO
По окончанию окислительного периода рядовых и экспериментальных плавок	9,9	46,8	15,82	19,94
По окончанию восстановительного периода плавок, выплавленных по заводской технологии	10,5	50,1	6,37	22,4
По окончанию восстановительного периода экспериментальных плавок	12,9	52,9	3,0	14,9

Время доводки и нагрева металла до температуры выпуска составляло 45 минут. Легирование металла марганцем производили во время выпуска плавки присадкой марганецсодержащих ферросплавов на дно раздаточного чайникового ковша емкостью восемь тонн из расчета получения в готовом металле среднего содержания марганца по марке стали. Окончательное раскисление металла производили алюминием в разливочных ковшах емкостью 500 кг из расчета один кг алюминия на одну тонну жидкого металла. Алюминий присаживали под струю металла при наполнении металлом разливочных ковшей из раздаточного ковша. Окончательную пробу металла на химический состав отбирали из третьего разливочного ковша.

Следует отметить, что при выпуске металла из печи весь шлак сливался в ковш, а остаток стекал в приямок. Во время транспортировки ковша до разливочного стенда и до начала разливки шлак застывал и образовывал на поверхности ковша прочную корку. Во время разливки уровень металла в ковше опускался, а твердая корка сохранялась на поверхности ковша. Удаление ее по окончании разливки отличалось большой трудоемкостью и полностью удалить ее не удавалось. Как правило, при использовании рядовой технологии ковши быстро зарастали и через 10 наливов требовали ремонта.

Экспериментальные плавки до конца окислительного периода проводили по действующей инструкции. Затем при достижении требуемого содержания углерода в металле его раскисляли ферросилицием до достижения в стали содержания кремния 0,2–0,25 %. Учитывая предыдущий опыт, ферросилиций в печь больше не добавляли. Затем проводили восстановительный период плавки. На шлак присаживали рациональное количество РД19П, равное 2 кг/т годного, то есть 15 кг, или пять пакетов по 3 кг. Материал мгновенно расходился по поверхности шлака и вспенивал шлак, о чем свидетельствовала стабилизация горения дуг, которое характеризовалось равномерным и тихим гудением. Вспененный шлак экранировал дуги, и все тепло расходовалось на нагрев шлака и металла. Через две минуты на равномерно вспененный шлак присаживали РД21П. Рациональное количество также равнялось 2 кг/т годного, то есть 5 пакетов по 3 кг. После присадки РД21П шлак оставался вспененным. Дуги продолжали гореть стабильно, равномерно и тихо. Шло рафинирование металла от оксидов и кремневосстановительный процесс. Металл продолжал интенсивно нагреваться. Через 10 минут после присадки РД21П расплав был готов к выпуску. Время плавки с применением новой технологии сократили на 15 минут.

Перед выпуском отобрали пробу шлака. Он был значительно светлее, чем шлак рядовой плавки: светло-коричневым на поверхности и светло-зеленым в изломе, что свидетельствовало об уменьшении в нем концентраций оксидов FeO и MnO по сравнению с рядовой плавкой (таблица 5.15).

Таблица 5.15 – Компонентный состав шлаков

Время отбора шлака на анализ	Определяемые компоненты, % по массе			
	CaO	SiO_2	FeO	MnO
После окислительного периода	10,5	48,8	15,82	21,1
Перед выпуском рядовых плавок	11,1	50,1	6,37	20,7
Перед выпуском экспериментальных плавок	13,2	52,9	3,0	14,9

Как видно из данных таблицы 5.15, диффузионное раскисление стали способствовало снижению концентраций FeO и MnO в шлаках, а следовательно, и рафинированию металла от этих оксидов.

Перед выпуском на дно раздаточного ковша загружали 20 кг РСУ и марганецсодержащие ферросплавы. Количество ферромарганца уменьшали из расчета пригара марганца в раскисленном металле на 0,2 %. Алюминий присаживали под струю металла при наполнении разливочных ковшей. Окончательную пробу металла на химический состав отбирали из третьего разливочного ковша.

После внепечной обработки шлак в ковше оставался вспененным светло-коричневым и светло-зеленным в изломе.

Таблица 5.16 – Компонентный состав шлака

Вид шлака	Компонентный состав шлака, % по массе			
	SiO_2	CaO	FeO	MnO
Время отбора шлака на анализ	14,9	54,1	1,5	10,3

Концентрации FeO в нем снизилось по сравнению со шлаком перед выпуском с 3,0 до 1,5 %, а и MnO – с 14,9 до 10,3 % (таблицы 5.15, 5.16).

Полученный шлак еще больше охрупчивался по сравнению с предвыпускным шлаком, так как после внепечной обработки стал более вспененным. Плотность его уменьшалась до 2,57 г/см^3. При разборе стали из раздаточного чайникового ковша шлак покрывал зеркало металла и опускался в ковше вместе с металлом. Теплопроводность его еще понизилась, что позволяло металлу сохранять высокую температуру в течение всей заливки форм и разливать сталь из ковша без остатка. Трудоемкость удаления остатков хрупкого шлака из ковша существенно уменьшилась. Ковши под очередную разливку подавались с чистыми стенками и дном, что увеличивало срок их службы.

Химические составы рядовых и экспериментальных плавок практически не отличались друг от друга (таблица 5.17).

Таблица 5.17 – Химический состав стали

Плавка	Элементный состав стали, % по массе					
	C	Si	Mn	P	S	Al
Рядовая	0,212	0,334	1,237	0,023	0,021	0,073
Экспериментальная	0,205	0,341	1,243	0,021	0,018	0,081

Близость концентраций Si и Mn в рядовых и экспериментальных плавках свидетельствовала об экономии кремния и марганца за счет снижения их угара в хорошо раскисленном металле.

Анализировали механические свойства рядовых плавок (таблица 5.18) и экспериментальных плавок (таблица 5.19) по ГОСТ 977.

Таблица 5.18 – Результаты механических свойств стали 20ГЛ рядовых плавок

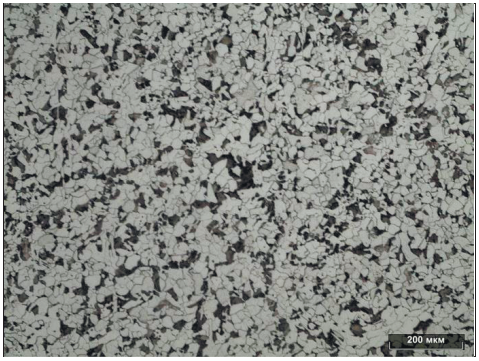
№ плавки	$\sigma_т$, МПа	$\sigma_в$, МПа	δ, %	KCU^{+20}, кДж/м^2
3/1082	255	465	28	725 763
2/1042	310	500	28	788 713
2/1113	255	445	26	654 741
3/969	290	480	27	725 688
2/1093	300	475	23	679 630
2/1045	290	490	23	638 675
2/1064	340	540	23,5	788 725
2/1073	275	490	27	750 675
2/1067	315	550	22	688 763
2/1096	295	495	23,5	688 656
Средние значения	**287,5**	**483,5**	**26,05**	**710,6**

Таблица 5.19 – Результаты механических свойств стали 20ГЛ опытных плавок

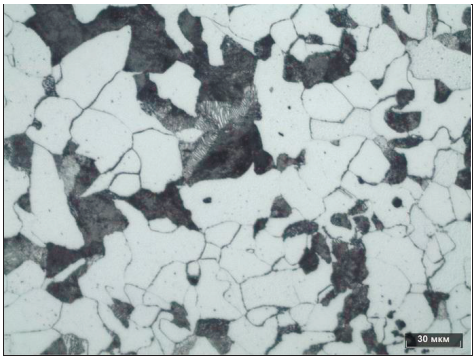
№ плавки	$\sigma_т$, МПа	$\sigma_в$, МПа	δ, %	KCU^{+20}, кДж/м^2
2/1114	325	510	29	1200 1020
3/1087	310	505	31	1000 1025
3/1088	275	470	28	1188 1200
2/1119	285	475	27	1025 1013
2/1120	290	475	28	875 1100
3/1093	275	475	31	763 750
2/1126	275	455	27	1025 1013
3/1099	290	510	26	1020 1000
Средние значения	**290,63**	**484,4**	**28,38**	**1013,6**

Таблицы свидетельствуют, что показатели механических свойств рядовых и опытных плавок значительно превзошли требования, регламентированные ГОСТ 977, и мало отличаются друг от друга. Но KCU^{+20}, характеризующая эксплуатационную надежность отливок, в опытных плавках резко выросла на 30 %, с 710,6 до 1 013,6 кДж/м^2. Это подтверждает эффективность разработанной технологии. На основании полученных результатов можно утверждать, что диффузионное раскисление и внепечная обработка стали помогут увеличить и KCV^{-60} на более ответственных отливках. Последний показатель больше всех других зависим от микроструктуры стали. Этот вывод подтверждает изучение микроструктур сталей.

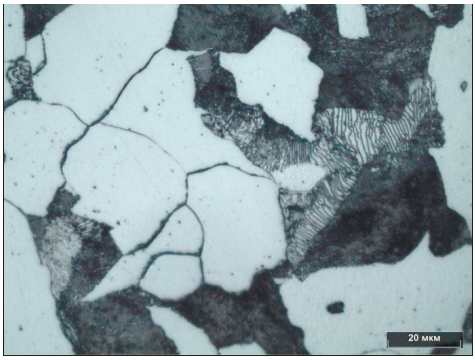
Микроструктуры металлической матрицы стали 20ГЛ после термообработки изучали на травленных образцах при увеличении в 100, 500 и 1000 раз по ГОСТ 8233-56 и ГОСТ 5639-82. Микроструктура стали, выплавленной в кислой печи по рядовой технологии, представлена на рисунке 5.4.



а)



б)



в)

Рисунок 5.4 – Микроструктура стали 20ГЛ, выплавленной по рядовой технологии, после нормализации, травитель – нитал:
а – увеличение в 100 раз; б – увеличение в 500 раз; в – увеличение в 1000 раз

Как видно из рисунка 5.4, металлическая матрица по ГОСТ 8233-56 состоит из 35 % феррита и 65 % перлита сорбитообразного и пластинчатого. Балл зерна по ГОСТ 5639-82 равнялся 7–8.

При изучении неметаллических включений исследованию подвергали микрошлифы без предварительного травления.



а)

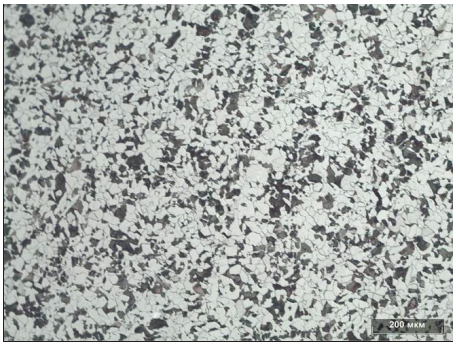


б)

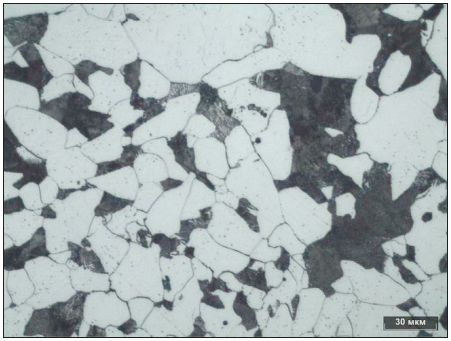
Рисунок 5.5 – Неметаллические включения в стали 20ГЛ, выплавленной по рядовой технологии: а – единичные включения остроугольной и округлой формы беспорядочного расположения, увеличение в 50 раз; б – скопления мелких включений в виде тонких цепочек, увеличение в 50 раз

На шлифах (рисунок 5.5) наблюдаются единичные неметаллические включения остроугольной и округлой формы беспорядочного расположения и скопления мелких включений в виде тонких цепочек, расположенных преимущественно по границам аустенитного зерна. Индекс загрязненности стали неметаллическими включениями (I $*10^{-3}$) составил $2{,}595 \cdot 10^{-3}$.

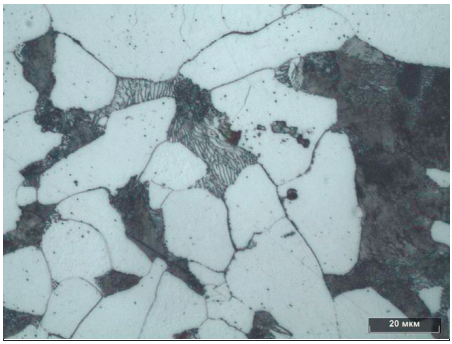
Микроструктура металлической матрицы стали 20ГЛ, выплавленной в кислой печи по новой технологии с восстановительным периодом, после термообработки представлена на рисунке 5.6.



а)



б)



в)

Рисунок 5.6 – Микроструктура стали 20ГЛ, выплавленной с восстановительным периодом, после нормализации, травитель – нитал:
а – увеличение в 100 раз; б – увеличение в 500 раз; в – увеличение в 1000 раз

Как видно из рисунка 5.6, металлическая матрица стали, выплавленной по новой технологии, по сравнению с действующей практически не изменилась и состоит из 35 % феррита и 65 % перлита сорбитообразного и пластинчатого. Балл зерна равнялся 7–8. Но неметаллических включений в стали стало меньше (рисунок 5.7).

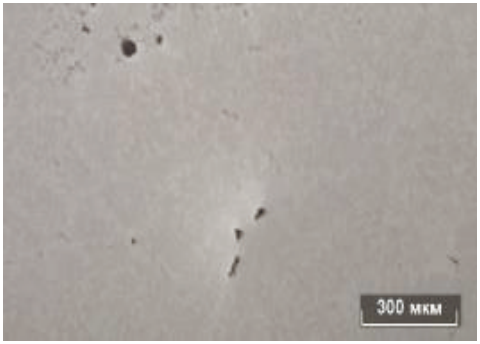


Рисунок 5.7 – Неметаллические включения в стали 20ГЛ, выплавленной с применением восстановительного периода, увеличение в 50 раз

На шлифах наблюдалось меньше неметаллических единичных включений остроугольной и округлой формы беспорядочного расположения и меньше скоплений мелких включений. Индекс загрязненности стали неметаллическими включениями ($I*10^{-3}$) резко уменьшился и составил $1{,}879 \cdot 10^{-3}$.

После внепечной обработки металлическая матрица стали не изменилась, но сталь стала еще чище. Индекс загрязненности составил 1,37 (рисунок 5.8)

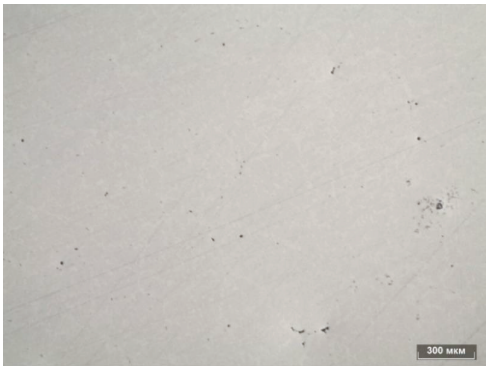


Рисунок 5.8 – Неметаллические включения в стали 20ГЛ, выплавленной с применением восстановительного периода и внепечной обработки, увеличение в 50 раз

Это еще раз подтвердило эффективность разработанной технологии.

Химический состав и микроструктура сталей соответствовали требованиям ГОСТ 977. Это дало возможность приступить к экспериментам по переводу других, более ответственных отливок с выплавкой стали в печах с кислой футеровкой.

Плавки стали 30ГСЛ-Б. (№ 4/555, 2/570)

Следующие две плавки проводили для изготовления ответственных отливок «корпус» и «горловина корпуса» из стали 30 ГСЛ-Б для аппаратов поглощающих пружинно-фракционных, которые должны отвечать требованиям ГОСТ 2253 [278].

Химический состав и механические свойства стали согласно требованиям ГОСТ 2253 приведены в таблицах 5.18, 5.19.

Таблица 5.18 – Химический состав стали

Марка стали	Химический состав, % по массе							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
				не более				
30ГСЛ-Б	0,25–0,35	0,2–0,5	1,2–1,6	0,3			0,04	

Таблица 5.19 – Механические свойства стали

Механические свойства				
$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, МПа	δ, %	Ψ, %	KCU^{-60} кДж/м^2
657	490	10	20	294

Сдаточными характеристиками механических свойств стали для корпусных отливок являются предел текучести и относительное удлинение.

В первой плавке стали 30ГСЛ-Б после окончания окислительного периода довели концентрации марганца и кремния до нижних пределов. Ферросилиций впоследствии не присаживали. На шлак были отданы раскислительные смеси из расчета по 2 кг на одну тонну жидкого (по 5 пакетов). Вначале отдали РД19П и вслед за ней РД21П. Восстановительный период проходил под вспененным шлаком и стал короче по сравнению с рядовой плавкой на 10 минут. По окончании реакции шлак в печи был жидкий. Проба шлака была плотной и имела блестящий коричневый цвет, что свидетельствовало о низком содержании в нем FeO и MnO. В первой плавке внепечную обработку расплава решено было не проводить для определения эффективности внепечной обработки в последующей плавке. Количество ферромарганца уменьшали из расчета пригара марганца в раскисленном металле на 0,2 %.

Во время опустошения ковша на разливочном стенде шлак опускался вместе в ковше с металлом, корку на поверхности ковша не образовал. В середине разливки стали наблюдалась длительная остановка конвейера на 15 минут. Тем не менее металл был разлит полностью, шлак легко был удален в шлаковню. Ковш под очередную разливку был подан с чистыми стенками и дном.

Химический состав и механические свойства стали приведены в таблицах 5.20, 5.21.

Таблица 5.20 – Химический состав стали 30ГСЛ-Б

№ плавки	Химический состав, % по массе							
	C	Si	Mn	Cr	Cu	S	P	Ni
4/555	0,29	0,43	1,24	0,12	0,15	0,023	0,025	0,11

Таблица 5.21 – Механические свойства стали 30ГСЛ-Б

Уровень механических свойств	Механические свойства стали					
	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_т$, МПа	δ, %	Ψ, %	KCU^{-60} кДж/м^2	
					Обр. №1	Обр. №2
По ГОСТ 2253	657	490	10	20	294	294
Плавка 4/555	740	600	13,5	34	310	300

Как видно из данных таблиц 5.20, 5.21, химический состав и механические свойства стали соответствовали требованиям ГОСТ 2253. Следует отметить, что сдаточные механические свойства существенно превысили нормативные показатели, к примеру, $\sigma_т$ на 22,4 %. Рост пластических характеристик оказался выше. δ увеличилось на 45 %. Для дальнейшего повышения показателей механических свойств следующую плавку провели с использованием внепечной обработки расплава.

Плавка стали 30ГСЛ-Б № 2/570

Плавку стали 30ГСЛ-Б № 2/570 вели с диффузионным раскислением стали РД по такой же технологии, как и предыдущую. Однако металл этой плавки был дополнительно обработан в ковше рафинирующей смесью РСУ. Перед выпуском на дно раздаточного ковша загружали 20 кг РСУ и марганецсодержащие ферросплавы. Алюминий присаживали под струю металла при наполнении разливочных ковшей. Окончательную пробу металла на химический состав отбирали из третьего разливочного ковша.

После внепечной обработки шлак в ковше оставался вспененным светло-коричневым и светло-зеленым в изломе.

Таблица 5.22 – Компонентный состав шлака

Время отбора шлака на анализ	Компонентный состав шлака, % по массе			
	SiO_2	CaO	FeO	MnO
Из ковша после обработки РСУ	14,9	54,9	1,95	10,3

Концентрации FeO и MnO в нем снизились по сравнению со шлаком перед выпуском (таблица 5.15).

Полученный шлак охрупчивался более существенно, чем предвыпускной, так как был более вспененным. При разборе стали из раздаточного чайникового ковша шлак покрывал зеркало металла и опускался в ковше вместе с металлом. Шлак обработанный РСУ отличался пониженной плотностью и теплопроводностью, что позволяло металлу сохранять более высокую температуру в течение всей заливки форм и разливать сталь из ковша без остатка. За время разливки температура металла уменьшилась на 25 ˚С. Уменьшилась также трудоемкость удаления остатков хрупкого шлака из ковша. Ковш остался чистым, что увеличивает срок его службы и трудоемкость его подготовки к следующей разливке.

Химический состав и механические свойства стали приведены в таблицах 5.23, 5.24.

Таблица 5.23 – Химический состав стали

№ плавки	Химический состав, % по массе							
	C	Si	Mn	Cr	Cu	S	P	Ni
2/570	0,33	0,55	1,46	0,14	0,13	0,022	0,024	0,12

Таблица 5.24 – Механические свойства стали

Уровень механических свойств	Механические свойства стали					
	σ_B, МПа	σ_T, МПа	δ, %	Ψ, %	KCU^{-60} кДж/м^2	
					Обр. № 1	Обр. № 2
По ГОСТ 2253	657	490	10	20	294	294
Плавка 2/570	790	680	14,5	32	321	315

Как видно из данных таблицы 5.23, химический состав стали соответствовал требованиям ГОСТ 2253. Следует отметить, что в стали выросла концентрация марганца, что свидетельствует об уменьшении его угара, чему способствовала внепечная обработка. Резко вырос σ_T – на 38 % по сравнению с нормативным показателем и на 13,3 % по сравнению с предыдущей плавкой. Осталось на предыдущем уровне относительное удлинение. Таким образом, подтверждена эффективность внепечной обработки стали РСУ для повышения механических свойств. Все дальнейшие плавки проводились с использованием РСУ.

Расчеты показали, что экономия электроэнергии на одну плавку при сокращении времени плавки на 10 минут составляет 1019 рублей.

В расчете экономического эффекта не учтены:

– увеличение производительности труда за счет разливки металла из ковшей без остатка;

– снижение трудоемкости удаления остатков шлака из ковша;

– увеличение срока службы ковшей как минимум вдвое;

– экономия ферромарганца.

Но самое главное, удешевление литья с внедрением новой технологии происходит за счет перевода номенклатуры ответственного литья, выплавляемого в печах с основной футеровкой на кислые печи. С внедрением новой технологии диффузионного раскисления и внепечной обработки стали 20ГЛ планируется изготавливать самые сложные отливки первой группы корпус автосцепки и тяговый хомут с выплавкой стали в печах с кислой футеровкой.

На основании вышеизложенного принято решение внедрить технологический процесс диффузионного раскисления и внепечной обработки в производство.

Выводы

Введение в технологический процесс плавки в печах с кислой футеровкой восстановительного периода с применением дисперсных раскислительных диффузионных смесей РД19П и РД21П во время восстановительного периода и рафинирующей смеси РСУ для внепечной обработки сталей при производстве ответственных сельскохозяйственных, автомобильных, железнодорожных и других ответственных отливок позволило установить:

1. Компонентный состав дисперсных раскислительных диффузионных смесей во время восстановительного периода способствует резкой активизации реакций восстановления из шлака Mn, Cr и Fe, а также кремнийвосстановительного процесса, что позволяет экономить ферросплавы.

2. Применение раскислителей диффузионных (РД) способствует вспениванию шлаков, которые экранируют дуги, что приводит к ускоренному нагреву металла и сокращению времени плавки на 10 минут, что позволяет экономить электроэнергию. Кроме того, вспененный шлак предохраняет свод и откосы от прямого излучения, что увеличивает срок их службы.

3. Рафинирование металла РД позволяет повысить жидкотекучесть металла и уменьшить температуру заливки стали на 20 °С, что существенно снижает трудоемкость удаления пригара на отливках.

4. Обработка шлака РД и РСУ уменьшает плотность и теплопроводность шлака, что дает возможность удерживать требуемую температуру стали в ковше

под шлаком и разливать плавки без остатков металла в ковше, а также снизить трудоемкость удаления остатков шлака из ковшей и увеличить срок их службы.

5. Применение РД позволяет существенно увеличить и стабилизировать относительное удлинение стали 35Л по сравнению с плавками, где в качестве рафинирующей добавки использовался модификатор L-cast. Средний показатель относительного удлинения экспериментальных плавок составил 19,31 %, тогда как средний показатель относительного удлинения за период работы с L-cast составил 16,86 %, что на 15 % ниже, чем у экспериментальных плавок. Кроме того, выросло на 16 % максимальное значение δ и составило 23,2 % с применением РД против 20 % с применением L-cast.

6. Эффективное рафинирование металла в печи РД и внепечная обработка стали РСУ в ковше позволили существенно повысить относительное удлинение стали 20ГЛ с 26,05 до 28,38 % и ударную вязкость с 710,6 до 1013,6 кДж/м^2, то есть на 10,3 и 29,4 % соответственно, что дало возможность расширить номенклатуру ответственного железнодорожного литья из сталей 30ГСЛ-Б и 30ГСЛ, выплавляемого в кислых печах, и тем самым удешевить его. Планируется изготавливать самые сложные отливки первой группы «корпус автосцепки» и «тяговый хомут» с выплавкой стали в печах с кислой футеровкой.

Глава 6 Внедрение результатов исследований в производство

Задачу повышения качества ответственных стальных и чугунных отливок в промышленных условиях решали путем внедрения разработанных инновационных технологий в производство на машиностроительных предприятиях РФ и ближнего зарубежья. В главе подробно рассмотрены наиболее значимые результаты внедрения. Для успешного внедрения производили анализ существующих технологических процессов, определяли влияние на них различных технологических параметров, выявляли наиболее значимые и через них определяли направления совершенствования технологических процессов с использованием высоких технологий и разработанных материалов. Для подтверждения эффективности новых технологий широко использовали возможности статистической обработки данных и регрессионного анализа в пакете STATISTICS & ANALISIS v.6.0. Stat Soft, Inc [197, 198]. Ниже приведены результаты наиболее значимых внедрений.

6.1 Внедрение инновационных технологий диффузионного раскисления сталей с применением РДА

Одним из наиболее значимых внедрений с применением РДА является внедрение, которое обеспечило повышение качества стального железнодорожного литья ответственного назначения. На основании проведенных исследований в Рубцовском филиале АО «Алтайвагон» внедрена в производство прогрессивная технология диффузионного раскисления стали, разработанной раскислительной смесью РДА [240].

Для подтверждения эффективности внедренной технологии произвели статистическую обработку химического состава сталей и KCV^{-60} стали 20ГЛ. Исследовали 174 плавки сталей, выплавленных с использованием РДА после внедрения. Результаты статистической обработки сталей после внедрения представлены в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Результаты статистической обработки качественных показателей сталей после внедрения

	Кол. набл.	Среднее	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вар V, %.
C, %	177	0,2030	0,1500	0,2500	0,000	0,01475	7,27
Mn, %	174	1,2132	0,9700	1,4600	0,006	0,07918	6,53
Si, %	174	0,3620	0,2100	0,5600	0,004	0,06233	17,32
V, %	174	0,06156	0,046000	0,07600	0,000023	0,004783	7,769325
S, %	174	0,0103	0,0076	0,0159	0,00	0,0018	16,71

	Кол. набл.	Среднее	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вар V, %.
P, %:	174	0,01409	0,0079	0,0250	0,000008	0,002816	20,12
Al, %	174	0,030	0,017	0,0570	0,000	0,00401	13,23
Ca, %	174	0,0028	0,0022	0,0038	0,000	0,00029	10,35941
KCV^{-60}, кДж/м^2	174	311,93	209,0000	430,000	2177,111	46,6595	14,81

Результаты сравнили со статистическими показателями плавок сталей, проведенных до внедрения с использованием традиционной раскислительной смеси (таблица 4.31).

Как видно из данных таблиц 4.31 и 6.1, усредненный химический состав сталей до и после внедрения соответствует рекомендуемому ГОСТ 32400. Элементы в стали, которые обеспечивают сталевары добавками ферросплавов расчетным путем, сопоставимы и достаточно однородны как до, так и после внедрения. Наиболее стабильными получаются содержания углерода и марганца в сталях (V^C=7,14–7,27 %; V^{Mn}=5,52–6,52 %). Следует отметить, что концентрации фосфора в сталях находятся на низком уровне как до, так и после внедрения (0,0147 и 0,01409 % (таблицы 4.31, 6.1), что свидетельствует о качественно проводимых окислительных периодах плавок. В целом химический состав стали 20ГЛ свидетельствует о высокой профессиональной подготовке сталеваров и удовлетворительной технологической дисциплине на участке плавки. Очень важно, что применение РДА способствовало активизации процесса десульфурации. Концентрация серы уменьшилась с 0,0141 до 0,0103 %, то есть на 72,02 %. Микроструктура стали после внедрения стала чище по неметаллическим включениям. Индекс загрязненности в среднем уменьшился с 1,853 до 1,472 (10^{-3}). Это позволило обеспечить высокие механические свойства стали. Среднее значение KCV^{-60} до внедрения равнялось 241,56 кДж/м^2, а после внедрения повысилось до 311,93, что на 22,7 % выше. Но очень важно, что выросла и однородность этого показателя. Коэффициент вариации до внедрения технологии равнялся 28,75 %, а после внедрения 14,81 % (таблицы 3.31 и 6.7).

Внедрение позволило резко повысить эксплуатационную надежность отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» и обеспечить нагрузку на ось тележки 25–30 тс. При этом обеспечена экономия материальных ресурсов, электроэнергии. Средний расход РДА за данный период составил 2,37 кг/т жидкого (для сравнения: расход смеси, применяемой ранее, составлял 4,24 кг/т жидкого). Экономический эффект составил около 6 млн. руб. РФ [240].

На Чебоксарском заводе ООО «Промтрактор-Промлит» при производстве отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» внедрена раскислительная смесь РД21П, более ранний аналог РДА [311]. Результаты внедрения позволили установить целый ряд технологических преимуществ РД перед традиционной

раскислительной смесью, состоящей из смеси коксика и ФС 75, которые заключаются в следующем:

1. Раскислительная смесь поставляется расфасованной в пакетах по 3 кг, что исключает необходимость подготовки смеси, исключает пыление, то есть улучшает экологические условия на плавильном участке.

2. Фасовка позволяет произвести точную дозировку смеси в процессе раскисления и установить контроль за рациональным ее расходованием.

3. Вспенивание шлака, которое наблюдается в печи во время диффузионного раскисления, защищает свод и откосы от прямого излучения дуги и повышает их срок службы, снижает время заправки печи. Уменьшается световая нагрузка на глаза сталеваров.

4. Увеличивается жидкотекучесть шлака, что снижает трудоемкость скачивания шлака.

5. Уменьшается вязкость шлака, увеличивается его реакционная и десульфурирующая способность.

6. Раскислительная смесь лучше разогревает металл и шлак, что позволяет вести восстановительный период на 12-й ступени вместо 10-й и сократить время периода на 10 минут, что приводит к экономии электроэнергии.

7. Высокая реакционная способность шлака позволяет более полно восстанавливать марганец из шлака и тем самым обеспечить экономию ферромарганца.

8. Более полное раскисление шлака и металла стабилизировало остаточный алюминий в стали.

Экономический эффект от внедрения составил 4 миллиона 284 тысячи 060 рублей [311].

Высокая эффективность РДА позволила внедрить его в процесс диффузионного раскисления сталей заготовок из стали 25Г2С в ПФ ТОО «Кастинг», г. Павлодар. Диффузионное раскисление проводилось в АКП [243]. Углеродсодержащий материал и ФС65 были исключены из процесса диффузионного раскисления. Расход плавикового шпата был уменьшен на 50 %. Средний расход РДА за данный период составил 0,41 кг/т (для сравнения: расход ФС65 для диффузионного раскисления составляет 1 кг/т). Шлак после обработки РДА остается жидким. Разливка проходит в штатном режиме [230, 231]. По результатам исследований технологический процесс диффузионного раскисления стали внедрен в производство.

Технологический процесс раскисления РДА в АКП внедрен в ГУП ЛПЗ при производстве заготовок из стали 35ГС для производства арматуры. Установлено, что диффузионное раскисление РДА не только эффективно рафинирует металл, но и позволяет экономить ферросплавы [260, 261]. Высокая реакционная

способность материала и вспенивание шлака позволили снизить время восстановительного периода на 10 минут. Шлак после обработки РДА оставался жидким. Разливка проходила в штатном режиме [262]. Ожидаемый экономический эффект от внедрения смеси составляет свыше 3 млн руб. Принято решение внедрить технологический процесс диффузионного раскисления в АКОС раскислительной смесью РДА.

Установлено неоспоримое преимущество РДА перед АШБ в условиях ООО «БВК», г. Челябинск, при производстве ответственных заготовок корпусных деталей трубопроводной арматуры высочайшего уровня качества для магистральных нефте-и газопроводов из стали 20ГЛ [264]. Технология рекомендована к внедрению.

6.2 Внедрение инновационных технологий и материалов при плавке сталей 110Г13Л методом переплава

В АО «Керченский металлургический завод» внедрили производство особо ответственных железнодорожных отливок – крестовины железнодорожные из стали 110Г13Л методом переплава. Получать необходимый уровень механических свойств позволило использование разработанного технологического процесса с применением РШ, РДА и РСУ. На первом этапе внедрения применение внедренной технологии дало возможность переплавить накопившиеся за несколько лет брак и возврат стали 110Г13Л. Затем плавки методом переплава стали проводить по мере накопления возврата и брака, достаточного для проведения плавки. Количество плавок методом переплава составляет 25–30 % от общего числа плавок. Остальные 70–75 % плавок проводят методом окисления. При проведении плавок методом окисления РШ завалку не отдавали. Внепечную обработку стали в ковше РСУ не проводили. Для диффузионного раскисления использовали РДА в количестве 4 кг/т.

При проведении плавок методом переплава успешно использовали три направления совершенствования выплавки стали, эффективность которых теоретически освещена в главе 3 и практически подтверждена в главе 4. При выплавке стали в завалку совместно с известняком отдавали РШ в количестве 5 кг/т для раннего наведения шлака, при диффузионном раскислении интенсифицировали процесс использованием РДА в количестве 6 кг/т и дополнительно рафинировали металл внепечной обработкой расплава в ковше РСУ в количестве 5 кг/т.

Произвели статистическую обработку качественных показателей стали. За месяц работы цеха было произведено 82 плавки, выплавленных с использованием окислительного периода, и 20 плавок методом переплава. Результаты представлены в таблицах 6.2, 6.3.

Таблица 6.2 – Результаты статистической обработки сталей 110Г13Л, выплавленных методом окисления за месяц работы цеха

	Кол. набл.	Среднее	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вар. %
t, ˚C	82	1474,756	1440,000	1490,000	138,8287	11,78256	0,79895
C	82	1,204	1,100	1,280	0,0014	0,03763	3,12631
Mn	82	14,269	12,410	15,250	0,3130	0,55951	3,92109
Mn/C	82	11,862	10,698	12,923	0,2264	0,47586	4,01162
Si	82	0,570	0,410	0,750	0,0054	0,07379	12,95047
P	82	0,037	0,024	0,060	0,0001	0,00718	19,54147
S	82	0,001	0,001	0,001	0,0000	0,00000	0,00000
Al	82	0,013	0,003	0,027	0,0000	0,00558	43,13088
Cr	82	0,084	0,050	0,190	0,0008	0,02797	33,28899
V	82	0,023	0,020	0,040	0,0000	0,00489	21,22094
FeO	82	0,811	0,290	1,570	0,1136	0,33707	41,57612
MnO	82	2,308	0,470	7,000	1,0361	1,01791	44,10958
σ_B, МПа	82	91,410	76,400	99,600	31,2342	5,58876	6,11396
σ_T, МПа	82	48,709	46,000	49,000	0,3457	0,58799	1,20715
δ, %	82	37,309	21,300	48,300	39,0517	6,24913	16,74987
Ψ, %	82	31,602	20,500	54,900	29,0064	5,38576	17,04223
KCU,	82	29,651	21,100	36,900	10,0339	3,16763	10,68297
Группа качества	82	1,512	1,000	3,000	0,3517	0,59304	39,21743

Таблица 6.3 – Результаты статистической обработки сталей 110Г13Л, выплавленных методом переплава за месяц работы цеха

	Кол. набл.	Среднее	Минимум	Максим.	Дисперсия	Ср. кв. откл.	Коэф. вар. %.
t, ˚C	20	1474,000	1450,000	1490,000	180,5263	13,43601	0,91153
C	20	1,204	1,160	1,280	0,0008	0,02819	2,34009
Mn	20	14,487	13,530	15,790	0,3931	0,62695	4,32756
Mn/C	20	12,032	11,098	13,269	0,3018	0,54937	4,56593
Si	20	0,534	0,380	0,760	0,0082	0,09047	16,92520
P	20	0,043	0,035	0,050	0,0000	0,00451	10,59148
S	20	0,001	0,001	0,001	0,0000	0,00000	0,00000
Al	20	0,012	0,002	0,024	0,0000	0,00615	51,89594
Cr	20	0,110	0,060	0,240	0,0017	0,04148	37,54063
V	20	0,026	0,020	0,030	0,0000	0,00489	18,46643
FeO	20	0,871	0,430	1,290	0,0779	0,27918	32,07130
MnO	20	2,325	0,980	5,210	1,1747	1,08385	46,60719
σ_B,	20	94,375	82,200	99,300	18,8451	4,34110	4,59984
σ_T	20	48,830	47,600	49,000	0,1780	0,42190	0,86402
δ, %	20	41,530	29,600	52,500	28,4391	5,33283	12,84090
Ψ, %	20	33,175	29,600	39,400	6,64	2,5772	7,7685
KCU,	20	29,280	22,600	34,500	10,7354	3,27649	11,19019
Группа качества	20	1,200	1,000	2,000	0,1684	0,41039	34,19928

Как видно из данных таблиц 6.2 и 6.3, концентрации химических элементов в сталях, выплавленных различными способами, сопоставимы. Содержание фосфора в плавках с переплавом выше на 13,9 %, чем в плавках с окислением,

что вполне объяснимо, так как при методе переплава фосфор не удаляется. Концентрации FeO и MnO в шлаках оказались на низком уровне и близки по значениям при плавках с окислением и переплавом. Это позволило получить высокие механические свойства сталей. В среднем показатели механических свойств соответствовали первой группе качества для отливок «крестовины железнодорожные». Брака отливок по механическим свойствам не было. Внедрение позволило обеспечить экономический эффект свыше 48 млн рублей.

На основании проведенных экспериментов в ПАО «Михайловский ГОК» внедрен технологический процесс выплавки стали с использованием РШ для раннего наведения шлака, РДА для диффузионного раскисления стали и РСУ для внепечной обработки стали. Они оказались эффективнее применяемых на заводе модификаторов L-Cast® 5,3 и L-Cast® 720Z [269, 270]. Внедрение нового инновационного технологического процесса в производство, позволило существенно повысить технологичность процесса выплавки стали, качественные показатели стали и получить экономический эффект свыше 1,8 млн рублей в год [268, 269].

В ПАО «Оскольский завод металлургического машиностроения» была внедрена в производство комплексная обработка сталей 110Г13Л, выплавляемых методом переплава с использованием материалов, РШ, РДА и РСУ по ТУ 0826-003-476473004-2001 [265, 268]. Внедрение материалов существенно повысило эффективность раскисления и рафинирования стали, увеличило ее жидкотекучесть, позволило удешевить процесс и экономить электроэнергию. На должном уровне обеспечены эксплуатационные характеристики отливок и расширена номенклатура отливок, выплавляемых методом переплава [266, 267]. Кроме того, в сталелитейном цехе была внедрена в производство дисперсная раскислительная смесь, аналог РДА для рафинирования стали при производстве ответственных отливок из углеродистых и легированных сталей с экономическим эффектом 2 млн рублей [309, 239].

6.3 Внедрение инновационной технологии при плавке стали в печах с кислой футеровкой

Наиболее значимых результатов внедрение диффузионного раскисления и внепечной обработки расплава новыми дисперсными материалами: раскислителями диффузионными РД19П, РД21П и рафинирующей смесью РСУ-позволило добиться в Рубцовском филиале АО «Алтайвагон». Внедрение позволило существенно расширить номенклатуру ответственного железнодорожного литья, выплавленного в печах с кислой футеровкой, и снизить себестоимость.

С учетом результатов исследований в ОАО «Копейский машиностроительный завод» в технологический процесс плавки стали на печах с кислой футеровкой дополнительно введено диффузионное раскисление сталей дисперсными раскислителями диффузионными РД19П и РД21П.

Наиболее значимыми оказались результаты для ответственных и сложных отливок «турель» и «опора». Это крупногабаритные отливки, вес которых равняется 1,4 и 2 тонны соответственно. Кроме того, эти отливки имеют трудно формуемые криволинейные внутренние и наружные поверхности, с выступами и впадинами в различных плоскостях. В результате они подвержены пригару, удаление которого отличается высокой трудоемкостью. Поэтому снижение температуры заливки для этих отливок было весьма актуально. Внедрение новой технологии решило задачу снижения температуры заливки на 20 °С. Кроме того, «турель», «опора» относятся к отливкам 2-й группы ответственного назначения, и повышение механических свойств имело немаловажное значение.

Анализировались стали для отливок «турель» и «опора», выплавленные по существующей в цехе технологии до внедрения и после внедрения с применением раскислительных смесей [273, 275]. Химические составы металла и шлаков исследуемых плавок приведены в таблице 6.4. Механические свойства стали и результаты металлографического анализа представлены в таблице 6.5.

Таблица 6.4 – Результаты химического анализа стали и шлаков

Плавки	Химический состав стали, % по массе						Химический состав шлаков, % по массе			
	C	Si	Mn	Ni	Mo	V	CaO	SiO_2	FeO	MnO
Рядовые плавки	0,18	0,22	0,81	0,82	0,22	0,012	10,6	47,9	14,2	20,5
	0,22	0,28	0,83	0,79	0,24	0,01	12,9	50,5	13,7	19,5
	0,20	0,33	0,82	0,73	0,16	0,011	15,3	52,0	11,7	20,10
Опытные плавки	0,21	0,34	1,06	0,89	0,22	0,09	13,4	57,8	2,1	14,3
	0,18	0,35	0,82	0,78	0,24	0,011	11,0	59,7	3,5	15,1
	0,19	0,24	0,99	0,70	0,15	0,012	15,4	52,3	3,0	14,6

Таблица 6.5 – Сравнительные характеристики металла исследуемых плавок

Плавки	Механические свойства сталей				Индекс загрязненности сталей, $I*10^{-3}$
	$\sigma_в$, кПа	$\sigma_т$, кПа	δ, %	Ψ, %	
Рядовые плавки	574	499	14,0	31,0	3,91
	594	412	16,0	35,0	3,66
	584	406	15,0	33,0	3,26
Опытные плавки	597	494	18,0	33,0	2,49
	601	495	17,0	37,0	1,389
	599	491	15,0	33,0	1,75

Как следует из данных таблицы 6.4 химический состав сталей мало отличаются друг от друга. Вместе с тем данные табл. 6.5 свидетельствуют о том, что механические свойства сталей, подвергнутых диффузионному раскислению дисперсными смесями, были выше, чем у металла, который диффузионному раскислению не подвергался. Это объясняется тем, что стали этих плавок были менее загрязнены неметаллическими включениями, что явилось следствием более глубокой степени раскисленности металла в печи и подтверждается низким содержанием FeO и MnO в предвыпускных шлаках (таблица 6.4). Снижение загрязненности стали неметаллическими включениями увеличило ее жидкотекучесть, что позволило снизить температуру ее заливки на 20 °С, с 1580 до 1560 °С, что было отражено в НТД [273, 275]. В результате уменьшился пригар и трудоемкость его удаления на отливках «турель», «опора». Кроме того, установлено, что внедрение новой технологии приводит к уменьшению времени плавки, экономии электроэнергии, предохраняет свод и откосы от прямого излучения дуги, повышает их срок службы, позволяет экономить ферросилиций и ферромарганец, а также повысить производительность за счет более полной разливки стали из ковшей.

Дополнительное диффузионное раскисление сталей дисперсными раскислителями диффузионными РД19П и РД21П внедрено в ООО «Ростовский литейный завод» при выплавке стали 35Л в электродуговых печах ДСП3 и ДСП5 с кислой футеровкой для производства литых заготовок для комбайнов. Отмечено, что за счет дисперсности частиц смесей за короткий промежуток времени они равномерно распределяются по поверхности шлака, делают шлак жидкоподвижным и реакционноспособным. Шлак вспенивается, экранирует дуги. В результате все их тепло расходуется на нагрев металла, что позволяет экономить электроэнергию и сократить время плавки до 10 минут. В шлаке развивается кремнийвосстановительный процесс, что позволяет исключить подачу в печь ФС45 и экономить его. Кроме того, интенсивно идут реакции восстановления оксидов железа, марганца и переход восстановленных элементов в металл, а также обратный процесс перемещения оксидов из металла в шлак. Хорошо раскисленный металл позволил увеличить усвоение ферромарганца в ковше и экономить его. Диффузионное раскисление способствовало повышению жидкотекучести стали за счет уменьшения в них неметаллических включений и окисных плен.

Диффузионное раскисление сталей РД19П и РД21П в печах с кислой футеровкой внедрено также в ООО «Самарский завод технического литья» [223], где производят отливки из углеродистых и легированных сталей. Отмечено, что смеси поставляются в пакетированном виде, что обеспечивает точность дозирования и позволяет установить контроль за рациональным их расходованием [310]. При этом улучшаются экологические условия труда на плавильном участке. Восстановительная атмосфера, создаваемая действием смесей,

позволяет быстрее нагревать металл, сократить время плавки и экономить электроэнергию [310].

6.4 Внедрение дисперсного модификатора МК21 при производстве отливки «клин фрикционный» из чугуна СЧ 30

На основании проведенных экспериментов в ОАО «Чебоксарский агрегатный завод» внедрен технологический процесс модифицирования чугуна СЧ30 для отливки «клин фрикционный» в разливочном ковше [296, 297]. Первую половину металла, когда он горячий, модифицируют МК21 в количестве 0,08 % (пакет 400 грамм). Затем снижают расход материала до 0,04 % (пакет 200 грамм).

Наиболее объективным показателем эффективности внедренного технологического процесса модифицирования является статистический анализ. Произвели обработку данных 60 плавок чугуна после внедрения. Результаты приведены в таблице 6.6.

Таблица 6.6 – Показатели статистики после внедрения ковшевого модифицирования СЧ30

Изучаемые переменные		Основные статистические показатели после внедрения					
		Среднее значение	Миним.	Максим.	Ср. кв. откл. S	Дисперсия S^2	Коэф. вариац. V %
1		2	3	4	5	6	7
t^o C		1426,78	1390,00	1465,00	21,64	468,49	1,5
Отбел, мм		7,20	5,00	9,00	1,04	1,08	13,88
Мех. свойства	$\sigma_в$, МПа	315,3333	302,0000	350,0000	112,3616	10,60007	3,361546
	НВ	234,3	217,0	247,0	8,02	64,38	3,42
Содерж. элемент. %	C	3,08	2,86	3,20	0,095	0,009	3,11
	Mn	0,83	0,66	1,24	0,122	0,015	14,6
	Si	1,78	1,59	2,08	0,11	0,013	6,1
	Cr	0,14	0,10	0,20	0,023	0,0005	16,42

Как видно из данных таблицы 6.6 склонность чугуна к отбелу резко уменьшилась. Отбел на технологической клиновой пробе снизился в среднем до 7,2 мм. Максимальный отбел составил 9 мм и не превысил допустимых 10 мм, что подтверждает эффективность внедренного технологического процесса модифицирования.

При этом обеспечен экономический эффект свыше 4 млн руб.

Кроме того, установлено, что модифицирование расплава в ковше модификатором МК91 в количестве 0,7 % от металлоемкости ковша позволяет стабильно получать чугун марки СЧ35 и отливки «клин фрикционный» без отбела; двойное модифицирование расплава в ковше модификатором МК91 в количестве 0,5 % от металлоемкости ковша и внутри формы дисперсным МКкск19 в количестве 0,2 % от металлоемкости формы позволяет стабильно получать чугун марки СЧ35 и отливки «клин фрикционный» без отбела; двойное модифицирование расплава в раздаточном ковше модификаторами Сферомаг 611 и МК91 в количествах 1,8 и 0,2 % от металлоемкости ковша и в разливочном ковше модификатором МК91 в количестве 0,2 % позволяет после изотермической закалки получать чугун марки ВЧ120 для отливок «клин фрикционный» с шаровидным графитом и металлической матрицей нижнего бейнита.

Выводы

1. Результаты внедрения инновационных технологий на многих предприятиях позволили установить целый ряд технологических преимуществ дисперсных модификаторов, раскислительных и рафинирующих смесей перед традиционными, которые заключаются в следующем:

- модификаторы и смеси поставляются в пакетах весом, определенным заказчиком, что исключает необходимость подготовки смеси сталеварами, исключает пыление и улучшает экологические условия на плавильном участке;
- фасовка позволяет произвести точную дозировку смеси в процессе обработки расплава и установить контроль за рациональным ее расходованием;
- вспенивание шлака, которое наблюдается в печах во время диффузионного раскисления, защищает свод и откосы от прямого излучения дуги и повышает их срок службы, снижает время плавки, экономит электроэнергию;
- уменьшается вязкость шлака, увеличивается его реакционная и десульфурирующая способность;
- раскислительная смесь позволяет быстрее разогревать металл и шлак, что позволяет вести восстановительный период на более высокой ступени напряжения и сократить время восстановительного периода на 10–15 минут, что приводит к экономии электроэнергии;
- высокая реакционная способность шлака позволяет более полно восстанавливать элементы из шлака и тем самым обеспечить экономию ферросплавов;

– более полное раскисление шлака и металла стабилизирует остаточный алюминий в стали.

2. Установлено, что применение новых дисперсных материалов на печах с основной и кислой футеровкой существенно повышает механические свойства сталей, эксплуатационную надежность ответственных стальных и чугунных отливок для нужд РЖД, нефтегазового комплекса, машиностроения и строительной отрасли.

3. Показано, что внедрение инновационных технологий с применением дисперсных материалов обеспечивает существенную экономию материальных затрат.

4. Экономический эффект от внедрения разработанных технологий составил свыше 70 млн рублей.

Общие выводы

Выполненные исследования показали правильность и актуальность выбранных направлений на разработку и промышленное внедрение инновационных материалов и высоких технологий, положенных в основу работы, которые позволили решить поставленные задачи по получению качественных ответственных отливок из стали и чугуна с высокими механическими и эксплуатационными свойствами. При этом получены следующие результаты:

1. Установлено, что наибольший эффект в электросталеплавильном производстве для обеспечения требований к отливкам ответственного назначения способны оказать разработанные прогрессивные технологические процессы рафинирования и модифицирования сталей и чугунов на базе созданных смесевых добавок, обладающих уникальными физико-механическими, технологическими и функциональными свойствами, отличительными признаками которых является дисперсность компонентов.

2. Проведен сравнительный анализ чистых от примесей кремний- и углеродсодержащих дисперсных материалов, которые положены в основу смесей. Данный анализ показал следующее. В качестве углеродсодержащего материала (УСМ) необходимо использовать активированный высокотемпературной обработкой и механоактивацией искусственный графит с кристаллической решеткой, максимально когерентной с графитом металлического расплава. Средний размер частиц УСМ составляет 13,21 мкм. В качестве кремнийсодержащего материала (КСМ)-дисперсный порошок кремния, полученный физико-химическим путем. Средний размер частиц порошка КСМ составляет 17,12 мкм. Для точной оценки гранулометрического состава указанных порошков разработана специальная методика, доступная для лабораторий литейных цехов.

3. Методом математического моделирования поведения частиц в расплаве при заполнении им полости литейной формы установлена высокая седиментационная устойчивость дисперсных частиц УСМ и КСМ смесевого модификатора в расплаве чугуна. Частицы равномерно распределяются по всему объему отливки, что обеспечивает высокую эффективность модифицирования.

4. Теоретически обоснованы составы шлакообразующих, раскислительных смесей, рафинирующих добавок, а также модификаторов и их диспергирование, что приводит к возрастанию реакционной способности новых дисперсных материалов по сравнению с существующими за счет резкого увеличения количества активных центров реагирующих частиц, что усиливает эффективность рафинирования и модифицирования стали и чугунов, повышает их механические свойства.

5. Рафинирующую способность образующегося газа при диссоциации карбонатов подтвердили в программном комплексе *FLOW-3D*® – гидродинамическом пакете общего назначения моделированием процесса удаления оксидов алюминия с помощью всплывающих в металлическом расплаве, пузырьков газа.

6. Исследован и предложен механизм раннего наведения шлака разработанным дисперсным разжижителем шлака РШ; который в сочетании с использованием во время диффузионного раскисления стали дисперсного раскислителя РДА и внепечной обработкой расплава рафинирующей смесью РСА при выплавке высокомарганцевой стали 110Г13Л методом переплава обеспечивает:

– сокращение времени наведения шлакового покрова;

– сокращение времени расплавления шихты;

– уменьшение расхода электроэнергии;

– повышение эффективности диффузионного раскисления и снижение затрат на него;

– снижение расхода марганецсодержащих ферросплавов;

– повышение механических свойств высокомарганцевой стали;

– расширена номенклатура отливок, выплавляемых методом переплава.

Данные, полученные в результате исследования, внедрены в производство в АО «КМЗ», АО «ОЗММ» и АО «Михайловский ГОК.

7. Предложено технологическое решение, позволяющее применить дисперсные раскислительные смеси для организации диффузионного раскисления стали в печах с кислой футеровкой и рафинирующую смесь РСУ для внепечной обработки кислой стали, что дало возможность:

– сократить время плавки на 10–15 минут и экономить электроэнергию;

– экономить ферросплавы и увеличить выход годного;

– разливать плавки без остатков металла в ковше, снизить трудоемкость удаления остатков шлака из ковша, увеличивать срок службы ковшей.

Результаты, полученные в результате исследований, внедрены в производство и позволили:

– в АО «Копейский машиностроительный завод» уменьшить температуру заливки металла на 20 °С и существенно снизить трудоемкость удаления пригара на ответственных отливках «турель» и «основание»;

– на АЗ «Урал» увеличить средний показатель относительного удлинения на 15 %: с 16,86 до 19,31 %;

– в Рубцовском филиале АО «Алтайвагон» эффективное рафинирование металла позволило существенно повысить относительное удлинение и ударную вязкость стали (на 10,3 и 29,4 % соответственно), что дает возможность расширить номенклатуру ответственного железнодорожного литья, выплавляемого в кислых печах, и, тем самым, удешевить его.

8. Показано, что совмещение по времени процессов глубинного и диффузионного раскисления в мартеновской печи с основной футеровкой при производстве отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» позволяет ускорить реакции раскисления и десульфурации, повысить их эффективность и обеспечить экономию ферросплавов. Содержание серы снизилось в среднем на 7,85 %. Количество в стали восстановленного марганца увеличилось, что позволило обеспечить экономию ферромарганца в среднем 200 кг на каждую плавку. Средние значения механических свойств в плавках, проведенных с РДА со встречным диффузионным раскислением, выросли по сравнению с серийными плавками ($\sigma_т$ вырос с 393,5 МПа до 395,06 МПа). Выросли также и максимальные показатели механических свойств ($\sigma_т$ вырос с 459 МПа до 497 МПа).

9. Установлено, что обработка стали в печах с основной футеровкой, разработанной раскислительной смесью РДА, позволила повысить эффективность диффузионного раскисления стали, по сравнению с традиционными смесями, за счет существенного увеличения в системе количества активных центров реагирующих частиц и межфазной поверхности, принудительного вспенивания шлаков за счет диссоциации карбонатов. Данные, полученные в результате исследования, внедрены в производство:

– в Рубцовском филиале АО «Алтайвагон» применение РДА при производстве отливок «рама боковая» и «балка надрессорная» во время диффузионного раскисления стали в электродуговой печи взамен смеси из коксика, дробленного ФС75 и алюминиевой крошки позволило снизить концентрации серы в расплаве с 0,0141 до 0,0103 %, то есть на 27,9 %. В результате выросло среднее значения KCV^{-60} после внедрения с 241,56 до 327,4 кДж/м^2, то есть на 26 %. Но очень важно, что выросла и однородность этого показателя. Коэффициент вариации до внедрения технологии равнялся 29,8 %, а после внедрения 15,8 %;

– в ООО «БВК» подтверждено неоспоримое преимущество РДА как диффузионного раскислителя в АКП по сравнению с АШБ. Расход РДА составил 30 кг против 60 кг АШБ. Существенно снизилась трудоемкость раскисления. Время восстановительного периода уменьшилось на 20 минут. РДА позволило резко уменьшать концентрации FeO и MnO в шлаках до уровня меньше 1 % и обеспечивать высокую скорость десульфурации расплава. РДА обеспечило снижение содержания фосфора в металле на 20 % и его стабилизацию. При этом повысилась и стабилизировалась KCV^{-60}, которая выросла на 6,4 %, с 295 до 314 кДж/м^2, что очень важно при эксплуатации корпусных отливок для нефтегазового хозяйства в условиях Крайнего Севера.

10. С учетом результатов моделирования внедрена технология получения ответственных железнодорожных отливок клиньев фрикционных из чугуна

марки СЧ30 без отбела, модифицированием разработанным дисперсным модификатором МК21. Исследованы новые сочетания сфероидизирующих модификаторов с МК91, обеспечивающих **стабильное получение чугунов марок СЧ35 и ВЧ120 для отливки «клин фрикционный».**

11. Внедрение результатов исследования на многих предприятиях РФ значительно повысило технико-экономические показатели производства отливок. Получен экономический эффект от внедрения свыше 70 млн рублей.

Литература

1. Сталь на рубеже столетий / Колл. авторов. Под научн. ред. Ю. С. Карабасова. – М: «МИСИС», 2001. – 664 с.

2. Бабенко А. А. Результаты фундаментальных исследований-основа создания инновационных технологических решений в ковшевой металлургии стали / А. А. Бабенко, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев, Л. А. Смирнов, А. Г. Уполовникова: Сб. тр. 15 междунар. конгр. сталеплавильщиков и производителей металла. – Изд-во ООО «РПК ПринтАП», 2018. – С. 319–325.

3. Сычков А. Б. Выбор способа раскисления и модифицирования стали. А. Б. Сычков, М. В. Потапова, М. К. Исаев: Сб. тр. 15 междунар. конгр. сталеплавильщиков и производителей металла. – Изд-во ООО «РПК ПринтАП», 2014. – С.585–592.

4. Зуев М. В. Комплекс технологических и технических решений снижения энерго- и материалоемкости процесса выплавки стального полупродукта в современных ДСП / М. В. Зуев, А. А. Бабенко, С. П. Бурмасов, Е. Г. Житлухин [и др.]: Сб. тр. 13 междунар. конгр. сталеплавильщиков и производителей металла. – Изд-во: ООО «Экзапринт», 2014. – С. 54–59.

5. Дибров И. А. Состояние и перспективные направления развития литейного производства России. Т.2 / И. А. Дибров // Тр. X11 съезда литейщиков России. – НГТУ им. Р. Е. Алексеева. – Н. Новгород, 2015. – 520 с.

6. Дибров И. А. Состояние и перспективы развития литейного производства России / И. А. Дибров: Тр. восьмого съезда литейщиков России. – Ростов-на-Дону. – 23–27 апреля 2007. – С. 3–11.

7. Дибров И. А. Качественное литье-прогресс машиностроения / И.А. Дибров // Литейщик России. – № 8. – 2017. – С. 18–27.

8. Солнцев Ю. П. Литейные хладостойкие стали / Ю. П. Солнцев, А. К. Андреев, Р. И. Гречин. – М.: Металлургия, 1991. – 175 с.

9. Солнцев Ю. П. Стали для Севера и Сибири: Учебное пособие / Ю. П. Солнцев, Т. И. Титова. – СПб.: Химиздат, 2002. – 352 с.

10. Солнцев Ю. П. Хладостойкие стали и сплавы / Ю. П. Солнцев. – СПб.: Химиздат, 2017. – 476 с.

11. Шемонаева Г. А. Пути повышения надежности работы литых деталей «рама боковая» и «балка надрессорная» в условиях отрицательных температур / Г. А. Шемонаева, Е. И. Бобкова // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 9-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2012. – С. 268–276.

12. Шемонаева Г. А. Работы ОАО «ЦНИИМ» в области литейного производства / Г. А. Шемонаева, А. А. Абрамов // Литейное производство. – 2012. – № 7. – С. 2–5.

13. Монастырский А. В. Излом боковой рамы тележки грузового вагона. Анализ технологии производства, пути устранения дефектов / А. В. Монастырский, В. М. Бубнов, С. П. Котенко [и др.] // Литейное производство – № 11. – 2012. – С. 22–25.

14. Направления работ отдела литейных процессов ОАО НПО «ЦНИИТМАШ» // Литейное производство. – № 1. – 2015. – С. 39–41.

15. О стратегии развития железнодорожного транспорта в Российской Федерации до 2030 года. Распоряжение Правительства РФ от 17. 06. 2008. № 877-р. Дата официального опубликования: 30.03.2011.

16. Бороненко Ю. П. Вагоны с увеличенными нагрузками от колес на рельсы-резерв повышения провозной и пропускной способности железных дорог / Ю. П. Бороненко // Транспорт Российской Федерации. – 2008. – № 5 (18). – С. 52–55.

17. Boronenko Yu. Influence of construction schemes and parameters of three-piece freight bogies on wagon stability, ride and curving qualities / Yu. Boronenko, A. Orlova, E. Rudakova // Vehicle System Dynamics. – Vol. 44. – 2006. – P. 402–414.

18. Orlova A. Refining the wedge friction damper of three-piece freight bogies / Orlova, Yu. Romen // Vehicle System Dynamics. – Vol. 46. – Issue 1&2. – 2008. – P. 445–455.

19. Orlova A. Tuning von Guterwagendrehgestellen durch Radsatzkopplungen / A. Orlova, Yu. Boronenko, H. Scheffel, R. Froling, W. Kik // ZEVrail Glasers Annalen – 126 Tagungsband SFT Graz. – 2002. – P. 270–282.

20. Patent 2005/0268813 A1, USA, Int. Cl. B61F5/26. Railway trucks pedestal bearing adapter / Charles L. Van Auken; Amsted Industries Inc. – № 10/856, 830; filed 01.01.04; publ. 30.12.04.

21. Scholdan D. RC25NT – new freight car bogie, self steering, three piece, friction damped / D. Scholdan, W. Kik // Подвижной состав XXI века: идеи, требования, проекты (6.07 – 10.07. 2011): Тез. докл. VII Междунар. научн.-техн. конф. – СПБ.: ПГУПС, 2011. – С. 19–21.

22. Бороненко Ю. П. Обобщение накопленного опыта проектирования тележек грузовых вагонов для создания их типоразмерного ряда / Ю. П. Бороненко, А. М. Орлова // Вісник ДНУЖТ імені академіка В. Лазаряна. – Вип. 5. – Д: ДНУЖТ, 2004. – С. 25–30.

23. Певзнер В. О. Обобщение зарубежного опыта по воздействию на путь грузовых вагонов с осевой нагрузкой 25 т/ось. Внедрение современных кон-

струкций и передовых технологий в путевое хозяйство / В. О. Певзнер, О. Ю. Белоцветова: 9-я науч.-практ. конф. с междунар. участием МГУПС МИИТ. – М.: Из-во АИСнТ, 2016. – С. 182–187.

24. Вериго М. Ф. Взаимодействие пути и подвижного состава / М. Ф. Вериго, А. Я. Коган; Под ред. М. Ф. Вериго. – М.: Транспорт, 1986. – 558 с.

25. Ахмеджанов Р. А. Совершенствование конструкции боковой рамы двухосной трехэлементной тележки грузового вагона / Р. А. Ахмеджанов, А. О. Бельский // Материалы третьей всерос. науч.-техн. конф. с междунар. участием в трех частях. Часть 3. Технологическое обеспечение ремонта и повышение динамических качеств железнодорожного подвижного состава: Омский гос. ун-т путей сообщения. – Омск, 2015. – С. 54–61.

26. ГОСТ Р 55050-2012. Железнодорожный подвижной состав. Нормы допустимого воздействия на железнодорожный путь и методы испытаний. – М.: ВНИИЖТ, 2012.

27. Бороненко Ю. П. Тележки с повышенной осевой нагрузкой / Ю. П. Бороненко, А. М. Орлова, Е. А. Рудакова // Железнодорожный транспорт. – 2008. – № 10. – С. 50–53.

28. Бороненко Ю. П. Оценка возможности и эффективности повышения осевых нагрузок грузовых вагонов / Ю. П. Бороненко, А. В. Третьяков, М. В. Зимакова // Техника железных дорог. – 2017. – № 1. – С. 32–37.

29. Инновационный подвижной состав производства «Уралвагонзавода» для железных дорог «пространства 1520 мм» // Транспорт Российской Федерации. – 2010. – № 3 (28) – С. 20–21.

30. «Амстед Рейл» – инновации для российских железных дорог // Евразия – вести. – 2012. – № 9. – С. 31.

31. Быков Б. В. Конструкция тележек грузовых и пассажирских вагонов: Иллюстрированное учебное пособие. – М.: Маршрут, 2004. – 36 с.

32. Брылова Т. Б. Оценка влияния ликвации на трещинообразование боковых рам из стали 20ГЛ: Материалы третьей всерос. науч.-техн. конф. с междунар. участием в трех частях: Часть 3. Технологическое обеспечение ремонта и повышение динамических качеств железнодорожного подвижного состава: Омский гос. ун-т путей сообщения. Омск, 2015. – С. 19–26.

33. Конькова Т. Е. Возрастной спектр и служебные характеристики надрессорных балок и боковых рам тележек грузовых вагонов / Т. Е. Конькова // Сб. науч. тр. ВНИИЖТ: Железнодорожный транспорт на современном этапе. Задачи и пути их решения. – М.: Интекст, 2008. – С. 43–50.

34. Steel castings. Association of American Railroads Mechanical Division/ Manual Standards and Recommended Practices: Specifications. M201-84. – 1984. – 9 с.

35. Конькова Т. Е. О путях повышения эксплуатационной надежности стальных литых деталей тележек грузовых вагонов / Т. Е. Конькова // Вестник ВНИИИЖТ. – 2009. – № 1 – С. 22–26.

36. Шемонаева Г. А. О надежности литых деталей «рама боковая» и «балка надрессорная» при отрицательных температурах / Г. А. Шемонаева, Е. И. Бобкова // Литейное производство. – № 10. – 2012. – С. 19–20.

37. Воронин Ю. Ф. Формирование труднораспознаваемых дефектов в отливке рама боковая / Ю. Ф. Воронин, С. Ю. Воронин // Литейное производство. – № 10. – 2012. – С. 23–25.

38. Десницкая Л. В., Десницкий В. В., Матвеев И. А. Напряженно-деформированное состояние кристаллизующихся стальных отливок / Л. В. Десницкая, В. В. Десницкий, И. А. Матвеев // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 12-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Культ-информ-пресс, 2018. – С. 181–186.

39. Десницкий В. В. Создание литейных технологий для стальных деталей ответственного назначения / Л. В. Десницкая, В. В. Десницкий, И. А. Матвеев // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 12-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Культ-информ-пресс, 2018. – С. 187–199.

40. Воронин Ю. Ф. О повышении качества и надежности железнодорожной отливки рама боковая / Ю. Ф. Воронин, С. Ю. Воронин // Литейное производство. – 2012. – № 5. – С. 15–17.

41. Шемонаева Г. А. Влияние термической обработки и химического состава стали 20ГЛ на стабильность значений ударной вязкости KCV при -60 °С / Г. А. Шемонаева, Е. И. Бобкова // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 8-й междунар. науч.-практич. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2010. – С. 229–236.

42. Пирайнен В. Ю. Современные подходы к разработке технологии изготовления отливок боковых рам / В. Ю Пирайнен, С. М. Глебов // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 9-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2012. – С. 227–283.

43. Буданов Е. Н. Об эффективности использования двухместных форм при производстве крупных железнодорожных отливок / Е. Н. Буданов // Литейное производство. – № 12. – 2012. – С. 7–9.

44. Грузман В. М. О газовых раковинах в стальных вагонных отливках, полученных вакуум-пленочным процессом / В. М. Грузман, О. В. Прохорова // Литейное производство. – № 2. – 2014. – С.29–31.

45. Котлягин Е. Г. Производство стальных железнодорожных отливок вакуум-пленочной технологией / Е. Г. Котлягин // Литейное производство. – № 1. – 2014. – С. 37–40.

46. Глушко М. И. Работа пружинно-фрикционного комплекта тележки грузового вагона / М. И. Глушко, А. Н. Антропов // Вестник ВНИИЖТ. – 2004. – № 5. – С. 41–44.

47. Solonenko V. Modeling of dynamic characteristics of freight car withoptimized parameters of wedge-type shock absorber / N. Mahmetova, J. Musayev, M. Kuashnin, A. Zhauyt, T. Buzauova // JVE International LTD. Journal of vibroengineering. – 2017. – vol. 19. – Issue 2. – P. 1197–1213.

48. Хусидов В. Д. Силовые характеристики фрикционных клиновых гасителей колебаний в математических моделях исследований грузовых вагонов / В. Д. Хусидов, П. С. Анисимов // Вестник ВНИИЖТ. – 2005. – № 4. – С. 17–23.

49. Габец А. В. Разработка состава и технологии получения специального модифицированного чугуна повышенной эксплуатационной стойкости для фрикционных узлов подвижного состава железнодорожного транспорта: Дис. канд. техн. наук / А. В. Габец. – М.: ФГУП «ЦНИИчермет им. И. П. Бардина», 2014. – 187 с.

50. Великанов А. В. Чугунные фрикционные клинья тележки грузового вагона / А. В. Великанов, С. И. Пашарин, Т. П. Дудкина, В. С. Силин, Г. И. Угарова, Т. Е. Конькова // Вестник ВНИИЖТ. – 1999. – № 1. – С. 25–31.

51. Андреев В. В. Особенности формирования литой структуры высокопрочных чугунов и разработка эффективных технологий изготовления отливок с высокими параметрами эксплуатационных свойств: Дис. д-ра техн. наук в виде науч. докл. / В. В. Андреев. – М.: – НПО «ЦНИИТМАШ». – 2012. – 80 с.

52. Panov A. G. About the Possibility of Increase in CGI Properties by Austempering / A. G. Panov, D. A. Gurtovoy, I. F. Shaekhova // Solid State Phenomena. – Vol. 284. – 2018. – Pp. 224–228.

53. Ovali I. Production of surface chilled ductile iron Herstellung von oberflächengekühltem schmiedbarem Gusseisen / I. Ovali, V. Kilicli, M. Erdogan // Mat.-wiss. u. Werkstofftech. – 2015. – 46 No 9. – P. 949–961.

54. Великанов А. В. Фрикционные клинья из высокопрочного чугуна / А. В. Великанов, Б. В. Борщ // Вестник ВНИИЖТ, 2007. – № 2. – С. 18–22.

55. Великанов А. В. Технология производства, качество и работоспособность закаленных фрикционных клиньев из высокопрочного чугуна / А. В. Великанов, Б. В. Борщ, В. М. Федин, А. И. Борц, Е. И. Юрьева // Вестник ВНИИЖТ. – 2007. – № 5. – С. 19–24.

56. Goodrich G. M. Effect of Cooling Rate on Pearlitic Ductile Iron Mechanical Properties / G. M. Goodrich, R. W. Lobenhofer // AES Transactions. – Vol. 115. – P. 547–566 (2007).

57. Tuttle R. B. Effect of Cooling Rate on the Mechanical Properties of a Fully Pearlitic Ductile Iron / R. B. Tuttle // AFS Transactions. – 2010. – Vol. 118. – P. 243–264.

58. Попель П. С. Структура жидких металлов и сплавов и возможности её регулирования для повышения качества отливок / П. С. Попель, В. Е. Сидоров, Л. Д. Сон // Литейщик России. – 2002 – № 2. – С. 14–16.

59. Королев С. П. Позднее графитизирующее модифицирование чугунов – важный элемент производства качественных отливок / С. П. Королев, В. М. Михайловский, А. Г. Шешко, Э. В. Панфилов, А. Г. Панов, Д. А. Гуртовой // Литейное производство – 2009. – № 12. – С. 8–12.

60. Панов А. Г. Исследование структурообразования расплавов чугунов / А. Г. Панов, В. В. Конашков, В. С. Цепелев, Д. А. Гуртовой, А. Э. Корниенко // Литейщик России, 2010, № 3. – С. 32–38.

61. Панов А. Г. О возможности повышения свойств ЧВГ с помощью изотермической закалки / А. Г. Панов, Д. А. Гуртовой, Э. С. Закиров, Н. Г. Дегтярёва, И. Ф. Шаехова, В. А. Мыльникова // Литейное производство. – 2018. – № 2. – С. 13–16.

62. Сильман Г. И. Бейнитный высокопрочный чугун с шаровидным графитом / Г. И. Сильман, К. В. Макаренко, В. В. Камынин, Е. А. Зенцова // Металловедение и термическая обработка металлов. – 2013. – № 4. – С. 3–8.

63. Панов А. Г. Практика обработки карбонатами ЩЗМ расплавов дуговой плавки при изготовлении отливок из высокопрочного чугуна / А. Г. Панов, Д.А. Гуртовой // Литейщик России. – 2012. – № 8. – С. 25–27.

64. Скляр В. О. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии: Учебное пособие. – Донецк. – ДонНТУ, 2014. – 224 с.

65. Воскобойников В. Г. Общая металлургия. 6-изд., перераб. и доп. / В. Г. Воскобойников [и др.] – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.

66. Вегман Е. Ф. Металлургия чугуна. 3-е изд., перераб. и дополн. / Е. Ф. Вегман [и др.] – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.

67. Поволоцкий Д. Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Д. Я. Поволоцкий, В. Е. Рощин, М. А. Рысс [и др.] – М.: Металлургия, 1974. – 551 с.

68. Якушев А. М. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов / А. М. Якушев. – М.: Металлургия, 1984. – 216 с.

69. Кудрин В. А. Теория и технология производства стали / В. А. Кудрин: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.

70. Лузгин В. И. Индукционные плавильно-литейные комплексы для производства высококачественного чугуна / В. И. Лузгин, А. Ю. Петров, С. М. Фактуллин // Литейщик России. – 2013. – № 5. – С. 27–30.

71. Лузгин В. И. Энергоэффективные индукционные печи для производства синтетического чугуна / В. И. Лузгин, А. Ю. Петров, С. М. Фактуллин // Металлургия машиностроения. – 2016. – № 1. – С. 2–6.

72. Лузгин В. И. Инновационные технологии индукционной плавки сплавов в литейном производстве / В. И. Лузгин, А. С. Коптяков, В. Э. Фризен, А. Ю. Петров, С. М. Фактуллин // Литейщик России. – № 4. – 2018. – С. 29–33.

73. Траузедель Д. Реализация специальных технологических и металлургических задач в оптимизированных печах средней частоты / Д. Траузедель, Д. Шлюкебер, Ф. Донбах // Литейщик России. – 2013. – № 5. – С. 20–33.

74. Лузгин В. И. Двухчастотные индукционные печи для производства литейных сплавов / В. И. Лузгин, А. С. Коптяков, К. М. Болотин, В. Э. Фризен, А. Ю. Петров, С. М. Фактуллин: В сб. Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 12-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Косникова Г. А. – СПб.: Культ-информ-пресс, 2018. – С. 247–253.

75. Материаловедение и технология материалов: учеб. пособие / под ред. А. И. Батышева и А. А. Смолькина. – М. ИНФРА-М, 2016. – 288 с.

76. Дубинкин Д. М. Технология конструкционных материалов: учеб. пособие / Д. М. Дубинкин, Г. М. Дубов, Л. В. Рыжикова. – Кемерово: Кузбас. гос. техн. ун-т, 2010. – 206 с.

77. Арзамасов В. Б. Технология конструкционных материалов. учеб. пособие / В. Б. Арзамасов, А. А. Черепахин, В. А. Кузнецов, А. В. Шлыкова, В. В. Пыжо / под ред. В. Б. Арзамасова, А. А. Черепахина. – М.: ФОРУМ: ИНФРА-М, 2018. – 272 с.

78. Кульбовский И. К. Разработка технологии модифицирования жидкой стали 20ГЛ для отливок железнодорожного транспорта / И. К. Кульбовский, В. Г. Солдатов, Ю. М. Иващенков // Литейщик России. – 2007. – № 7. – С. 17–19.

79. Кульбовский И. К. Применение модифицирования стали 20ГЛ с целью повышения механических свойств и эксплуатационных характеристик литых стальных деталей железнодорожного транспорта / И. К. Кульбовский, Е. А. Тупатилов, Ю. М. Иващенков [и др.]: Тр. девятого съезда литейщиков России. – Уфа, 2009. – С. 69–70.

80. Кульбовский И. К. Причины возникновения горячих трещин в стальных отливках железнодорожного транспорта / И. К. Кульбовский, Е. А. Тупатилов, В. Н. Михайлов, Р. А. Богданов // Заготовительные производства машиностроении. – 2011. – № 3. – С. 3–7.

81. Конькова Т. Е. О путях повышения эксплуатационной надежности стальных литых деталей тележек грузовых вагонов / Т. Е. Конькова // Вестник ВНИИИЖТ. – 2009. – № 1. – С. 22–26.

82. Филиппенков А. А. ПО «Уралвагонзавод» – лидер по производству высококачественных литых деталей в вагоностроении / А. А. Филиппенков, В. Н. Байков, М. А. Крупин [и др.] // Литейщик России. – 2007. – № 3. – С. 43–45.

83. Крупин М. А. Модифицирование мартеновской стали 20ГЛ для отливок вагонных деталей барий-кальций-стронциевым карбонатом / М. А. Крупин, А. А. Филиппенков, С. И. Попов [и др.]: Тр. восьмого съезда литейщиков России. – Ростов-на-Дону, 2007. – Том 1. – С. 119–127.

84. Филлипенков А. А. Эффективность применения ванадийсодержащих сталей 30ХГФРЛ и 20ХГСФЛ взамен сталей с никелем и молибденом для литых деталей ответственного назначения / А. А. Филлипенков, Г. Н. Плотников, Л. А. Троп, В. Ф. Унесихин, Е. И. Голуб, В. М. Миляев: Тр. девятого съезда литейщиков России. – Уфа, 20–24 апреля 2009. – С. 73–77.

85. Попов С. И. Перспективы повышения технологических и служебных свойств литых вагонных деталей в условиях массового производства / С. И. Попов, А. А. Филлипенков, Л. А. Троп, Ю. А. Любимов [и др.]: Тр. девятого съезда литейщиков России. Уфа, 20–24 апреля 2009. – С. 77–84.

86. Филлипенков А. А. Повышение технологических и служебных свойств низколегированной стали для литых деталей вагонов / А. А. Филлипенков, С. И. Кощеев [и др.]: Тр. десятого съезда литейщиков России. – Казань, 2011. – С. 47–51.

87. Белов В. Д. Производство чугунных отливок / В. Д. Белов, К. Н. Вдовин, В. М. Колокольцев [и др.]: учебник / под ред. В. М. Колокольцева и Ри Хосена. 2-изд. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. Гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова, 2011. – 521 с.

88. Золотухин В. И. Современные сталеразливочные системы для литейных и машиностроительных производств / В. И. Золотухин, Е. И. Гордеев, Д. А. Провоторов [и др.]: В сб. Литейное производство сегодня и завтра: тр. междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Культ-информ.-пресс, 2016. – С. 160–168.

89. Type-2 fuzzy logic systems for temperature evaluation in ladle furnace / By M. Dorantes, P. Noradino; M. G. Maximiliano // IEEE Latin America Transactions. – 2016. – Vol. 14. – Iss. 8. – P. 3914–3920.

90. Attila G. C. Refining steel in an induction ladle furnfce. Annals of the Faculty of Engineering Hunedoara / G. C. Attila. – 2015. – Aug. – Vol. 13. – Iss. 3. – P. 197–200.

91. Severstal plans upgrades to steel works, orders new ladle furnace/ by Anonymous. Iron & Steel Technology. – 2016. – April. – Vol. 13. – Iss. 4. – P. 8.

92. Сталелитейный завод ООО «БВК» // Литейщик России. – 2017. – № 8. – С. 30–33.

93. Бигеев В. А. Снижение ресурсоёмкости сталеплавильного производства путём совершенствования процессов шлакообразования и утилизации шлаков: Дис. д-ра техн. наук / В. А. Бигеев. – Магнитогорск, 2001 – 361 с.

94. Некрасов И. В. Обзор исследований по шлаковому режиму электропечей / И. В. Некрасов, О. Ю. Шешуков, А. А. Метелкин [и др.] // Сталь. – 2016. – № 6. – С. 28–35.

95. Kapilashrami A., Gornerup M., Lahiri A. et al. Foaming of slags under dynamic conditions / A. Kapilashrami, M. Gornerup, A. Lahiri // Metallurgical Transactions B. – 2006. – Vol. 37 B. – P. 109–117.

96. Qi J. L. Study on the Lining Erosion of Deep Reduction Electric Arc Furnace in Smelting Metallized Pellets Process Produced by Vanadium Titanium Magnetite / J.L Qi // Applied Mechanics and Materials. – 2012. – Vol. 217–219. – P. 445–448.

97. Qin J. Analysis on the Refractory Erosion of the Electric Arc Furnace and Study on the Measures of Protecting the Furnace Lining / J. Qin, J.L. Qi // Advanced Materials Research. – 2013. – Vol. 602–604. – P. 2082–2086.

98. Югов П. И. Петрографические исследования шлакообразования в кислородном конвертере / П. И. Югов, А. Г. Рыльникова, С. В. Лебедева // Сталь. – 1972. – № 6. – С. 502–505.

99. Kim H. S. Foaming behavior of CaO-Si02-FeO- MgO!atd-X (X = Al203, MnO, P2Os, and CaF2) slags at high temperatures / H. S. Kim, D. J. Min, J. H. Park // ISIJ International. – 2001. – Vol. 41. – No. 4. – P. 317–324.

100. Khаппа Я. Novel sessile drop software for quantitative estimation of slag foaming in carbon slag interactions / Я. Khаппа, M. Rahman, Я. Leow, V. Sahajwalla // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2007. – Vol. 38B. – P. 719–723.

101. Ito K. Study on the foaming of CaO-Si02-FeO slags: Part I. Foaming parameters and experimental results / K Ito, Я.J. Fruehan // Metallurgical Transactions B. – 1989. – Vol. 20B. – P. 509–514.

102. Родзевич А. П. Физико-химические основы металлургических процессов: учеб. пособие / А. П. Родзевич // Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Том. политех. ун-та, 2010. – 298 с.

103. Бигеев А. М., Бигеев В. А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев / Учебник для вузов: – 3-е изд., перераб. и доп. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 с.

104. Соколова Т. Г. Интенсификация шлакового режима в кислородно-конвертерном процессе / Т. Г. Соколова, В. П. Хайдуков, В. П. Трубников // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 7. – С. 151–152.

105. Попель С. И. Теория металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1986. – 468 с.

106. Борнацкий И. И. Физико-химические основы сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1974. – 319 с.

107. Югов П. И. Механизм и кинетика оптимизированного шлакообразования в кислородном конверторе // Металлург. – № 8. – 2005. – С. 43–49.

108. Kapilashrami A. Foaming of slags under dynamic conditions / A. Kapilashrami, M. Gornerup, A. Lahiri A // Metallurgical Transactions B. – 2006. – Vol. 37B. – P. 109–117.

109. Бабенко А. А. Теоретические и технологические особенности выплавки железоуглеродистого расправа в кислородных конвертерах и ДСП под магнезиальными шлаками / А. А. Бабенко, Л. А. Смирнов, Л. Ю. Михайлова, М. В. Ушаков, С. А. Спирин // Физическая химия и технология в металлургии: Сб. тр., посвященный 60-летию ИМЕТ УрО РАН. Институт металлургии Уральского отделения Российской Академии наук. – Челябинск. – Южно-Уральское книжн. изд., 2015. – С. 234–250.

110. Ушаков М. В. Технология выплавки стали в ДСП-135 ПАО «Северский трубный завод» под магнезиальными шлаками рационального состава / М. В. Ушаков, А. А. Бабенко, С. А. Спирин, А. И. Степанов, В. Г. Кузякин, А. А. Белев // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: Сб. тр. науч.-практич. конф. с междунар. участием и элементами школ молодых ученых. – Екатеринбург: ООО «Медиа-холдинг «Уральский рабочий», 2015. – С. 191–195.

111. Кожухов А. А. Оценка коэффициента использования тепла электрических дуг при плавке под вспененным шлаком в современных ДСП // Электрометаллургия. – 2015. – № 6. – С. 3–9.

112. Kozhukhov A. A. Role of Prereduced Pellets in the Slag Foaming in Modern EAFs / A. A. Kozhukhov // Russian Metallurgy (Metally). – 2013. – № 6. – С. 406–409.

113. Kozhukhov A. A. System for controlling the temperature regime of an arc steelmaking furnace operated with the continuous charging of metallized pellets and foaming of the furnace slag / A. A. Kozhukhov, A.S. Tkachev, I.V. Ryabinin // Metallurgist. – 2012. – Volume 56. – Numbers 1–2. – P. 17–22.

114. Кожухов А. А. Исследование влияния химического состава шлака на его способность вспениваться в дуговой сталеплавильной печи // Электрометаллургия. – 2014. – № 12. – С. 18–23.

115. Kozhukhov A. A. Modeling gas-jet dust-cleaning above the blowing zone in an oxygen converter / A. A. Kozhukhov, E. E. Merker, A. A. Shevchenko // Metallurgist. – 2010. – Volume 54. – Numbers 9–10. – P. 585–590.

116. Кожухов А. А. Развитие научных основ вспенивания сталеплавильных шлаков с целью повышения энерготехнологических показателей производства стали в дуговых сталеплавильных печах: Автореф. дис. д-ра. техн. наук / А. А. Кожухов. – М.: МИСиС, 2016. – 43 с.

117. Kozhukhov A. A. Study of the efficiency of using process dust in a layer of foamed slag in an oxygen converter / A. A. Kozhukhov // Metallurgist. – 2010. – Volume 54. – Numbers 9–10. – Pages 580–584.

118. Роготовский А. Н. Основы теории металлургических расплавов / А. Н. Роготовский, В. Г. Михайлов, А. А. Шипельников / Учеб. пособие. Липецк: ЛГТУ, 2014. – 129 с.

119. Шульте Ю. А. Электрометаллургия стального литья / Ю. А. Шульте. – М.: Металлургия, 1969. – 198 с.

120. Минеев Г. Г. Теория металлургических процессов / Г. Г. Минеев, Т. С. Минеева, И. А. Жучков: Учебник / под ред. Г. Г. Минеева. – Иркутск: Изд-во Иркутского гос. технич. ун-та, 2010. – 524 с.

121. Родзевич А. П. Физико-химические основы металлургических процессов (ФХОМП) / А. П. Родзевич / Учеб. пособие. – Томск: ЮТИ ТПУ, 2010. – 298 с.

122. Явойский В. И. Научные основы современных процессов производства стали / В. И. Явойский. – М.: Металлургия, 1987. – 184 с.

123. Кудрин В. А., Шишимиров В. А. Технологические процессы производства стали / В. А. Кудрин, В. А. Шишимиров. – Ростов н/Д: Феникс, 2017. – 302 с.

124. Козлов Л. Я. Производство стальных отливок: Учебник для вузов / Л. Я. Козлов, В. М. Колокольцев, К. Н. Вдовин [и др.] / Под ред. Л. Я. Козлова. – М.: МИСИС, 2003. – 351 с.

125. Синицкий Е. В. Обзор результатов исследований, направленных на улучшение свойств отливок из высокомарганцевой стали / Е. В. Синицкий, А. А. Нефедьев, А. А. Ахметова [и др.] // Теория и технология металлургического производства. – 2016. – № 2(19). – С. 42–57.

126. Чернышев Е. А. Литейные сплавы и их зарубежные аналоги: справочник / Е. А. Чернышев. – М.: Машиностроение, 2006. – 336 с.

127. Вдовин К. Н. Износ отливок из высокомарганцовистой стали / К. Н. Вдовин, Н. А. Феоктистов, Д. А. Горленко, Н. В. Копцева // Черные металлы. – 2018. – № 9. – С. 48–53.

128. Дорофеев Г. А. Технологическое воздействие многофункциональных композиционных материалов типа Синтиком® на процессы в сталеплавильной ванне / Г. А. Дорофеев, С. З. Афонин, П. И. Югов и др. // Тр. VIII конгр. сталеплавильщиков. – М.: ОАО «Черметинформация», 2005. – С. 22–27.

129. Вдовин К. Н. Выплавка высокомарганцовистой стали в дуговой сталеплавильной печи. Технология. Сообщение 1 / К. Н. Вдовин, Н. А. Феоктистов, Е. В. Синицкий, Д. А. Горленко, Н. А. Дуров // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2015. – Том 58. – № 10. – С. 735–739.

130. Давыдов Н. Г. Высокомарганцовистая сталь / Н. Г. Давыдов. – М.: Металлургия, 1979. – 176 с.

131. Гильманшина Т. Р. Исследование возможности повышения надежности литых крупногабаритных изделий для горного оборудования / Т. Р. Гильманшина, Д. Ю. Крицкий, С. И. Тюрин [и др.] // Интернет-журнал «НАУКОВЕДЕНИЕ». – Том 9. – № 2 (2017). http://naukovedenie.ru/PDF/96TVN217.pdf (доступ свободный). Загл. с экрана. Яз. рус., англ.

132. Шаров Н. В. Опыт изготовления быстроизнашиваемых деталей из высокомарганцовистых сталей / Н. В. Шаров, А. В. Платонов, В. А. Чумаков // Литейное производство. – № 10. – 2012. – С. 17–19.

133. Гребнев Ю. В. Совершенствование технологии выплавки стали 110Г13Л / Ю. В. Гребнев, Н. И. Габельченко, И. А. Хмуров // Известия Волгоградского государственного технического университета. – 2014. – Т. 9. – Выпуск 9. – С. 129–132.

134. Chena C. Effect of N+Cr alloying on the microstructures and tensile properties of Hadfield steel / C. Chena, F. Zhang, F. Wang, H. Liuc, B. Yu // Materials Science & Engineering. – 679 (2017). – P. 95–103.

135. Yan W. Effect of surface nanocrystallization on abrasive wear properties in Hadfield steel / W. Yan, L. Fang, Zh. Zheng, Кип. Sun, Y. Xu // Tribology International. – 2009. – Vol. 42. – Iss. 5. – P. 634–641.

136. Qichuan J. Abrasion- resistant as-cast manganese steel with nodular carbide modifiec by calcium / J. Qichuan, H. Zhenming, C. Donghuan, W. Shoushi, Y. Jiulin // Journal of Materials Science Letters. – 1990. – Vol. 9. – Iss. 5. – P. 616–617.

137. Chen C., Bo L., Fenga X., Fucheng Z., Hossein B. Strain hardening and nanocrystallization behaviors in Hadfield steel subjected to surface severe plastic deformation / C. Chen, L. Bo, X. Fenga, Z. Fucheng, B. Hossein // Materials Science & Engineering. – 729 (2018). – P. 178–184.

138. Mohamed K. Ladle-treated high manganese steel reinforced by Cr7C3 phase / K. Mohamed // International journal of cast metals research. – 2017. – vol. 30. – issue 2. – P. 81–86.

139. Atabaki M. M., Jafari S., Abdollah-Pour H. Abrasive wear behavior of high chromium cast iron and Hadfield steel – A comparison / M.M. Atabaki, S. Jafari, H. Abdollah-Pour // Journal of Iron and Steel Research International. – 2012. – Vol. 19. – Iss. 4. – P. 43–50.

140. Nasajpour A. Effect of molybdenum on mechanical and abrasive wear properties of coating of as weid Hadfield steel with flux-cored gas tungsten arc welding / A. Nasajpour, A. H. Kokabi, R. Davami, S. Nikzad // Journal of Alloys and Compounds. – 2016. – Vol. 659. – P. 262–269.

141. Mejia I. Sliding wear behavior of a high – Mn austenitic twinning induced plasticity (TWIP) steel microalioyed with Nb / I. Mejia, A. Bedolla-Jacuinde,

J. R. Pablo // Journal of Alloys and Compounds. – 2013. – Vol. 301. – Iss. 1–2. – P. 590–597.

142. Белов Б. Ф. Снижение флокеночувствительности конструкционной стали, микролегированной церием / Б. Ф. Белов, А. И. Троцан, Ф. С. Крейденко // Металлург. – 2004. – № 9. – С. 40–41.

143. Шуб Л. Г., Ахмадеев А. Ю. О целесообразности модифицирования стального литья / Л. Г. Шуб, А. Ю. Ахмадеев // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 5. – С. 38–41.

144. Zhao Ke-wen. Nonmetallic inclusion control of 350 km/h high speed rail steel / Zhao Ke-wen, Zeng Jian-hua. I // J. of Iron and Steel Research, International. – 2009. – Vol. 16. – № 3. – P. 20–26.

145. Шуб Л.Г. Десульфурация стали 25Л с помощью комплексных модификаторов с РЗМ / Л. Г. Шуб, В. В. Макаров, О. П. Лялин, Р. Г. Усманов // Литейное производство. – № 3. – 2003. – С. 30–31.

146. Крючков О. В. Влияние внепечной обработки и модифицирования на пластичность и вязкость конструкционной стали / О. В. Крючков, В. Г. Горелов, В. В. Ласенко // Металлургия машиностроения. – 2007. – № 1. – С. 27–29.

147. Зинченко В. Г. Внепечная обработка валковой стали комплексными модификаторами / В. Г. Зинченко, И. В. Судоргин // В сб. «Современные проблемы электрометаллургии стали»: Челябинск. – Издательство ЮУрГУ, 2004. – С. 127–128.

148. Зайцев А. И. Разработка рекомендаций по освоению производства в ОАО «Северский трубный завод» стальных труб повышенной стойкости против локальной коррозии /А. И. Зайцев, И. Г. Родионова, О. Н. Бакланова [и др.]: В сб. Коррозионно-активные неметаллические включения в углеродистых и низколегированных сталях: – М.: Металлургиздат, 2005. – С. 67–81.

149. Шуб Л. Г. Поведение азота в кислой индукционной печи / Л. Г. Шуб, В. В. Макаров, О. П. Лялин [и др.] // Металлургия машиностроения. – № 5. – 2003. – С. 5–6.

150. Белов Б. Ф., Троцан А. И., Бродский И. Л. и др. Снижение флокеночувствительности конструкционной стали, микролегированной церием / Б. Ф. Белов, А. И. Троцан, И. Л. Бродский [и др.] // Металлург. – № 9. – 2004. – С. 40–41.

151. Голубцов В. А. Происхождение неметаллических включений и пути снижения загрязненности ими металла / В. В. Голубцов, А. А. Воронин, Т. В. Тетюева [и др.] // Металлург. – № 4. – 2005. – С. 73–77.

152. Крючков О. В., Романенко Д. Г., Горелов В. Г. Влияние лигатур с ЩЗЭ на качество поковок из кислой стали / О. В. Крючков, Д. Г. Романенко, В. Г. Горелов // Металлургия машиностроения. – 2004. – № 1. – С. 12–16.

153. Рябчиков И. В. Материалы для внепечной обработки железоуглеродистых расплавов / И. В. Рябчиков // Металлургия машиностроения. – 2005. – № 2. – С. 32–39.

154. Голубцов В. А. Микрокристаллические комплексные модификаторы в производстве стали / В. А. Голубцов, И. В. Рябчиков, Р. Г. Усманов. – Челябинск: Изд. центр ЮУрГУ, 2017. – 137 с.

155. Рябчиков И. В. История развития модификаторов / И. В. Рябчиков // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 2. – С. 2–4.

156. Рябчиков И. В. О качественных характеристиках модификаторов / И. В. Рябчиков, А. Г. Панов, А. Э. Корниенко // Сталь. – 2007. – № 6. – С. 18–22.

157. Григорович К. В. Влияние технологии раскисления трубных сталей на состав и количество неметаллических включений / К. В. Григорович, Т. В. Шибаева, А. М. Арсенкин // Металлы. – 2011. – № 5. – С. 164–170.

158. Рябчиков И. В. История развития производства модификаторов и основные требования к ним // Модифицирование как эффективный метод повышения качества чугунов и сталей: Литейный консилиум. – Челябинск. – № 1. – 5–8 декабря 2005. – С. 4–7.

159. Шуб Л. Г. О целесообразности модифицирования стального литья / Л. Г. Шуб, А. Ю. Ахмадеев // Модифицирование как эффективный метод повышения качества чугунов и сталей: Литейный консилиум. – Челябинск. – № 1. – 5–8 декабря 2005. – С. 15–19.

160. Шуб Л. Г. Рекомендации по модифицированию стали / Л. Г. Шуб // Теория и практика металлургических процессов при производстве отливок из черных сплавов: Литейный консилиум: – Челябинск. – № 2. – 4–6 декабря 2007. – С. 120–124.

161. Голубцов В. А. Теория и практика введения добавок в сталь вне печи / В. А. Голубцов. – Челябинск, 2006. – 423 с.

162. Голубцов В. А. Модифицирование – эффективный метод улучшения качества стали / В. А. Голубцов // Модифицирование как эффективный метод повышения качества чугунов и сталей: Литейный консилиум. – Челябинск. – № 1. – 5–8 декабря 2005. – С. 19–22.

163. Зорин Ф. И. Производство борсодержащих марок стали с регламентированным содержанием серы в условиях ЧМК / Ф. И. Зорин, А. Л. Подкорытов, В. Б. Захаров, С. Н. Ковалёва // Металлург. – 2005. – № 1. – С. 34–35.

164. Жуков А. А. Некоторые особенности позднего модифицирования стали / А. А. Жуков, Г. И. Сильман // Металлы. Изв. АН СССР – 1984. – № 4. – С. 11–121.

165. Окороков Г. Н. Об оценке эффективности применения порошковой проволоки для обработки металла / Г. Н. Окороков, В. М. Паршин, А. В. Куклев [и др.] // Электрометаллургия. – 2000. – № 4. – С. 21–25.

166. Поволоцкий Л. Я. Внепечная обработка стали / Л. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарев. – М: «МИСИС», 1995. – 256 с.

167. Кац Я. Л. Внепечное рафинирование и микролегирование стали – реальный путь повышения эффективности сталеплавильного производства / Я. Л. Кац, А. Ф. Каблуковский, С. И. Ябуров // И. П. Бардин и металлургическая наука. – М.: Металлургия, 2003. – С. 70–87.

168. Синельников В. А. Проблемы сталеплавильного производства на современном этапе / В. А. Синельников // Проблемы черной металлургии и материаловедения. – 2014. – № 1. – С. 43.

169. Давыдов С. В. Рынок модификаторов – хаос или развитие? / С. В. Давыдов, А. Г. Панов, А. Э. Корниенко // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 3. – С. 8–9.

170. Худокормов Д. Н. Производство отливок из чугуна. – Мн.: Вышэйшая школа, 1987. – 197 с.

171. Гиршович Н. Г. Кристаллизация и свойства чугуна в отливках. – Л.: Машиностроение, 1996. – 562 с.

172. Худокормов Д. Н. Ещё раз о модифицирующем действии кремния на чугун / Д. Н. Худокормов, Д. А. Худокормов // Литье и металлургия. – 2007. – № 1. – С. 104–105.

173. Чугун: Справочник / Под редакцией А. Д. Шермана, А. А. Жукова. – М.: Металлургия, 1991. – 576 с.

174. Гаврилин И. В. Динамическая микронеоднородность в жидких литейных сплавах / И. В. Гаврилин // Литейное производство. – 1996. – № 11. – С. 9–11.

175. Гаврилин И. В. Формирование структуры чугуна при плавлении и кристаллизации / И. В. Гаврилин // Литейное производство. – 1998. – № 6. – С. 6–8.

176. Семенов В. И. Зарождение кристаллической фазы при затвердевании металлов / В. И. Семенов // Заготовительные производства в машиностроении. – 2007. – № 9. – С. 3–9.

177. Семенов В. И. Трудности кинетической теории кристаллизации металлов и сплавов / В. И. Семенов // Металлургия машиностроения. – 2005. – № 1. – С. 16–21.

178. Семенов В. И. Самопроизвольные процессы и строение расплава вблизи равновесной температуры кристаллизации / В. И. Семенов // Металлургия машиностроения. – 2005. – № 5. – С. 26–31.

179. Семенов В. И. Затвердевание и рост нано-, микро- и макрокристаллов в потоке охлаждаемого расплава / В. И. Семенов // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 1. – С. 47–52.

180. Семенов В. И. Измельчение кристаллизационной структуры сплавов путем управления межатомным взаимодействием / В. И. Семенов // Заготовительные производства в машиностроении. – 2008. – № 11. – С. 10–15.

181. Семенов В. И. Ключевые факторы адаптации дендритной структуры отливок к однонаправленному теплоотводу / В. И. Семенов // Заготовительные производства в машиностроении. – 2007. – № 10. – С. 7–14.

182. Семенов В. И. Самопроизвольная кристаллизация и модифицирование структуры отливок / В. И. Семенов // Заготовительные производства в машиностроении. – 2007. – № 11. – С. 3–7.

183. Кобелев Н. И. Смесевые модификаторы для чугунов / Н. И. Кобелев, А. В. Козлов, С. С. Зуйков [и др.] // Литейное производство. – 1989. – № 12. – С. 6–8.

184. Кобелев Н. И. Смесевые модификаторы для чугунов / Н. И. Кобелев, А. В. Козлов, С. С. Зуйков [и др.] // Э.И. ВНИИТЭМР. – 1968. – Вып. 12. – С. 7–12.

185. Леках С. Н. Внепечная обработка высококачественных чугунов в машиностроении / С. Н. Леках, Н. И. Бестужев. – Мн.: Навука и тэхніка, 1992. – 269 с.

186. Ковалевич Е. В. Теоретические основы управления процессом модифицирования при получении чугуна с шаровидным графитом / Е. В. Ковалевич // Литейщик России. – 2002. – № 7/8. – С. 15–18.

187. Ковалевич Е. В. Технология производства чугуна с шаровидным графитом без экологических проблем / Е. В. Ковалевич // Литейное производство сегодня и завтра: Тез. докл. Всерос. науч.-практ. конф. – СПб: СПбГПУ, 2004. – С. 77–81.

188. Ковалевич Е. В. Теоретические основы и практика получения чугуна с шаровидным графитом мелкодисперсными модификаторами. Дис. д-ра техн. наук / Е.В. Ковалевич. – М.: ЦНИИТМАШ, 1996. – 311 с.

189. Ковалевич Е. В. Теоретические основы выбора модификатора для получения чугуна с шаровидным графитом без пироэффектов / Е. В. Ковалевич // Литейщик России. – 2008. – № 8. – С. 29–31.

190. Лихолетов В. В. Инновационная деятельность. Анализ венчурного бизнеса: учебное пособие / В. В. Лихолетов. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. – 148 с.

191. Вольнов И. Н. Системы автоматизированного моделирования литейных процессов – состояние, проблемы, перспективы / И. Н. Вольнов // Литейщик России. – 2007. – № 6. – С. 14–17.

192. Ильин В. П. Методы конечных разностей и конечных объемов для эллиптических уравнений / В. П. Ильин. – Новосибирск, Ин-т математики, 2000. – 345 с.

193. Вольнов И. Н. Моделирование литейных процессов – современные вычислительные технологии / И. Н. Вольнов // Литейщик России. – 2007. – № 11. – С. 27–30.

194. Hirt C. W. Volume of Fluid (VOF) Method for the Dynamics of Free Boundaries / C. W. Hirt, B. D. Nichols // J. Cотр. Phys. – 1981. – № 39. – P. 201–225.

195. http://www.flow3d.ru/cfd-101/whatsina.htm.

196. http://www.flow3d.ru/pdfs/tnB3r.pdf.

197. Салин В. Н. Практикум по курсу «Статистика» (в системе STATISTIKA) / В. Н. Салин, Э. Ю. Чурилова. – М.: «Издательский дом «Социальные отношения», изд. «Перспектива», 2003. – 188 с.

198. Сидняев Н. И. Теория вероятностей и математическая статистика: учебник для бакалавров / Н. И. Сидняев. – М.: Юрайт, 2015. – 219 с.

199. ГОСТ 977-88. Отливки стальные. Общие технические условия. – М.: ИПК Изд. стандартов, 2009. – 34 с.

200. ГОСТ 9454-78. Металлы. Метод испытания на ударный изгиб при пониженных, комнатной и повышенных температурах. – М.: ИПК Изд. стандартов, 2002. – 9 с.

201. ГОСТ 29234.3-91. Пески формовочные. Метод определения среднего размера зерна и коэффициента однородности. – М.: ИПК Изд. стандартов, 2008. – 5 с.

202. Васильев В. А. Физико-химические основы литейного производства / В. А. Васильев. – М.: Интермет инжиниринг, 2001. – 336 с.

203. Шумихин В. С. Синтетический чугун / В. С. Шумихин, П. П. Лузан, М. В. Желнис. – К.: Изд-во «Наукова думка», 1971. – 157 с.

204. Панов А. Г. К вопросу о выборе науглероживателя при производстве синтетических чугунов / А. Г. Панов, Т. В. Рогожина // Теория и практика металлургических процессов при производстве отливок из черных сплавов. – Челябинск, 2007. – С. 56–61.

205. Петрунин С. А. Модификаторы и науглероживатели для чугунов с различной формой графита. К 100-летию компании Elkem / С. А. Петрунин // Литье Украины. – 2003. – № 9. – С. 3–5.

206. Баранов В. Н. Активация графита различного кристаллохимического строения для огнеупорных изделий и красок в литейном производстве: Дис. канд. техн. наук / В. Н. Баранов. – Красноярск, 2005. – 131 с.

207. ГОСТ18191-78. Графит специальный малозольный. – М.: ИПК Изд. стандартов, 1978. – 5 с.

208. ГОСТ 2169-69. Кремний технический. Технические условия. – М.: ИПК Изд. стандартов, 1969. – 5 с.

209. Иванова В. С., Фолманис Г. Э. От наноматериалов – к интеллектуальным нанотехнологиям / В. С. Иванова, Г. Э. Фолманис // Металлургия машиностроения. – 2007. – № 1. – С. 2–10.

210. Колтышев В. И. Исследования и разработка способов использования дисперсных отходов кремния для получения литейных силуминов: Дис. канд. техн. наук / В. И. Колтышев. – Владимир, 2002. – 144 с.

211. Гельфман М. И., Ковалевич О. В., Юстратов В. П. Коллоидная химия / М. И. Гельфман, О. В. Ковалевич, В. П. Юстратов. – Издательство «Лань», 2003. – 332 с.

212. Калинин В. Т. Научные основы прогрессивных технологий модифицирования и легирования чугунов для отливок металлургического оборудования: Автореф. дис. д-ра техн. наук / В. Т. Калинин. – Днепропетровск, 2005. – 38 с.

213. Патент РФ №2364649. Модифицирующая смесь с рафинирующим эффектом / Чайкин А. В., Чайкин В. А., Колокольцев В. М. Опубл. 20.08. 2009, бюл. № 23.

214. Иванова В. С. К итогам симпозиума «Фракталы и прикладная синергетика» / В. С. Иванова, В. У. Новиков // Литье и металлургия. – 2004. – № 1. – С. 33–37.

215. Хрычиков В. Е. Ультрадисперсные модификаторы для повышения качества отливок / В. Е. Хрычиков, В. Т. Калинин, В. А. Кривошеев и др. // Литейное производство. – 2007. – №7. – С. 2–6.

216. Krushenko G. G. Nanomodification of a Metal during Casting and Welding / G. G. Krushenko // Russian Metallurgy (Metally). – December 2018. – Volume 2018. – Issue 13. – P. 1229–1233.

217. Седельников В. В. Структурообразование кристаллизующихся систем при модифицировании их ультрадисперсными порошками. Часть 1 / В. В. Седельников // Литейное производство. – 2005. – № 1. – С. 2–5.

218. Давыдов С. В. Фуллереновая природа жидкого чугуна – основа технологии наномодифицирования: Тр. VII Съезда литейщиков России. – Т. 1. – Новосибирск: Изд. дом «Историческое наследие Сибири», 2005. – С. 101–108.

219. Закирничная М. М. Образование фуллеренов в углеродистых сталях и чугунах при кристаллизации и термических воздействиях. Дис. д-ра техн. наук. – Уфа, 2001. – 244 с.

220. Гаврилин И. В. Кластеры – фуллерены – фракталы в жидких литейных сплавах // Металлургия машиностроения. – 2004. – № 5. – С. 30–33.

221. Давыдов С. В. Технология наномодифицирования доменных и ваграночных чугунов / С. В. Давыдов // Заготовительное производство. – 2005. – № 2. – С. 3–9.

222. Чайкин В. А., Чайкин А. В., Журавлев В. А. Рафинирование сталей и чугунов дисперсными модификаторами при выплавке в дуговых и индукционных электропечах / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, В. А. Журавлев: Тр. двенадцатого съезда литейщиков России. – Н. Новгород, 2015. – С. 155–159.

223. Чайкин А. В. Совершенствование технологии выплавки сталей в ООО «Самарский завод технического литья» с применением дисперсных материалов / Чайкин А. В., Колколова А. В., Гущин А. В., Чайкин В. А. Тр. одиннадцатого съезда литейщиков России. – Екатеринбург. – 16–20 сентября 2013. – С. 78–83.

224. Чайкин А. В. Повышение эффективности диффузионного раскисления при выплавке стали в кислых и основных дуговых электропечах / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, Н. А. Феоктистов // Литейщик России – № 8. – 2012. – С. 40–42.

225. Чайкин А. В., Чайкин В. А. Применение диффузионных раскислительных и рафинирующих смесей при выплавке сталей и чугунов в электродуговых печах / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд. Культ-информ-пресс, 2014. – С. 161–164.

226. Чайкин А. В. Рафинирование сталей и чугунов дисперсными модификаторами при выплавке сталей и чугунов в дуговых и индукционных электропечах / Феоктистов Н. А., Журавлев В. А. // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 9-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб., 2012. – С. 235–242.

227. Чайкин А. В. Низкотоксичная смесь для дегазации, рафинирования и модифицирования алюминиевых сплавов / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, С. П. Задруцкий, В. А. Розум, Н. В. Слетова // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Культ-информ-пресс, 2014. – С. 208–215.

228. Чайкин А. В. Малотоксичные препараты для рафинирования и модифицирования Al-сплавов, обеспечивающих стабильные показатели качества отливок / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, Н. В. Слетова: Тр. двенадцатого съезда литейщиков России. – Н. Новгород, 2017. – С. 262–266.

229. Чайкин А. В. Рафинирующие и модифицирующие малотоксичные препараты для обеспечения стабильных показателей качества отливок из алюминиевых сплавов / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, С. П. Задруцкий, Н. В. Слетова // Литейное производство и металлургия 2015. – Беларусь: Тр. 23-й междунар. науч.-техн. конф. – Жлобин, 2015. – С. 57–60.

230. Чайкин В. А. Внедрение прогрессивного материала для диффузионного раскисления в агрегате комплексной обработки стали (АКОС) / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, А. Д. Касимгазинов, П. О. Быков // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 12-й междунар. науч.-практ. конф. – СПб, 2018. – С. 165–173.

231. Чайкин А. В. Новый материал для диффузионного раскисления в агрегате комплексной обработки сталей / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, А. Д. Касимгазинов, П. О. Быков // Черные металлы. – № 9. – 2018. – С. 6–11.

232. Никифорова Э. М. Физикохимия керамических, композиционных и наноматериалов: Учеб. пособие / Э. М. Никифорова, Р. Г. Еромасов, А. Ф. Шиманский. – Красноярск – СФУ, 2016. – 156 с.

233. Модификатор барий-стронциевый БСК-2. Технические условия ТУ 1717-001-75073896-2005. – Иркутск, 2005. – 4 с.

234. Курдюмов А. В. Производство отливок из сплавов цветных металлов: учебник / А. В. Курдюмов, В. Д. Белов, М. В. Пикунов: под общ. ред. В. Д. Белова. – 3-е изд., перераб. и доп. – М: Изд. дом МИСИС, 2011. – 615 с.

235. Коршунов Б. Г. Диаграммы плавкости хлоридных систем / Б. Г. Коршунов – Л.: Химия, 1972. – 84 с.

236. Grandfield J. Directchil casting of light alloys science and technology – Published by John Wiley & Sons, Inc. / J. Grandfield, D.G. Eskin, I.F. Bainbridge. – Hoboken, New jersey, 2013. – 412 p.

237. Чайкин А. В. Новая раскислительная смесь для диффузионного раскисления стали / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. П. Каргинов, А. В. Малый // Вестник Магнитогорского государственного технического университета. – 2008. – № 3. – С. 25–29.

238. Чайкин В. А. Повышение качества стали 120Г10ФЛ Чебоксарского агрегатного завода / В. А. Чайкин, И. А. Малов, А. В. Чайкин // Литейные процессы. Вып. 5: Межрегион. сб. науч. тр. / Под редакцией В. М. Колокольцева. – 2005. – С. 96–101.

239. Зубков И. И. Совершенствование технологии раскисления стали в ОАО «Оскольский завод металлургического машиностроения» / И. И. Зубков, С. А. Тараканов, Д. В. Дремов, М. С. Шрамко, А. В. Чайкин // Литейное производство. – 2006. – № 3. – С. 29–32.

240. Чайкин А. В. Применение дисперсных раскислительных смесей для повышения качества стали 20ГФЛ / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. В. Колпаков, Д. В. Маслов, Е. П. Закоптелов // Металлургия машиностроения. – № 5. – 2018. – С. 10–13.

241. ГОСТ 7370-2015. Крестовины железнодорожные. Технические условия. М.: Стандартинформ. – 2015. – 62 с.

242. Чайкин А. В. Применение диффузионных раскислительных и рафинирующих смесей при выплавке сталей и чугунов в электродуговых печах / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. Междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Культ-информ-пресс, 2014. – С. 161–164.

243. Чайкин А. В. Совершенствование диффузионного раскисления сталей в условиях ПФ ТОО «КАСТИНГ» / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, Ю. В. Карман, А. Д. Касимгазинов, М. М. Суюндиков, П. О. Быков: Тр. XIII съезда литейщиков России. – Челябинск: Изд. центр ЮУрГУ, 2017. – С. 54–57.

244. Марков В. Ф. Колоидная химия: примеры и задачи: Учеб. пособие / В. Ф. Марков, Т. А. Алексеева, Л. А. Брусницина, Л. Н. Мускаева. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2015. – 188 с.

245. Чайкин В. А. Рафинирование и модифицирование стали 20ГЛ кальций-стронциевым карбонатом / А. В. Чайкин, В. П. Кузнецов, П. В. Салтыков: Тр. девятого съезда литейщиков России. – Уфа, 20–24 апреля 2009. – С. 81–83.

246. Колокольцев В. М. Рафинирование и модифицирование литых сталей барий-кальций-стронциевым карбонатом / Е. В. Женин, Е. С. Кузнецова // Прогрессивные литейные технологии: Материалы международ. науч.-практ. конф. – М.: МИСиС, 2000.

247. Колокольцев В. М. Влияние кальций-стронциевого карбоната на структуру и свойства литейных сплавов / В. М. Колокольцев, А. В. Русаков, В. А. Чайкин // Литейные процессы. Межрегион. сб. науч. тр. / Под редакцией В. М. Колокольцева. – Магнитогорск. – МГТУ, 2004. – Вып.4. – С. 51–57.

248. Чайкин В. А. Повышение качества высокомарганцовистой стали / В. А. Чайкин, М. С. Шрамко, В. М. Малихин // Металлургия машиностроения. – 2003. – № 6. – С. 2–5.

249. Чайкин В. А. Повышение механических свойств стали 34ХН3М / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, В. П. Каргинов: Тр. восьмого съезда литейщиков России. Том 1: – Ростов-на-Дону, 2007. – С. 138–142.

250. Баландин Г. Ф. Физико-химические основы литейного производства / Г. Ф. Баландин, В. А. Васильев. – М.: Машиностроение, 1971. – 224 с.

251. Патент РФ № 2373290. Модифицирующая смесь. / Чайкин А. В., Чайкин В. А. Зарегистрирован в Гос. реестре 20 ноября 2009 года.

252. Еднерал Ф. И. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Ф. И. Еднерал. – М.: Металлургия, 1977. – 488 с.

253. Слетова Н. В. Создание препаратов для рафинирования и модифицирования Al-сплавов, обеспечивающих стабильные показатели качества отливок: дис. канд. техн. наук / Слетова Н. В. – Минск, 2014. – 185 с.

254. Флюсы: справочник / Гусовский В. Л., Лифшиц А. Е., Ладыгичев М. Г. – М.: Теплотехник, 2008. – 258 с.

255. Вдовин К. Н. Флюсы для электрошлакового переплава конструкционных сталей / К. Н. Вдовин, Н. А. Феоктистов, К. Г. Пивоварова, Д. А. Дерябин // Электрометаллургия. – 2017. – № 4. – С. 13–19.

256. Лебедев И. В. Повышение ассимилирующей способности шлакового расплава в промежуточном ковше при непрерывной разливке стали низкоуглеродистых сталей, раскисленных алюминием: Автореф. дис. канд. техн. наук. – М., 2014. – 25 с.

257. Семенов В. И. Образование аустенитной и графитной фаз под воздействием порошкового Si + C модификатора при затвердевании серого чугуна / В. И. Семенов, А. В. Чайкин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2009. – № 8. – С. 11–20.

258. Кульбовский И. К. Влияние термовременной обработки и шихтовых материалов на природу центров кристаллизации графита в расплаве чугуна / И. К. Кульбовский, А. Н. Поддубный и др. // Литейщик России. – 2008. – № 8. – С. 33–35.

259. Бунин К. П. Основы металлографии чугуна / К. П. Бунин, Я. Н. Малиночка, Ю. Н. Таран. – М.: Металлургия, 1969. – 414 с.

260. Чайкин В. А. Анализ процесса десульфурации стали в условиях ГУП ЛПЗ (Москва) и разработка рекомендаций по повышению его эффективности / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, К. А. Мягков, В. В. Ишутин: Тр. десятого съезда литейщиков России. – Казань, 2011. – С. 70–76.

261. Чайкин В. А. Повышение эффективности процесса десульфурации стали в условиях ГУП г. Москвы «Литейно-прокатный завод» / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, К. А. Мягков, В. В. Ишутин // Прогрессивные литейные технологии: Тр. 4 науч.-практ. конф. под ред. В. Д. Белова, Н. А. Белова: – М.: ООО «ПРИП», 24–28 октября 2011. – С. 138–141.

262. Чайкин В. А. Десульфурация стали в условиях ГУП «ЛПЗ». Разработка рекомендаций по повышению ее эффективности / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, К. А. Мягков, В. В. Ишутин // Литье и металлургия. – 2011. – № 3. – С. 37–39.

263. Феоктистов Н. А. Совершенствование технологии производства крупнотоннажных стальных отливок: дис. канд. техн. наук / Н. А. Феоктистов. – Магнитогорск, 2013. – 137 с.

264. Чайкин А. В. Совершенствование технологий высокого уровня применением дисперсных раскислительных смесей в агрегате ковш печь (АКП) / А. В. Чайкин, В. Л. Савицкий, В. В. Колпаков [и др.] // Литейщик России. – 2019. – № 9. – С. 11–18.

265. Чайкин А. В. Повышение качества стали 110Г13Л, выплавляемых методом переплава / В. А. Чайкин, В. В. Колпаков, В. А. Чайкин, К. Н. Вдовин // Инновационные технологии в литейном производстве: Сб. тр. междунар. науч.-техн. конф. – М.: 22–23 апреля / под общ. ред. К. А. Батышева, К. Г. Семенова. – М.: ИИу МГОУ, 2019. – С. 181–185.

266. Чайкин А. В. Анализ качественных показателей сталей 110Г13Л, выплавленных с диффузионным раскислением смесью РД21П и рафинированием смесью РСА / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин // Литейное производство сегодня и завтра: тр. 11-й междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Г. А. Косникова. – СПб.: Изд-во Культ-информ-пресс, 2016. – С. 137–146.

267. Колпаков В. В. Совершенствование выплавки стали 110Г13Л методом переплава / В. В. Колпаков, А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, К. Н. Вдовин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2019. – № 4. – С. 147–154.

268. Чайкин А. В. Анализ качественных показателей сталей 110Г13Л, выплавленных с диффузионным раскислением смесью РД21П и рафинированием смесью РСА / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин // Металлургия машиностроения. – № 6. – 2016. – С. 12–15.

269. Чайкин А. В. Сранительный анализ качественных показателей стали 110Г13Л, выплавленных с применением моддификатора L-CAST и диффузионного раскислителя РДА для рафинирования стали / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. С. Лозов, С. Г. Васильев // Прогрессивные литейные технологии: Тр. IX междунар. науч.-практ. конф. – М.: НИТУ «МИСиС», 13–17 ноября 2017. – С. 246–250.

270. Чайкин А. В. Сранительный анализ качественных показателей стали 110Г13Л, выплавленных с применением различных модификаторов и раскислительных смесей / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. С. Лозов, А. Д. Касимгазинов, П. О. Быков // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2018. – Т.16. – № 1. – С. 19–25.

271. Чайкин А. В. Инновации в методе переплава стали 110Г13Л для повышения механических свойств ответственных отливок / А. В. Чайкин, С. А. Якунина, В. М. Киселев, В. А. Чайкин, В. В. Колпаков // Литейное производство сегодня и завтра: Труды. 13-й Междунар. научн.-практ. конф. – СПб., 2020. – С. 226–236.

272. Чайкин В. А. Повышение эффективности диффузионного раскисления при выплавке стали в кислых и основных дуговых электропечах / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, Н. А. Феоктистов // Взаимодействие науки и литейно-металлургического производства: Материалы 4-й Всерос. науч.-техн. конф. [Электронное издание] ISBN 978-5-7964-1491-0; Самара, 2012. – С. 129–133.

273. Чайкин В. А. Рафинирование сталей и чугунов дисперсными модификаторами при выплавке в дуговых и индукционных электропечах / В. А. Чайкин,

А. В. Чайкин, Н. А. Феоктистов, В. А. Журавлев // Литейное производство сегодня и завтра: Тр. 9-й междунар. науч.-практ. конф. – СПб., 2012. – С. 235–242.

274. Чайкин В. А. Повышение эффективности диффузионного раскисления при выплавке стали в кислых и основных дуговых электропечах / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, Н. А. Феоктистов // Литейщик России. – № 8. – 2012. – С. 40–42.

275. Чайкин В. А. Рафинирование сталей и чугунов дисперсными модификаторами при выплавке в дуговых и индукционных электропечах / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, В. А. Журавлев: Тр. двенадцатого съезда литейщиков России. – Н. Новгород. – С. 155–159.

276. Чайкин В. А. Рафинирующие и раскислительные смеси для сталей и чугунов при выплавке их в дуговых и индукционных электропечах / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, В. А. Журавлев // Прогрессивные литейные технологии: Тр. VIII междунар. науч.-практ. конф. – НИТУ «МИСиС». – 16–20 ноября 2015 г. – С. 254–257.

277. Чайкин А. В. Инновации при выплавке стали в кислых печах / А. В. Чайкин, В. В. Колпаков, В. А. Чайкин, К. Н. Вдовин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2019. – Том 17. – № 10. – С. 435–441.

278. ГОСТ 2253-76 «Аппараты поглощающие пружинно-фракционные для подвижного состава железных дорог колеи 1520 мм». Технические условия. – М.: Стандартинформ, 1986. – 7 с.

279. ГОСТ 32400-2013 «Рама боковая и балка надрессорная литые тележек грузовых вагонов. Технические условия». – М.: Стандартинформ, 2014. – 49 с.

280. ГОСТ 22703-2012. Детали литые сцепных и автосцепных устройств железнодорожного подвижного состава. Общие технические условия. – М.: Стандартинформ, 2013. – 8 с.

281. Виноград М. И. Включения в стали и ее свойства / М. И Виноград. – М.: Металлургиздат, 1963. – 252 с.

282. Кислинг Р., Ланге Н. Неметаллические включения в стали / Р. Кислинг, Н. М. Ланге. – Металлургия, 1968. – 124 с.

283. Зборщик А. М. Конспект лекций по дисциплине «Металлургия стали» / А. М. Зборщик. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. – 238 с.

284. Modification of oxygen and sulphur inclusions in steel by Lis T. // Metallurgija. – 2009. – 48. – № 2. – С. 95–98.

285. Чайкин В. А. Анализ эффективности модификаторов с использованием статистики и моделирования / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов // Литейщик России. – 2008. – № 10. – С. 20–25.

286. Чайкин В. А. Использование моделирования и методов математической статистики для анализа процесса модифицирования чугуна / В. А. Чайкин,

А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов и др. // Заготовительное производство в машиностроении. – 2009. – № 4. – С. 3–8.

287. Чайкин В. А. Повышение качества чугуна модифицированием / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, В. П. Каргинов // Литье Украины – 2006. – № 4. – С. 8–17.

288. Чайкин А. В. Разработка составов дисперсных смесевых модификаторов с помощью программы FLOW-3D / А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов, В. А. Чайкин // Литейное производство. – 2010. – № 10. – С. 21–26.

289. Чайкин В. А. Моделирование процесса позднего модифицирования / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов // Литейщик России. – 2011. – № 1. – С. 13–17.

290. Чайкин А. В. Применение смесевых комплексных модификаторов с кальций-стронциевым карбонатом при получении отливок деталей легкового автомобиля из высокопрочного и серого чугуна / А. В. Чайкин, Д. А. Болдырев, В. А. Чайкин // Литейщик России. – № 1. – 2010. – С. 21–26.

291. Чайкин А. В. Моделирование процесса удаления неметаллических включений из расплава флотацией с помощью программного комплекса FLOW-3D / А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов, В. А. Чайкин, К. Н. Вдовин // Литейное производство. – 2020. – № 5. – С. 38–40.

292. Бархударов М. Моделирование литейных процессов с изменяемой геометрией / М. Бархударов, Г. Вей // Литейщик России. – 2007. – №12. – С. 10–15.

293. Hirt C. W. and Nichols B. D. Volume of Fluid (VOF) Method for the Dynamics of Free Boundaries / C. W. Hirt, B. D Nichols // J. Computational Physics. – 1981. – 39. – P. 201–225.

294. Вольнов И. Н. Моделирование процессов получения монодисперсных капель жидкостей в электрокаплеструйных технологиях / И. Н. Вольнов, В. С. Нагорный // Научно-технические ведомости СПбГПУ. Наука и образование. – 2010. – №4. – С. 294–300.

295. Чайкин В. А. Исследование процесса позднего модифицирования с использованием моделирования / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов [и др.] // Заготовительное производство в машиностроении. – 2011. – № 10. – С. 8–12.

296. Чайкин А. В. Модификатор для чугуна марки СЧ 30 / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. И. Семенов: Тр. девятого съезда литейщиков России. – Уфа, 2009. – С. 30–33.

297. Чайкин В. А. Дисперсный модификатор для внепечной обработки чугуна / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. И. Семенов // Литейное производство сегодня и завтра: Тез. докл. 7-й Всерос. научн.-практ. конф. – СПб., 2008. – С. 37–45.

298. Чайкин А. В. Технология модифицирования отливок из серого чугуна высоких марок с применением смесевых дисперсных модификаторов: Монография / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин. – М.: Изд-во МГОУ, 2012. – 140 с.

299. ТУ 3183-234-01124323-2007 «Клин фрикционный из серого чугуна для тележек грузовых вагонов». – М.: ВНИИЖТ. – 6 с.

300. Чайкин А. В. Модифицирующая смесь. / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. И. Семенов // Патент на изобретение № 23732290. Зарегистрирован 20 ноября 2009 года.

301. ТУ 3183-163-01124323-2003 «Клин фрикционный из высокопрочного чугуна для тележек грузовых вагонов. – М.: ВНИИЖТ. – 9 с.

302. Panov A. G. About the Possibility of Increase in CGI Properties by Austempering / A. G. Panov, D. A. Gurtovoy, I. F. Shaekhova // Solid State Phenomena. – Vol. 284. – 2018 – P. 224–228.

303. Корниенко Э. Н. Перспективы производства отливок из ЧШГ аустенитно-бейнитного класса / Э. Н. Корниенко, А. Г. Панов, Д. Ф. Хальфин // Литейщик России, 2004. – № 6. – С. 11–16.

304. Крутилин А. Н. Влияние термической обработки на структуру и свойства экономнолегированного высокопрочного чугуна / А. Н. Крутилин // Литье и металлургия. – 2008. – № 1 (45). – С. 102–108.

305. Макаренко К. В. Бейнитная закалка чугуна из литого состояния / К. В. Макаренко // Металловедение и термическая обработка металлов. – 2007. – № 7. – С. 29–32.

306. Власов В. И. Литая высокомарганцовистая сталь / В. И. Власов, Е. Ф. Комолова. – М.: Машгиз, 1987. – 195 с.

307. Attila G. C. Refining steel in an induction ladle furnfce / G.C. Attila // Annals of the Faculty of Engineering Hunedoara. – 2015. – Aug. – Vol. 13. – Iss. 3. – P. 197–200.

308. Putan V. Influence of the addition of a reducing mixture slag and duration of treatment on the desulphurization and deoxidation efficiency / V. Putan, A. Putan, E. Ardelean // Solid State Phenomena. – 2016. – Vol. 254. – P. 144–148.

309. Чайкин В. А. Совершенствование технологического процесса раскисления стали / В. А. Чайкин, М. С. Шрамко, А. В. Чайкин: Тр. седьмого съезда литейщиков России. Том 1. – Новосибирск: изд. дом «Историческое наследие Сибири», 2005. – С. 187–191.

310. Чайкин В. А. Совершенствование технологии выплавки сталей в кислых и основных дуговых электропечах в условиях ООО «Самарский завод технического литья» с применением дисперсных материалов / В. А. Чайкин, А. В. Чайкин, А. В. Колколова, А. И. Гущин // Литье и металлургия. – № 3. – 2013. – С. 141–144.

311. Чайкин А. В. Повышение качества стальных отливок в условиях ООО «Промтрактор-Промлит» / А. В. Чайкин, В. А. Чайкин, В. П. Кузнецов, П. В. Салтыков: Тр. девятого съезда литейщиков России. – Уфа: Изд-во ОАО «УМПО», 20–24 апреля 2009. – С. 83–84.

312. ГОСТ 7565-81 (ИСО 377-2-89) Чугун, сталь и сплавы. Метод отбора проб для определения химического состава. – М.: Стандартинформ, 2009. – 13 с.

313. Чайкин А. В. Моделирование удаления неметаллических включений из расплава флотацией во FLOW-D // А. В. Чайкин, И. Н. Вольнов, В. А. Чайкин // Литейное производство сегодня и завтра: Труды 13-й Междунар. научн.-практ. конф. – СПб., 2020. – С. 236–242.

314. Чайкин А. В. Моделирование процесса рафинирования стали 20ГЛ в программном комплексе FLOW-3D / А. В. Чайкин, Е. Е. Петров, И. Н. Вольнов, В. А. Чайкин // Прогрессивные литейные технологии: Тр. X междунар. науч.-практ. конф. – НИТУ «МИСиС». – 9–13 ноября 2020 г. – С. 454–458.

Научное издание

Чайкин Андрей Владимирович

Научные основы инновационных технологий печной и внепечной обработки чугунов и сталей для отливок ответственного назначения

Монография

Издательство «Наукоемкие технологии»
ООО «Корпорация «Интел Групп»
https://publishing.intelgr.com
E-mail: publishing@intelgr.com
Тел.: +7 (812) 945-50-63

Подписано в печать 07.02.2022
Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Печать офсетная
Объем 15,3 печ.л. Тираж 500 экз.

ISBN 978-5-6047504-9-0

