

Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»

На правах рукописи



СЕРГЕЕВ Дмитрий Владимирович

**ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПОЛОЙ ЗАГОТОВКИ МЕТОДОМ  
ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА ПО ОДНОЭЛЕКТРОДНОЙ СХЕМЕ**

2.6.2 - Metallurgy of black, colored and rare metals

Диссертация на соискание учёной степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук, профессор  
Чуманов Илья Валерьевич

Челябинск 2022 г

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА</b> .....	12
1.1 Электрошлаковый переплав.....	12
1.2 Способы получения полой заготовки.....	16
1.2.1 Электрошлаковое литье.....	16
1.2.2 Электрошлаковое литье с дорном, совершающим колебания.....	18
1.2.3 Центробежное электрошлаковое литье.....	19
1.2.4 Одноэлектродная схема выплавки полых слитков.....	25
1.2.5 Бифилярная схема выплавки полых слитков.....	26
1.2.6 Трехфазная сема выплавки полых слитков.....	29
1.2.7 Многоэлектродные печи.....	30
1.2.8 Электрошлаковая наплавка электродом-трубой.....	31
1.2.9 Неспециализированные печи ЭШП.....	32
1.2.10 Газовая продувка при одноэлектродной схеме.....	34
1.2.11 Организация локальных зон повышенной плотности тока.....	36
1.3 Влияние вращения расходуемого электрода на процесс ЭШП.....	38
Выводы к главе 1 и постановка задачи.....	41
<b>ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА</b> .....	43
2.1 Физическое моделирование в прозрачных средах.....	43
2.2 Влияние вращения расходуемого электрода при электрошлаковом переплаве на гидродинамику шлаковой ванны.....	50
2.2.1 Момент сопротивления цилиндрического вращающегося электрода и оценка времени обновления шлаковой ванны.....	57
2.2.2 Методология определения характера течения в шлаковой ванне на основе анализа соотношения центробежной и электромагнитной сил.....	60

2.3 Исследование влияния вращения электрода на тепловую картину Процесса.....	63
2.3.1 Математическая модель теплового поля жидкометаллической ванны при ЭШП.....	63
2.3.2 Алгоритм решения краевой задачи теплового поля формируемого слитка.....	71
2.3.3 Алгоритм дискретизации начальных и граничных условий.....	75
2.3.4 Описание работы программы «Тепловая картина кристаллизующейся полый заготовки при ЭШП».....	76
Выводы к главе 2.....	82
<b>ГЛАВА 3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ.....</b>	<b>85</b>
3.1 Модернизация экспериментальной установки ЭШП А-550.....	85
3.2 Апробация технологии с использованием переменного тока.....	92
3.3 Апробация технологии с использованием постоянного тока.....	99
Выводы к главе 3.....	105
<b>ГЛАВА 4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ.....</b>	<b>106</b>
Выводы к главе 4.....	111
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>112</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....</b>	<b>114</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЯ.....</b>	<b>124</b>

## ВВЕДЕНИЕ

### **Актуальность темы исследования**

Полые заготовки занимают значительную часть рынка металлопродукции. Данный вид заготовок применяется для деталей различного назначения: обечайки, венцы, трубы, сосуды высокого давления, шестерни и т.д., изготовление которых из металла подвергнутого горячей деформации, затруднительно.

Одновременно с увеличением объёма производства растут и требования к механическим свойствам используемых для изготовления механизмов и узлов заготовок. Необходимость повышения механических свойств полых заготовок связана с тем, что преобладающими отраслями на рынке являются предприятия атомной и нефтегазовой промышленности, что в свою очередь подтверждает актуальность и перспективность исследований по разработке новых технологий получения полых заготовок.

Большой интерес представляет использование литых полых трубных заготовок для последующего получения из них труб и фланцев. Применение таких заготовок позволяет ликвидировать ряд промежуточных операций: ковку слитков, прокатку, сверление заготовок и так далее.

Для получения литых трубных заготовок были опробованы различные способы, например, центробежное литьё, отливка полых слитков в кольцевую изложницу без вытягивания, непрерывная или полунепрерывная отливка в короткие кольцевые кристаллизаторы (с вытягиванием заготовки). Производство трубных заготовок указанными способами связано с использованием жидкого металла (выплавляемого преимущественно в электродуговых печах), поэтому слиткам здесь присущи те же недостатки, что и слиткам сплошного сечения, а именно: зональная ликвация, рыхлость и раковины усадочного характера, повышенное содержание газов и неметаллических включений, анизотропия механических свойств металла по высоте и толщине гильз.

Каждый из этих способов имеет также ряд специфических недостатков. При центробежной отливке в ряде случаев обнаруживается заметная сегрегация элементов и неметаллических включений. Гильзы имеют плохую поверхность (особенно изнутри), поэтому приходится снимать большое количество металла при обдирке.

Отливка полых слитков в кольцевую изложницу без вытягивания предусматривает использование трубы в качестве внутренней изложницы. Эта труба (чаще всего из металла того же состава, что и отливаемый слиток) приваривается к отливаемому слитку в отдельных местах. Согласно литературным данным, такой слиток с трудом поддается деформации, поэтому внутреннюю трубу-изложницу обязательно удаляют (вырезают точением или другими способами).

Значительное место в производстве полых заготовок и изделий (преимущественно труб и сосудов) занимает сварка. Однако этот процесс требует горячедеформированные полуфабрикаты: листы, полосы, стержни. Стоит отметить, что получить равную конструктивную прочность сварного соединения металла затруднительно.

Перспективным решением задачи является электрошлаковый переплав (ЭШП). Металл, полученный с использованием электрошлаковой технологии, в литом состоянии сопоставим по ряду параметров металлу открытой выплавки, подвергнутому глубокой деформации [1].

В результате разработан ряд конструктивных и технологических решений по получению полой заготовки методом ЭШП. На данный момент получила распространение в качестве основной технология с использованием многоэлектродной схемы.

Реализация одноэлектродной схемы предусматривает использование прошивающего дорна и дополнительных требований к конструкции рабочих элементов электрошлаковой печи [2]. Данная схема не получила широкого применения из-за невозможности исключить попадание капель электродного

металла на головку прошивающего дорна, что приводило к его зарастанию. Последнее приводило к затруднению прошивки, а главное – не позволяло в таких условиях формировать отверстие требуемой геометрии.

Многоэлектродная схема, несмотря на свое более широкое распространение, является энергозатратной и трудоёмкой технологией. Это связано с повышенными требованиями по кривизне расходуемых электродов, сложностью обслуживания многоэлектродной печи и т.д. [3]. Для реализации данной технологии необходимы повышенные затраты на увеличение числа обслуживающего персонала, установка машин для правки электродов (по кривизне), соблюдение соосности дорна, кристаллизатора и расходуемых электродов во избежание замыкания. Указанные недостатки усугубляются тем, что получение электродов небольшого сечения весьма затратно в сравнении с электродом большого сечения. В результате производство полой заготовки с использованием многоэлектродной схемы ведет к значительному увеличению себестоимости продукции.

Альтернативой может служить реализация получения полой заготовки с использованием одноэлектродной схемы выплавки. Но в этом случае становится актуальным поиск решений, позволяющих исключить попадание электродного металла на головку прошивающего дорна. Существующие недостатки данной технологии получения полой заготовки не позволяют раскрыть в полной мере все её преимущества. Снизить к минимуму отрицательные стороны многоэлектродной схемы весьма затруднительно. В свою очередь для полноценной реализации одноэлектродной схемы необходимо сместить тепловой центр процесса, тем самым избавив головку прошивающего дорна от негативного на нее воздействия.

Анализируя технологические решения, позволяющие менять доставку электродного металла в жидкую металлическую ванну [45-47], следует отдать предпочтение технологии с вращением расходуемого электрода. Данная технология предполагает вращение электрода вокруг своей оси, применение данной технологии позволяет повысить качество заготовок, получаемых методом

ЭШП. Важным аспектом данной технологии являются возникающие вследствие вращения центробежные силы [4]. Данные силы оказывают влияние на пленку жидкого металла на оплавленном торце в процессе переплава и изменяют направление его движения в радиальном направлении. При этом формирование капель электродного металла и их отрыв происходит по периметру электрода и попадание их в металлическую ванну происходит по соответствующей траектории.

### **Степень разработанности темы исследования**

Вопрос, связанный с получением полых заготовок методом электрошлакового переплава, решается на протяжении всего периода существования процесса. Сегодня предпочтение отдается установкам с многоэлектродным подключением по бифилярным схемам, среди исследователей этого направления следует выделить работы Б.И. Медовара, Б.Е. Патона, Ю.В. Латаша и др.

Работы, направленные на изучение влияния вращения расходуемого электрода при реализации классической схемы электрошлакового переплава для получения цельной заготовки, показали, что наблюдается уменьшение глубины жидкой металлической ванны и образование более плоского фронта кристаллизации в результате смещения теплового центра. Также за счет изменений условий каплеобразования обеспечивается повышение рафинирующей способности процесса.

### **Цель работы**

Разработка технологии получения полых заготовок методом электрошлакового переплава по одноэлектродной схеме.

Для достижения данной цели поставлены и решены следующие **задачи**:

1. Выбран и обоснован технологический подход к достижению цели.
2. Проведено физическое моделирование с использованием прозрачных сред.
3. Разработана математическая модель процесса.
4. Разработана методика управления процессом.

5. Разработана конструкторская документация и проведена модернизация электрошлаковой установки А-550 на производственных мощностях ООО РМЗ «Нихард-Сервис».

6. Проведены опытные выплавки заготовок и исследованы их механические свойства на соответствие требованиям ООО «ЮУрМК».

### **Научная новизна и теоретическая значимость**

1. Впервые показано, что в случае вращения расходуемого электрода тепловой центр трансформируется в тепловое кольцо, у которого внутренний периметр располагается на некотором расстоянии от оси формируемого слитка, что обусловлено величиной центробежных сил.

2. Разработана математическая модель изменения гидродинамической обстановки в шлаковой и металлической ваннах при ЭШП с вращением расходуемого электрода вокруг собственной оси, показывающая, что траектория движения капель жидкого металла в шлаковой ванне зависит от пропорционального отношения квадрата скорости вращения расходуемого электрода к силе подводимого тока.

3. Выявлена зависимость влияния размеров прошивающего дорна, кристаллизатора и расходуемого электрода на скорость его вращения и место доставки электродного металла в жидкую металлическую ванну.

### **Практическая значимость работы**

1. Методом физического моделирования подтверждена возможность воздействием центробежных сил менять гидродинамическую обстановку в шлаковой ванне, обеспечивать радиальное течение жидкого металла на оплавленном торце и смещать тепловой центр в металлической ванне.

2. Создана компьютерная программа «Тепловая картина кристаллизующейся полой заготовки при ЭШП», позволяющая определять необходимые технологические параметры (величину тока, скорость вращения) для каждого конкретного случая реализации предлагаемой технологии.

3. Разработана конструкторская документация и проведена модернизация полупромышленной установки электрошлакового переплава А-550 для реализации технологии получения полой заготовки по одноэлектродной схеме.



4. Проведены опытные переплавы с вращением расходуемого электрода для получения полой заготовки с использованием прошивающего дорна на постоянном и переменном токе.

5. Результаты, представленные в диссертационной работе, внедрены и используются в учебном процессе при подготовке студентов по направлениям 22.03.02 и 22.04.02 «Металлургия» в филиале ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» в г. Златоусте.

### **Методология и методы исследования**

Физическое моделирование проводилось с использованием моделирующих жидкостей, обеспечивающих равенство критериев подобия модели и реального процесса. Для анализа изменения гидродинамики процесса и тепловой картины использованы компьютерные программы: Matcad, MatLab, Ansys Fluent. В экспериментальных исследованиях использована модернизированная полупромышленная установка электрошлакового переплава А-550. Для анализа микроструктуры и физико-механических свойств полученных слитков использована материальная база кафедры ТиТПМ филиала ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» в г. Златоусте. Оценка проводилась в соответствии с ГОСТ 1497-84 «Металлы. Методы испытаний на растяжение», ГОСТ 9454-78 «Металлы. Метод испытания на ударный изгиб», ГОСТ 5640-20 «Сталь. Металлографический метод оценки микроструктуры».

### **Положения, выносимые на защиту**

1. Результаты холодного моделирования, подтверждающие, что наряду с изменением гидродинамической обстановки в шлаковой ванне и течением жидкого металла на оплавляемом торце происходит трансформация теплового центра в металлической ванне в тепловое кольцо.

2. Математическая модель теплового поля в шлаковой и металлической ваннах при воздействии на него центробежных сил.

3. Зависимости влияния диаметров прошивающего дорна, кристаллизатора и расходоуемого электрода на скорость вращения электрода и место доставки электродного металла в жидкую металлическую ванну.

4. Результаты исследования ударной вязкости, временного сопротивления разрыву, предела текучести, твердости и микроструктуры заготовок, полученных на переменном и постоянном токах.

#### **Степень достоверности**

Достоверность обеспечивается надёжностью исходных данных, применением современных методов математического моделирования, использованием программных аппаратов и исследованием процессов с соответствием полученных результатов известным теоретическим закономерностям и данным по изучаемой тематике других исследователей, а также ответственным подходом автора к выполнению исследований и обработке первичных данных.

#### **Апробация результатов**

Материалы по теме исследований были доложены и апробированы на следующих конференциях: Международная научно-практическая конференция. Западно-Сибирский научный центр. «Научно-технический прогресс: актуальные и перспективные направления будущего», г. Кемерово, 30 ноября 2016; 70-я научная конференция «Наука ЮУрГУ», г. Челябинск, 25 апреля–4 мая 2018; Пятый междисциплинарный научный форум с международным участием «Новые материалы и перспективные технологии», г. Москва, 30 октября–01 ноября 2019; VI Международная молодежная научная конференция «Физика. Технологии. Инновации», г. Екатеринбург, 20–3 мая 2019; 72-я научная конференция «Наука ЮУрГУ», г. Челябинск, 21–23 апреля 2020; XVI Международный конгресс сталеплавильщиков и производителей металла (ISCON-2021), г. Екатеринбург, 25–27 мая 2021; Международная научно-практическая конференция «Материаловедение и металлургические технологии», г. Сочи, 4–10 сентября 2022; Международная научная конференция «Физико-химические основы

металлургических процессов имени академика А.М. Самарина», г. Выкса, 10–14 октября 2022.

### **Личный вклад автора.**

Научно-теоретическое обоснование, формирование цели и направления исследований, постановка задач, разработка и осуществление модернизации электрошлаковой установки А-550. Получение полых заготовок на модернизированной установке, их исследование, анализ и обработка результатов, выявление закономерностей, апробация результатов исследований, написание научных публикаций по теме диссертации, инициирование выступлений с докладами на научно-практических конференциях, подготовка текста диссертации.

### **Публикации.**

По результатам диссертационных исследований опубликовано 14 печатных работ, включая 5 работ в журналах, рекомендованных Высшей аттестационной комиссией и индексируемых в базе данных Scopus, 2 патента на изобретения и 1 свидетельство о регистрации программы для ЭВМ.

### **Структура и объем работы.**

Диссертационная работа состоит из введения, 4 глав, заключения, изложена на 126 страницах машинописного текста, включающего 30 рисунков, 18 таблиц, списка использованных источников из 96 наименований отечественных и зарубежных источников, 3 приложений.

## ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА

### 1.1 Электрошлаковая технология

Электрошлаковый переплав (ЭШП) электрошлаковое рафинирование или электрофлюсовый переплав – это вторичный металлургический процесс рафинирования металлов с использованием расплавленного шлака, в котором при прохождении электрического тока выделяется Джоулево тепло. Реализация данного процесса стала возможна после открытия ионной теории шлаков. Данная теория была предложена в 1916 году В.А. Ванюковым, однако особый вклад в развитие внес О.А. Есин и команда научных сотрудников под его руководством. Теория основывается на определении шлака как раствора ионов (отрицательно и положительно заряженных частиц). Армстронг [9] провел эксперименты в небольших масштабах с использованием шлака, нагретого сопротивлением, для облегчения плавки в 1928 году. Затем Хопкинс [10, 11] расплавил расходующий электрод под слоем шлака в 1935 году. После Второй мировой войны советские ученые разработали процесс электрошлаковой сварки для улучшения качества металла и механизации сварки вертикальных соединения в Институте электросварки им. Е.О. Патона в Киеве [12]. Кроме того, советские исследователи опубликовали первые монографии на тему ЭШП в 1962 году, которые были переведены и опубликованы за рубежом [13].

Электрошлаковый переплав применим к широкому спектру сплавов и сталей, например, сплавов на основе титана или никеля и инструментальных сталей. Благодаря высокой рафинирующей способности данный процесс необходим, прежде всего, для производства определенных видов высоконапряженных деталей и узлов, особенно тех, которые применяются в аэрокосмической, глубоководной или реакторной технике. Сущность данной технологии заключается в прохождении электрического тока (переменного или постоянного тока) через объем шлака, имеющего ту или другую величину сопротивления, с выделением тепла, которого

при определенных условиях достаточно для расплавления металла. Таковым, как правило, является электрод (токовый и безтоковый), материал которого подлежит рафинированию, для чего нижний торец погружают в жидкий расплавленный шлак. Электрод, на который влияет температура шлака и глубина его погружения, начинает плавиться. В нижней части электрода пленка расплавленного металла собирается в капли, которые в конечном итоге падают через слой шлака, начиная образовывать ванну жидкого металла. Рабочие элементы ЭШП, предназначенные для размещения горячей шлаковой ванны, приема и накопления расплавленного металла и обеспечения придания подходящей формы для затвердевающего слитка, обычно медные водоохлаждаемые. С целью снижения себестоимости конечного изделия слитки имеют форму, максимально приближенную к конечному изделию. Таким образом, необходимо уделить особое внимание разработке необходимой формы кристаллизатора [14, 15]. В связи с этим существуют различные конфигурации водоохлаждаемых элементов ЭШП [16].

Электрошлаковый переплав наиболее прост в реализации в сравнении с другими переплавными процессами и имеет бесспорное преимущество в получении плотного и однородного по кристаллической структуре слитка. Другое преимущество – гибкость процесса. Электрошлаковую технологию успешно применяют для получения различного вида заготовок, близких в геометрических параметрах к готовым деталям и изделиям. Высокая плотность металла после ЭШП обеспечивает необходимые свойства без дополнительной деформации. В силу этих обстоятельств более 50 % электрошлаковых установок работают в машиностроительной отрасли.

Заметным недостатком, как и всех переплавных процессов, является низкая производительность, высокая энергоемкость, большие материальные затраты на подготовку металлического материала для рафинирования и формирования слитка или заготовки, что в конечном итоге ведет к весьма высокой себестоимости готовой продукции. Одной из затратных операций является получение и подготовка к переплаву расходных электродов [17].

Существует целый ряд технологических схем электрошлакового процесса, такие как моно-схема, бифилярная, трехфазная, многоэлектродная, реализующиеся в зависимости от поставленной задачи [18]. Для каждой из применяемых схем необходимы электроды конкретного сечения, длины и массы. Затраты на их получение, как известно тоже будут разные – чем меньше сечение тем дороже. Так затраты на получение электрода Ø 300 мм из слитка 4,7 т значительно ниже, чем получение электрода Ø 50 мм.

Практика ЭШП показала, что для получения слитка или заготовки с целью снижения себестоимости, целесообразно осуществлять процесс переплава по моно-схеме. В этом случае удастся обеспечить наибольший коэффициент заполнения кристаллизатора, снизить потери на излучение и иметь лучшую технологичность в управлении процессом.

В то же время получение слитка для производства листа, когда одна грань кристаллизатора гораздо длиннее другой, возникает сложность, связанная с получением оптимального электрода, что привело к использованию бифилярных схем [19], то есть, в кристаллизатор помещают два электрода. Такая схема позволяет повысить коэффициент заполнения, используя электроды традиционной геометрии, круглого или квадратного сечения. В то же время такая схема подключения электродов меняет картину теплового поля в шлаковой ванне и, как следствие, ведет к изменению фронта кристаллизации. Наиболее горячая зона в шлаковой ванне наблюдается между электродами, поэтому процессы кристаллизации в ванне металла, находящегося в этой зоне, идут гораздо медленнее, чем в тех, которые существуют по другую сторону переплавляемых электродов. Сложный профиль фронта кристаллизации порождает и определенную кристаллическую неоднородность.

В то же время, такие отрасли как атомная энергетика, аэрокосмическая и нефтегазовая промышленности имеют высокую потребность в полых заготовках с повышенными физико-механическими свойствами. Вследствие этого, были разработаны технологии получения полых заготовок методом электрошлакового

переплава. Данные заготовки позволяют достичь изготовления конечного изделия путём избегания использования горячей или холодной деформации и исключения дорогостоящего цикла операций сверления. В отличие от других технологических схем изготовления полых заготовок из высоколегированных труднодеформируемых сталей (центробежное литье, отливка под давлением, на установках непрерывной разливки стали и т.п.) электрошлаковая технология выгодно сочетает три процесса: рафинирование металла от вредных примесей, ускоренную кристаллизацию стали с осевой или радиально-осевой направленностью первичных кристаллов и формирование внутренней полости в слитке [20].

Способами ЭШП с относительным перемещением обоих кристаллизаторов в промышленных условиях изготавливают длинные полые заготовки диаметром до 1500 мм, с толщиной стенки от 40 до 350 мм. Наиболее типичные примеры использования таких заготовок из различных классов сталей приведены ниже.

Из углеродистой стали 20 производят полые заготовки диаметром 680 мм, имеющие толщину стенки 110 мм и длину 1,5 м. Из них изготавливают корпуса сервомоторов для гидроэлектростанций.

Из легированной конструкционной стали марки 38ХМ получают широкую номенклатуру полых заготовок, которые используются для последующей раскатки на кольца.

Из инструментальной стали марки 9ХФ отливают заготовки диаметром 1200 мм, с толщиной стенки 320 мм, имеющие длину до 2,4 м и массу свыше 16 т, для литых бандажей опорных валков прокатных станов.

Из штамповых сталей марок 4Х5МФС и 4Х4М2ВФС выплавляют втулки диаметром от 295 до 775 мм и внутренним диаметром от 145 мм до 365 мм для гидроконтейнеров горизонтальных трубных пресов. Опыт эксплуатации литых электрошлаковых втулок показал, что их стойкость в 2 раза превышает стойкость кованных.

Из нержавеющей стали марки 07X16H6 выплавляют заготовки барабанов массой 6 т, длиной 2,5 м, диаметром 1460 мм с толщиной стенки 80 мм. Из стали марки 12X18H10T изготавливают заготовки корпусов сосудов, работающих при температуре жидкого азота и давлении 7 МПа, длиной 2,5 м, диаметром 715 мм, с толщиной стенки 170 мм. [21].

При выплавке полого слитка имеется возможность более активного, по сравнению с обычным (сплошным) слитком, воздействия на продолжительность пребывания металла в двухфазном (или жидком) состоянии путем варьирования толщины стенки, скорости плавления расходуемых электродов и т.д. Благодаря этому удается управлять степенью дисперсности и распределением карбидных фаз а также измельчением неметаллических включений [22].

Прогресс в области управления и автоматизации сталеплавильного оборудования позволил обеспечить возможность разработки различных алгоритмов управления электрошлаковым переплавом.

Первые наработки в области получения полой заготовки использовали в своей основе одноэлектродную схему с прошивающим дорном. Такая технология не нашла широкого применения из-за зарастания дорна и высокого негативного влияния на прошивающий дорн электродного металла и электрохимической эрозии, что не позволяло обеспечить требуемые геометрические размеры заготовки. Данная схема уступила многоэлектродной, лишенной отмеченных недостатков.

## **1.2 Способы получения полой заготовки**

### **1.2.1 Электрошлаковое литье**

Все методы фасонного литья характеризуются использованием заранее приготовленного жидкого металла, который затем заливается в полость литейной формы. В большинстве случаев металл во время заливки формы и заполнения ее



полости взаимодействует с газами атмосферы. Кроме того, он может взаимодействовать с материалом литейной формы. Это во многих случаях оказывает решающее влияние на конечное качество литых изделий. Как правило, свойства металла литого изделия хуже свойств исходного металла. Такое несоответствие свойств исходного металла и конечного продукта полностью исключается при электрошлаковом литье (ЭШЛ).

В настоящее время находят применение три схемы ЭШЛ. По первой схеме металл, идущий на формирование отливки, готовится и кристаллизуется непосредственно в литейной форме, как это имеет место при каноническом ЭШП, когда металлический электрод соосен с отливкой. Согласно второй схеме процесс получения отливки ведут с частичным или полным непрерывным переливом жидкого металла из плавильной емкости в полость литейной формы. Данный способ позволяет решать задачи по получению как биметаллических отливок, так и многослойных. Третья схема применяется при выплавке отливок с развитой наружной поверхностью. В этом случае применяются средства, обеспечивающие принудительное заполнение полостей кристаллизатора жидким металлом. Такое принудительное воздействие на металл может производиться во все время выплавки отливки или кратковременно, если заранее накопленная порция металла подается вся сразу в литейную форму (кристаллизатор). У ЭШЛ и ЭШП много общего. ЭШЛ родилось и стало возможным благодаря достижениям ЭШП. Кроме того, ЭШЛ унаследовало богатый опыт ЭШП в проектировании установок и кристаллизаторов. Для осуществления ЭШЛ состав основного (электрошлаковая печь, кристаллизатор и источник электрического тока) и вспомогательного (устройство для расплавления и заливки шлака, стенд для сборки и сварки расходных электродов) оборудования остается практически без изменения. Точно так же не изменяется и назначение каждого типа перечисленного оборудования. Однако существенно возрастает роль кристаллизаторов в составе основного оборудования. При ЭШП кристаллизатор, хотя и играет важную роль в составе всего оборудования печи, часто имеет достаточно простую конструкцию

по сравнению с остальными ее элементами. При ЭШЛ конструкция кристаллизатора (водоохлаждаемой литейной формы) усложняется в соответствии с усложнением формы отливки. Зачастую его конструкция насыщается механизмами, облегчающими управление подвижными частями кристаллизатора. В результате этого, кристаллизатор для ЭШЛ, в отличие от ЭШП, превращается в важнейшую часть установки. Таким образом, конструктивные решения кристаллизаторов для электрошлаковой выплавки фасонных отливок в большой степени определяются выбором тех или иных технологических решений применительно к одному конкретному изделию, его форме и размерам.

### **1.2.2 Электрошлаковое литье с дорном, совершающим колебания**

В Пензенском филиале Центрального конструкторского бюро арматуростроения была создана установка, позволяющая исключить зажатие дорна посредством его колебания. Установка выполнена в виде откатной приводной тележки, на верхней плите которой установлен поддон с кристаллизатором и направляющий механизм телескопического типа. Этот механизм имеет кулачковую полумуфту и переключающую муфту.

При включенной нижней муфте дорн совершает колебания с амплитудой 3 мм и частотой 1 Гц. Кулачки муфты выполнены с односторонним скосом и передают движение дорну вверх скошенной стороной. Предельный момент, передаваемый при движении дорна вверх, зависит от натяжения пружины. Муфта используется для автоматического регулирования скорости вытяжки дорна из отливки в процессе выплавки.

Выплавка осуществляется следующим образом: перед заливкой шлака с помощью пневмоцилиндра включают верхнюю муфту и поднимают дорн в верхнее исходное положение. Затем, переключив давление в пневмоцилиндре, включают нижнюю муфту и при колеблющемся дорне заливают шлак в кристаллизатор и подают напряжение на расходоуемые электроды. Отливка начинает формироваться

в конусном углублении поддона под кристаллизатором, который не дает ей подняться вместе с дорном вверх. При этом дорн, упираясь в формируемую отливку, останавливается, а нижняя муфта с предельным передающим моментом проворачивается по скошенным сторонам кулачков.

При равномерной скорости усадки отливки переключение муфты повторяется с одинаковой последовательностью. Так как равномерная скорость усадки может быть только при постоянных значениях всех параметров плавки, то при выплавке отливок с неравномерным сечением и скорость вытяжки дорна будет также неравномерной.

По результатам, описанным в работе [23] промышленной установки, можно сделать следующие выводы: при частоте колебания 1 Гц максимальное время неподвижного состояния дорна в отливке равно примерно 0,5 с. Естественно, что за это время отливка не успевает существенно сжать дорн и практически усилие вытяжки дорна не превышает 2,0 т при работе с дорнами диаметром 500 мм и углом при вершине  $3^\circ$ . За время выплавки фланцев шаровых кранов высотой 350 мм дорн выходит из отливки всего на 220...250 мм. При работе за время плавки выходит примерно на высоту отливки.

Несмотря на то, что таким образом долговечность дорнов повысилась, стоимость реализации и эксплуатации данного оборудования несоизмеримо высока. К тому же она не исключает использования дорогостоящих электродов низкого сечения.

### **1.2.3 Центробежное электрошлаковое литье**

При получении отливок в центробежных машинах следует учитывать, что между отливкой и формой образуется шлаковый гарнисаж, сокращающий тепловой поток между заливаемым металлом и формой и способствующий получению гладкой наружной поверхности отливки.

При получении большого количества мелких отливок рассчитывают минимальную частоту вращения каждой формы [24].

В Институте электросварки им. Е.О. Патона на первом этапе отработки технологии ЦЭСЛ изготавливались гильзы размером 300×230 мм, длиной 450 мм из сталей 30ХГСН2А и 2Х13. Накопление жидкого металла проводилось в гарнисажной плавильной емкости под флюсом АНФ-6. Переплав осуществляли по прямой схеме электрод – поддон с жидким стартом. После накопления в плавильной емкости около 100 кг жидкого металла (количество металла определяли по меткам на электроде) последний переливали вместе со шлаком в центробежную машину с горизонтальной осью вращения. Число оборотов изложницы было постоянным и составляло 600 об/мин.

Отливки извлекали из машины после прекращения вращения изложницы при температуре 700-800 °С и подвергали замедленному охлаждению. Наружная поверхность гильз после извлечения их из изложницы была покрыта слоем гарнисажа толщиной 1-2 мм, который по мере остывания отливки трескался и осыпался. На внутренней поверхности гильз толщина гарнисажа колебалась от 1 до 10 мм в зависимости от количества заливаемого металла. Следует отметить, что при наличии на внутренней поверхности гильз гарнисажа толщиной более 5 мм возможно образование продольных трещин на наружной поверхности, так как гарнисаж вследствие малого температурного расширения препятствует свободной усадке гильзы при ее остывании.

После охлаждения гильзы разрезали на части, которые использовали для изготовления макротемплетов и образцов для спектральных исследований и механических испытаний. Отливка имеет плотную макроструктуру, состоящую в основном из кристаллов, направленных от наружной поверхности к внутренней. При таком характере кристаллизации неметаллические включения и другие загрязнения, имеющиеся в металле, оттесняются фронтом кристаллизации к внутренней поверхности отливки. Шлак, находящийся в процессе кристаллизации отливки на ее внутренней поверхности в жидком состоянии, утепляет близлежащие слои металла, способствуя направленной кристаллизации.

Как показали исследования, основные легирующие элементы, содержащиеся в металле, распределены равномерно по длине и сечению отливок. Исключение составляет углерод, который сконцентрирован к внутренней поверхности. Содержание углерода определялось химическими методами, стружка для анализа отбиралась с внутренней и наружной поверхности отливок. Чем выше содержание углерода в металле, тем сильнее ликвация его по сечению отливок. Так, в отливках стали 20X13 отношение содержания углерода на наружной поверхности к содержанию его на внутренней равно 0,9, а в отливках стали 30XГСН2А – 0,8.

Механические испытания металла проводили на образцах, вырезанных из отливок в направлении, параллельном оси вращения. Режимы термической обработки подбирали из условия достижения в литом виде свойств деформированного металла – проката. Как показали исследования, стандартные режимы термообработки, применяемые для деформированного металла, не обеспечивают требуемых свойств.

С целью повышения механических свойств литого металла применили гомогенизирующий отжиг, широко используемый в литейном производстве для выравнивания дендритной ликвации и перекристаллизации отливок. Согласно рекомендациям, гомогенизирующий отжиг проводят при температурах порядка 1100-1200 °С. Однако для исследуемых марок сталей рекомендованные температуры гомогенизирующего отжига превышают температуру закалки, что может способствовать росту зерна в отливках и не приводить к повышению пластических свойств металла [25].

Представлялось целесообразным опробовать технологию ЦЭШЛ для получения полых заготовок из жаропрочных сталей с целью использования их как в литом виде взамен поковок, так и для последующей раскатки. Для исследования выбрали жаропрочную сталь ЭИ961, из которой методом ЦЭШЛ изготавливали полые заготовки с толщиной стенки 12 и 34 мм, диаметром 300 мм, высотой 220 мм. Часть заготовок исследовали в литом виде, а часть деформировали на прокатном стане для имитации раскатки. Эти заготовки разрезали на части, затем

прокатывали на полосы на листовом стане со степенью деформации 2 и 4. Образцы для механических испытаний вырезали из данных полос в направлении вдоль и поперек прокатки. Исследование химического состава металла заготовок ЦЭШЛ показало, что он практически идентичен исходному металлу. Произошло лишь значительное обессеривание, характерное для электрошлакового процесса.

На наружной и внутренней поверхностях заготовок ЦЭШЛ трещин, заливин и других видимых дефектов не обнаружено. Макроструктура металла по всей толщине отливки однородна и представлена столбчатыми кристаллами с радиальным расположением главных осей. Со стороны внутренней поверхности в отливках с толщиной стенки 34 мм имеются поры на глубине  $\sim 0,5-1$  мм. У заготовок с толщиной стенки 12 мм пористость отсутствует.

Сталь ЭИ961, как и большинство легированных сталей, в литом состоянии может иметь высокую степень дендритной неоднородности, и для выравнивания химического состава требуется определенная выдержка заготовки при высоких температурах. Поэтому заготовки ЦЭШЛ могут иметь структурную неоднородность, устранить которую стандартной термической обработкой (закалка + отпуск), применяемой для деформированного металла, не всегда удается. Это подтвердили исследования микроструктуры литых заготовок, показавшие, что после закалки от температуры  $1020$  °С и отпуска при  $570$  °С она состоит из грубого игольчатого мартенсита и неравномерно распределенных карбидов. Образцы, подвергнутые испытанию на ударный изгиб, имеют крупнозернистый излом. Поэтому после стандартной термической обработки заготовок ЦЭШЛ пластические характеристики металла ниже, чем у исходного проката, хотя и превышают требования ГОСТ 5949-75 к последнему [26].

На ЗАО «Омский завод специальных изделий» провели исследования ЭШЛ тонкостенных труб на горизонтальной центробежной машине. Вначале провели контрольные плавки, которые позволили выявить слабые звенья литейной технологии. На основании полученных результатов были изменены узлы серийной горизонтальной центробежной машины (люнеты и механизм регулирования

скорости вращения), спроектированы литейная трубная форма и заливочный желоб. Плавильную емкость подняли относительно оси вращения центробежной машины, что позволило увеличить гидростатический напор струи металла, в результате чего улучшились условия его растекания и сократилась продолжительность заливки.

По разработанной технологии ЦЭШЛ сначала в плавильной емкости при переплаве расходуемого электрода большого диаметра накапливается необходимое количество жидкого металла. Электрический режим плавки: напряжение 32 В, сила тока 2700-2800 А. Продолжительность накопления металла для отливки трубы с минимальным наружным диаметром 114 мм, внутренним диаметром 95 мм и длиной 1580 мм составляет 22 мин.

Так как наличие небольшого расстояния между наружной стенкой литейной формы – кокиля – и внутренней поверхностью получаемой трубы определяет повышенную скорость кристаллизации металла в зоне формирования изделия, большое значение имеет состав применяемого флюса. Он должен иметь невысокую температуру плавления, большой температурный интервал затвердевания, заметную текучесть при высокой скорости охлаждения и обеспечивать стабильность гарнисажного слоя по всей длине заготовки. Поэтому использовали флюс системы  $\text{CaF}_2\text{-CaO-Al}_2\text{O}_3$  с добавкой небольшого количества  $\text{SiO}_2$ . Такая шлаковая композиция является надежной защитой жидкого металла на протяжении всего процесса переплава, накопления и заливки его в литейную форму. Ввод до 10 %  $\text{SiO}_2$  позволил повысить формирующие свойства флюса и его пластичность в твердом состоянии. При этом флюс препятствует прилипанию отливки к стенкам литейной формы, располагаясь тонким и ровным слоем на поверхности кокиля. Значительная часть шлака из-за более низкой плотности относительно жидкого металла вытесняется внутрь отливки, где является тепловой надставкой. Исключается образование усадочных полостей и раковин.

Наружная поверхность готовой отливки получается ровной, так как слой шлакового гарнисажа имеет толщину всего 1-2 мм по всей длине трубы.

Отсутствие раковин и усадочных полостей на поверхности отливок определяет высокую геометрическую точность получаемых труб, что исключает дальнейшую сложную и дорогостоящую черновую механическую обработку. При этом коэффициент использования металла увеличивается до 0,8-0,9.

Следовательно, применение горизонтального центробежного электрошлакового литья, обеспечивающего значительное снижение вторичного окисления жидкого металла при разливке, позволяет не только использовать для изготовления трубных заготовок сплавы с повышенной жаростойкостью, но и получать трубы с хорошим качеством поверхности, что снижает металлоемкость изделий и энергозатраты на их производство. Кроме того, такая технология обеспечивает высокую оперативность выпуска изделий различной номенклатуры и типоразмеров [27].

Наряду с достоинствами центробежное электрошлаковое литье имеет ряд существенных недостатков, основными из которых являются ликвация сплава по удельному весу отдельных элементов и необходимость иметь значительный припуск на обработку внутренней поверхности отливки, поскольку в поверхностном слое здесь сохраняется пористость и скапливаются неметаллические включения. В толстостенных же отливках металл более длительное время пребывает в жидком состоянии. Это приводит к образованию усадочных раковин на внутренней поверхности заготовки [28].

Многочисленные исследования заготовок ЦЭШЛ из стали различных марок выявили наиболее типичные дефекты. Часть из них может быть исправлена, а часть, возникшая вследствие грубых нарушений технологических режимов, устранить нельзя.

Это, прежде всего, дефекты поверхности в виде трещин, вмятин и крупных шлаковых включений, выявляемые при осмотре невооруженным глазом или с помощью технических средств. Наиболее часто встречающимся дефектом поверхности центробежно-литых электрошлаковых заготовок являются горячие трещины, расположенные параллельно оси вращения. Их возникновение связано с



повышенным, по сравнению с обычным литьем, давлением жидкого металла на первоначально затвердевшую оболочку отливки, а также наличием тангенциальных сил, действующих на кристаллизующийся металл. Такие дефекты, как правило, могут быть устранены путем разделки и последующей подварки или в ходе механической обработки, если их размеры не превышают припуска.

Другой тип дефектов – внутренние межкристаллитные трещины, крупные поры и шлаковые включения, не выходящие на поверхность. Их можно выявить методами неразрушающего контроля, в частности УЗК [29].

#### **1.2.4 Одноэлектродная схема выплавки полых слитков**

Параллельно с центробежным электрошлаковым литьем активно разрабатывались технологии получения полых заготовки путем переплава металла в водоохлаждаемый кристаллизатор. Первые наработки в области производства полых заготовки предполагали переплав электрода, который уже имел внутреннюю полость. Такие электроды достаточно просто отливаются на машинах центробежного литья. Технология переплава в этом случае предполагала наличие кристаллизатора, водоохлаждаемого дорна, установленного на поддон по оси формируемой заготовки и электрода, имеющего форму трубы, внутренние размеры которой позволяют формирующему дорну находиться там. Технология достаточно простая, но целый ряд выявленных недостатков не позволили ей стать приоритетной в производстве качественной полых заготовки. Сложности возникают уже при получении длинных полых электродов, так как необходима очистка внутренней поверхности от загрязнений, образовавшихся при воздействии на расплав центростремительных сил. К отмеченным недостаткам следует добавить, что каждая получаемая на электрошлаковой установке полая заготовка требовала от таких электродов конкретных геометрических параметров.

Следующее направление в разработке электрошлаковых технологий получения полых заготовки предполагало использование традиционной

одноэлектродной схемы переплава с прошивкой внутренней полости в формируемом слитке специальным дорном. Данная схема изготовления полых заготовок заключается в использовании при электрошлаковом переплаве одного расходуемого электрода, расположенного в шлаковой ванне непосредственно над прошивающим дорном. При этом подключение к печному трансформатору осуществляется по монофилярной схеме электрод-поддон [30].

Полость в слитке формируется охлаждаемым стержнем – дорном. Верхняя часть дорна в процессе переплава все время находится в шлаке. Существует три основных метода реализации данной технологии: а) дорн остается неподвижным, а кристаллизатор совместно с поддоном и получаемой полый заготовкой перемещают вниз в процессе переплава; б) прошивка осуществляется дорном путем перемещения вверх, а кристаллизатор вместе с поддоном и слитком статичны; в) переплавляемый электрод движется навстречу формируемой заготовке.

Стоит отметить, что при реализации последней схемы, возможно получать слитки только небольшой высоты.

При реализации технологии с прошивкой дорн в наибольшей мере подвергается тепловому и токовому воздействию, а также капель электродного металла, которые, попадая на него, кристаллизуются и ведут к его зарастанию [31].

Основным достоинством этого метода, как известно, является возможность применения всего лишь одного электрода сплошного сечения.

Очевидно, чтобы достичь стабильного процесса, требуется обеспечить определенные условия, которые исключают отмеченные недостатки.

### **1.2.5 Бифилярная схема выплавки полых слитков**

Электрошлаковые печи с двумя последовательно включенными в электрическую цепь расходуемыми электродами, переплавляемыми в одном кристаллизаторе, обладают по сравнению с обычными однофазными

(одноэлектродными) печами значительно более высокими электротехническими характеристиками и технико-экономическими показателями. Особенно перспективно применение таких печей, для производства крупных слитков квадратного и прямоугольного сечения.

По результатам испытаний «бифилярный» металл, оказался более чистый в сравнении с металлом, полученным по классической технологии [32].

Известно, что бифилярные электрошлаковые печи имеют существенные преимущества по сравнению с печами, работающими по схеме «электрод-поддон». Например, они позволяют увеличить вес и сечение выплавляемого слитка при той же мощности питающего трансформатора.

Для полного использования грузоподъемности печи и мощности трансформатора была применена схема ЭШП с коротким кристаллизатором, состоящим из неподвижных относительно друг друга наружной и внутренней частей. Этот кристаллизатор перемещается вверх по мере наплавления слитка.

Возможен вариант, когда кристаллизатор неподвижен, а из него в процессе плавки вытягивают слиток аналогично тому, как это делается при непрерывной разливке стали. Этот вариант предпочтителен при производстве полых заготовок большой длины, например труб. В качестве расходуемого электрода используются стержни или трубы.

Для того, чтобы во время плавки электроды не касались стенок кристаллизатора, установлены упорные ролики, на коллекторе внутреннего кристаллизатора – ограничительные упоры. Ролики и упоры изолированы от кристаллизатора. Ролики имеют возможность перемещаться по радиусу кристаллизатора с помощью винтовой пары. Это позволяет во время плавки прижимать ролики к электродам и использовать их при изменении напряжения между электродами [33].

Одним из вариантов реализации технологии по получению полого слитка является технология с жестким зажимаемым стержнем. Этот способ основан на использовании жесткого стержня, изготовленного из стали или сплава с большим

коэффициентом линейного расширения, чем у металла слитка. Кристаллизатор и стержни в процессе плавки неподвижны. После выплавки полые слитки вместе с зажатым стержнем помещают в печь и нагревают до температуры, при которой металл слитка приобретает повышенную пластичность. В результате разности коэффициентов линейного расширения материалов стержня и полого слитка происходит частичная деформация слитка и стержня. После остывания между стержнем и слитком образуется небольшой зазор, и стержень свободно вытягивается из слитка. Стоит отметить, что при выплавке с неподвижным дном не нужен механизм для его перемещения, но этот способ не технологичен для получения полых заготовок из металлов, склонных к образованию горячих трещин, так как дорн препятствует свободной усадке заготовки и в ней создаются значительные напряжения [34].

В случае отливки с применением сжимаемого внутреннего кристаллизатора полые заготовки выплавляют так же, как и в предыдущем случае, но с той разницей, что применяется не жесткий стержень (внутренний кристаллизатор). В процессе плавки и остывания полого слитка в результате воздействия силу сажки сечения такого стержня уменьшается. Благодаря этому предотвращается образование трещин в слитке. Стержень после выплавки слитка удаляют механическим способом (выпрессовка, вырезка на станке и др.). Недостатками бифилярной схемы являются: использование нескольких электродов, повышенные требования по кривизне, сложность обслуживания многоэлектродной печи, сложность установки электродов для процесса плавления и т.д. Решение всех недостатков влечет за собой повышение затрат: увеличение числа обслуживающего персонала, установку машин для правки электродов (по кривизне), соблюдение соосности дорна, кристаллизатора и расходующих электродов.

При выплавке полых слитков по бифилярной схеме с использованием электродов круглого и квадратного сечения необходимо применять количество электродов, кратное двум. Очевидно, что с точки зрения удобства эксплуатации

печи уменьшение расходов на изготовление электродов целесообразно в каждом конкретном случае. [35].

### 1.2.6 Трехфазная схема выплавки полых слитков

Прототипом современных трехфазных печей явились первые опытные печи ЭШП, основу которых составили трехфазные трехэлектродные сварочные аппараты. Все три расходуемых электрода установлены в одном электрододержателе, смонтированном на общей подвижной траверсе, и расположены в одном кристаллизаторе по вершинам равномерного треугольника, вписанного в окружность, концентричную внутреннему диаметру кристаллизатора. При ЭШП в одном кристаллизаторе трех электродов вместо одного резко уменьшается отношение площадей поперечных сечений электродов и слитка, что вызывает необходимость увеличения длины расходуемых электродов.

Данная электрическая схема подключения позволяет достичь саморегулирования линейных скоростей оплавляемых электродов при некоторой асимметрии короткой сети и различии в диаметрах каждого из трех электродов. Стоит отметить, что наличие нулевого провода обеспечивает возможность наведения шлаковой ванны при твердом старте одним электродом.

Неподвижность расходуемых электродов в таких печах позволяют выполнять токоведущую сеть с минимальными переходными сопротивлениями и индуктивностью. Значительным преимуществом этих печей является возможность выплавки крупных слитков.

Существенным недостатком трёхфазных трехэлектродных печей ЭШП является их громоздкость и потери мощности, связанные с применением тонких и длинных расходуемых электродов [36].

Так же стоит отметить недостаток, связанный со сложностями конструктивного и технологического характера при получении изделий сложной конфигурации, существенно усложняющими и удорожающими процесс.

Авторами работы [37] отмечен недостаток, связанный с необходимостью надежной электрической изоляции электродов друг от друга, а так же каждого из них от кристаллизатора. Данная особенность не позволяет достичь высокого коэффициента заполнения. Коэффициент заполнения кристаллизатора таких печей обычно не превышает 0,25.

### **1.2.7 Многоэлектродные печи**

Появлению данной схемы предшествовало накопление опыта эксплуатации однофазных одноэлектродных, двухэлектродных, а также трехфазных трехэлектродных печей. Было ясно, что одноэлектродные схемы наиболее просты и надежны в управлении и имеют минимальную высоту. Также благодаря возможности достижения большого коэффициента заполнения кристаллизатора позволяют выплавлять слитки разнообразных сечений. В то же время с увеличением габаритов печей резко падал их коэффициент мощности, появлялась опасность возникновения химической неоднородности по высоте слитков, наследственно передающейся от расходуемых электродов.

Однофазные бифилярные и трехфазные трехэлектродные схемы обладали высокими электротехническими характеристиками. Однако, вследствие малого коэффициента заполнения кристаллизатора вышеупомянутые схемы по сравнению с однофазными одноэлектродными печами имели большую высоту. Кроме того, с увеличением тоннажа выплавляемых слитков резко возрастало индуктивное сопротивление уравнительного контура.

На основе анализа достоинств и недостатков различных печей было предложено создать новые конструктивные схемы. Данные схемы предусматривают одновременный переплав шести расходуемых электродов, располагающихся по окружности (для полых заготовок), и с наличием центрального седьмого для получения цельных заготовок. Электроды и поддон с

наплавляемым слитком остаются неподвижными, вверх перемещается только короткий кристаллизатор.

Электрическое питание данных схем осуществляется от трех однофазных трансформаторов, подключенных к трехфазной сети. Пары электродов подключаются к обмоткам трансформатора бифилярно. Короткая сеть так же остаётся неподвижной при переплаве. Коэффициент мощности печи, реализуемой по данной схеме, достигает 0,9 [38].

Несмотря на преимущества данной схемы, она обладает крайне повышенной стоимостью реализации, конструирования и автоматизации.

### **1.2.8 Электрошлаковая наплавка электродом-трубой**

В ИЭС им. Е.О. Патона была разработана более производительная технология электрошлаковой наплавки стальных и чугунных валков электродом-трубой [39, 40]. Наплавляемый валок устанавливается вертикально в кристаллизатор, на поддон. Электрошлаковый процесс начинается в специальном кармане, в котором наводится шлаковая ванна. Электродом служит труба, изготовленная из наплавляемого материала. Для реализации данной технологии на Макеевском (Украина) и Кузнецком металлургических комбинатах были созданы промышленные наплавочные установки У-305 [41].

Установка предназначена для наплавки стальных и чугунных валков штрипсового стана «300» и проволочного стана «250», в качестве электродов используются центробежнолитые трубы, изготовленные из хромоникелевого чугуна типа нихард (2,80 % С, до 0,30 % Si, 0,60 % Mn, 0,80 % Cr, до 3,8 % Ni, до 0,55 % P, до 0,11 % S). Толщина наплавленного слоя составляет 25-35 мм (что в 2,5-3,5 раза больше толщины допускаемого износа валка), твёрдость – НВ 560-630. В качестве рабочего флюса используется флюс АНФ-14, процесс может начинаться как жидким, так и твёрдым стартом. Следует отметить, что технология

предусматривает предварительный подогрев наплавляемых валков до 100-250 °С [42].

Подобная технология была успешно опробована на действующих печах ЭШП завода фирмы «Гебр. Бёллер» (Австрия), где на ось валка, изготовленного из стали AISI 4130, наплавляли сталь, содержащую 1,8 % С и легированную Cr, Ni, Mo [43].

Срок службы валков, наплавленных хромоникелевым чугуном, в 2-3 раза больше, чем литых двухслойных (полученных центробежным литьём), а стоимость их в 1,5-2 раза ниже. Технология не требует внесения существенных изменений в конструкцию существующих печей ЭШП. Фактически необходимо лишь изготовление специальной тележки и поддона, позволяющих надёжно зафиксировать шейку валка.

По данной схеме в качестве наплавочного материала целесообразно использовать хромоникелевые чугуны, быстрорежущую сталь и прочие труднодеформируемые материалы, изготовление труб из которых зачастую возможно только литьём. При этом, как отмечается в [39], труболитейные заводы не изготавливают чугунных труб диаметром более 400 мм. Из вышесказанного видно, что данная схема содержит в себе ряд существенных сложностей, связанных с трудностью изготовления электродов.

### **1.2.9 Неспециализированные печи ЭШП для выплавки полых заготовок**

В последние годы разработан ряд способов электрошлаковой выплавки полых заготовок, для реализации которых могут быть использованы обычные неспециализированные печи. Наибольшее применение получили два способа: способ приплавления и ЭШП полых заготовок с зажимаемым дорном. Выплавка полых заготовки по методу приплавления производится по частям из отдельных сегментов [44]. Известны две модификации этого способа: последовательное приплавление и параллельное приплавление.



При последовательном приплавлении вначале выплавляют в секционном кристаллизаторе одну часть (сегмент) полой заготовки, а при параллельном приплавлении – две диаметрально противоположные части. При выплавке последующих частей полой заготовки одну из торцевых секций кристаллизатора убирают и вместо нее устанавливают торец ранее выплавленной части полой заготовки. В процессе выплавки каждой очередной части полой заготовки происходит одновременное приплавление ее к ранее выплавленной части, а при выплавке последней (замыкающей) части – одновременное приплавление к первой и последней части заготовки. При выплавке полой заготовки по методу параллельного плавления выплавляют одновременно две замыкающие части и в этом случае приплавление происходит к четырем ранее выплавленным частям этой заготовки.

Каждая часть выплавляемой полой заготовки представляет собой не что иное, как слиток сплошного сечения. Поэтому выплавку заготовок по этому способу можно производить на неспециализированных электрошлаковых печах, используемых для производства слитков сплошного сечения. В качестве дополнительной оснастки в этом случае изготавливают кристаллизатор, поддон и инвентарную головку для крепления расходуемых электродов. В качестве расходуемых электродов используются стержни. Для получения полых заготовок методом последовательного приплавления достаточно одной печи. Выплавку заготовок параллельным приплавлением удобнее производить на двух рядом стоящих печах. Полые заготовки, получаемые этим методом, имеют небольшую высоту. Преимущество этого способа в возможности получения полых заготовок практически любого диаметра на печах небольшой мощности.

Главным недостатком данного способа является риск возникновения непровара в месте контакта частей, а также нарушение однородности кристаллической структуры заготовки.

Находит применение также выплавка полых слитков с использованием зажимаемых стержней (дорнов) различной конструкции. Выплавка полых слитков по

такой технологии также производится на обычных неспециализированных печах в кристаллизаторе по методу заполнения.

Плавление расходуемых электродов в этом случае происходит в кольцевом зазоре, образованном неподвижными дорном и кристаллизатором. Зажимаемые внутренние кристаллизаторы (дорны) используются также при выплавке полых слитков в скользящем подвижном наружном кристаллизаторе.

В качестве расходуемых электродов используются стержни или трубы. Дополнительная оснастка, необходимая для получения полых заготовок по этой технологии, дорн и инвентарная головка для закрепления расходуемых электродов. Удаление дорна из выплавленного полого слитка производится механически (выдавливанием, вырезкой) или с помощью термического воздействия. Техника выплавки таким способом весьма проста, а сам процесс не требует больших затрат, связанных с получением заготовки, однако требует больших трудозатрат при удалении дорна.

Также в связи с такой особенностью, как сжатие дорна, к нему невозможно обеспечить подвод водяного охлаждения, что не позволяет добиться мелкозернистой структуры слитка, а смещение теплового центра нарушает столбчатую структуру получаемого слитка. Оба способа нашли применение в единичном и мелкосерийном производстве.

### **1.2.10 Газовая продувка при одноэлектродной схеме**

Таким образом, наиболее привлекательным направлением представляется совершенствование технологии с использованием одноэлектродной схемы с прошивающим дорном. Для этого следует решить, как избежать зарастания дорна электродным металлом и как уменьшить тепловое воздействие на его прошивающую часть.

Один из способов защиты дорна от прямого падения капель электродного металла при одноэлектродной схеме – это продувка приэлектродной зоны

шлаковой ванны газом. Газ вдувается из головки дорна на торец погруженного в шлак электрода. При этом в торце электрода образуется углубление, и места образования и отрыва капель смещаются к краям торца электрода. Форма и размеры углубления зависят, в первую очередь, от скорости истечения и местоположения струй газа. В случае, когда диаметр основания углубления превышает диаметр головки дорна, основная масса капель электродного металла падает непосредственно в зону формирования слитка и лишь незначительная часть их может попадать на дорн. Таким образом, удастся сохранить от разрушения теплоизолирующий слой гарнисажа на головке дорна и тем самым снизить тепловые нагрузки на дорн.

Для защиты от электроэрозии, возникающей в результате протекания тока через дорн, головка дорна электрически изолируется от токоведущей, формирующей внутреннюю поверхность слитка части дорна. Это способствует прохождению большей части рабочего тока непосредственно через выплавляемый слиток.

Использование газовой продувки для создания углубления в торце расходоуемого электрода дает дополнительные преимущества способу. Борботаж шлаковой ванны инертным газом, как известно, способствует повышению степени рафинирования металла, защите от кислорода атмосферы, усреднению температуры шлаковой ванны по объему и металлической ванны по периметру полого слитка. Кроме того, форма конца электрода в этом случае существенно отлична от известного при электрошлаковом переплаве конуса на конце электрода, высота которого составляет примерно половину диаметра (толщины) электрода. С учетом необходимого промежутка между электродом и слитком глубина шлаковой ванны приближается по величине к диаметру (толщине) электрода (глубина шлаковой ванны в Т-образном кристаллизаторе отсчитывается от полки уширения, при электрошлаковой прошивке – от торца дорна, в гладкоствольном кристаллизаторе – от уровня металлической ванны слитка). В случае же плавки

электрода с углублением на торце расстояние от него до дорна может составлять 0,2-0,5 диаметра электрода [45].

Главным недостатком предлагаемой технологии является невозможность контролирования процесса каплепереноса и, как следствие, невозможность получения качественного электрошлакового металла.

### **1.2.11 Организация локальных зон повышенной плотности тока в шлаковой ванне**

Вдувание газа под электрод – эффективный, но не единственный способ воздействия на форму поверхности оплаваемого электрода. Организация в шлаковой ванне локальных зон повышенной плотности тока также приводит к изменению формы торца электрода вследствие более интенсивного оплавления его в областях, примыкающих к этим зонам.

Проверка этого способа на физической модели и в реальных условиях при выплавке плоских слитков подтвердила эффективность его воздействия на форму торца электрода. Полученный результат позволил рекомендовать указанный способ для использования при выплавке полых слитков по схеме электрошлаковой прошивки. В этом случае смещение точек отрыва капель к боковой поверхности электрода достигается путем организации локальной зоны повышенной плотности тока на оси электрод-дорн в непосредственной близости от оплаваемой поверхности электрода. Для этого токоведущий дорн должен состоять из двух частей: нижней, формирующей внутреннюю полость отливки, и верхней, возвышающейся над уровнем металлической ванны. Оптимальные размеры верхней части токоведущего дорна определяли на физической модели плавления электродов при ЭШП.

Модель разрабатывалась с помощью метода анализа размерностей. Она учитывает движение шлака, вызванное совместным воздействием нагрева при прохождении электрического тока и электромагнитных сил. Силы естественной

конвекции в данном случае являются второстепенными и поэтому не рассматриваются.

Проведенные на физической модели эксперименты для различных значений диаметра дорна ( $D_d$ ) и высоты дорна над уровнем металлической ванны ( $h_d$ ) позволили установить следующие закономерности. При  $h_d = 0,3 D_э$ ,  $D_d = 0,6 D_э$  (где  $D_э$  – диаметр электрода) и расстоянии между дорном и электродом  $l_d = 0,5-0,6 D_э$  оплаваемый торец электрода имеет конусообразную форму, и зона падения капель располагается над дорном. С уменьшением расстояния электрод-дорн форма поверхности оплавления постепенно изменяется таким образом, что при достаточно малом межэлектродном промежутке оплаваемый торец электрода становится плоским. Зона падения капель в этом случае по-прежнему находится над дорном.

При уменьшении диаметра медного цилиндра, имитирующего верхнюю часть дорна, процесс плавления электрода протекает следующим образом: сначала металл плавится в небольшой по площади зоне над торцом дорна. Жидкий металл равномерно стекает к периферии этой зоны и при  $D_d = 0,2-0,3 D_э$  даже первые капли жидкого металла не попадают на дорн. Такой характер плавления объясняется тем, что область проплавления торца электрода имеет вогнутую сферическую форму. В результате металл, количество которого в начальный период не велико, под действием силы тяжести стекает по поверхности этой области к ее периферии, откуда и происходит падение первых капель металла. Постепенно углубление в центре электрода увеличивается, а точки отрыва капель смещаются на кольцеобразный выступ у боковой поверхности электрода. Форма оплаваемого торца электрода в данном случае практически не отличается от полученной при вдувании в шлаковую ванну под электрод струи газа. Однако при организации в ванне электролита локальной зоны повышенной плотности тока процесс плавления электрода более устойчив и меньше реагирует на изменение условий переплава. Так, несоосность дорна и электрода, достигающая 5-8 %  $D_э$ ,

практически не влияет на равномерность распределения центров отрыва капель по кольцеобразному выступу на торце электрода.

Эксперименты на физической модели при переплаве электродов диаметром 100 мм позволили оценить оптимальные размеры (диаметр и высоту) части дорна, возвышающейся над уровнем металлической ванны.  $D_d = 0,2-0,3 D_э$ . Что касается высоты дорна над уровнем металлической ванны, то ее нужно выбирать минимальной из всего диапазона приемлемых величин. Причина такого подхода заключается, в частности, в необходимости снижения потерь тепла через стенку кристаллизатора путем уменьшения высоты шлаковой ванны. В нашем случае  $h_d = 0,3 D_э$ .

Зная диаметр формирующей части дорна (размеры полый отливки заданы), по формуле  $D_э \geq D_d / 0,8$  можно рассчитать диаметр электрода для выплавки полых слитков по схеме электрошлаковой прошивки, при котором капли расплавленного металла не будут попадать на дорн. Следовательно, поверхность дорна, расположенная над уровнем металлической ванны, в меньшей степени будет подвержена разрушению.

Сравнение характера плавления легкоплавких электродов при моделировании электрошлаковой прошивки с вдуванием в шлаковую ванну газа и организацией локальной зоны повышенной плотности тока позволило оценить преимущества последнего метода воздействия с точки зрения равномерности каплепереноса, но в тоже время нетехнологичность данной схемы и сложность реализации и внедрения на производстве не позволили ей найти свое распространение [46].

### **1.3 Влияние вращения расходуемого электрода на процесс электрошлакового переплава**

Опыты, выполненные в ИЭС им. Е.О. Патона АН УССР при переплаве 1Х18Н9Т, а так же опыты К.Я. Шпунт, Б.С. Ломберга показывают, что при

изменении скорости процесса, подводимой мощности и сечения электрода можно получать слитки небольшого сечения, имеющие столбчатую структуру. Качество металла с равноосной структурой гораздо выше, чем в обычных слитках. Это связано с тем, что в зоне равноосных кристаллов электрошлакового слитка менее выражены ликвационные и усадочные явления [47].

Авторами работы [48-50] показано, что при электрошлаковом переплаве расходующего электрода оплаваемый торец имеет форму конуса. Такая форма обусловлена движением электрода навстречу тепловому потоку, а также движением жидкого металла к оси электрода. Поступление электродного металла с вершины его конической части в жидкую металлическую ванну приводит к увеличению её глубины, что способствует нарушению структурной однородности слитка, особенно в его центральной части. Вращение за счёт центробежной силы обеспечивает радиальное течение жидкого металла на оплаваемом торце электрода, которое обуславливает формирование капель ближе к боковой поверхности электрода и более эффективный (принудительный) съём жидкого металла.

Вращение электрода заметно меняет гидродинамику шлака, так что в этом случае создается восходящий шлаковый поток под оплаваемым электродом. Поднимаясь по подэлектродной зоне, инициируемый шлаковый поток нагревается и достигает максимальной температуры непосредственно у оплаваемого торца. В отличие от обычной технологии, где шлак омывает оплаваемый конус после того, как он отдал своё тепло водоохлаждаемой стенке, и, двигаясь по подэлектродной зоне, имеет максимальную температуру на границе с жидкой металлической ванной [96].

Рассмотренные обстоятельства приводят к тому, что при определённой скорости вращения торец приобретает плоскую форму, а жидкий металл доставляется ближе к стенкам кристаллизатора. По этой причине металлическая ванна становится более пологой и равномерной, что обеспечивает высокое качество кристаллической структуры слитка. Следовательно, с целью создания

пологой формы для получения однородной кристаллической структуры важно уметь прогнозировать место доставки электродного металла к стенкам кристаллизатора. Прогнозирование места доставки можно осуществить с помощью управления скоростью вращения расходуемого электрода.

В работах [51-56] проанализировано влияние вращения электрода на степень влияния на качество получаемой заготовки. Отмечено, что, изменяя скорость вращения расходуемого электрода, можно влиять на производительность переплава, увеличивая или уменьшая скорость плавления, менять рафинирующую способность процесса, улучшая или ухудшая условия очистки металла. Необходимая скорость вращения электрода выбирается в зависимости от марки стали переплавляемого электрода, состава применяемого рабочего флюса, силы тока и напряжения, а также коэффициента заполнения кристаллизатора.

В процессе электрошлакового переплава неметаллические включения могут извлекаться из плёнки жидкого металла на торце переплавляемого электрода, причем степень рафинирования металла от включений в значительной мере определяется толщиной этой пленки. Вращение электрода приводит к более быстрому стеканию жидкого металла с торца переплавляемого электрода и, следовательно, к уменьшению толщины пленки. Толщина пленки при переплаве электрода без вращения, как правило, неравномерная. Наибольшую толщину она имеет в центральной части электрода, где, вместе с тем, содержится и наибольшее количество неметаллических включений. При вращении оплаваемого электрода максимальную толщину пленка имеет в периферийной части торца, в которой концентрация неметаллических включений минимальна, что улучшает условия их удаления в процессе переплава [57]. Авторами работы установлено, что параметры, характеризующие загрязнённость стали неметаллическими включениями (относительная площадь неметаллических включений на шлифе, относительное количество чистых полей, количество неметаллических включений на единицу площади шлифа, концентрация и относительный объём неметаллических включений) изменяются в случае вращения переплавляемого электрода в сторону



улучшения качества металла по сравнению с металлом, выплавленным по обычной технологии ЭШП. Особенно сильно изменяется концентрация неметаллических включений, в меньшей степени прочие параметры.

Вращение переплавляемого электрода влияет и на ход процесса ЭШП. Скорость плавления вращающегося электрода при прочих равных условиях больше, чем электрода без вращения, причем скорость наплавления слитка увеличивается в зависимости от скорости вращения. Это связано с изменением гидродинамики шлаковой ванны и образованием плоского торца электрода.

Но с увеличением числа оборотов электрода увеличивается скорость вращения шлаковой ванны и у стенок кристаллизатора её уровень поднимается. При этом отдача тепла стенкам кристаллизатора возрастает, а температура шлаковой ванны понижается, что приводит к снижению скорости плавления электрода.

Таким образом, обобщая вышесказанное, можно сделать вывод о том, что вращение переплавляемого электрода в оптимальном режиме при электрошлаковом переплаве способствует снижению неметаллических включений, повышению плотности макроструктуры и улучшению качества слитка при одновременном росте скорости наплавления слитка. Кроме того, вращение расходуемого электрода даёт возможность ведения процесса при меньшем количестве флюса и получению более правильной геометрии отливок.

### **Выводы к главе 1 и постановка задачи**

Качество металла электрошлаковых полых слитков вне зависимости от способа их отливки весьма высоко. По основным показателям полые заготовки превосходят также и слитки сплошного сечения, отлитые методом ЭШП. Наличие холодильника-стержня, формирующего полость в слитке, способствует измельчению структуры, повышению плотности металла и его механических свойств.

Важное достоинство полых слитков, полученных методом ЭШП, – это высокая изотропность механических свойств. По этой важной характеристике они превосходят полые кованные заготовки обычного производства. Поэтому нет потребности в их деформации, если это не вызвано необходимостью формоизменения.

Электрошлаковые полые слитки дешевле полых заготовок, полученных горячей прошивкой биллетов сплошного сечения из металла ЭШП.

Анализ рассмотренных способов и технологических решений, используемых для производства полый заготовки методом электрошлакового переплава, показывает необходимость поиска новых оптимальных решений.

Наиболее привлекательным направлением представляется совершенствование технологии с использованием одноэлектродной схемы с прошивающим дорном. Для этого следует решить, как избежать зарастания дорна электродным металлом, как уменьшить тепловое воздействие на его прошивающую часть.

Избежать зарастания дорна можно только изменив место доставки электродного металла в шлаковую и металлическую ванны. Для решения поставленной задачи наиболее перспективно использовать вращение расходуемого электрода. Наложение центробежных сил на расходуемый электрод позволяет влиять не только на размер капли и место ее доставки, но и на изменение движения потока шлаковой ванны с нисходящего на восходящий. Наряду с изменением направления течения металла на оплавляемом торце происходит изменение направленности электронного потока подэлектродной зоны, а именно электроны, идущие от электрода в жидкую металлическую ванну, смещаются относительно оси переплавляемого электрода. Таким образом, использование технологии вращения расходуемого электрода позволяет управлять тепловым центром шлаковой ванны, что позволяет предположить снижение негативного воздействия на головку прошивающего дорна при реализации одноэлектродной схемы при получении полый заготовки.

## ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА

Разработанная технологическая схема получения полой заготовки методом электрошлакового переплава с использованием вращения расходуемого электрода представлена на рис. 2.1. Основными преимуществами являются обеспечение равенства объемов сплавленного металла электрода с жидкой металлической ванной и исключение попадания электродного металла на прошивающий дорн [58].

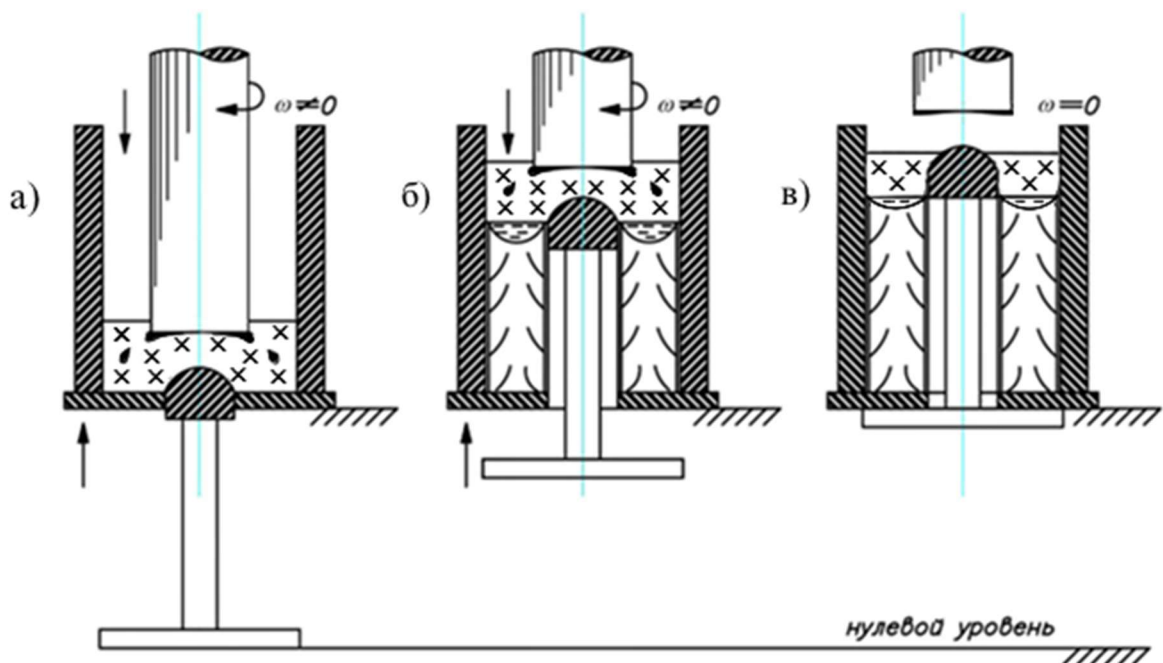


Рисунок 2.1 – Технологическая схема получения полой заготовки методом электрошлакового переплава по одноэлектродной схеме: старт процесса (а), основной период переплава (б), завершение процесса (в)

### 2.1 Физическое моделирование ЭШП в прозрачных средах

Изучение высказанного предположения предполагает создание модели процесса, так как изучение природы и сущности металлургических процессов связано с трудностями, вызываемыми непрозрачностью изучаемых сред [59]. В данном случае основным объектом изучения является гидродинамика шлаковой и

металлической ванны при получении полой заготовки методом ЭШП по одноэлектродной схеме.

Для осуществления физического моделирования была сконструирована и изготовлена лабораторная установка, основные компоненты которых представлены на рис. 2.2. Двигатель, приводящий в движение расходуемый электрод, подключен к источнику тока, позволяющему регулировать скорость вращения путем изменения выходных параметров напряжения и тока.

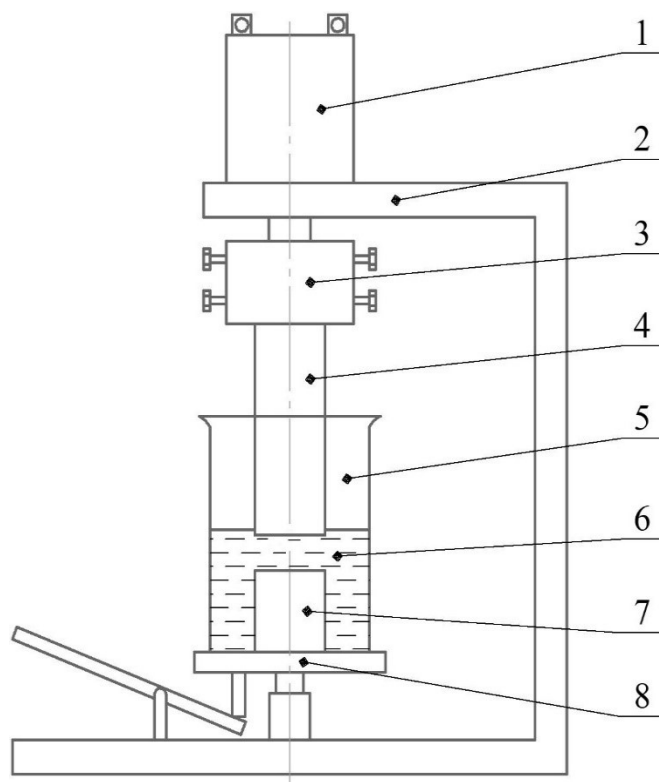


Рисунок 2.2 – Схема установки для проведения холодного моделирования:

1 – двигатель, 2 – монтажная станина, 3 – электрододержатель, 4 – электрод,  
5 – стеклянный сосуд, 6 – глицерин, 7 – дорн, 8 – подающий механизм

В качестве материала для имитации расходуемого электрода был выбран легкоплавкий сплав Вуда на основе висмута [60], плавящийся при температуре  $68\text{ }^{\circ}\text{C}$  и имеющий плотность  $9,68\text{ г/см}^3$ . В качестве жидкости, моделирующей

шлаковую ванну, был выбран раствор глицерина ( $C_3H_8O_3$ ) с температурой плавления  $17,9\text{ }^\circ\text{C}$  и имеющего плотность  $1,26\text{ г/см}^3$  [61]. Плотность выбранных материалов сопоставима с плотностью реального металла и флюса. Использование этих материалов обеспечивает равенство критериев модели и реальных сред (техническое железо, флюс АНФ-6). Подобие действия сил поверхностного натяжения определяется числом Вебера. Основные критерии реального металла (образца) и модели получения полый заготовки при ЭШП представлены в табл. 2.1 [62]. Проведённый анализ показывает, что при использовании вышеназванных модельных сред процесс находится в области автомодельности [63]. Из данных, представленных в таблице, следует, что модель имеет удовлетворительную сходимость с образцом по всем основным параметрам. Следовательно, можно полагать, что свойства выбранных моделирующих жидкостей обеспечивают достаточно полное равенство критериев образца и модели, и можно использовать их для исследования плавления металла на низкотемпературной модели.

Таблица 2.1 – Значения критериев образца и модели

№ п.п.	Критерий	Значения	
		Образец	Модель
1	Рейнольдса	0-101	0-101
2	Грасгофа	$2,74 \cdot 10^5$	$2,20 \cdot 10^5$
3	Капицы	$1,23 \cdot 10^8$	$9,31 \cdot 10^8$
4	Скорость фазового перехода	1,455	1,400
5	Критерий, характеризующий температурное изменение вязкости шлака у поверхности электрода по сравнению с объемом ванны	5,0	4,2
6	Условие идентичности взаимодействия поверхностных слоев фаз	$> 0,766$	$> 0,766$

Моделирующая жидкость предварительно нагревалась до температуры  $100\text{ }^\circ\text{C}$ . Измерение температуры производилось с помощью погружного

термометра. Моделирование проводилось с целью проверки аналитических выражений, позволяющих определить оптимальную скорость вращения электрода в процессе ЭШП по одноэлектродной схеме, для возможности реализации технологии получения полый заготовки.

Для изучения был взят частный случай, при котором показатели теплоотвода кристаллизатора и прошивающего дорна равны. При данном условии оптимальным местом доставки электродного металла является средняя окружность между внешней стенкой дорна и кристаллизатором. Скорость вращения электрода для данного случая рассчитывалась по формулам, представленным в работе [7]. Диаметр электрода составлял 20 мм, а внутренняя стенка сосуда, имитирующего кристаллизатор, составляла 65 мм.

Экспериментальная часть работы предполагала наблюдение за:

- изменением гидродинамической обстановки в шлаковой ванне;
- трансформацией оплавленной поверхности расходуемого электрода в зависимости от скорости вращения;
- изменением места доставки электродного металла в зависимости от скорости вращения электрода;
- зависимостью между вращением расходуемого электрода и размером образующихся капель электродного металла.

Следующим этапом являлось моделирование с целью изучения поведения потока электронов в подэлектродной зоне при изменившейся гидродинамической обстановке в шлаковой ванне.

Сбор сведений для анализа обеспечивался путем видео- и фотофиксации процесса физического моделирования на всем его протяжении. Скорость видеозаписи составляла 60 кадров в секунду.

Установка электрода производилась с допуском на биение в диапазоне 1-2 мм. При достижении необходимой температуры около 100 °С, глицерин заливался в стеклянный термостойкий сосуд до заданного уровня, при котором

обеспечивался контакт торца расходуемого электрода с поверхностью глицерина, затем электроду придавалось вращение.

Наблюдение за изменением гидродинамической остановки движения шлаковой ванны показало, что по мере увеличения скорости вращения расходуемого электрода течение жидкого металла на оплаваемой поверхности электрода все больше приобретало радиальное направление. Существовала промежуточная фаза, когда течение объема металла на поверхности наблюдалось как в радиальном направлении, так и по оси расходуемого электрода. При достижении определенной скорости вращения, возникающие центробежные силы обеспечивают течение всего объема только в радиальном направлении. Оплаваемая поверхность расходуемого электрода становится плоской.

Дальнейшее увеличение скорости вращения изменяет оплаваемую поверхность электрода с плоской на сферическую. Течение жидкого металла по мере оплавления электрода изменяется и наблюдается по внутренней поверхности сферы, сопровождая накопление большого объема в нижней части сферы, с последующим срывом металла с оплаваемой поверхности в виде капли гораздо большего объема, чем в предыдущих случаях. Был произведен их отбор при скоростях вращения электрода:  $\omega = 0$  об/мин,  $\omega = 300$  об/мин,  $\omega = 450$  об/мин. Результаты измерения размера и массы капель в зависимости от присутствия центробежных сил представлены в табл. 2.2, из которой видно, что наблюдается четкая зависимость размера и массы капель от скорости вращения. Вращение при заданной температуре обеспечивает снижение массы капель более чем в 2 раза. При значительных скоростях вращения, когда наблюдается вогнутая поверхность оплаваемого электрода, происходит увеличение объема и массы образующихся капель, снижается частота их отрыва.

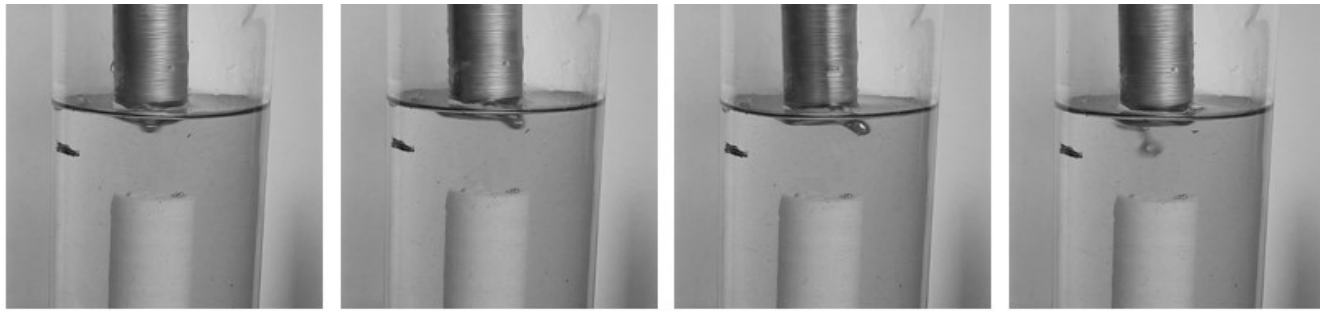
В зависимости от скорости вращения изменялось место доставки капель электродного металла от центра к стенкам кристаллизатора. Расчетная оптимальная скорость вращения электрода для данного случая составляла 310 об/мин. Экспериментальная скорость, при которой капли жидкого металла

имеют необходимое место доставки, составила 300 об/мин. На рис. 2.3 приведена раскадровка хода эксперимента.

Таблица 2.2 – Результаты измерения размера и массы капель в зависимости от присутствия центробежных сил

№ п/п	$\omega = 0$ об/мин		$\omega = 340$ об/мин		$\omega = 500$ об/мин	
	Диаметр капли, мм	Масса капли, г.	Диаметр капли, мм	Масса капли, г.	Диаметр капли, мм	Масса капли, г.
1	4,8	0,51	3,2	0,20	8,2	1,90
2	4,8	0,50	3,2	0,21	-	-
3	5,3	0,78	3,1	0,18	-	-
4	4,9	0,55	3,1	0,18	-	-
5	6,1	0,82	3,3	0,24	10,3	1,04
6	5,1	0,63	3,3	0,23	-	-
7	5,0	0,55	3,1	0,17	-	-
8	5,0	0,60	3,1	0,17	-	-
9	5,2	0,71	3,2	0,22	-	-
10	6,0	0,80	3,3	0,23	10,3	1,03
$X_{ср.}$	5,22	0,64	3,19	0,20	9,6	1,3
Форма оплавленной поверхности	Коническая		Плоская		Вогнутая	





$\omega = 0$  об/мин

$\omega = 150$  об/мин

$\omega = 300$  об/мин

$\omega = 450$  об/мин

Рисунок 2.3 – Раскадровка хода эксперимента

Вращение расходуемого электрода приводило к изменению направления движения потока. Движение потока, имитирующего шлаковую ванну, изменялось с нисходящего на восходящий [64].

Зона, имеющая максимальную температуру в процессе электрошлакового переплава, находится в подэлектродной зоне. Максимальная температура данной зоны достигается в том числе за счет контакта потока электронов с металлической ванной. В работе [65] показано, что под влиянием электродинамических сил имеет место отклонение потоков электронов. Основываясь на представленных в вышеупомянутой работе данных, можно предположить, что изменение гидродинамической обстановки в шлаковой ванне под действием центробежных сил будет влиять на направленность движения электронов, а именно смещать поток электронов относительно оси электрода, тем самым снижая негативное воздействие, оказываемое на прошивающую головку дорна. Таким образом, следующим этапом являлось моделирование поведения потока электронов в подэлектродной зоне при изменившейся гидродинамической обстановке в шлаковой ванне.

Отклонения потоков электронов при полном радиальном течении металла имитировали нити, спускающиеся с оплавленной поверхности. Моделирование показало смещение потока относительно оси расходуемого электрода за пределы прошивающего дорна, тем самым снижающего и тепловое воздействие на него (рис. 2.4).

Таким образом, по результатам физического моделирования можно сделать следующие выводы:

1. Вращение расходуемого электрода меняет место каплеобразования на оплавленной поверхности. Причиной являются центробежные силы, возникающие в жидкой пленке на оплавленной поверхности, что приводит к движению образовавшейся жидкой фазы в радиальном направлении и образованию капель по периметру расходуемого электрода.

2. Вращение электрода сменяет гидродинамическую обстановку с нисходящего потока на восходящий.

3. При вращении наблюдается смещение потока электронов относительно оси электрода.

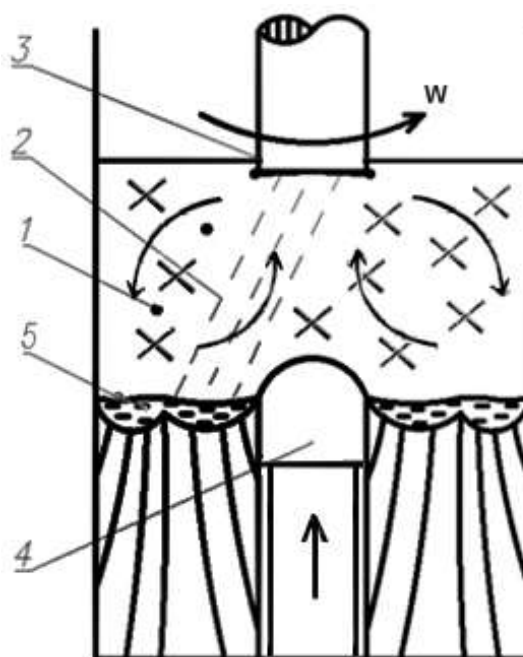


Рисунок 2.4 – Схема поведения потока электронов и капель электродного металла: 1 – капли электродного металла, 2 – поток электронов, 3 – электрод, 4 – прошивающий дорн, 5 – жидкая металлическая ванна.

## 2.2 Влияние вращения расходуемого электрода при электрошлаковом переплаве на гидродинамику шлаковой ванны

Для возможности реализации схемы с прошивающим дорном необходимо было более детально изучить изменение гидродинамики течения расплавленного флюса при вращении расходуемого электрода.

Металлургические и теплофизические его особенности изучены довольно хорошо для того, чтобы иметь представление о природе и закономерностях гидродинамических и тепловых процессов, происходящих в шлаковой и металлической ванне. Значительно меньше разработаны вопросы, касающиеся гидродинамики и теплофизики электрошлакового процесса с применением технологии вращения расходуемого электрода [66-70].

Вращение расходуемого электрода при ЭШП приводит к изменению ряда технологических параметров – росту производительности процесса при снижении энергетических затрат, росту рафинирующей способности, повышению качества формируемой заготовки [71, 72].

Шлаковый расплав является токонесущей средой, в которой имеют место интенсивные течения под действием гравитационных и электромагнитных сил. Вращение электрода приводит к изменению гидродинамических процессов в шлаковой и металлической ванне установки ЭШП, связанных, прежде всего, с появлением центробежной силы. Характер образующегося в шлаковой ванне течения за счет ее действия будет отличен от течения шлака без вращения расходуемого электрода. Так, при реализации классической технологии ЭШП жидкий флюс в вертикальной плоскости движется по направлению против хода часовой стрелки – вниз, вдоль оси электрода, далее вдоль горизонтальной поверхности металлической ванны к стенке кристаллизатора и далее возвращается в подэлектродную зону. В случае вращения расходуемого электрода характер течения жидкого флюса противоположный, в результате имеем движение по направлению хода часовой стрелки [73].

Чтобы установить характер течения жидкой токонесущей ванны важно оценить влияние центробежной и электромагнитной сил, целесообразно оценить их соотношение, прибегнув к математическому моделированию. Характер течения

жидкого шлака определяется соотношением центробежной и электромагнитной сил.

Реализация вращения расходуемого электрода в установке ЭШП приводит к изменению гидродинамики течения расплавленного флюса. Характер течения жидкого шлака определяется соотношением центробежной и электромагнитной сил. Рассмотрим ситуацию, когда решающее значение имеют центробежные силы. В этом случае характер движения флюса в области, близкой к электроду, определяется числом Рейнольдса. С некоторого значения  $Re_{кр}$ , течение шлакового расплава перестанет быть ламинарным и при числах больших  $Re_{сп}$  оно становится турбулентным [74]:

$$Re = \frac{V \cdot R}{\nu} = \frac{\omega_0 \cdot R^2}{\nu} = \frac{\pi \omega \cdot R^2}{30 \cdot \nu} > Re_{кр} = 3 \cdot 10^5, \quad (1)$$

где  $V = \omega_0 \cdot R$  – окружная линейная скорость электрода (м/с);  $R = D/2$  – радиус электрода (м);  $\nu$  – кинематическая вязкость шлака (м<sup>2</sup>/с);  $\omega_0, \omega$  – скорость вращения электрода в рад/с и об/мин соответственно.

Из (1) можно получить выражение для критической скорости вращения электрода перехода ламинарного к турбулентному течению:

$$\omega_{кр} = \frac{120 \cdot Re_{кр} \nu}{\pi \cdot D^2}. \quad (2)$$

На рис. 2.5 показана зависимость критической угловой скорости вращения электрода в шлаковой ванне от его диаметра. В качестве шлака взят флюс АНФ-6. Зависимость его плотности и динамической вязкости от температуры взята из работ [75, 76]:

$$\rho(t) = 2680 - 0,6(t - 1450), \text{ (кг/м}^3\text{)};$$

$$\lg(\eta) = -7,91 + 13 \cdot (t + 273)^{-1} \cdot 10^3 - 0,722 \cdot (t + 273)^{-2} \cdot 10^6, \text{ (Па с)}.$$

Кинематическая вязкость определялась как  $\nu(t) = \eta(t) / \rho(t)$ . Из рисунка видно, что при диаметрах электрода менее 200 мм и при используемых на практике

скоростях вращения электрода  $\omega \leq 200$  об/мин, движение в шлаковой ванне имеет ламинарный характер.

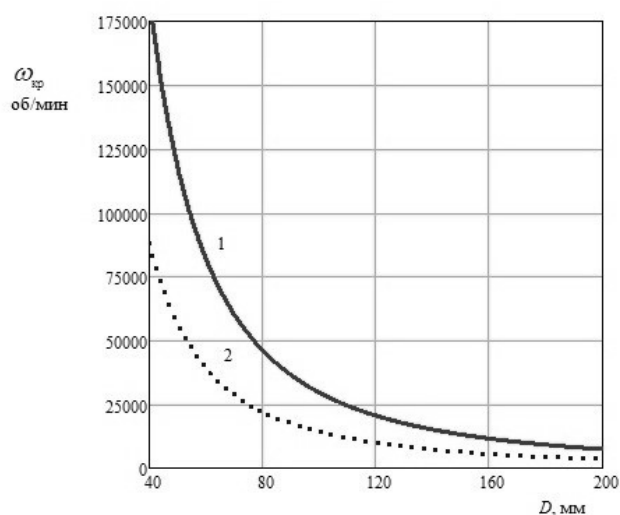


Рисунок 2.5 – Зависимость критической скорости вращения электрода от его диаметра при разной температуре шлака: 1 –  $t = 1600$  °C, 2 –  $t = 1700$  °C

Вследствие трения слой жидкости, непосредственно прилегающий к торцу электрода, увлекается последним и под действием центробежной силы и отбрасывается наружу от центра электрода. Взамен отброшенной жидкости к электроду притекает в осевом направлении новая жидкость, которая также увлекается диском и опять отбрасывается наружу. Создается трехмерное течение. Скорость имеет три составляющие: в радиальном направлении –  $u$ , в азимутальном –  $v$  и в осевом –  $w$ .

В работе [77] рассмотрена задача ламинарного течения жидкости вблизи вращающегося диска. При этом полагалось, что жидкость вдали от поверхности электрода неподвижна. Рассмотрено решение уравнений Навье-Стокса и неразрывности в цилиндрических координатах  $O_{rz}$  с учетом осевой симметрии:

$$\begin{cases} u \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{v^2}{r} + w \frac{\partial u}{\partial z} = -\frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial r} + \nu \cdot \nabla^2 u, \\ u \frac{\partial v}{\partial r} - \frac{u \cdot v}{r} + w \frac{\partial v}{\partial z} = \nu \cdot \nabla^2 v, \\ u \frac{\partial w}{\partial r} + w \frac{\partial w}{\partial z} = -\frac{1}{\rho} \frac{\partial p}{\partial z} + \nu \cdot \nabla^2 w, \\ \frac{\partial u}{\partial r} + \frac{u}{r} + \frac{\partial w}{\partial z} = 0. \end{cases} \quad (3)$$

В качестве граничных условий выбрано прилипание жидкости к вращающейся плоскости и нулевые скорости вдали от нее: при  $z = 0$ ,  $u = 0$ ;  $v = r \cdot \omega_0$ ;  $w = 0$ ; при  $z = \infty$ ,  $u = 0$ ;  $v = 0$ ,  $w' = 0$ .

Для решения задачи пограничного слоя вводилось безразмерное расстояние  $\zeta = z \sqrt{\omega_0 / \nu}$ , проекции скоростей и давление определялись как:  $u = r \cdot \omega_0 F(\zeta)$ ,  $v = r \cdot \omega_0 G(\zeta)$ ,  $w = \sqrt{\nu \cdot \omega_0} H(\zeta)$ ,  $p = \rho \cdot \nu \cdot \omega_0 \cdot P(\zeta)$ .

После подстановки этих выражений в уравнения (3) имеем систему обыкновенных дифференциальных уравнений для определения четырех неизвестных функций  $F(\zeta)$ ,  $G(\zeta)$ ,  $H(\zeta)$  и  $P(\zeta)$ :

$$\begin{cases} 2F + H' = 0, \\ F^2 + F'H - G^2 - F'' = 0, \\ 2FG + HG' - G'' = 0, \\ P' + HH' - H'' = 0, \end{cases} \quad (4)$$

со следующими граничными условиями:

$$\text{при } \zeta=0: F=0, G=1; H=0, P=0; \quad (5)$$

$$\text{при } \zeta=\infty: F=0, G=0; H'=0.$$

Впервые численные решения системы (4)-(5) было получено В. Кохрэном посредством представления каждой функции в виде степенных рядов для значения  $\zeta=0$  и их асимптотического разложения для больших значений  $\zeta$ , после чего оба ряда смыкались при некотором среднем значении  $\zeta$ .

Проведем преобразование дифференциальных уравнений второго порядка (4) к системе уравнений первого порядка в каноническом виде. Для этого введем следующие обозначения:  $y_1 = F$ ,  $y_2 = F'$ ,  $y_3 = G$ ,  $y_4 = G'$ ,  $y_5 = H$ ,  $y_6 = H'$ ,  $y_7 = P$ . Из первого уравнения можно записать  $H' = -2F$  и  $H'' = -2F'$ , в результате получим:

$$\begin{cases} \frac{dy_1}{d\zeta} = y_2, & \frac{dy_2}{d\zeta} = y_1^2 + y_2 \cdot y_5 - y_3^2, & \frac{dy_3}{d\zeta} = y_4, \\ \frac{dy_4}{d\zeta} = 2y_1 \cdot y_3 + y_5 \cdot y_4, & \frac{dy_5}{d\zeta} = y_6, & \frac{dy_6}{d\zeta} = -2y_2, \\ \frac{dy_7}{d\zeta} = -2y_2 - y_5 \cdot y_6. \end{cases} \quad (6)$$

Граничные условия:

$$\text{при } \zeta=0: y_1 = 0, y_3 = 1, y_5 = 0, y_7 = 0;$$

$$\text{при } \zeta=\infty: y_1 = 0, y_3 = 0, y_6 = 0. \quad (7)$$

В среде разработки Matlab создана компьютерная программа с использованием решателя bvp4c. В качестве условия на границе  $\zeta = \infty$  принимали  $\zeta = 10$ . Полученное решение с относительной точностью порядка  $10^{-3}$  совпадало с табличными данными, приведенными в работе [77]. Результаты расчетов безразмерных скоростей и давления вблизи вращающегося диска в жидкости приведены на рис. 2.6.

С использованием полученных распределений безразмерных скоростей для шлака (при  $t = 1600$  °C) было получено поле скоростей вблизи вращающегося электрода. На рис. 2.7 показано изменение вертикальной проекции скорости  $w$  ( $z$ ) по оси ванны вблизи электрода, вращающегося с разными угловыми скоростями. Расстояние  $z$ , где наблюдается существенное изменение скорости, составляет около 10 мм, при этом максимальная вертикальная скорость флюса составляет порядка 10 мм/с.

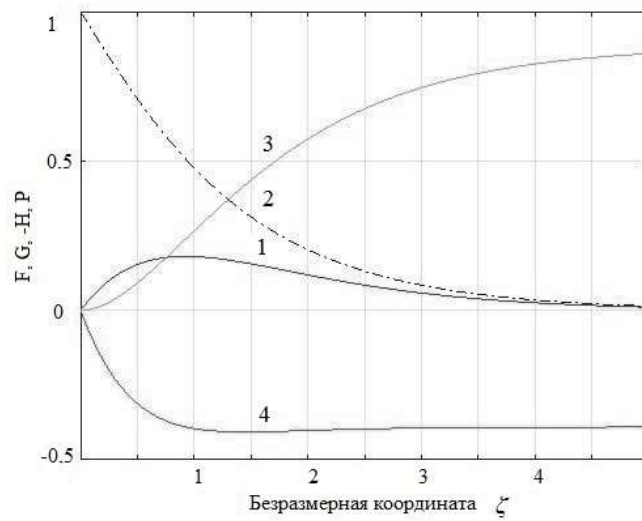


Рисунок 2.6 – Распределение безразмерных скоростей и давления вблизи вращающегося диска в жидкости: 1 –  $F$ ; 2 –  $G$ ; 3 –  $H$ ; 4 –  $P$ .

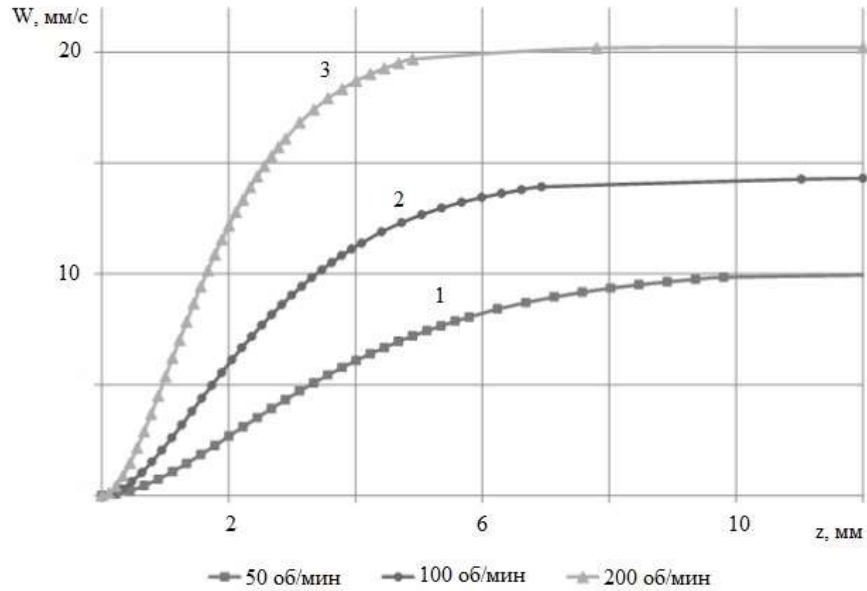


Рисунок 2.7 – Вертикальная составляющая скорости расплава флюса вдоль оси ванны ( $r = 0$ ) при разной скорости вращения электрода: 1 –  $\omega = 50$  об/мин; 2 –  $\omega = 100$  об/мин; 3 –  $\omega = 200$  об/мин.



На рис. 2.8 приведены зависимости радиальной и азимутальной составляющих скорости флюса от расстояния до электрода при разных расстояниях  $r$  от оси вращения. При увеличении расстояния от электрода  $z$  скорости быстро затухают и их значение пропорционально расстоянию от оси вращения  $r$ .

Составляющие скорости в горизонтальной плоскости  $u$  и  $v$  имеют заметные значения в пограничном слое толщиной  $\delta = \sqrt{\nu / \omega_0}$ , так при  $\omega = 50$  об/мин –  $\delta \approx 2$  мм, при  $\omega = 100$  об/мин –  $\delta \approx 1,6$  мм.

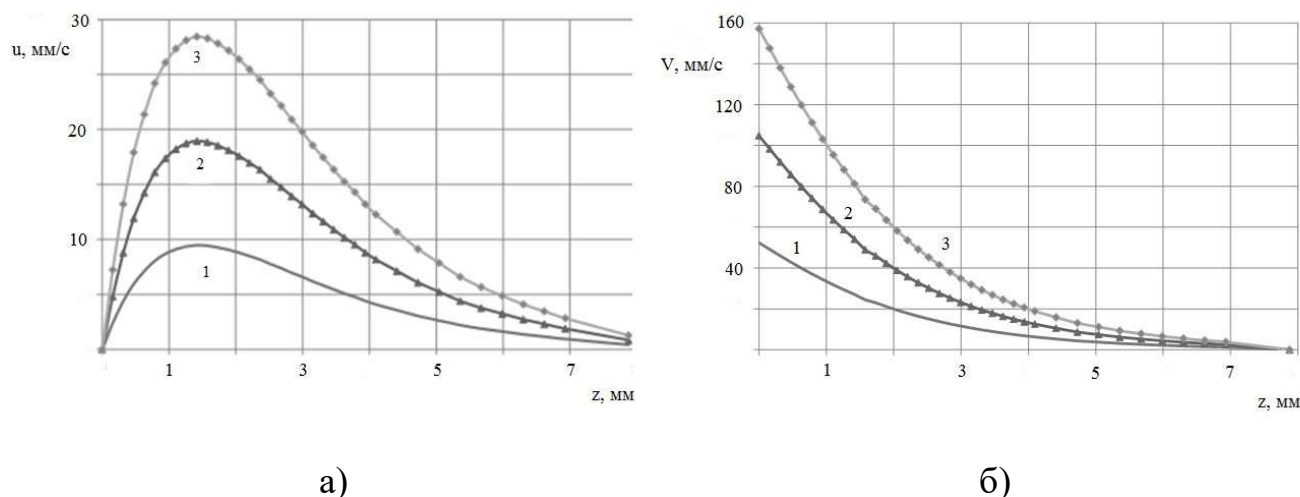


Рисунок 2.8 – Радиальная (а) и азимутальная (б) составляющие скорости расплава флюса от расстояния до электрода для скорости его вращения  $\omega=100$  об/мин при: 1 –  $r = 5$  мм; 2 –  $r = 10$  мм; 3 –  $r = 15$  мм

### 2.2.1 Момент сопротивления цилиндрического вращающегося электрода и оценка времени обновления шлаковой ванны

Момент сопротивления цилиндрического вращающегося электрода, погруженного в шлак на глубину  $h$ , складывается из момента сопротивления радиуса электрода  $R$  и момента сопротивления тонкого кольца шириной  $h$  и радиуса  $R$ . Момент сопротивления поверхности электрода можно записать как

$M_{\text{д}} = C_{\text{м}} \frac{\rho}{2} \omega_0^2 R^5$ , Н·м, где коэффициент момента сопротивления диска, смоченного с обеих сторон,  $C_{\text{м}} = 3,87/\sqrt{\text{Re}}$ , соответственно для торца электрода имеем  $C_{\text{м}} = C_{\text{м}}/2$ .

Момент сопротивления тонкого кольца  $M_{\text{к}} = 2\pi R^2 h \cdot \tau_{z\varphi}$ , где касательное напряжение на его стенке  $\tau_{z\varphi} = \nu\rho \left( \frac{\partial v}{\partial z} \right)_{z=0}$  с использованием точного решения [77]  $\tau_{z\varphi} = 0,616 \cdot \rho R \cdot \nu^{1/2} \omega_0^{3/2}$ , получим  $M_{\text{к}} = C_{\text{м}} \frac{\rho}{2} \omega_0^2 \cdot R^4 \cdot h$ , Н·м, где  $C_{\text{м}} = 2 \cdot C_{\text{м}}$ .

Таким образом, результирующий момент сопротивления вращающегося электрода, погруженного в шлак:

$$M = C_{\text{м}} \frac{\rho}{2} \omega_0^2 R^4 \left( \frac{R}{2} + 2h \right), \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (8)$$

Для изучения перемешивания объема жидкого флюса при вращении электрода определим секундный его объем, выбрасываемый наружу вследствие центробежного эффекта  $Q = 2\pi R \int_{z=0}^{\infty} u dz$ . Это значение было посчитано с использованием созданной компьютерной программы и численно совпало со значением, полученным по формуле [70]:

$$Q = 0,886 \frac{\pi R^3 \omega}{\sqrt{\text{Re}}}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (9)$$

Зная  $Q$  можно определить время обновления всей шлаковой ванны:

$$\tau_{\text{об}} = \frac{V_{\text{шл}}}{Q}, \text{ с}, \quad (10)$$

где  $V_{\text{шл}} = h_{\text{шл}} \pi \cdot D_{\text{шл}}^2 / 4$  – объем шлаковой ванны;  $h_{\text{шл}}$ ,  $D_{\text{шл}}$  – ее высота и диаметр соответственно.

Для анализа поведения этих параметров проведено компьютерное моделирование с использованием среды Mathcad 14. Для расчетов выбран шлак АНФ-6 (при  $t = 1600$  °С). Зависимость момента сопротивления электрода  $M$  от его

диаметра и скорости вращения показана на рис. 2.9, а. Из рисунка и формулы (8) видно, что величина момента сопротивления существенно растет при увеличении диаметра, глубины погружения и скорости вращения электрода.

Получена зависимость объемного расхода жидкого флюса от диаметра электрода при разной скорости его вращения (рис. 2.9, б), причем такой же объемный расход притекает к электроду в осевом направлении.

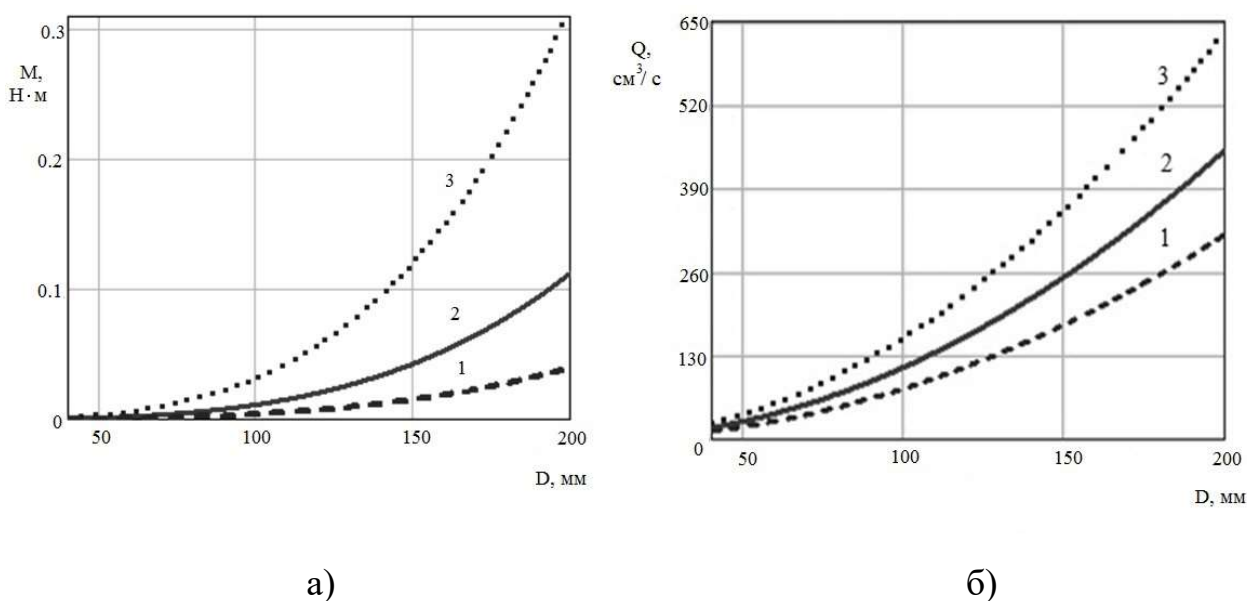


Рисунок 2.9 – Зависимость момента сопротивления вращающегося электрода (а) и объемного расхода жидкого флюса (в) от диаметра электрода при скорости его вращения: 1 –  $\omega = 50$  об/мин; 2 –  $\omega = 100$  об/мин; 3 –  $\omega = 200$  об/мин; глубина погружения электрода в шлак АНФ-6 (при  $t = 1600$  °С)  $h = 40$  мм

С использованием формул (9)-(10) можно оценить время обновления всей шлаковой ванны, например, при диаметре и глубине шлаковой ванны  $D_{\text{шл}} = 90$  мм,  $h_{\text{шл}} = 25$  мм, для диаметра переплавляемого электрода  $D = 40$  мм и скорости его вращения  $\omega = 100$  об/мин, имеем:  $Q = 18$  см<sup>3</sup>/с,  $V_{\text{шл}} = 159$  см<sup>3</sup>,  $\tau_{\text{об}} = 8,8$  с. Данная оценка времени обновления шлаковой ванны говорит о том, что для неглубокой шлаковой ванны из-за интенсивного ее перемешивания под действием

центробежных сил температуру и химические свойства шлака по объему ванны в процессе ЭШП можно считать постоянными  $t_{\text{шл}} = \text{const}$ .

### **2.2.2 Методология определения характера течения металла в шлаковой ванне на основе анализа соотношения центробежной и электромагнитной сил**

На частицу жидкости, находящуюся в движении вблизи вращающегося электрода, вследствие вязкостного трения в слое на расстоянии  $r$  от оси действует центробежная сила, которая на единицу объема равна  $f_{\text{Ц}} = \rho \cdot r \cdot \omega_0^2$ . Максимальное значение этой силы будет наблюдаться на краю электрода:  $f_{\text{Ц}} = \rho \cdot R \omega_0^2$ , Н/м<sup>3</sup>.

При вращении расходуемого электрода за счет вязкости, на жидкий флюс начинают активно действовать центробежные силы, которые с определенных значений могут изменить характер течения в сравнении с процессом без вращения расходуемого электрода. Как уже отмечалось выше, действие электромагнитной и центробежной силы на характер течения шлака взаимно противоположное. Определим, при каких условиях будет доминировать характер того или иного течения.

При прохождении тока от электрода к поддону и боковой стенке через жидкий шлак и металл под действием электромагнитной силы возникают электровихревые течения. Объемную электромагнитную силу  $\vec{f}$ , действующую на единицу токонесущего объема жидкого шлака, в произвольной точке можно определить как [78]  $\vec{f} = \mu_0 \cdot \vec{J} \times \vec{H}$ , где  $\vec{J}$  — плотность тока в этой точке;  $\vec{H}$  — значение напряженности магнитного поля, создаваемого как внешними токами, так и токами, протекающими через объем, на который эта сила действует,  $\mu_0$  — магнитная постоянная.

Поскольку сила  $\vec{f}$  определяется векторным произведением, то можно найти ее проекции в цилиндрической системе координат [79]:

$$\vec{f} = \mu_0(J_\varphi H_z - J_z H_\varphi)\vec{e}_r + \mu_0(J_z H_r - J_r H_z)\vec{e}_\varphi + \mu_0(J_r H_\varphi - J_\varphi H_r)\vec{e}_z.$$

Известно, что при осесимметричном растекании тока по ванне имеются одна азимутальная составляющая магнитного поля  $H_\varphi$  и две составляющие электрического поля  $E_r$ ,  $E_z$ , а значит, и две составляющие плотности тока  $J_r$ ,  $J_z$ . Поэтому предыдущее равенство принимает более простой вид:

$$\vec{f} = \vec{f}_r + \vec{f}_z = -\mu_0 J_z H_\varphi \vec{e}_r + \mu_0 J_r H_\varphi \vec{e}_z.$$

Из этого выражения видно, что сила  $\vec{f}$  имеет две проекции – радиальную  $f_r = -\mu_0 J_z H_\varphi$  и вертикальную  $f_z = \mu_0 J_r H_\varphi$ , причем сила  $f_r$  имеет направление противоположное оси  $r$ , что подтверждает природу пинч-эффекта.

Напряженность магнитного поля в шлаковой ванне увеличивается при приближении к краю электрода и достигает максимального значения на его краю (при  $r=R$ )  $H_\varphi = \frac{I}{2\pi \cdot R}$ , где  $I$  – ток через ЭШП.

Можно отметить, что центробежная сила растет линейно при удалении от оси электрода. При растекании тока на поверхности электрода также растет и плотность тока вдоль его радиуса. Имеет место концентрация обеих проекций плотности тока на краях электрода. Для цилиндрического электрода проекция плотности тока  $J_z$  на краю электрода может быть в  $\zeta=1,5-2$  раза выше средней плотности тока, протекающего через электрод, и ее можно оценить как  $J_z = \frac{\zeta \cdot I}{\pi \cdot R^2}$ .

Таким образом, максимальную электромагнитную силу, действующую на расплав, можно по порядку величины определить с помощью выражения (11)

$$|\vec{f}_m| \sim \mu_0 J_z H_\varphi \sim \mu_0 \frac{\zeta \cdot I^2}{\pi^2 R^3}, \text{ Н/м}^3. \quad (11)$$

Характер течения в шлаковой ванне ЭШП можно оценить по порядку величины отношения центробежной и электромагнитной сил:

$$\beta = \frac{f_{\text{Ц}}}{f_{\text{М}}} = \frac{\pi^2 \cdot \rho \cdot R^4 \omega_0^2}{\mu_0 \cdot I^2}. \quad (12)$$

При одинаковых геометрических условиях и используемом шлаке это отношение пропорционально квадрату отношения скорости вращения к току.

С помощью выражения (12) на рис. 2.10 построена зависимость соотношения центробежной и электромагнитной сил от скорости вращения электрода диаметром  $D = 40$  мм при разных токах через него.

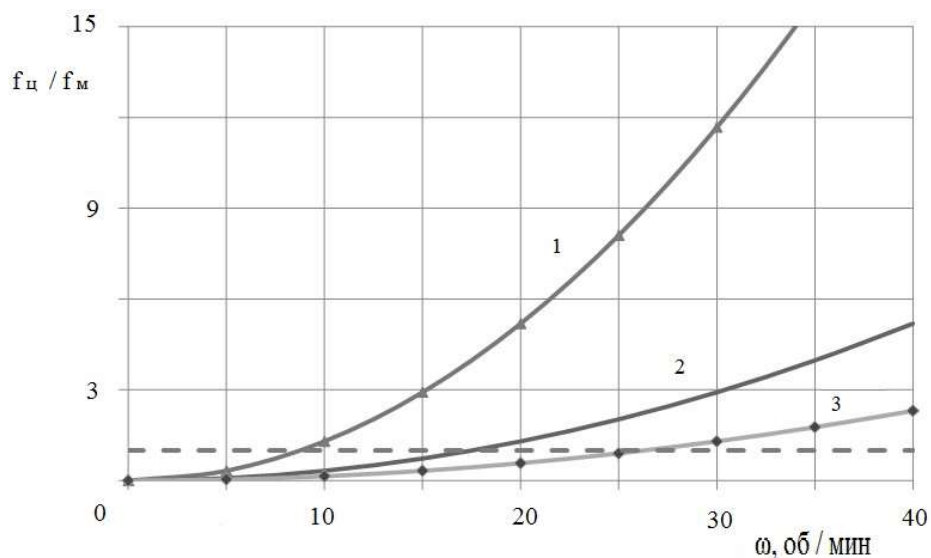


Рисунок 2.10 – Зависимость отношения центробежной и электромагнитной сил от скорости вращения электрода диаметром  $D = 40$  мм при разных токах через него: 1 – 0,5 кА; 2 – 1 кА; 3 – 1,5 кА (пунктиром показано значение  $\beta = 1$ )

При  $\beta < 1$  характер течения и гидродинамику в жидкой ванне определяет электромагнитная сила, а при  $\beta > 1$  существенной оказывается центробежная сила. Например, из рисунка видно, что для тока 1,5 кА при скорости вращения более 30 об/мин решающую роль оказывает центробежная сила. При частоте вращения

этого электрода менее 25 об/мин более значимыми будут электромагнитные силы, которые и будут определять характер течения в шлаковой ванне.

### **2.3 Исследование влияния вращения электрода на тепловую картину процесса**

#### **2.3.1 Математическая модель теплового поля жидкометаллической ванны установки ЭШП**

Рассмотрим технологию выплавки полых слитков при ЭШП с использованием кольцевого зазора, который образуется между наружным и внутренним кристаллизаторами. Основная ее сущность заключается в том, что благодаря наличию внутреннего кристаллизатора (дорна) металл с вращающегося расходуемого электрода попадает в кольцевой зазор, где формируется полый слиток.

В данном разделе рассмотрим математическую модель теплового поля получаемого в ЭШП полого слитка с использованием технологии вращающегося переплавного электрода. Выбранная схема электрошлакового переплава с вращающимся электродом и внутренним кристаллизатором приведена на рис. 2.11.

Тепло в металлическую ванну поступает перегретыми каплями металла электрода и через поверхность ванны вследствие теплообмена со шлаком. Отбор тепла от металла при его охлаждении и кристаллизации происходит через водоохлаждаемые стенки внутреннего и внешнего кристаллизаторов и поддона.

При моделировании в рассматриваемой конструкции полагаем, что в поддоне располагается отверстие, в которое вставляется дорн, имеющий форму усеченного конуса, причем ось дорна совпадает с осью наружного кристаллизатора. По мере переплава электрода и роста полого слитка считаем, что дорн движется в направлении вращающегося электрода со скоростью  $u_d$  при этом остаются постоянными основные размеры положения дорна относительно шлаковой ванны

и переплавляемого электрода ( $h_{\text{шл}} = \text{const}$ ,  $h_{\text{д}} = \text{const}$ ). На рис. 2.11 показана используемая цилиндрическая система координат  $O r z$ , в которой ось  $Oz$  совпадает с осью ванны, а начало координат находится на ее поверхности.

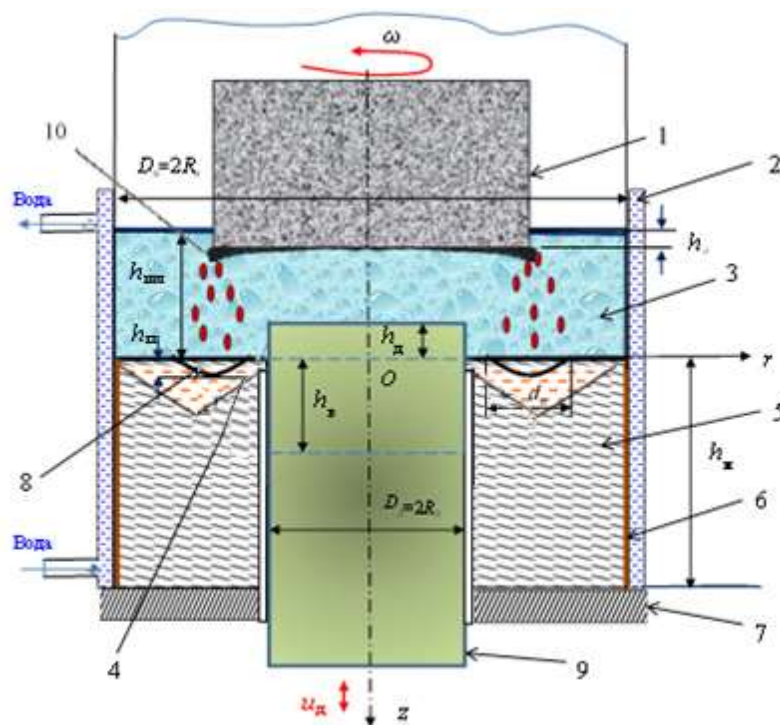


Рисунок 2.11 – Схема электрошлакового переплава с вращающимся электродом и выбранная система координат: 1 – вращающийся переплавляемый электрод диаметра  $D$ ; 2 – кристаллизатор; 3 – расплавленный шлак; 4 – ванна жидкого металла; 5 – затвердевший металл (полюй слиток); 6 – слой твердого шлака; 7 – нижнее основание (поддон); 8 – область ванны, куда попадают капли металла с электрода; 9 – внутренний кристаллизатор (дорн); 10 – пленка жидкого металла.

При моделировании теплового поля металлической ванны печи ЭШП с дорном с вращающимся электродом был принят ряд допущений и ограничений:

- дорн имеет форму не усеченного конуса, а цилиндра диаметром  $D_{\text{д}}$  или радиусом  $R_{\text{д}} = D_{\text{д}}/2$ . Это вполне допустимо, так как угол конуса цилиндра составляет  $\approx 1^\circ$ ;



- для температурного поля имеет место осевая симметрия ( $dT/d\varphi = 0$ );
- тепловой режим металлической ванны – квазистационарный. Считаем, что идет непрерывный процесс подачи металла и его кристаллизация при этом положение линий ликвидуса и солидуса в рассматриваемой системе координат остается неизменным (система координат движется относительно земли, так как привязана к поверхности жидкой ванны);
- не учитываются конвективные течения металла в ванне. Тепло, вносимое каплями, учитывается введением источника внутренней теплоты, мощность которого зависит от скорости плавления электрода и температуры капель;
- температура жидкого шлака постоянна  $T_f = \text{const}$  и одинакова во всем объеме шлаковой ванны из-за интенсивного перемешивания под действием центробежных сил;
- принимаем, что все капли металла, попадающие в ванну, имеют одинаковый средний диаметр  $D_{\text{ч}}$ , скорость  $W_{\text{ч}}$  и температуру  $T_{\text{ч}}$ ;
- ЭШП с вращающимся электродом используется в режиме периферийного отрыва капель металла от его оплаваемого торца. Это позволяет локализовать наиболее вероятное место падения капель на металлическую ванну. Принимаем, что диаметр электрода больше диаметра дорна  $D > D_{\text{д}}$ ;
- считаем известной частоту падения капель с электрода  $n_0$ , а также выбираем нормальный закон распределения места падения капель по радиусу ванны;
- высота получаемого слитка  $h_{\text{м}}$  существенно больше глубины жидкой ванны  $h_{\text{в}}$ .

С учетом принятых допущений расчетная область металлической ванны  $ABCD$  и основные ее размеры показаны на рис. 2.12.

При моделировании для достижения квазистационарного теплового режима ванны используется переход от начального к установившемуся тепловому состоянию путем решения нестационарной задачи теплопроводности с учетом фазового перехода со специфическими граничными условиями.

Будем считать, что распределение температуры в твердой, в двухфазной и в жидкой области ванны описывается одним уравнением теплопроводности. В этом уравнении будем учитывать выделение тепла кристаллизации согласно теории квазиравновесной двухфазной зоны (при  $\tau > 0$ ,  $R_d \leq r \leq R_e$ ,  $0 \leq z \leq h_m$ ).

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\lambda_m}{c_{эф} \rho_m} \cdot \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) + \frac{q_v}{c_{эф} \rho_m}, \quad (13)$$

где  $\tau$  – время, с;  $T(r, z, \tau)$  – температура, К;  $q_v(r, z, \tau)$  – мощность внутренних источников теплоты (учитывает тепло, поступающее с перегретыми каплями металла электрода), Вт/м<sup>3</sup>;  $R_d = D_d / 2$  – радиус дорна, м;  $R_e = D_e / 2$  – внутренний радиус кристаллизатора (радиус металлической ванны), м.

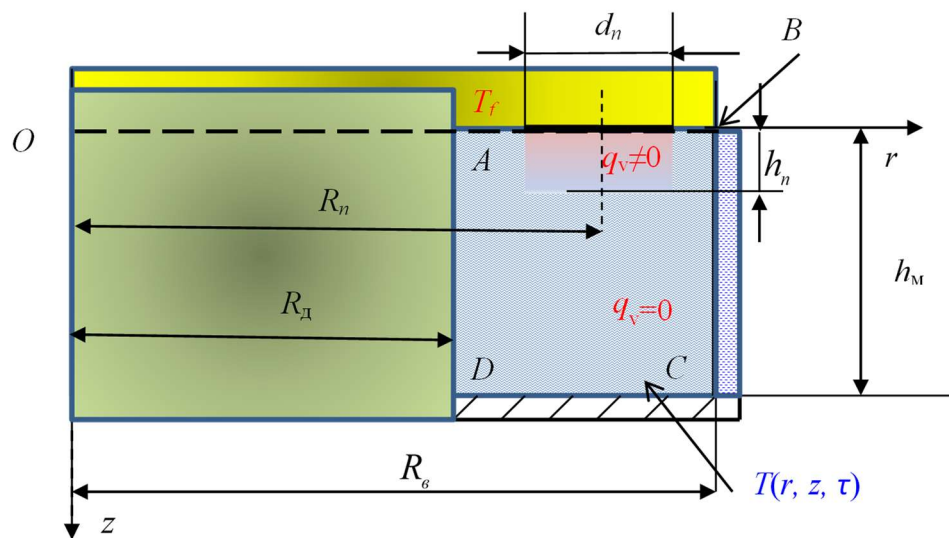


Рисунок 2.12 – Расчетная область к задаче о тепловом состоянии жидкометаллической ванны

Теплофизические свойства металла, находящегося в ванне, описываются следующими кусочно-непрерывными функциями:

- коэффициент теплопроводности:

$$\lambda_m = \begin{cases} \lambda_{мж} \cdot \varepsilon_k & \text{при } T > T_L; & g = 0; \\ \lambda_{мт}g + \lambda_{мж}(1-g) & \text{при } T_S \leq T \leq T_L, & 0 < g < 1; \\ \lambda_{мт} & \text{при } T < T_S; & g = 1. \end{cases} \quad (14)$$

- ПЛОТНОСТЬ:

$$\rho_m = \begin{cases} \rho_{мж}, & \text{при } T > T_L; \\ \rho_{мт}g + \rho_{мж}(1-g), & \text{при } T_S \leq T \leq T_S, & 0 < g < 1; \\ \rho_{мт}, & \text{при } T < T_S. \end{cases} \quad (15)$$

- удельная теплоемкость:

$$c_{эф}(T) = \begin{cases} C_{мж}, & \text{при } T > T_L; \\ C_{мт}g + C_{мж}(1-g) - L \frac{dg}{dT}, & \text{при } T_S \leq T \leq T_L, \\ C_{мт}, & \text{при } T < T_S. \end{cases} \quad (16)$$

где  $\lambda_{мж}$ ,  $\lambda_{мт}$  – теплопроводность жидкого и твердого металла;  $\rho_{мж}$ ,  $\rho_{мт}$  – плотность жидкого и твердого металла;  $C_{мж}$ ,  $C_{мт}$  – удельная теплоемкость жидкого и твердого металла;  $g(T)$  – доля твердой фазы в зависимости от температуры;  $\varepsilon_k$  – увеличение коэффициента теплопроводности за счет циркуляции и турбулизации расплава;  $L$  – теплота плавления.

Для тепловой задачи количество твердой фазы в интервале затвердевания будем определять по модели линейного закона  $g = \frac{T_L - T}{T_L - T_S}$ , из которого можно

получить  $\frac{dg}{dT} = -\frac{1}{T_L - T_S}$ , где  $T_L$ ,  $T_S$  – температуры ликвидуса и солидуса

соответственно.

В зависимости от химического состава стали (для  $[C] < 2,14\%$ ) температуры ликвидуса и солидуса могут быть определены по следующим эмпирическим уравнениям:

$$T_L = 1537 - (88 \cdot [C] + 8 \cdot [Si] + 5 \cdot [Mn] + 4 \cdot [Cu] + 5 \cdot [Cr] + 25 \cdot [S] + 30 \cdot [P]) \quad (17)$$

$$T_S = 1537 - (200[C] + 16[Si] + 6[Mn] + 93[P] + 1100[S] + 1,7[Cr] + 3,9[Al]) \quad (18)$$

Для решения дифференциального уравнения (2) его необходимо дополнить краевыми условиями.

### Начальные условия.

При расчете квазистационарного теплового поля слитка не важно начальное распределение температуры, т.к. квазистационарное состояние определяется только граничными условиями. Однако, чем ближе начальные значения к расчетному распределению, тем быстрее система достигнет установившегося поля. В начальный момент времени считаем, что температура во всех точках жидкой расчетной области формируемого слитка выше температуры ликвидуса на  $\Delta T_0$  (для  $0 \leq z \leq h_b$ ,  $R_d \leq r \leq R_g$ ).

$$T(r, z, 0) = t_0 = T_L + \Delta T_0, \quad (19)$$

где  $h_b$  – ориентировочная глубина жидкой ванны.

В остальной части расчетной области температура ниже солидуса на  $\Delta T_0$  (для  $h_b < z \leq h_m$ ,  $R_d \leq r \leq R_g$ ):

$$T(r, z, 0) = t_0 = T_s - \Delta T_0. \quad (20)$$

### Граничные условия.

На стенке медного дорна имеем граничное условие 2 рода (для  $r = R_d$ ,  $0 \leq z \leq h_m$ ):

$$q_d = -\lambda_m \frac{\partial T(R_d, z, \tau)}{\partial r} = k_{\tau d} (T(R_d, z, \tau) - t_g), \quad (21)$$

где  $k_{\tau d} = 0,2-0,3$  кВт/(м<sup>2</sup>·К) – коэффициент теплопередачи через внутренний кристаллизатор;  $t_g = 35$  °С – средняя температура охлаждающей воды.

На внутренней стенке внешнего кристаллизатора имеем также граничное условие 2 рода (для  $r = R_g$ ,  $0 \leq z \leq h_m$ ):

$$q_{бок} = -\lambda_m \frac{\partial T(R_g, z, \tau)}{\partial r} = k_{\tau ст} (T(R_g, z, \tau) - t_g), \quad (22)$$

где  $q_{бок} = 0,3-0,5$  МВт/м<sup>2</sup>;  $k_{тст} = 0,295$  кВт/(м<sup>2</sup> К) – коэффициент теплопередачи через внешний кристаллизатор.

На границе жидкого металла и флюса можно задать граничное условие третьего рода (при  $z = 0$ ,  $R_d \leq r \leq R_e$ ):

$$\alpha_f (T_f - T(r, 0, \tau)) = -\frac{\partial T}{\partial z} \lambda_{мж}, \quad (23)$$

где  $\alpha_f \approx 2-4$  кВт/(м<sup>2</sup> К) – коэффициент теплоотдачи от горячего флюса к жидкому металлу;  $T_f$  – температура флюса.

На поверхности поддона, соприкасающейся с твердым металлом (при  $z = h_m$ ,  $R_d \leq r \leq R_e$ ):

$$q_{под} = -\lambda_{мт} \frac{\partial T}{\partial z} = k_{тп} (T(r, h_m, \tau) - t_e), \quad (24)$$

где  $q_{под}$  – тепловой поток, отводимый системой водоохлаждения с нижнего основания;  $k_{тп} \approx 0,16$  кВт/(м<sup>2</sup>·К) – коэффициент теплопередачи от слитка к охлаждающей воде поддона.

Тепло, вносимое каплями металла в область их падения в ванну, моделируем фиктивными внутренними источниками объемной мощностью  $q_v$ . Будем считать, что распределение частоты падающих капель по поверхности ванны металла ( $z = 0$ ) подчиняется закону нормального распределения  $n(r) = n_0 \cdot p(r, r_0, \sigma)$ , где

$$p(r, r_0, \sigma) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{(r - r_0)^2}{2\sigma^2}\right) - \text{плотность вероятности нормального}$$

распределения. Глубина проникновения капель электродного металла по радиусу жидкой металлической ванны

$$L(r) = 3,5 \cdot \sqrt[3]{\frac{\pi \cdot W_q \cdot p(r, R_n, d_n / 6) V_n \cdot D^2}{4 \cdot g}}, \quad (25)$$

где  $r_0 = R_n$  – наиболее вероятное место падения капель;  $d_n$  – ширина области наиболее вероятного падения капель;  $V_n$  – скорости плавления электрода с диаметром  $D$ .

В качестве упрощения примем, что область падения капель представляет собой полый цилиндр с внутренним и внешним радиусом  $R_n - d_n/2$  и  $R_n + d_n/2$  соответственно и высотой равной максимальному значению глубины проникновения металла в ванну  $h_n = L(R_n)$ . Эта глубина не превышает расстояния от свободной поверхности до границы затвердевания металла (двухфазной зоны).

Зная глубину проникновения капель в металлическую жидкую ванну, можно оценить объем области падения горячих капель:

$$V_0 = \pi \left[ \left( R_n + \frac{d_n}{2} \right)^2 - \left( R_n - \frac{d_n}{2} \right)^2 \right] \cdot L(R_n), \text{ м}^3, \quad (26)$$

$$\text{где } p(R_n) = \frac{6}{d_n \cdot \sqrt{2\pi}}; \quad h_n = L(R_n) = 3,5 \cdot \sqrt[3]{\frac{3 \cdot W_q \cdot \sqrt{\pi/8}}{d_n \cdot g}} V_n \cdot D^2.$$

Тепловая мощность, вносимая каплями в жидкую ванну  $Q_0 = C_{мж} \cdot V_n \cdot \rho_{мж} (T_q - \bar{T}_0) \cdot \pi \cdot D^2/4$ , Вт, где  $\bar{T}_0$  – средняя температура металла в области падения капель, определяемая как:

$$\bar{T}_0 = \frac{2\pi}{V_0} \int_0^{h_n} \int_{R_n - \frac{d_n}{2}}^{R_n + \frac{d_n}{2}} T(r, z) \cdot r \cdot dr \cdot dz. \quad (27)$$

Таким образом, среднюю мощность внутренних источников тепла в области падения капель можно оценить как:

$$q_v = \frac{Q_0}{V_0} = \frac{C_{мж} \cdot V_n \cdot \rho_{мж} (T_q - \bar{T}_0) \cdot \pi \cdot D^2}{4 \cdot V_0}, \text{ Вт/м}^3. \quad (28)$$

### 2.3.2 Алгоритм решения краевой задачи теплового поля формируемого слитка

Вследствие нелинейности уравнения (13) и сложных граничных условий точное аналитическое решение краевой задачи (13)-(24) невозможно. Для получения приближенного решения с помощью ЭВМ использовался метод конечных разностей.

Введем разностную сетку, регулярную по пространственным переменным и времени с координатами узлов (рис. 2.13):  $r_i = R_d + (i-1) \cdot \Delta r = (I_0 + i-1) \cdot \Delta r$ ,  $z_j = (j-1) \cdot \Delta z$ ,  $\tau_k = k \cdot \Delta \tau$ . Сетка имеет постоянные шаги по координате  $r$ :

$\Delta r = \frac{R_e - R_d}{N_R - 1}$ , по координате  $z$ :  $\Delta z = \frac{h_m}{N_z - 1}$  и времени  $\Delta \tau$ , где  $i=1, 2, \dots, N_R$ ,  $j=1, 2, \dots, N_z$ ,

$k=0, 1, 2, \dots, K$ ;  $N_R$ ,  $N_z$  и  $K$  – число интервалов на рассматриваемой области по осям  $r$ ,  $z$  и  $\tau$  соответственно;  $K$  – конечный шаг по времени, при котором достигается установившийся квазистационарный режим с заданной точностью. Сеточные функции будем обозначать при помощи индексов  $T(r_i, z_j, \tau_k) = T_{i,j}^k$ .

Введем следующие обозначения:  $I_0 = \text{round}\left(\frac{R_d}{\Delta r} + 1\right)$ ,  $I_n = \text{round}\left(\frac{R_n - R_d}{\Delta r} + 1\right)$

$I_1 = I_n - \text{round}\left(\frac{d_n}{2\Delta r}\right)$ ,  $I_2 = I_n + \text{round}\left(\frac{d_n}{2\Delta r}\right)$  – сеточные координаты области

падения капель по радиусу ванны;  $J_n = \text{round}\left(\frac{h_n}{\Delta z} + 1\right)$  – сеточная глубина

проникновения капель в жидкую ванну.

Для расчета поля температур используем схему расщепления по координатам. На каждом шаге по времени введем промежуточный этап, на котором будем записывать одномерную аппроксимацию по одному из пространственных направлений. Рассматриваемая двумерная задача «расщепляется» на

последовательность одномерных задач по каждой из координат. Погрешности аппроксимаций промежуточных слоев при суммировании уничтожаются.

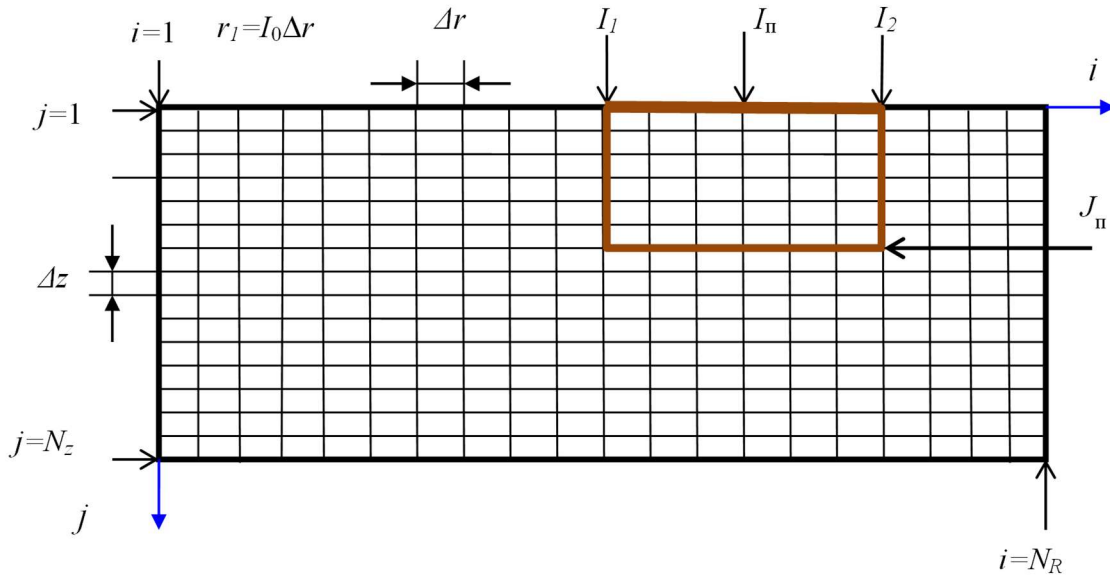


Рисунок 2.13 – Схема наложения разностной сетки на рабочую область

Для решения уравнения (13) используем схему расщепления, которая приводит к безусловно устойчивой локально-одномерной схеме, по оси  $r$ :

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} \right) + q_0, \quad (29)$$

и по оси  $z$ :

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} + q_0, \quad (30)$$

где  $a = \frac{\lambda_m}{c_{эф} \rho_m}$ ;  $q_0 = \frac{q_v}{c_{эф} \cdot \rho_m}$ .

Используя симметричную аппроксимацию пространственных производных:

$$\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} \approx \frac{T_{i+1,j} + T_{i-1,j} - 2T_{i,j}}{\Delta r^2}, \quad \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \approx \frac{T_{i,j+1} + T_{i,j-1} - 2T_{i,j}}{\Delta z^2}, \quad \frac{\partial T}{\partial r} \approx \frac{T_{i+1,j} - T_{i-1,j}}{2\Delta r}, \quad \frac{\partial T}{\partial \tau} \approx \frac{T_{i,j}^{k+1} - T_{i,j}^k}{\Delta \tau},$$



получим: 
$$\frac{T_{i,j}^{k+1/2} - T_{i,j}^k}{\Delta\tau/2} = a \left( \frac{T_{i+1,j}^{k+1/2} + T_{i-1,j}^{k+1/2} - 2 \cdot T_{i,j}^{k+1/2}}{\Delta r^2} + \frac{1}{(I_0 + i - 1) \cdot \Delta r} \cdot \frac{T_{i+1,j}^{k+1/2} - T_{i-1,j}^{k+1/2}}{2 \cdot \Delta r} \right) + q_{0i,j},$$

$$\frac{T_{i,j}^{k+1} - T_{i,j}^{k+1/2}}{\Delta\tau/2} = a \left( \frac{T_{i,j+1}^{k+1} + T_{i,j-1}^{k+1} - 2 \cdot T_{i,j}^{k+1}}{\Delta z^2} \right) + q_{0ij}.$$

Сделав некоторые упрощения и преобразования, имеем:

$$\begin{aligned} F_{0r} \left( 1 + \frac{1}{2(I_0 + i - 1)} \right) \cdot T_{i+1,j}^{k+1/2} - (2F_{0r} + 1) \cdot T_{i,j}^{k+1/2} + \\ + F_{0r} \left( 1 - \frac{1}{2(I_0 + i - 1)} \right) \cdot T_{i-1,j}^{k+1/2} = -T_{i,j}^k - q_{0i,j} \cdot \frac{\Delta\tau}{2}; \end{aligned} \quad (31)$$

$$F_{0z} \cdot T_{i,j+1}^{k+1} - (2F_{0z} + 1) \cdot T_{i,j}^{k+1} + F_{0z} \cdot T_{i,j-1}^{k+1} = -T_{i,j}^{k+1/2} - q_{0ij} \cdot \frac{\Delta\tau}{2}. \quad (32)$$

где  $F_{0r} = \frac{a \cdot \Delta\tau}{2 \cdot \Delta r^2}$ ,  $F_{0z} = \frac{a \cdot \Delta\tau}{2 \cdot \Delta z^2}$ .

При решении уравнения (31) для цилиндрической стенки получим уравнение в виде трехдиагональной матрицы:

$$T_{i-1,j}^{k+1/2} \cdot A_i - T_{i,j}^{k+1/2} \cdot B_i + T_{i+1,j}^{k+1/2} \cdot C_i = D_i, \quad (33)$$

где  $A_i = F_{0r} \left( 1 - \frac{1}{2(I_0 + i - 1)} \right)$  ;  $B_i = 1 + 2F_{0r}$  ;  $C_i = F_{0r} \left( 1 + \frac{1}{2(I_0 + i - 1)} \right)$  ;

$$D_i = -T_{i,j}^k - q_{0i,j} \cdot \frac{\Delta\tau}{2}.$$

Аналогично, при решении уравнения (32) для плоской стенки имеем систему уравнений:

$$T_{i,j-1}^{k+1} A_j - T_{i,j}^{k+1} B_j + T_{i,j+1}^{k+1} C_j = D_j, \quad (34)$$

где  $A_j = F_{0z}$  ;  $B_j = 1 + 2F_{0z}$  ;  $C_j = F_{0z}$  ;  $D_j = -T_{i,j}^{k+1/2} - q_{0ij} \cdot \frac{\Delta\tau}{2}$ .

Решая последовательно задачи (33) и (34), получим значение функции  $T_{i,j}^{k+1}$ , которое отличается от истинного значения  $T(r, z, \tau)$  решения задачи (13) лишь на

величину  $O(\Delta\tau^2)$ . При этом процесс решения двухмерной задачи заменяется процессом последовательного решения двух одномерных задач. Описанная разностная схема расщепления (33)-(34) имеет преимущества в смысле простоты и наглядности решаемой задачи и относительно небольшого объема вычислений.

Каждое из соотношений (33) и (34) образует систему линейных алгебраических уравнений (СЛАУ), которые решались методом прогонки.

Рассмотрим алгоритм прогонки.

1. Для всех  $i = 2, 3, N-1$  определяем коэффициенты (прямая прогонка):

$$\alpha_i = \frac{A_i}{B_i - C_i \cdot \alpha_{i-1}}; \beta_i = \frac{C_i \cdot \beta_{i-1} - D_i}{B_i - C_i \cdot \alpha_{i-1}}. \quad (35)$$

При этом считаем известными  $\alpha_1$  и  $\beta_1$  из левого граничного условия.

2. При всех  $i = (N-1), \dots, 2, 1$  определяем температуры (обратная прогонка):

$$T_i = \alpha_i \cdot T_{i+1} + \beta_i \quad (36)$$

При этом считаем известным  $T_N$  из правого граничного условия.

Для оценки установления квазистационарного температурного поля использовалась максимальная скорость изменения температуры:

$$\left( \frac{dT}{d\tau} \right)_{max} \approx \frac{\max |T_{i,j}^{k+1} - T_{i,j}^k|}{\Delta\tau}. \quad (37)$$

Расчет прекращается, когда поле температур становится установившемся при следующем условии:

$$\left( \frac{dT}{d\tau} \right)_{max} \leq \zeta. \quad (38)$$

В качестве критерия установления квазистационарного температурного поля можно принять  $\zeta = 1$  град/мин.

### 2.3.3 Алгоритм дискретизации начальных и граничных условий

#### Начальные условия.

Зная ориентировочную глубину жидкой ванны  $h_b$ , определим ее сеточное

значение  $J_b = \text{round}\left(\frac{h_b}{\Delta z} + 1\right)$ , имеем начальное распределение температур:

$$\text{(для } i=1 \dots N_R, j = 1, 2, \dots J_b) \quad T_{i,j} = T_L + \Delta T_0; \quad (39)$$

$$\text{(для } i=1 \dots N_R, j = J_b + 1, 2, \dots J_z) \quad T_{i,j} = T_s - \Delta T_0. \quad (40)$$

#### Граничные условия.

Для реализации алгоритма прогонки (35)-(36) проведем дискретизацию граничных условий (21)-(24) с погрешностью  $O(h)$ . При прогонке по  $r$  на левой границе  $i=1$  из выражения (36) можно записать  $T_1 = \alpha_1 T_2 + \beta_1$ , из условия (21)

$\lambda_m \frac{T_2 - T_1}{\Delta r} = k_{\text{тд}} (T_1 - t_g)$ , решая совместно эти уравнения, получим:

$$\text{(при } i=1, j=2 \dots N_z-1): \alpha_1 = \frac{1}{1 + \psi}, \beta_1 = \frac{t_g \cdot \psi}{1 + \psi}, \quad (41)$$

где  $\psi = \frac{k_{\text{тд}} \cdot \Delta r}{\lambda_m}$ .

На правой границе  $i = N_R$  (граничное условие на внутренней стенке кристаллизатора) из выражения (11) имеем  $\lambda_m \frac{(T_{N_R-1} - T_{N_R})}{\Delta r} = k_{\text{ст}} (T_{N_R} - t_g)$ . Подставим в него выражение, на основе (36)  $T_{N_R-1} = \alpha_{N_R-1} T_{N_R} + \beta_{N_R-1}$ , получим:

$$\text{(при } i = N_R, j = 2 \dots N_z-1) \quad (42)$$

При прогонке по  $z$  на левой границе  $j = 1$  запишем граничное условие третьего рода из выражения (33)  $-\lambda_{\text{мж}} \frac{T_2 - T_1}{\Delta z} = \alpha_f (T_f - T_1)$ , из выражения (36) имеем

$T_1 = \alpha_1 T_2 + \beta_1$ , решая совместно эти уравнения, получим:

$$\text{(при } i = 1 \dots N_R - 1, j = 1) \alpha_1 = \frac{\lambda_{\text{мж}}}{\lambda_{\text{мж}} + \Delta z \cdot \alpha_f}, \beta_1 = \frac{\Delta z \cdot \alpha_f}{\lambda_{\text{мж}} + \Delta z \cdot \alpha_f} T_f \quad (43)$$

На правой границе  $j = N_z$  (граничное условие на поверхности поддона) из выражения (24) получим граничное условие в разностном виде

$$\lambda_{\text{мт}} \frac{(T_{N_z-1} - T_{N_z})}{\Delta z} = k_{\text{тп}} (T_{N_z} - t_6). \text{ Подставим в него (25) } T_{N_z-1} = \alpha_{N_z-1} T_{N_z} + \beta_{N_z-1}, \text{ имеем}$$

$$\text{(при } i = 1 \dots N_R - 1, j = N_z) T_{N_z} = \frac{t_6 \cdot \Delta z \cdot k_{\text{тп}} + \lambda_{\text{мт}} \cdot \beta_{N_z-1}}{\Delta z \cdot k_{\text{тп}} + \lambda_{\text{мт}} (1 - \alpha_{N_z-1})}. \quad (44)$$

Среднюю температуру металла в области падения капель (27) определим по формуле интегрирования методом трапеций:

$$\bar{T}_0 = \frac{2\pi}{V'_0} \int_0^L \int_{R_n - \frac{d_n}{2}}^{R_n + \frac{d_n}{2}} T(r, z) r \cdot dr \cdot dz \approx \frac{2\pi}{V'_0} \Delta z \cdot \left[ \frac{Tr_1 + Tr_{j_n}}{2} + \sum_{j=2}^{j_n-1} Tr_j \right], \quad (45)$$

Где  $V'_0 = \pi \cdot \Delta r^2 \cdot \Delta z (I_2^2 - I_1^2) \cdot J_n$  – объем дискретной области падения горячих капель, полученный на основе (26);

$$Tr_j = \Delta r^2 \cdot \left[ \frac{T_{I_1, j} \cdot (I_1 - 1) + T_{I_2, j} \cdot (I_2 - 1)}{2} + \sum_{i=I_1+1}^{I_2-1} (T_{i, j} \cdot (i - 1)) \right] - \text{приближенное значение}$$

интеграла  $\int_{R_n - \frac{d_n}{2}}^{R_n + \frac{d_n}{2}} T(r, z) r \cdot dr$ .

Таким образом, разработан численный алгоритм (33)-(45), позволяющий приближенно решать дифференциальное уравнение (13) с краевыми условиями (19)-(24).

### 2.3.4 Описание работы программы «Тепловая картина кристаллизующейся полый заготовки при ЭСП»

На основе созданной математической модели и предложенного алгоритма решения краевой задачи создана компьютерная программа «Тепловая картина

кристаллизующейся полый заготовки при ЭШП» с использованием среды разработки Matlab version R2017a.

В качестве примера рассмотрен процесс ЭШП для получения полый заготовки со следующими геометрическими и технологическими параметрами процесса:

– кристаллизатор, диаметр: верх – 125 мм, низ – 130 мм, принимаем  $D_B = 127$  мм;

– максимальная высота кристаллизатора – 140 мм, в расчете принимаем высоту формируемого слитка – предполагаемая высота жидкой части ванны (часть  $h_M$ ),  $h_B = 30$  мм; диаметр дорна  $D_d = 40$  мм;

– диаметр электрода  $D = 60$  мм (сталь 30X13);

– наиболее вероятное место падения капель металла  $R_n = 77$  мм;

– скорость плавления электрода,  $V_n = 2$  мм/с;

– скорость частиц (капель) при их попадании в жидкую металлическую ванну  $W_{ch} = 110$  мм/с;

– температура капель  $T_q = 1550$  °С;

– температура флюса  $T_f = 1600$  °С;

– флюс АНФ-6;

– сталь 30X13.

Оценим скорость подачи дорна  $u_d$  в зависимости от скорости плавления электродного металла  $V_n$  из уравнения непрерывности.

Массовый расход переплавляемого металла  $M_1 = \rho_1 \frac{\pi \cdot D^2}{4} V_n$ , м<sup>3</sup>/с; массовый расход полученного металла  $M_2 = \rho_2 \frac{\pi \cdot (D_6^2 - D_d^2)}{4} u_d$ , м<sup>3</sup>/с. Считая, что плотность электродного металла  $\rho_1$  примерно равна плотности затвердевшего металла  $\rho_2$  формируемого слитка, получим:

$$u_d = \frac{\rho_1}{\rho_2} \frac{D^2}{(D_6^2 - D_d^2)} V_n = 2 \frac{60^2}{(127^2 - 40^2)} \approx 0,5 \text{ мм/с.} \quad (46)$$

Видно, что скорость подачи дорна  $u_d$  линейно зависит от скорости плавления электродного металла  $V_n$ .

По данным В.И. Явойского для стали 30X13 зависимость плотности от температуры:

$$\rho_M(t) = 7027 - 0,684 \cdot (t - T_L), \text{ кг/м}^3, \quad (47)$$

где  $T_L \approx 1453^\circ\text{C}$ .

Если учесть, что средняя температура формируемой заготовки  $1000^\circ\text{C}$ , то  $\rho_2(1000) \approx 7337 \text{ кг/м}^3$ , плотность исходного электродного металла  $\rho_1 \approx 7800 \text{ кг/м}^3$ , то скорость подачи дорна увеличивается примерно на 6 %.

$$u_d = \frac{\rho_1}{\rho_2} \frac{D^2}{(D_e^2 - D_d^2)} V_n = 2 \frac{60^2}{(127^2 - 40^2)} \frac{7800}{7337} \approx 0,53 \text{ мм/с}. \quad (48)$$

Для расчета необходимо произвести ввод данных. Все исходные данные разделены на 5 групп и представлены в табл. 2.3-2.7.

Таблица 2.3 – 1 группа, химический состав стали:

CC m=0,3	% Содержание углерода
Mn m=0,5	% Содержание марганца
Si m=0,5	% Содержание кремния
P m=0,025	% Содержание фосфора
Cr m=13,0	% Содержание хрома

Таблица 2.4 – 2 группа, геометрические параметры установки ЭШП.

Rp=77.0	% Наиболее вероятное место падения капель металла, мм
dp=4	% Ширина области наиболее вероятного падения капель, мм
Dv=127	% Диаметр получаемого слитка, мм
DD=60	% Диаметр переплавного электрода, мм
Ddorn=40	% Диаметр дорна, мм
hm=140	% Высота формируемого слитка, мм
hv=20	% Предполагаемая высота жидкой части ванны (часть $h_m$ ), мм

Таблица 2.5 – 3 группа, основные технологические параметры

Delta_t0=40	% Перегрев расплава над т. ликвидус или охлаждение над т. солидус, °С
tv=30	% Температура охлаждающей воды, °С
Vp=2.0	% Скорость плавления электрода, мм/с
Wch=50	% Скорость частиц при попадании в жидкую металлическую ванну, мм/с
Tch=1550	% Температура капель при их попадании в жидкую ванну, °С
K_td=0.25E3	% Коэффициент теплопередачи через стенку внутреннего кристаллизатора, Вт/(м <sup>2</sup> ·К)
K_tst=0.295E3	% Коэффициент теплопередачи через стенку внешнего кристаллизатора, Вт/(м <sup>2</sup> ·К)
ALFAf=3000	% Коэффициент теплоотдачи от шлака к металлу, Вт/(м <sup>2</sup> ·К)
Tf=1600	% Температура флюса, °С
K_tp=0.16E3	% Коэффициент теплопередачи через стенку поддона, Вт/(м <sup>2</sup> ·К)
g=9.81	% Ускорение свободного падения, м/с <sup>2</sup>

Таблица 2.6 – 4 группа, теплофизические свойства стальной затвердевающей заготовки

L=2.72·10 <sup>5</sup>	% Теплота плавления, Дж/кг
Ro_mg=7000	% Плотность жидкого металла, кг/м <sup>3</sup>
Ro_mt=7800	% Плотность затвердевшего металла, кг/м <sup>3</sup>
Lambda_mg=46.5	% Коэффициент теплопроводности жидкого металла, Вт/(м·К)
Lambda_mt=40	% Коэффициент теплопроводности затвердевшего металла, Вт/(м·К)
C_mg=585	% Удельная теплоемкость жидкого металла, Дж/(кг·К)
C_mt=600	% Удельная теплоемкость затвердевшего металла, Дж/(кг·К)
nu_m=7·10 <sup>-7</sup>	% Коэффициент кинематической вязкости, м <sup>2</sup> /с
Epsk=1.2	% Увеличение коэффициента теплопроводности за счет циркуляции и турбулизации расплава

В последней группе вводится добавочная информация о параметрах численного расчета и управляющая информация о выводимых результирующих данных. В частности, о выводе графиков: теплофизических свойств стали от температуры, средней температуры области горячих капель от времени.

При запуске программы на выполнение, в рабочем окне выдается информация об некоторых исходных и предварительно рассчитанных данных, указанных в табл. 2.8-2.10.

Таблица 2.7 – 5 группа, параметры численного алгоритма:

Nr=51	% Число точек по оси r
Nz=41	% Число точек по оси z
Dzeta=1	% Достигнутая скорость изменения температуры, град/мин
TAUK=0	% Конечное время, с; если задать TAUK=0, то выбирается время до наступления квазистационарного состояния
dTau=0	% Заданный шаг по времени, с, если принять dTau=0, то выбор автоматический
dTau_output=10	% Шаг по времени, с, для вывода промежуточных результатов
iter_max=10000	% Максимальное число итераций
Flag_output=0	% если 1 - выводить табличные промежуточные результаты; другое – не выводить
Flag_svoystva=0	% если 1 - выводить графики т/ф свойств от температуры; другое – не выводить

Таблица 2.8 – Исходные и основные расчетные данные

tm0 g= 1537	Нач. темпер расплава стали в жидкой ванне, град. С
tm0 t= 1423	Нач. темпер затвердевшего слитка в кристаллизаторе, град. С
t lik= 1497	Температура ликвидуса, град С
t sol= 1463	Температура солидуса, °С
Rp= 37.0	Наиболее вероятное место падения капель металла, мм
dp= 4.0	Ширина области наиболее вероятного падения капель, мм
Dv= 106.0	Диаметр получаемого слитка, мм
DD= 78.0	Диаметр электрода, мм
hm= 100.0	Высота формируемого слитка, мм
hv= 30.0	Предполагаемая высота жидкой части ванны, мм
Vp= 2.0	Скорость плавления электрода, мм/с
Wch= 50	Скорость частиц при ударе о жидкий металл, мм/с
Tch= 1550	Температура капель в жидкую ванну, °С,
hp= 108	Максимальная глубина проникновения капель в жидкую ванну, мм



Таблица 2.9 – Параметры сетки и расчета

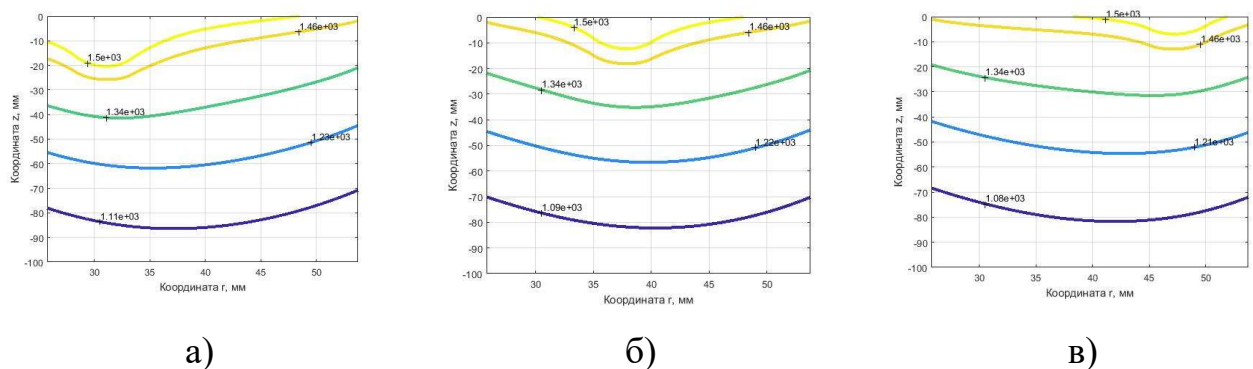
dr= 0.56	Шаг между узлами сетки по координате r, мм
dz= 2.50	Шаг между узлами сетки по координате z, мм
Nr-1= 50	Число разбиений по координате r
Nz-1= 40	Число разбиений по координате z
I0, Ip, I1, I2, Jp= 46 22 18 26 44	Дополнительные сеточные параметры
dTau= 0.03669	Автоматический выбор расчетного шага по времени, (с)
V0= 38.1 V00= 100.2	Максимальный объем области падения горячих капель, см <sup>3</sup>

Таблица 2.10 – Поля температур в затвердевающей стали:

T0= 1500	Сред. температура металла в области падения капель, °С
qv= 249.74	Сред. мощность внутренних источников тепла в области падения капель, Вт/см <sup>3</sup>
Tmax dTau= 0.013	Макс скорость изменения температуры, °С/с
iter= 8145	Число итераций
Tsr= 1240	Средняя темп. кристаллизующейся заготовки

Далее выдается поле температур формируемого слитка в табличном виде и его визуализация в виде диаграмм с трехмерной поверхностью и линиями уровня.

На рис. 2.14 показаны температурные поля при разном расстоянии места падения капель металла от оси ванны. Две верхних линии – изотермы, соответствующие температуре ликвидуса и солидуса.

Рисунок 2.14 – Линии уровня температур для  $d_n = 4$  мм при разном расстоянии:

а –  $R_{п} = 70$  мм; б –  $R_{п} = 77$  мм; в –  $R_{п} = 87$  мм

На рис. 2.15 показано изменение температур на оси, в области горячих капель и на поверхности кристаллизатора по высоте ванны при разном расстоянии  $R_{п}$ . Видно, что наиболее высокая температура в области падения капель в зависимости

от зоны падения горячих капель температуры дорна может быть выше, чем кристаллизатора и наоборот.

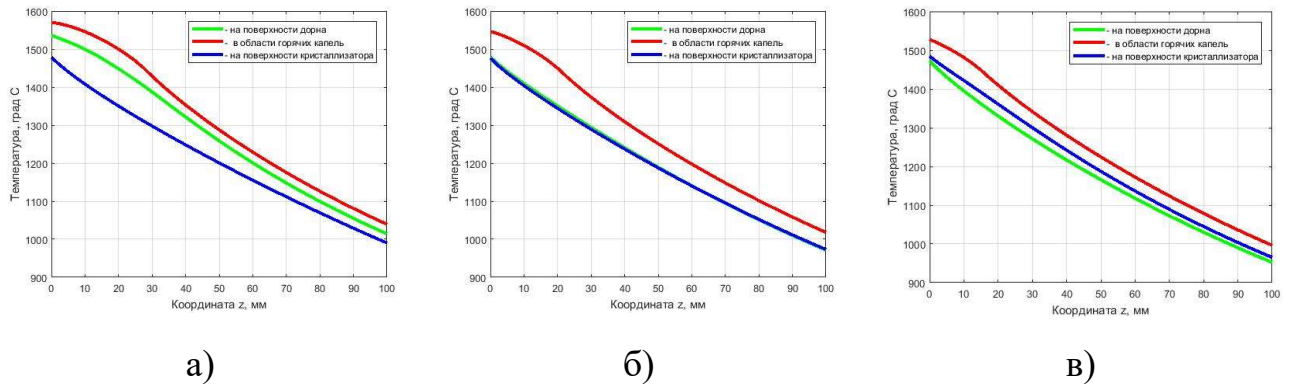


Рисунок 2.15 – Изменение температур в области горячих капель, на поверхности кристаллизатора и дорна по высоте ванны при разном расстоянии: а –  $R_{II} = 70$  мм; б –  $R_{II} = 77$  мм; в –  $R_{II} = 87$  мм

Программа позволяет также выдавать температурные поля металлической ванны в виде трехмерной поверхности рис. 2.16. [80].

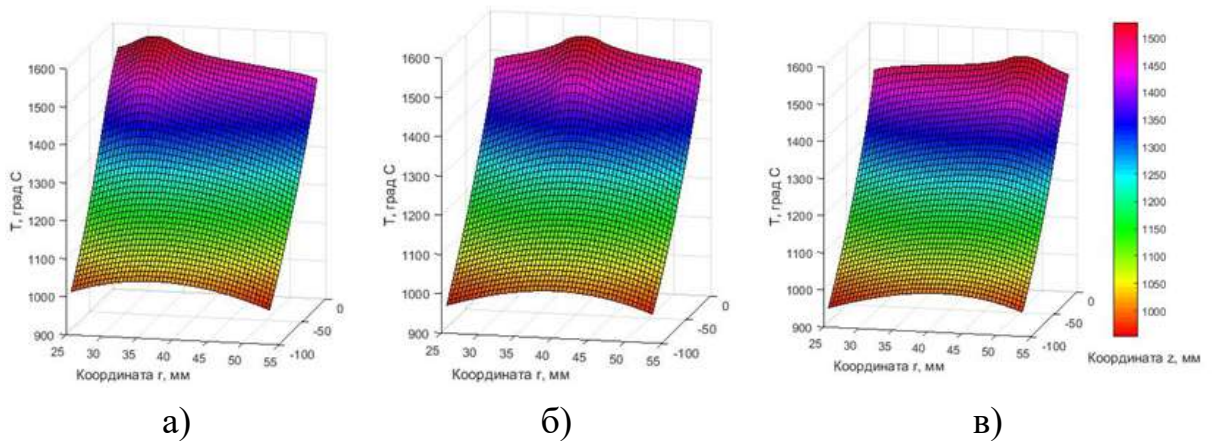


Рисунок 2.16 – Визуализация температурного поля кристаллизующегося слитка в виде трехмерной поверхности, при разном расстоянии: а –  $R_{II} = 70$  мм; б –  $R_{II} = 77$  мм; в –  $R_{II} = 87$  мм

## Выводы к главе 2

Течение жидкого флюса около вращающегося электрода ЭШП при доминировании центробежных сил над электромагнитными и используемых на

практике скоростях вращения электродов для флюса АНФ-6 можно считать ламинарным.

Получена система дифференциальных уравнений первого порядка в каноническом виде и граничные условия для приближенного расчета трехмерного ламинарного течения жидкого флюса вблизи торца вращающегося электрода.

Вследствие вязкости слой флюса, непосредственно прилегающий к электроду, увлекается последним и под действием центробежной силы отбрасывается наружу от его оси вращения. Взамен отброшенной жидкости к электроду притекает в осевом направлении новая порция жидкости, что и создает трехмерное течение в объеме расплава. Для флюса АНФ-6 при 1600 °С выявлено, что вертикальная составляющая скорости по оси в зависимости от скорости вращения электрода существенно изменяется на расстояния порядка 10 мм от электрода, при этом максимальная скорость составляет по порядку величины 10 мм/с. Азимутальная и радиальная составляющие скорости при увеличении расстояния от электрода быстро затухают и их значение пропорционально расстоянию от оси вращения. Составляющие скорости в горизонтальной плоскости имеют заметные значения в пограничном слое, толщина которого зависит от скорости вращения электрода и вязкости шлака.

Предложено выражение для оценки времени обновления шлаковой ванны с вращающимся электродом. При небольшой глубине жидкой ванны за счет ее интенсивного перемешивания под действием центробежных сил температуру и химические свойства флюса по объему ванны в процессе ЭШП можно считать постоянными.

Физическое моделирование подтверждает, что наложение центробежных сил на оплаваемый торец расходуемого электрода позволяет влиять не только на размер капли и место ее доставки, но и на изменение движения потока шлаковой ванны с нисходящего на восходящий.

Наряду с изменением направления течения металла на оплаваемом торце происходит изменение направленности электронного потока подэлектродной зоны,

т.е. электроны, идущие от электрода в жидкую металлическую ванну, смещаются относительно оси переплавляемого электрода.

Таким образом, использование технологии вращения расходуемого электрода позволяет управлять тепловым центром шлаковой ванны, что позволяет снизить негативное воздействие на головку прошивающего дорна.

Данное моделирование также подтверждает верность аналитических выражений, позволяющих рассчитать оптимальную скорость вращения для необходимых диаметров электрода и кристаллизатора, что позволит спрогнозировать траекторию и место доставки электродного металла в реальном процессе.

Предложена математическая модель квазистационарного теплового поля жидкометаллической ванны установки ЭШП для получения полого слитка с вращающимся переплавным электродом. Модель учитывает: тепло поступающее в металлическую ванну с перегретыми каплями металла электрода; тепло передающееся через поверхность ванны вследствие теплообмена со шлаком; распределение частоты падающих капель по поверхности ванны металла; тепло, передаваемое во внутренний и внешний кристаллизаторы.

На основе созданной математической модели и предложенного численного алгоритма решения краевой задачи создана компьютерная программа «Тепловая картина кристаллизуемой полый заготовки при ЭШП». Программа позволяет вводить геометрические и технологические параметры ЭШП для определения необходимой скорости подачи прошивающего дорна в зависимости от скорости плавления электродного металла и выдавать результирующие температурные поля в виде таблицы, линий уровня и трехмерной поверхности с окраской, что позволяет задавать технологические параметры для ведения процесса.

## ГЛАВА 3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

### 3.1 Модернизация экспериментальной установки ЭСП А-550

Для проведения эксперимента выбрана полупромышленная электрошлаковая печь А-550. Данная печь позволяет переплавлять электроды до двух метров и диаметром до 100 мм. Для возможности реализации предлагаемой схемы переплава произведена модернизация данной установки, которая включала в себя разработку и внедрение дополнительных статических элементов, обеспечивающих жесткое крепление кристаллизатора и поддона, а также динамических обеспечивающих перемещение прошивающего дорна (рис. 3.1). Данная схема была запатентована [81].

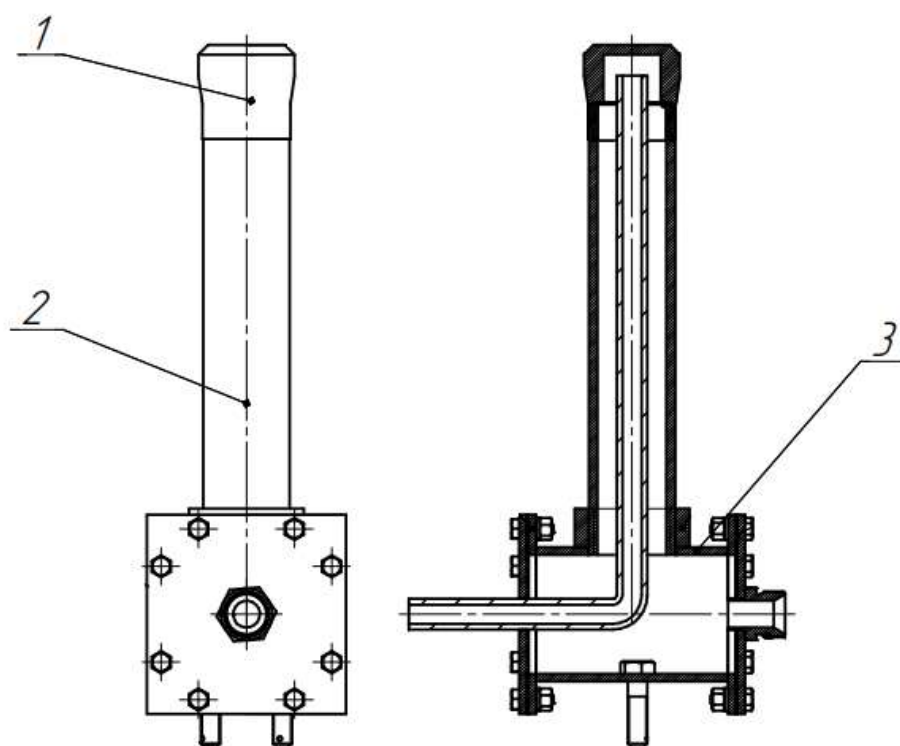


Рисунок 3.1 – Прошивающий дорн: 1 – головка прошивающего дорна, 2 – шток дорна, 3 – водоохлаждаемое основание.

Для получения полого слитка методом ЭШП по одноэлектродной схеме был сконструирован и изготовлен механизм вращения электрода, который закреплялся непосредственно на подающей каретке (рис. 3.2).

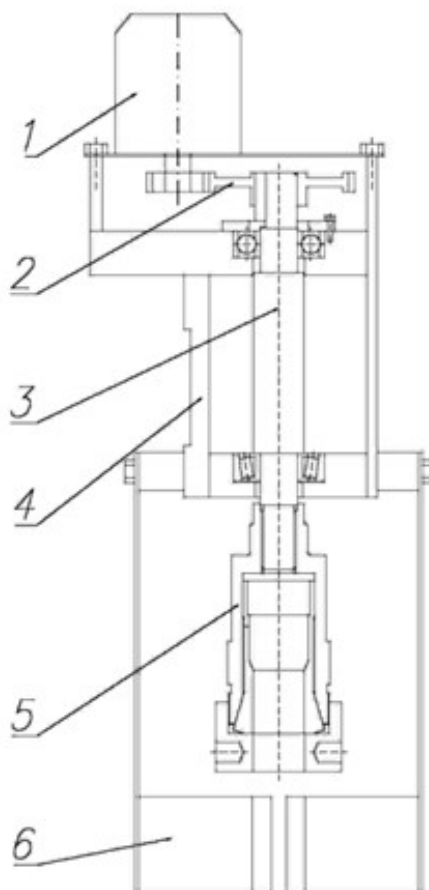


Рисунок 3.2 – Механизм вращения электрода:

- 1 – двигатель, 2 – передаточный механизм, 3 – вал, 4 – корпус,  
5 – цанговый зажим, 6 – токоподводящие щетки

Данный механизм вращения обеспечивает скорость вращения электрода в необходимом диапазоне оборотов и не имеет колебаний при вращении, что позволяет избежать контакта электрода и кристаллизатора. Механизм вращения состоит из сварочной рамы с установленными подшипниками. Сквозь подшипники проходит вал на нижней части которого закреплен цанговый зажим. Передача крутящего момента от двигателя переменного тока к вращающемуся валу механизма вращения электрода осуществлялась через передаточные шестерни. Передаточные числа шестерней были выбраны из расчетов на такое условие,

которое бы обеспечивало максимальное снижение нагрузки на двигатель без сужения диапазона регулирования скоростью вращения электрода.

Верхняя часть посредством зубчатой передачи соединена с электродвигателем постоянного тока типа ДУ. В электрической схеме включения электродвигателя предусмотрена реверсивность его работы. Крепление переплавляемого электрода в механизме вращения осуществлялось посредством цангового зажима.

Для обеспечения точного контроля скорости вращения и гарантированного контроля диапазона регулирования скорости было решено использовать в качестве приводного механизма электродвигатель переменного тока с мощностью 0,75 кВт в составе с частотным преобразователем Mitsubishi FR-740, который обладает большим потенциалом экономии энергии в нижней области частоты вращения, а также в фазе разгона и торможения которого достигается существенная экономия энергии.

Подвод электроэнергии к переплавляемому электроду осуществляется через специальные токопроводящие щетки. Токоподводящие щетки для обеспечения хорошей проводимости тока от токоподводящей шины к электроду было решено изготовить из медно-графитовых пластин, которые были скреплены между собой. Так же для обеспечения большей зоны контакта между щетками и крепежами токоподводящих шин в медно-графитовых пластинах были выточены отверстия для крепежа. Данным образом токоподводящие шины крепились непосредственно в медно-графитовые щетки. Сами щетки были установлены в специально изготовленные щеткодержатели. Во избежание короткого замыкания щеткодержателей на корпус механизма вращения щеткодержатели были закреплены через специальные диэлектрические проставки, изготовленные из текстолита, крепежные болты были так же покрыты диэлектрическим изолятором. Для обеспечения наиболее плотного прижатия щеток к поверхности переплавляемого электрода они стягивались между собой двумя пружинами.

В связи с тем, что после установки механизма вращения на каретку печи электрошлакового переплава А-550 возникла излишняя нагрузка, приводящая к наклону каретки, был установлен противовес, связанный с кареткой через систему роликов для снижения нагрузки на механизм. Данный противовес имеет возможность двигаться горизонтально в направлении, обратном направлению движению каретки.

Так же реализация технологии прошивающего дорна потребовала разработки и конструирование поддона с отверстием для прохождения штока дорна (рис. 3.3).

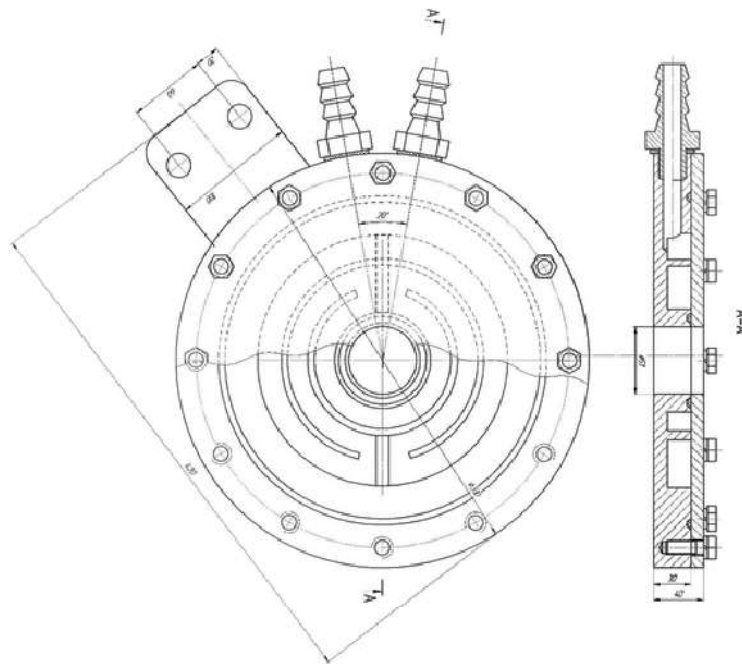


Рисунок 3.3 – Поддон для реализации технологии с прошивающим дорном

Система водяного охлаждения выполнена таким образом, что имеет видимый слив каждого отдельного канала, а именно каналов охлаждения кристаллизатора, поддона и трансформатора. Это позволяет во время проведения плавки отслеживать, не образовалась ли паровая рубашка в каком-либо из охлаждаемых элементов. Реализация предлагаемой технологии потребовала внедрить в систему дополнительную линию охлаждения прошивающего дорна. В связи с введением дополнительных рабочих элементов в систему охлаждения установки А-550 снизился теплоотвод. Во избежание перегрева воды при проведении серии плавки было необходимо обеспечить высокую скорость подачи воды в системе. Для этого



было решено использовать консольный насос К65-50-160. Схема модернизированной установки А-550 показана на рис. 3.4. [82].

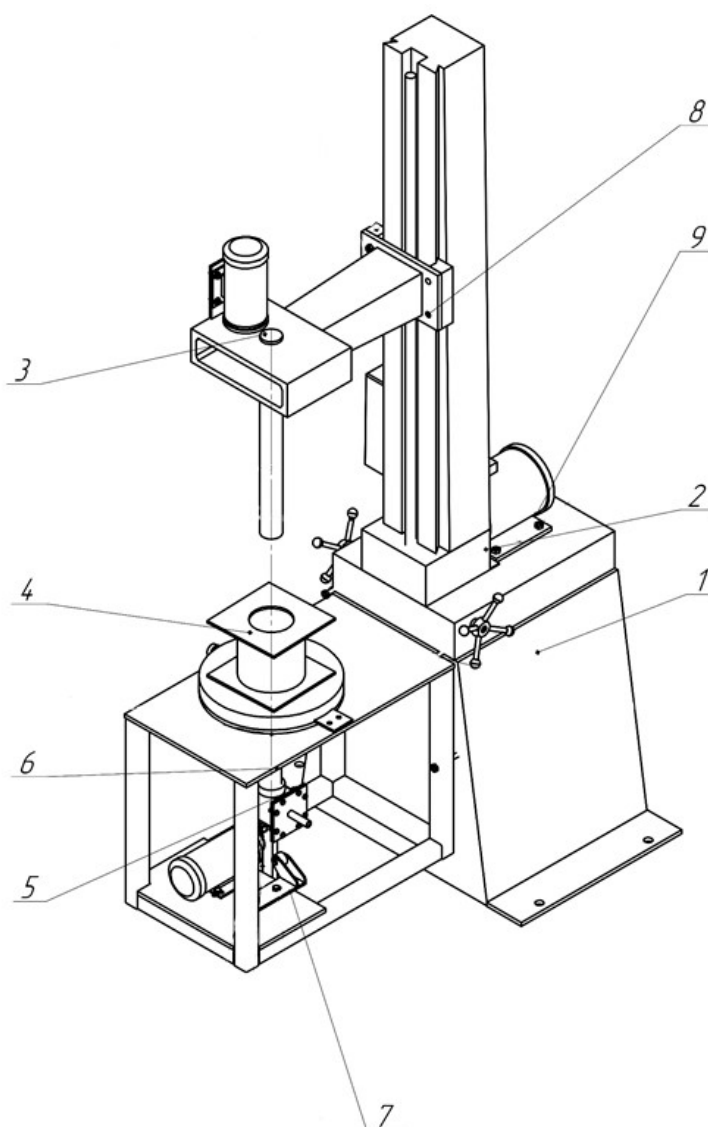


Рисунок 3.4 – Схема модернизированной установки А-550: 1 – основание, 2 – стойка, 3 – механизм вращения, 4 – кристаллизатор, 5 – прошивающий дорн, 6 – стол, 7 – основание привода дорна, 8 – подающая каретка, 9 – электродвигатель

Наиболее сложной задачей, которую пришлось решить при модернизации установки, стало создание САУ, предназначенного для реализации технологии с относительным перемещением кристаллизатора и дорна для осуществления

контроля положения границ шлаковой ванны (верхней и раздела с металлом). Отсутствие указанного контроля или низкая его надежность могут привести к возникновению аварийных ситуаций: пролив жидкого шлака снизу кристаллизатора или дорна и выход металла из рабочей области. Величина ущерба характеризуется, в основном, стоимостью потерянного металла, хотя она будет значительна, если авария произойдет на последнем этапе плавки. Кроме того, велика вероятность прежде всего повреждения оборудования дорна, который будет деформирован при усадке металла остывающей заготовки. Также возможно повреждение нижней каретки печи, кристаллизатора, поддона и т. д.

Известные способы контроля границ шлаковой ванны предназначены, в основном, для фиксации положения только одной из них. Так, например, на Чеховском заводе энергетического машиностроения была отработана система контроля верхней границы шлаковой ванны, основанная на использовании датчика «касания», позволившая добиться достаточно стабильного режима производства заготовок, в том числе полых. На заводе «Серп и молот» при плавке в четырехручьевом кристаллизаторе (на установке Р-951) при участии специалистов ВНИИЭТО было освоено использование тепмометрического датчика, разработанного в Институте технической теплофизики (Украина), позволившего контролировать границу между шлаковой и металлической ванной.

В отделении ВНИИЭТО (г. Истра) вели давшие положительный результат работы по использованию в указанных системах контроля термопарных датчиков. В кристаллизаторе на разных по высоте уровнях устанавливали две термопары, показания которых характеризовали распределение температуры по боковой поверхности шлаковой ванны и формирующейся заготовки. Фиксируемое в процессе плавки изменение показаний термопар позволяет, используя данные обширных исследований о характере распределения температуры и теплового потока вдоль боковой поверхности шлаковой ванны и наплавляемого металла, судить об изменении положения границы раздела шлак-металл внутри кристаллизатора. В зависимости от того, какие конкретно решения принимаются

по конфигурации системы управления, вместо двух термопар может быть использована одна дифференциальная, рабочие спай которой размещены в кристаллизаторе на тех же позициях.

Существуют и испытывались другие системы, использующие датчики разных конструкций с различными принципами действия: индукционные, радиационные, инфракрасные и др. Однако по различным причинам они не нашли распространения.

При производстве полых заготовок существует принципиальная возможность во время плавки регулировать скорость перемещения подвижного кристаллизатора, не фиксируя сигнал датчика, контролирующего допустимое верхнее положение зеркала шлаковой ванны. С этой целью постоянно измеряется сила тока якоря двигателя постоянного тока, входящего в состав привода перемещения. Нарастание силы этого тока выше определенного значения свидетельствует о развитии процесса обжата дорна с риском его заклинивания и возникновения аварийной ситуации [83].

В основу алгоритма функционирования САУ было заложено условие поддержания заданного уровня мощности, вводимой в шлаковую ванну, и сопротивления шлаковой ванны. Эти показатели наилучшим образом характеризуют процесс ЭШП полых заготовок. Выполнение указанного условия должно обеспечиваться: во-первых, регулированием силы рабочего тока плавки, что достигается контролем и управлением приводом перемещения верхней подающей каретки печи; во-вторых, контролем напряжения на шлаковой ванне и необходимым его изменением, посредством управления переключением ступеней напряжения печного трансформатора.

Для осуществления данного процесса, а именно соблюдения всех необходимых параметров плавки (скорости вращения расходуемого электрода, скорости его подачи и скорости подачи прошивающего дорна) был внедрен модуль управления Wientek MT6070iH и написан программный модуль с возможностью

предварительного ввода всех необходимых критериев и с автоматической их поддержкой в ходе процесса (рис. 3.5).



Рисунок 3.5 – Внешний вид панели управления

### 3.2 Апробация технологии с использованием переменного тока

Получение полых слитков методом электрошлакового переплава на переменном токе по одноэлектродной схеме производилось на модернизированной установке А-550 (рис. 3.6). Для переплава использовался электрод из стали марки 30Х13 диаметром 60 мм. Переплав производился в кристаллизатор диаметром 125 мм. Перед началом проведения эксперимента, соприкасающиеся поверхности кристаллизатора и поддона тщательно зачищались.

Переплавляемый электрод устанавливался в цанговый зажим и центрировался. Для возможности реализации твердого старта к торцу электрода предварительно приваривался наконечник в форме стакана (рис. 3.7), что позволило также исключить негативное воздействие на головку прошивающего дорна в период наведения жидкого флюса.



Рисунок 3.6 – Проведение опыта по получению полых слитков методом ЭШП по одноэлектродной схеме

Затем на поддон устанавливалась затравочная шайба. Затравочная шайба имела кольцевую форму и высоту 10 мм, что необходимо для предохранения формирующей головки от дуги в момент разведения процесса.

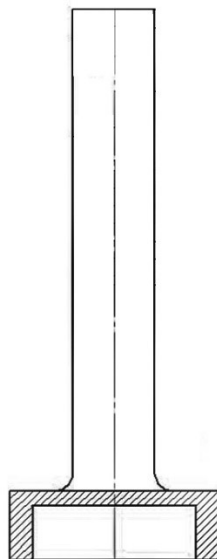


Рисунок 3.7 – Электрод с приваренным наконечником

Между затравкой и переплавляемым электродом устанавливались пружины из проволоки диаметром 2 мм. Диаметр пружин составляла 12 мм, а длина – 10 мм. По всей высоте данная пружина засыпалась экзотермической смесью ПАМ-3, остальное – флюс АНФ-6. Химический состав ПАМа соответствует ГОСТ 5593-78.

Для исключения эффекта пригара электрода к площадке поддона кристаллизатора в процессе розжига предварительно в месте будущего контакта металла и поверхности поддона наносился тонким слоем порошок оксида алюминия. Под сам поддон также клался диэлектрик, роль которого выполняли асбестовые листы, для исключения возникновения короткого замыкания между поддоном монтажной станиной механизма перемещения дорна.

Флюс был предварительно просеян и имел фракцию не более 3 мм, также флюс предварительно прокаливался в течение четырех часов при температуре 700 °С для удаления из него остаточной влаги. Флюс засыпался сразу в полном объеме в размере 1 кг. После завершения всех предварительных стадий подготовки процесса электрошлакового переплава был произведен запуск установки.

Твердый старт осуществлялся по запатентованной технологии (рис. 3.8) [84]. Стоит отметить, что при широком использовании технологии получения полой заготовки по одноэлектродной схеме можно использовать жидкий старт.

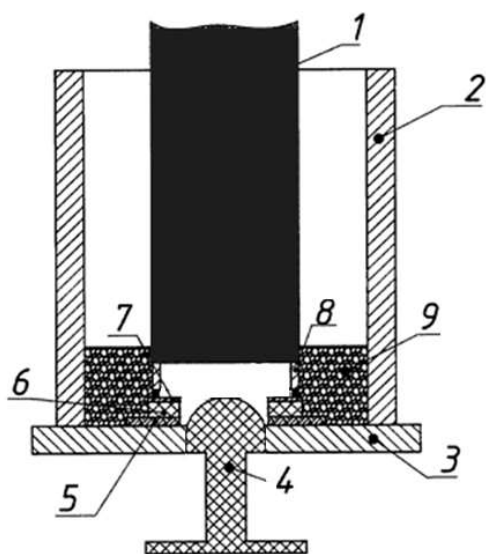


Рисунок 3.8 – Схема запуска ЭШП на твердом старте для получения полой заготовки по одноэлектродной схеме:

- 1 – электрод, 2 – кристаллизатор,
- 3 – поддон, 4 – прошивающий дорн,
- 5 – порошок  $Al_2O_3$ , 6 – затравочная шайба, 7 – экзотермическая смесь,
- 8 – наконечник, 9 – флюс.

Розжиг и запуск процесса проходили в ручном режиме. Ход переплава скорость подачи электрода и дорна совместно со скоростью вращения регулировалось в автоматическом режиме.

Величина силы тока составляла при старте – 2,2 кА, в основной период переплава – 1,5 кА. Период плавки составил 20 минут. После остановки процесса переплава каретка с огарком электрода была поднята вверх в исходное положение для упрощения операции извлечения полученного слитка из кристаллизатора. Перед извлечением полученных слитков происходила выдержка в течение 18 минут, для обеспечения застывания шлакового пояса. После затвердевания шлака слитки извлекались из кристаллизатора. Слитки с высотой 140 мм и внешний диаметр 125 мм и внутренний 40 мм обладали удовлетворительным качеством поверхности (рис. 3.9).

Внесение изменений в ход процесса переплава с помощью данного органа управления можно было двумя способами:

- изменением скорости подачи электрода;
- изменением силы тока.

Внесение изменений было необходимо, так как при старте было нужно более высокое напряжение для создания дуги и соответствующая корректировка после ее появления.

Следует отметить, что проведение плавки каких-либо затруднений не вызвало. После выгрузки заготовки гарнисаж легко отделялся с поверхности. Визуальный осмотр показал удовлетворительное, бездефектное состояние как наружной, так и внутренней поверхности полученных полых заготовок.

В качестве эталонов сравнения были получены экспериментальные слитки той же марки с вращением сплошного сечения.

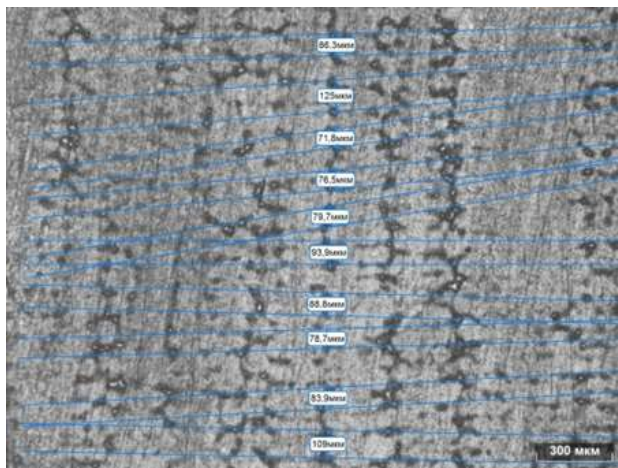
Дальнейшее исследование посвящено изучению образцов из выплавленных на переменном токе полых заготовок стали марки 30X13 (слиток 1.2) и слитков сплошного сечения (слиток 1.1).



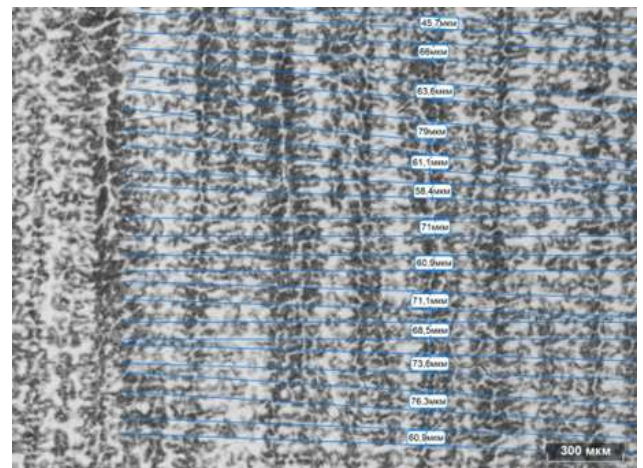


Рисунок 3.9 – Внешний вид полученных полых заготовок.

Чтобы оценить влияние технологии получения полых заготовки на макроструктуру отливки определялось расстояние между осями дендритов второго порядка ( $L_2$ ). Темплеты вырезались в осевом направлении. Выявление структуры проводилось реактивом Обергоффера. Измерение проводилось в центральной части слитков (рис. 3.10) и на  $\frac{1}{2}$  радиуса (рис. 3.11).



а)



б)

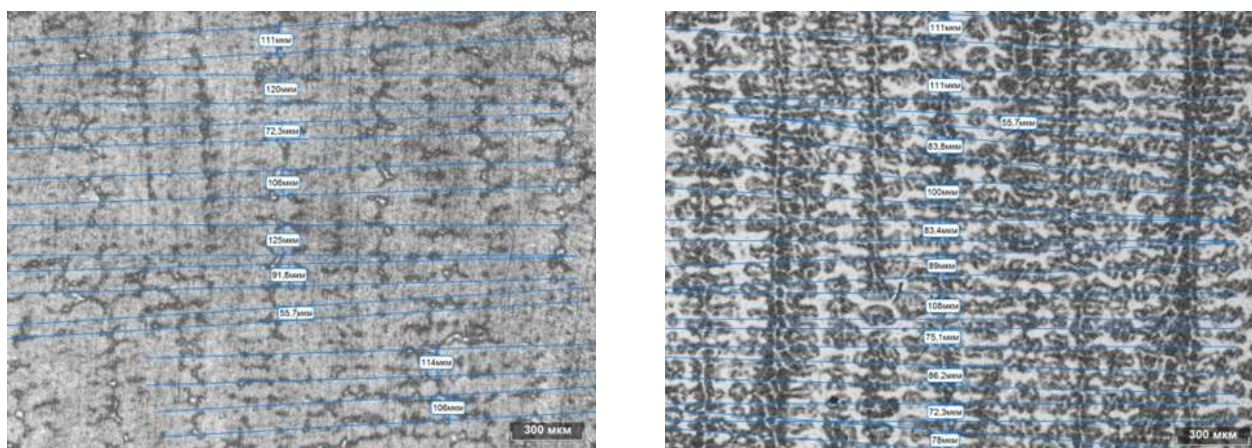
Рисунок 3.10 – Микроструктура  $\frac{1}{2}$  радиуса слитков:

а – слиток; б – полый слиток,  $\times 50$ .

В случае формирования полого слитка  $L_2$  меньше, чем у слитка сплошного сечения на 23,6 %, что указывает на измельчение структуры отливки при



реализации технологии получения полой заготовки.



а)

б)

Рисунок 3.11 – Микроструктура центральной области слитков:

а – слиток 1.1; б – слиток 1.2,  $\times 50$ .

Так же имеется разница в расстоянии между ветвями дендритов второго порядка и по сечению слитка. В центральной части слитка  $L_2$  больше чем на  $\frac{1}{2}$  радиуса, что объяснимо меньшей скоростью теплоотвода из осевой части в сравнении с  $\frac{1}{2}$  радиуса, находящейся ближе к охлаждаемой стенке кристаллизатора. В табл. 3.1 приведены результаты измерений  $L_2$  для полой и сплошной отливки.

Таблица 3.1 – Расстояние между дендритами ветвями второго порядка

Образец	Число измерений	Общая длина, мкм	$L_2$ , мкм	Стандартное отклонение, мкм	Доверительный интервал, мкм
1.1 центр	29	2959	102	19,7	7,31
1.1 $\frac{1}{2}$ радиуса	32	2732	85,4	16,4	5,79
		Среднее	93,7		
1.2 центр	38	2985	78,8	15	4,86
1.2 $\frac{1}{2}$ радиуса	37	2381	64,3	10,3	3,37
		Среднее	71,5		

Исследования механических свойств показали повышение показателей

механических свойств слитков полого сечения, а именно: повышение ударной вязкости на 10-15 %, увеличение временного сопротивления, твердости и предела текучести на 10 % (табл. 3.2-3.4).

Таблица 3.2 – Результаты исследования ударной вязкости экспериментальных слитков

	№ слитка	Ударная вязкость, КСУ, $t^{\circ} = 20^{\circ}C$
Слитки сплошного сечения	1.11	31
	1.12	30
	1.13	32
	1.14	33
	1.15	29
	1.16	30
Полые слитки	1.21	33
	1.22	32
	1.23	35
	1.24	32
	1.25	33
	1.26	34

Таблица 3.3 – Результаты исследования показателей временного сопротивления разрыву и предела текучести

	№ слитка	Временное сопротивление разрыву $\sigma_B$ , МПа	Условный предел текучести $\sigma_{0,2}$ , МПа
Слитки сплошного сечения	1.11	732	587
	1.12	730	585
	1.13	733	588
	1.14	735	589
	1.15	729	584
	1.16	731	586
Полые слитки	1.21	748	593
	1.22	741	591
	1.23	744	596
	1.24	745	590
	1.25	746	592
	1.26	743	594

Таблица 3.4 – Результаты исследования твердости экспериментальных слитков

	№ слитка	Твердость, НВ
Слитки сплошного сечения	1.11	278
	1.12	277
	1.13	279
	1.14	280
	1.15	272
	1.16	275
Полые слитки	1.21	290
	1.22	289
	1.23	294
	1.24	289
	1.25	291
	1.26	292

### 3.3 Апробация технологии с использованием постоянного тока

ЭШП является весьма энергозатратным процессом и повышение его энерго- и теплоэффективности является актуальной задачей для исследований как в России, так и за рубежом [85]. Нынешний уровень развития технологической базы позволяет смоделировать различные процессы, происходящие во время переплава, с целью установления оптимальных условий переплава [86-88], что особенно важно, когда имеем дело с высокими температурами, оптически не прозрачными средами и химически активными фазами. Одним из способов повышения энергоэффективности одноэлектродной схемы переплава является уход от переменного тока к использованию постоянного источника тока [89]. В то же время переменный ток в данный момент наиболее распространен, что связано с большей стабильностью ванны жидкого металлического расплава в сравнении с процессом ЭШП на постоянном токе. Нестабильность жидкой ванны при переплаве на постоянном токе связана с воздействием электромагнитного поля на подаваемый электродный металл [90]. Согласно теории о вихревых токах, токопроводящие материалы, движущиеся внутри магнитного поля, порождают внутри себя

электрический ток. Поле, создаваемое постоянным током работы установки ЭШП, лежит в плоскости, перпендикулярной оси установки. Вектор магнитной индукции направлен по правилу буравчика. Движение токопроводящего материала внутри постоянного магнитного поля порождает внутри него электрический ток, т.н. вихревые токи или токи Фуко. Капли металла имеют заряд, аналогичный полярности переплавляемого электрода. Нестабильность приводит к неоднородной кристаллической структуре металла, появлению дефектов на дальнейших стадиях обработки металла давлением. Стабилизировать ванну жидкого расплава можно за счет воздействия внешних сил на жидкий электродный металл [91]. Так возможно воздействовать на жидкий металл путем создания внешнего электрического поля вокруг кристаллизатора. Однако, воздействие путем создания электрического поля не позволяет в полной мере гарантировать стабильность процесса. Более стабильным является способ создания центробежных сил, возникающих вследствие применения технологии вращения расходуемого электрода. Для определения оптимальной величины компенсирующего воздействия было необходимо вычислить величину силы Лоренца.

Взаимодействие между потоком жидкости и магнитным полем может быть описано двумя фундаментальными явлениями: индукция электрического тока в движущемся токопроводящем материале в пределах магнитного поля и действие силы Лоренца, как результат взаимодействия электрического тока с магнитным полем.

Для определения величины электромагнитной силы, возникающей во время протекания ЭШП на постоянном токе, проведено моделирование с использованием программного комплекса Ansys Fluent, который является универсальным инструментом в области изучения динамики жидкостей и может использоваться для решения задач металлургического профиля [92]. Ansys Fluent позволяет решать задачи с разным количеством фаз разного типа по математическому описанию с учетом межфазного трения, турбулентности, плавления, кристаллизации, внедрения дисперсных частиц и др. В частности, в структуре Ansys присутствует

опциональный модуль – Magnetohydrodynamic, который акцентирован на решение задачи поведения токопроводящих жидкостей в создаваемом внешнем магнитном или электрическом поле, и симулирует движение электрического тока в проводнике [93, 94].

Для облегчения процесса настройки сетки ее внутренние области и грани разделялись на категории. Это позволило манипулировать целыми массивами клеток при инициализации процесса и корректно считывать данные о модели в ходе процесса симуляции.

Каждая клетка хранит некоторые параметры среды в численном виде. Благодаря итерационному (многократно повторяющемуся) процессу моделирования происходит изменение свойств модели в каждой клетке. Это происходит за счет пропускания значения каждой клетки через специальный алгоритм решателя, в который включены формулы, описывающие физическое состояние среды. Итерирование в каждой клетке через решатель с заданным временным шагом позволяет получить изменяющуюся картину событий в модели, зависящую от текущего состояния данных в каждой клетке модели.

В существующей модели в качестве задающего начального значения указывается внешнее магнитное поле  $B_0$ , которое является составляющей полного магнитного поля для каждой клетки. За каждый проход решателя в каждой клетке происходит пересчет всех ее данных о магнитном поле, электрическом поле, плотности тока, силах Лоренца и пр. В местах, где возможно изменение картины, происходит пересчет состояния модели. Такие места в модели определяются исключительно значениями в клетках сетки, описывающих состояние системы в данный момент.

Для получения конечной картины событий в компьютерной модели проводилась ее инициализация и пропускалась через правильно настроенный решатель. Многократное итерирование компьютерной модели дало результат с некоторыми допустимыми отклонениями (уровнем сходимости решения) в конкретный момент времени. С математической точки зрения сетка конечных

элементов – это обыкновенная многомерная матрица с множеством элементов, каждый из которых характеризуется набором переменных, описывающих текущее состояние моделируемого процесса и поведение веществ в нем.

Принципиальная схема моделирования заключается в следующем: в шлаковую ванну, ограниченную справа, слева, снизу медными стенками и газовой фазой, дозированно подается жидкий металл, имитируя тем самым формирование капли. Полный перечень данных для моделирования представлен в табл. 3.5. Шлаковая ванна находится внутри наведенного магнитного поля, которое создает электрический ток в движущихся каплях металла. Подача происходит с интервалом в одну секунду между началом каждого цикла и длится 0,1 секунды.

Таблица 3.5 – Данные для моделирования

Параметр	Значение
<b>Атмосфера</b>	
Плотность	1,225 кг/м <sup>3</sup>
Динамическая вязкость	1,79·10 <sup>-5</sup> Н·с/м <sup>2</sup>
Электропроводность	1 См
Магнитная проницаемость	1,257·10 <sup>-6</sup> Гн/м
<b>Шлак</b>	
Плотность	2880 кг/м <sup>3</sup>
Динамическая вязкость	0,006 Н·с/м <sup>2</sup>
Электропроводность	500 См
Магнитная проницаемость	1,257·10 <sup>-6</sup> Гн/м
<b>Сталь</b>	
Плотность	7800 кг/м <sup>3</sup>
Динамическая вязкость	0,006 Н·с/м <sup>2</sup>
Электропроводность	7,69·10 <sup>6</sup> См
Магнитная проницаемость	1,257·10 <sup>-4</sup> Гн/м
Диаметр электрода	50 мм
<b>Медь</b>	
Плотность	8978 кг/м <sup>3</sup>
Электропроводность	5,8·10 <sup>7</sup> См
Магнитная проницаемость	1,257·10 <sup>-6</sup> Гн/м
<b>Силы поверхностного натяжения</b>	
Газ – Шлак	0,45 Н/м
Газ – Сталь	1,5 Н/м
Шлак – Сталь	1,1 Н/м

Под действием внешнего магнитного поля капли жидкой стали двигаются по определенной траектории, которая повторяется каждой следующей каплей с некоторым отклонением. Раскадровка процесса моделирования представлена на рис. 3.12. В ходе эксперимента капли меняли первоначальное направление движение (т.е. в качестве начального направления была выбрана правая стенка, которая плавно сменилась на левую). Видно, что капли жидкой стали не касаются медной стенки кристаллизатора и начинают менять направление на противоположное. При рассмотрении распределения силы Лоренца в векторном представлении наблюдается появление и рост векторов, направленных перпендикулярно стенке в противоположную от вектора скорости движения капли.

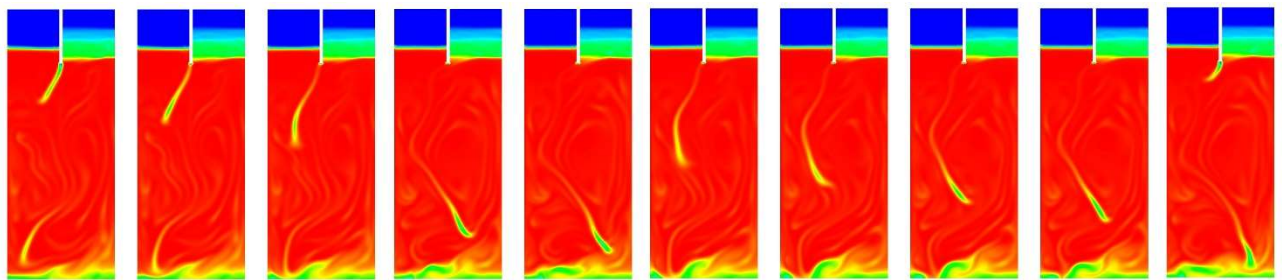


Рисунок 3.12 – Результаты раскадровки моделирования движения капли

При каждом изменении направления движения капли наблюдается электрическое поле с противоположного направления движения капли, что можно расценить как своеобразный подпор, по которому скользит капля. В среднем длина пробега капли от оси кристаллизатора до ближайшей стенки (в одном направлении относительно стенки кристаллизатора) составляет от 5 до 15 см. Проведено сравнительное моделирование движения капли металла без наложенного внешнего магнитного поля. Результаты показали, что изначально капли начинали двигаться по похожей траектории, как в первом эксперименте, но никогда не меняли ее и не отталкивались от нее, а наоборот «стекали» по ней на дно кристаллизатора. Также замечено, что при наличии внешнего магнитного поля капли двигаются более активно, чем при эксперименте без магнитного поля.

Моделирование позволило оценить направление движения капель электродного металла и показатель необходимой внешней силы для стабилизации ванны жидкого металла при протекании процесса ЭШП на постоянном токе, равный 0,067 Н.

Для экспериментальной проверки математической модели проведён расчет необходимой скорости вращения для компенсации электромагнитного воздействия, которая составила 110 об/мин. для электрода диаметром 60 мм.

Апробация так же осуществлялась на модернизированной установке А-550 с предустановленным выпрямителем для работы на постоянном токе. Для переплава применялись электроды стали марки 9ХВ. В ходе наработки получены экспериментальные слитки полого (слиток 2.1) и сплошного (слиток 2.2.) сечения.

Образцы для микроанализа вырезались в осевом направлении. Микроструктура выявлялась травлением 5 % раствором азотной кислоты в этиловом спирте. При изучении микроструктуры не выявлено крупных шлаковых включений, усадочных раковин, пор. Чтобы установить, каким образом формирование полый заготовки влияет на размер структурных составляющих, проведён анализ в соответствии с ГОСТ 5639–82 методом сравнения с эталонными шкалами, и определён размер зерна отливок:

- микроструктура образца 2.1 – соответствует баллу зерна 2,5;
- микроструктура образца 2.2 – соответствует баллу зерна 1.

В соответствии с определенным балом зерна, можно сделать вывод: в случае формирования полый заготовки, размер структурных составляющих отливки измельчается (рис. 3.13).

Результаты проведенной работы позволяют рассматривать ведение ЭШП на постоянном токе с вращением расходуемого электрода как перспективное направление развития электрошлакового процесса.

Использование постоянного тока при реализации электрошлаковой технологии с вращением расходуемого электрода при правильно выбранной полярности тока позволит решать вопросы дегазации производимой



металлопродукции [95]. Это может высвободить установки вакуумно-дугового переплава, которые могут быть реконструируемы для ЭШП с сохранением системы выпрямления тока.

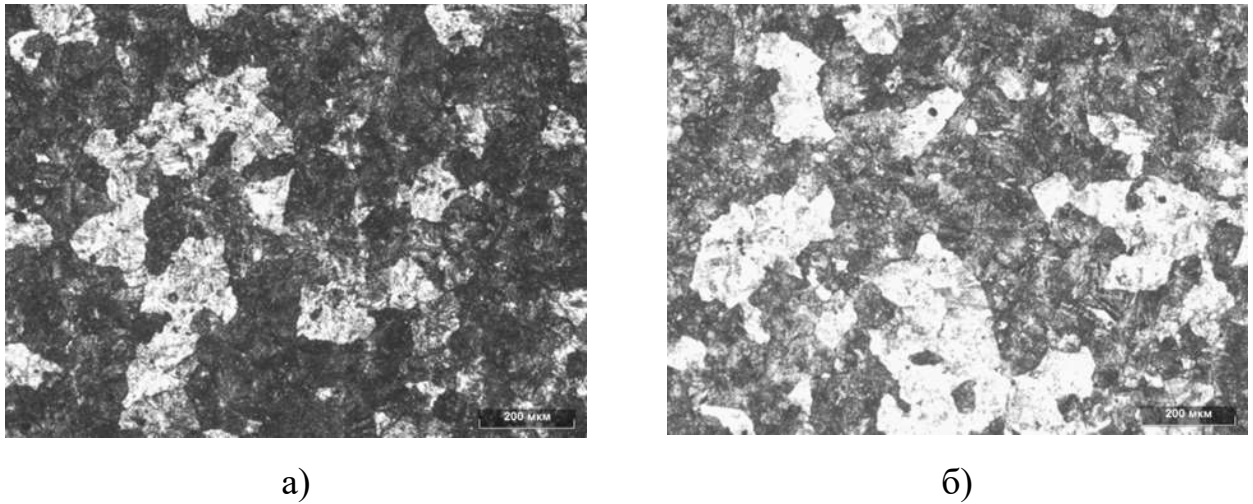


Рисунок 3.13 – Микроструктура слитков: а – образец 2.1; б – образец 2.2,  $\times 100$ .

### Вывод к главе 3

Представлен процесс разработки и конструирования установки для проведения опытных переплавов по получению полых и цельных слитков ЭШП, полученных с вращением расходуемого электрода.

Исследование опытного металла выплавленных полых заготовок на переменном токе показало, что имеет место небольшое снижение длин дендритов по сечению слитков до 10 %. Так же во время проведения исследований механических свойств, выявлено некоторое повышение показателей слитков полого сечения, а именно: повышение ударной вязкости на 10-15 %, увеличение временного сопротивления, твердости и предела текучести на 10 %.

При изучении микроструктуры полых заготовок на постоянном токе не выявлено крупных шлаковых включений, усадочных раковин, пор. В соответствии с определенным балом зерна, можно сделать вывод: в случае формирования полых заготовки, размер структурных составляющих отливки измельчается на 1.5 балла.

## ГЛАВА 4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ

В данном разделе рассмотрена экономическая эффективность для сравнения стоимости изделия, полученного из цельной и полый заготовки.

Все нижеприведенные расчеты базировались на результатах работы конкретного предприятия (ООО «Южно-Уральская машиностроительная компания»), деятельностью которого является изготовление комплектующих частей к буровым установкам в нефтегазовой промышленности. Расчет конкретизирован на изготовлении изделия «Вставка спайдера» (рис. 4.1).

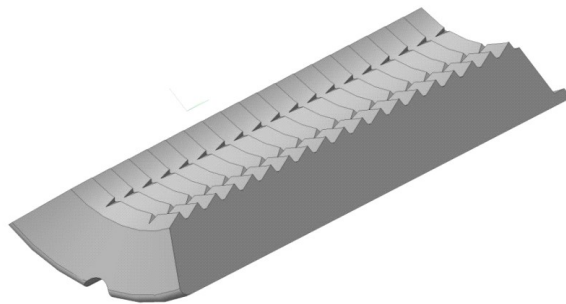


Рисунок 4.1 – Деталь «Вставка спайдера»

Технологическая цепочка по получению данного изделия состоит из многостадийной механической обработки цельного слитка, в ходе которого остается большое количество отходов, что ведет к значительному увеличению себестоимости детали.

Расчеты базировались на предварительно проведенных экспериментах (проводились замеры энергозатрат, временных затрат, стоимости материалов и т.д.).

Для изготовления данной детали изначально использовались сегменты, порезанные под размер из цельной заготовки (табл. 4.1).

Таблица 4.1 – Параметры необходимого сегмента для изготовления детали

Марка	Параметры			Цена проката, руб
	Диаметр, мм	Длина, мм	Масса, кг	
30X13	120	210	18	720

После порезки на сегменты осуществлялась многостадийная механическая обработка в станочном парке ООО «ЮУрМК» (табл. 4.2).

Таблица 4.2 – Последовательность операций механической обработки

№	Наименование операции	Время, мин	Расход энергии, кВт/час	Оборудование
1	Сверление полости	22,49	2,31	16K20; SAMAT 400M; SUI-50;163
2	Торцевание	3,27	0,34	16K20; SAMAT 400M; SUI-50;163
3	Расточка полости	32,71	3,44	16K20; SAMAT 400M; SUI-50;163
4	Обточка наружной поверхности	5,45	0,57	16K20; SAMAT 400M; SUI-50;163
5	Нарезание зуба	15,84	1,65	16A20Ф3; NL 635S/SZ
6	Нарезка канавки	19,80	2,1	6P82Г (горизонтально-фрезерный)
7	Удаление заусенцев	2,49	-	Наждак
8	Порезка на сегменты	10,50	1,1	UE-918; UE-918; UE 250; Bomar STG
9	Фрезеровка сторон	6,49	0,67	BM127M (вертикально-фрезерный)
10	Удаление заусенцев	0,86	-	Напильник
11	Фрезеровка внутренней канавки	1,52	0,16	BM127M (вертикально-фрезерный)
12	Удаление заусенцев	0,62	-	Напильник
13	Клеймение	0,51	-	Ударный принтер

С одного цельного металлопроката после проведения ряда механических обработок получается 4 детали «Вставка спайдера» (рис. 4.1), каждая по 3,3 кг.

Таким образом, по полученным данным была посчитана себестоимость одной детали, по формуле:

$$CP_1 = P_{\text{цс}} + \Sigma P_{\text{эл.эн.}} + P_{\text{отх}}, \quad (49)$$

где  $P_{\text{цс}}$  – цена цельного сегмента, руб.;  $\Sigma P_{\text{эл.эн.}}$  – сумма, энергозатрат на механическую обработку, руб.;  $P_{\text{отх}}$  – цена полученных отходов, руб.

Рассчитываем сумму затраченной электроэнергии на механическую обработку и умножаем на стоимость 1 кВт:

$$\Sigma P_{\text{эл.эн.}} = (2,31 + 0,34 + 3,44 + 0,57 + 1,65 + 2,1 + 1,1 + 0,67 + 0,16) \times 3,5 = 43,19 \text{ руб.}$$

Из одного цельного металлопроката получается 4 детали, поэтому:

$$P_1 = 720/4 = 180 \text{ руб.}$$

Также на одно изделие приходится 4,8 кг отходов ценой в 40 рублей.

Себестоимость детали:

$$CP_1 = 180 + 43,19 + 9,9 + 40 = 263,19 \text{ руб}$$

Таким образом, на изготовление одной детали затрачивается средств 263,19 рублей и 2 часа 4 минуты.

При расчете для получения данной детали из полой заготовки используется полый сегмент стоимостью 600 рублей и массой 15 кг. Для изготовления детали в данном случае используется следующая технологическая цепочка (табл. 4.3).

Расчет себестоимости детали, полученной методом электрошлакового переплава, будем производить по формуле:

$$CP_3 = P_{\text{пс}} + \Sigma P_{\text{эл.эн.}} + P_{\text{отх}}, \quad (50)$$

где  $P_{\text{пс}}$  – цена полого сегмента, руб.;  $\Sigma P_{\text{эл.эн.}}$  – Сумма, энергозатрат на механическую обработку, руб.;  $P_{\text{отх}}$  – цена полученных отходов, руб.

Цена полого сегмента 600 рублей, таким образом цена одной детали:

$$P_2 = 600/4 = 120.$$

Также на одно изделие приходится 1,8 кг отходов ценой в 15 рублей. Сумму затраченной электроэнергии считаем из данных, приведенных в табл. 4.3.

$$\Sigma P_{\text{эл.эн.}} = (0,57 + 1,65 + 2,1 + 1,1 + 0,67 + 0,16) \times 3,5 = 21,88 \text{ рубля.}$$

Таблица 4.3 – Поэтапное изготовление детали методом электрошлакового переплава

№	Наименование операции	Время, мин	Расход энергии, кВт/час	Оборудование
1	Обточка наружной поверхности	5,45	0,57	16K20; SAMAT 400M; SUI-50;163
2	Нарезание зуба	15,84	1,65	16A20Ф3; NL 635S/SZ
3	Нарезка канавки	19,8	2,1	6P82Г (горизонтально-фрезерный)
4	Удаление заусенцев	2,49	-	Наждак
5	Порезка на Сегменты	10,50	1,1	UE-918; UE-918; UE 250; Bomar STG
6	Фрезеровка сторон	6,49	0,67	BM127M (вертикально-фрезерный)
7	Удаление заусенцев	0,86	-	Напильник
8	Фрезеровка внутренней канавки	1,52	0,16	BM127M (вертикально-фрезерный)
9	Удаление заусенцев	0,62	-	Напильник
10	Клеймение	0,51	-	Ударный принтер

Имея все данные для расчета, подставляем их в формулу и считаем себестоимость:

$$Cp_2 = 120 + 21,88 + 15 = 156,88 \text{ рублей}$$

В итоге себестоимость детали, полученной методом электрошлакового переплава, составляет 156,88 руб., затрачено времени 1 час 7 минут.

Стоит отметить, что на себестоимости конечной продукции существенно сказывается на ценообразовании самих расходуемых электродов, используемых при электрошлаковом переплаве для получения полых заготовок.

Нижеприведенные данные основаны на стоимости переделов ЭСПЦ-3 Златоустовского металлургического завода (ООО «ЗМЗ»), который, согласно

экспертной оценке Ассоциации «Спецсталь», по итогам 2021 г. признан ведущим отечественным производителем сортового проката.

На сегодняшний день при производстве полых заготовок на электрошлаковых установках ЭШП-5ВГ, используемых на данном предприятии, реализована бифилярная схема подключения, состоящая из трех пар электродов.

Стоимость получения электродов складывается из стоимостей выплавки и передела для достижения необходимого сечения. Вне зависимости от передела и размера конечного сорта, все технологические цепочки объединяет стоимость выплавки, которая составляет 28000 руб./т. Объем выпускаемого металла с ДСП данного цеха составляет 5,6 т.

Экономическая эффективность получения электрода большего сечения в первую очередь обосновывается отсутствием прокатного передела, цена которого составляет 9000 руб./т.

В данный момент для получения электродов производят разливку слитков в кв. 570 с последующим переделом в кв. 160, таким образом, цена за тонну металла составляет 37000 руб./т. Стоит отметить, что со слитка массой 2,8 т. потери составляют 420 кг, таким образом с одной плавки имеется 4,7 т. годного для последующего рафинирования металла.

В случае необходимости получения электродов большего сечения в качестве альтернативы предлагается использование УПНРС с получением круглого электрода диаметром 300 мм. При данном переделе происходит обрез верх слитка и потери составляют всего 440 кг с плавки, за счёт чего происходит не только увеличение выхода годного, а именно 5,160 т., но и из-за отсутствия затрат на УПНРС себестоимость одной тонны металла составит 28000 руб./т.

В качестве еще одной технологии получения электрода большего сечения предлагается рассмотреть возможность разливки стали в изложницу. Потери при данной технологии составляют 550 кг с плавки, и позволяют достигнуть выхода годного массой 5050 кг при сохранении стоимости получения тонным металла в 28000 руб./т.

#### **Выводы по главе 4**

Оценка экономической эффективности подтверждает сквозной характер данной технологии. Начиная с экономии на переделах при получении расходуемого электрода, энергетической эффективности технологии вращения, заканчивая уменьшением стадий механической обработки и сопутствующим снижением отходов при производстве конечных изделий. Экономическая эффективность конечного изделия, представленная на примере изготовления детали «Вставка спайдера» предприятия ООО «ЮУрМК» из заготовки цельного сечения и полого, также подтверждает целесообразность использования заготовок полого сечения (в ценах на июнь 2022 года).

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Полученные в работе результаты свидетельствуют о том, что, решив вопросы, связанные с управлением расположением теплового центра в металлической ванне, создаваемого каплями электродного металла и электронным потоком так, что исключалась прямое воздействие на прошивающий дорн, удалось разработать и апробировать малозатратную технологию, позволяющую получать бездефектные полые заготовки как на переменном, так и на постоянном токе.

Основные научные и практические результаты диссертационной работы заключаются в следующем:

1. 1. Методом физического моделирования подтверждено, что в случае вращения расходуемого электрода тепловой центр представляет собой кольцо, у которого внутренний периметр располагается на некотором расстоянии от оси формируемого слитка, определяемом величиной центробежных сил.

2. Разработана математическая модель изменения гидродинамической картины в шлаковой и металлической ваннах при ЭШП с вращением расходуемого электрода вокруг собственной оси, показывающая, что траектория движения капель жидкого металла в шлаковой ванне зависит от пропорционального отношения квадрата скорости вращения расходуемого электрода к силе подводимого тока.

3. Выявлена зависимость влияния размеров прошивающего дорна, кристаллизатора и расходуемого электрода на скорость его вращения и место доставки электродного металла в жидкую металлическую ванну.

4. Создана компьютерная программа «Тепловая картина кристаллизующейся полый заготовки при ЭШП» с использованием среды разработки Matlab version R2017a, позволяющая определять необходимые технологические параметры (величину тока, скорость вращения) для каждого конкретного случая реализации предлагаемой технологии.

5. Разработана технология, позволяющая получать полые отливки, обладающие более высокими показателями механических свойств в сравнении со



слитками сплошного сечения. Ударная вязкость повышается на 10–15 %, временное сопротивление, твердость и предел текучести – на 10 %.

6. Полые отливки, полученные с применением технологии вращения расходуемого электрода, имеют расстояние между осями дендритов второго порядка меньше, чем у слитков сплошного сечения на 23,6 %, что указывает на измельчение структуры отливки при реализации технологии получения полых заготовок.

7. Технология получения полых заготовок по одноэлектродной схеме с прошивающим дорном с применением технологии вращения расходуемого электрода позволяет изготавливать полые отливки на постоянном токе, с сопутствующим увеличением зерна с 1 до 2,5 балла.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Пятыгин Д.А. Обзор способов получения полый заготовки электрошлаковым переплавом. Часть 1 / Д.А. Пятыгин, И.В. Чуманов // Вестник южно – уральского государственного университета. серия: металлургия. – 2016. – Т. 16. – № 3. – С. 39–48.
2. Duckworth W.E. Electro-slag Refining / W.E. Duckworth, G. Hoyle // Chapman, and Hall LTD II new fetter lane. London. British Iron & Steel. – 1969.
3. Яцкевич И.С. Новая конструкция электрошлаковой установки / И.С. Яцкевич, П.Д. Непечий, С.А. Вольский // Запорожское книжно-газетное издательство. – Запорожье. – 1960.
4. Вачугов Г.А. Влияние вращения переплавляемого электрода на процесс электрошлакового переплава / Г.А. Вачугов, В.И. Чуманов, Г.А. Хасин // пробл. спец. электрометаллургии. – 1975. – Вып. 25. – С. 31–36.
5. Медовар Б.И. Электрошлаковая выплавка полых слитков / Б.И. Медовар, Л.В. Чекотило, В.Л. Павлов // Вопросы специальной электрометаллургии. Киев – Москва. – 1973.
6. Патон Б.Е. Особенности структуры и свойств полых слитков электрошлаковой выплавки / Б.Е. Патон // Доклады Международного симпозиума по электрошлаковой сварке. – Братислава. – 1973.
7. Чуманов В.И. Разработка технологии ЭШП с вращением расходуемого электрода с целью повышения производительности процесса и улучшения качества металла: дисс... канд.техн.наук: 05.16.02. – Новокузнецк. – 1984. –146 с.
8. Чуманов И.В. Повышение тепловой эффективности электрошлакового переплава и качества металла путем воздействия на процессы плавления, транспортировки и кристаллизации вращением расходуемого электрода: дисс... док.тех.наук: 05.16.02. – Челябинск. – 2002. – 345 с.
9. Armstrong P.A. / U.S. Patent No. 1781490. – 1930.

10. McKeen W.A. Physical properties of ESR slags / W.A. McKeen, L.G. Joseph, D.M. Speher // *Met. Prog.* – 1962. – P. 82–86.
11. Hoyle G. *Electroslag Processes* / G. Hoyle // Applied Science Publishers. – London. – United Kingdom. – 1983.
12. Nafziger R.H. *The Electroslag Melting Process* / R.H. Nafziger // U.S. Bureau of Mines. – Washington. – USA. – 1976 .
13. Medovar B.I. *Electroslag Technology* / B.I. Medovar, G.A. Boyko // Springer-Verlag. – 1991.
14. Mitchell A. Thesis / A. Mitchell, R.M. Smailer // *Int. Met. Rev.* – 1979. – P. 5–6.
15. Sathaye J. M. Thesis / J.M. Sathaye, M. Sc // UBC. – 1977.
16. Holzgruber H. PhD Thesis / H. Holzgruber // MU Leoben. – 2005.
17. Чуманов И.В. Об экономической эффективности электрошлакового переплава металлизированного сырья / И.В. Чуманов, Е.А. Ворона // *Вестник ЮУрГУ.* – Серия «Металлургия». – Вып. 17. – № 36. – 2011. – С. 23–25.
18. Миронов Ю.М. Установки электрошлаковой металлургической технологии / Ю.М. Миронов // *Научная мысль.* – Москва. – 2018. – 404 с.
19. Латаш Ю.В. Современные способы производства слитков особо высокого качества / Ю.В. Латаш, В.Н. Матях // Киев. – Наукова думка. – 1987. – 336 с.
20. Патон Б.Е. Электрошлаковое литье / Б.Е. Патон, Б.И. Медовар, Г.А. Бойко// НИИМАШ. – Москва. – 1974. – 69 с.
21. Жадкевич М.Л. Электрошлаковое литье полых слитков и заготовок в промышленном производстве / М.Л. Жадкевич, В.Л. Шевцов, Л.Г. Пузрин // *Современная электрометаллургия.* – № 3. – 2008. – С.7–14.
22. Петров А.К. Исследования качества литого и деформированного металла из полых слитков ЭШП / А.К. Петров, Ю.С. Фурман., Б.М. Никитин // *Спецэлектрометаллургия.* – № 20. – 1973. – С. 18–52.
23. Сидоров В.М. Специализированная установка для электрошлакового литья полых заготовок / В.М. Сидоров, А.С. Стефанов // *Специальная электрометаллургия.* – № 69. – 1990. – С. 25–29.

24. Помещиков А.Г. Производство полых слитков с применением машин центробежного литья / А.Г. Помещиков, Т.С. Гренева, В.И. Байдаченко, В.И. Березин // *Электromеталлургия*. – № 2. – 2010. – С.31–33.
25. Медовар Б.И. Центробежное электрошлаковое литье гильз из сталей 20Х13 и 20ХГСН2А / Б.И. Медовар, В.Л. Шевцов, С.П. Жигир, В.В. Лакомский, В.И. Саган // *Специальная электromеталлургия*. – № 46. – 1981. – С. 39–42.
26. Медовар Б.И. Исследование качества кольцевых заготовок из жаропрочной стали ЭИ961, полученных методом центробежного электрошлакового литья / Б.И. Медовар, А.П. Игнатов, В.Л. Шевцов, В.В. Ровнягин, В.А. Драпей // *Проблемы специальной электromеталлургии*. – № 2. – 1987. – С. 28–32.
27. Еремин Е.Н. Электрошлаковое литье труб из жаростойких сплавов / Е.Н. Еремин, С.Н. Жеребцов // *Электromеталлургия*. – №2. – 2006. – С. 23–26.
28. Медовар Б.И. Электрошлаковая выплавка полых стальных заготовок / Б.И. Медовар, Л.В. Чекотило, Л.В. Павлов, В.Г. Попов, В.Л. Артамонов, И.И. Кумыш, В.М. Баглай, Р.С. Дубинский // *Специальная электromеталлургия*. – № 17. – 1972. – С. 23–38.
29. Жук В.В. Ультразвуковой контроль качества заготовок, полученных методом центробежного электрошлакового литья / В.В. Жук, В.Ф. Давиденко, В.Л. Шевцов, Г.С. Маринский, В.П. Лукьянец // *Специальная электromеталлургия*. – № 66. – 1988. – С. 29–33.
30. Тимашов Г.А. Опыт внедрения технологии электрошлаковой прошивки при получении фасонных полых заготовок / Г.А. Тимашов, Б.Б. Федоровский, В.А. Крепак // *Спецэлектromеталлургия*. – № 54. – 1983. – С. 44–46.
31. Генис И.А. Система автоматического управления приводом перемещения дорна при ЭШП полых слитков / И.А. Генис, В.М. Баглай, О.П. Бондаренко // *Спецэлектromеталлургия*. – вып. 38. – 1979. – С. 62–65.
32. Баглай В.М. Выплавка полых электрошлаковых слитков на печи Р-951У по бифилярной схеме с перемещающимся коротким кристаллизатором / В.М. Баглай, В.И. Ус // *Спецэлектromеталлургия*. – вып. 25. – 1974. – С. 34–45.

33. Бондаренко О.П. Питание однофазной бифилярной электрошлаковой печи по мостовой схеме / О.П. Бондаренко, В.М. Баглай // Спецэлектromеталлургия. – вып. 1. – 1967. – С. 15–26.
34. Гродзинский С.В. Кристаллизатор для выплавки полых слитков / С.В. Гродзинский, В.М. Баглай, Б.Б. Федоровский // Спецэлектromеталлургия. – вып. 32. – 1976. – С. 55–58.
35. Сидоров В.М. Специализированная установка электрошлакового литья полых заготовок / В.М. Сидоров, А.С. Стефанов // Спецэлектromеталлургия. – вып. 65. – 1988. С. 25–29.
36. Медовар Б.И. К вопросу электрошлаковой прошивки полых слитков / Б.И. Медовар, Г.А. Тимашов, Б.Б. Федоровский // Спецэлектromеталлургия. – вып. 39. – 1979. – С. 53–62.
37. Садыков В. Перспективы развития трубной отрасли России / В. Садыков // Металлоснабжение и сбыт. – №3. – 2005. – С. 14–16.
38. Медовар Б.И. Электрошлаковые печи / Б.И. Медовар, Л.М. Ступак, Г.А. Бойко // Наукова думка. – 1976. – 414 с.
39. Патон Б.Е., Медовар Б.И., Макарова А.М. Способ получения многослойного проката / А.с. 129473 СССР. – Бюл. № 12. – 1960.
40. Интернет-источник: [https://c-stud.ru/work\\_html/look\\_full](https://c-stud.ru/work_html/look_full) (дата обращения 23.11.2022 г.).
41. Кубиш С. Применение электрошлакового переплава для производства плакированных валков / С. Кубиш, П. Преслер, П. Махнер и др. // Электрошлаковый переплав: материалы V междунар. симпозиума по технологии электрошлакового переплава и др. спец. видам плавки. – Киев: Наукова думка. – 1977. – С. 175–177.
42. Медовар Б.И. Получение биметаллических заготовок методами, основанными на использовании электрошлакового процесса. Сообщение 1 / Б.И. Медовар, В.Я. Саенко, В.И. Кумыш // Проблемы СЭМ. – № 4. – 1992. – С. 28–41.

43. Артемьев А.А. Исследование электрофизических явлений на основе физического моделирования процесса электрошлаковой наплавки в секционном кристаллизаторе / А.А. Артемьев, И.В. Зорин, Г.Н. Соколов // Прогрессивные технологии в обучении и производстве: материалы IV Всероссийской конф.: в 4 т. – Волгоград: РПК «Политехник», 2006. – Т. 1. – С. 10–11.
44. Патон Б.Е. Новые возможности фасонного литья / Б.Е. Патон. // Специальная металлургия, ч. 1. Доклады Международного симпозиума по специальной электрометаллургии. – Наукова думка. – киев. – 1972. – 189 с.
45. Медовар Б.И. К вопросу электрошлаковой прошивки полых слитков / Б.И. Медовар, Г.А. Тимашов, Б.Б. Федоровский, А.Г. Богаченко, В.И. Ус, А.К. Коралёв // Специальная электрометаллургия. – № 39. – 1979. – С. 53–58.
46. Сердюкова В.П. К вопросу о воздействии на форму торца расходуемого электрода при электрошлаковой выплавке полых слитков / В.П. Сердюкова, Д.А. Козлитин // Специальная электрометаллургия. – № 52. – 1983. – С.45–50.
47. Данилов А.М. Особенности строения и дефекты слитков легированной стали / А.М. Данилов // Сталь. – №10. – 1954.
48. Ключев М.М. Некоторые вопросы капельного переноса при переплаве металла под флюсом / М.М. Ключев, Ю.М. Миронов // Электротермия. – № 39. – 1964.
49. Чуманов И.В. Влияние вращения расходуемого электрода при электрошлаковом переплаве на анизотропию свойств получаемого слитка / И.В. Чуманов, М.А. Матвеева, Д.В. Сергеев // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – Т. 62. – №2. – 2019. – С. 91–96.
50. Ключев М.М. Капельный перенос электродного металла при электрошлаковом переплаве / М.М. Ключев // Новое в металлургии сталей и сплавов. – 1967.
51. Пятыгин Д.А. Обзор способов получения полых заготовок электрошлаковым переплавом. Часть 2 / Д.А. Пятыгин, И.В. Чуманов / Вестник южно – уральского государственного университета. серия: металлургия. – Т. 16. – № 3. – 2016. – С. 49–54.

52. Schubert C. Numerical simulation approach for modelling the esr process with a rotating electrode / C. Schubert, A. Ruckert, H. Pfeifer // Proceedings of the Liquid Metal Processing & Casting Conference. – 2017. – P. 217–225.
53. Мамаев Д.А. Разработка способа получения полой заготовки методом электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода / Д.А. Мамаев, Д.В. Сергеев // НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ПРОГРЕСС: АКТУАЛЬНЫЕ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ БУДУЩЕГО. Сборник материалов IV Международной научно-практической конференции. Западно-Сибирский научный центр. – 2016. – С. 198-200.
54. Sergeev D.V. The electrode rotation effect on the hardness of various sections of the workpiece obtained by electroslag remelting / D.V. Sergeev, A.N. Anikeev, M.A. Matveeva, I.V. Chumanov // AIP conference proceedings. Proceedings of the VI International Young Researchers Conference Physics, Technologies and Innovation, PTI 2019. – 2019. – P. 0202511-0202514.
55. Крючкова К.А. Влияние технологии вращения электрода на коррозионную стойкость низкоуглеродистой хромосодержащей стали / К.А. Крючкова, Д.В. Сергеев // В книге: Новые материалы и перспективные технологии. Сборник материалов Пятого междисциплинарного научного форума с международным участием. – 2019. – С. 281-287.
56. Аникеев А.Н. Исследование влияния вращения электрода на плотность металла, полученного методом ЭШП / А.Н. Аникеев, И.В. Чуманов, Д.В. Сергеев // В сборнике: Наука ЮУрГУ материалы 70-й научной конференции. Южно-Уральский государственный университет. – 2018. – С. 831-834.
57. Chumanov I.V. Studying influence of rotation an electrode on the number nonmetallic inclusions in received eletroslag metal / I.V. Chumanov, A.N. Anikeev, D.V. Sergeev // Materials Science Forum. – 2018. – Т. 934. – P. 154-158.
58. Anikeev A.N. Effect of rotating electrode technology on the corrosion resistance of a low-carbon chromium containing steel / A.N. Anikeev, I.V. Chumanov, D.V. Sergeev // AIP CONFERENCE PROCEEDINGS "Physics, Technologies and

Innovation, PTI 2017: Proceedings of the IV International Young Researchers' Conference" 2017. – 2017. – P. 0200641-0200644.

59. Чуманов И.В. О моделировании процесса электрошлакового переплава при получении полой заготовки по одноэлектродной схеме / И.В. Чуманов, В.Н. Лутков, Д.В. Сергеев // *Металлургия машиностроения*. – № 6. – 2019. – С. 36–40.

60. ТУ 6 09 4064-87 Сплав Вуда чистый. Технические условия.

61. ГОСТ 6824-96 Межгосударственный стандарт. Глицерин дистиллированный. Общие технические условия

62. Чуманов И.В. Особенности моделирования электрошлакового переплава на прозрачных моделях / И.В. Чуманов, В.Е. Рошин // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – № 8. – 1998. – С. 30–35.

63. Чуманов В.И. Математическая модель переплава вращающегося электрода / В.И. Чуманов, Б.П. Белозеров, И.В. Чуманов // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – № 12. – 1991.

64. Чуманов И.В. Разработка комплекса оборудования для эшп и опробация холодной модели / И.В. Чуманов, В.Н. Лутков, Д.В. Сергеев // *Технологии металлургии, машиностроения и материалообработки*. – № 17. – 2018. – С. 48–52

65. Михадаров Д.Г. Исследование особенностей характеристик электротехнологических дуг в дуговых печах: : дисс... канд.техн.наук: 05.09.10. – Чебоксары: типография ФГБОУ ВПО «ЧГУ имени И.Н. Ульянова», 2015.

66. Медовар Б.И. Тепловые процессы при электрошлаковом переплаве / Б.И. Медовар // Киев: Наукова думка. – 1978. – 304 с.

67. Paton V.E. Improving the electroslagremelting of steel and alloys / V.E. Paton, L.B. Medovar // *Steel in Translation*. – 38. – 2008. P. 1028–1032.

68. Wang Q. Numerical study on the effect of electrode polarity on desulfurization in direct current electroslag remelting process / Q. Wang, G. Li, Z. He, B. Li // *Metallurgical and Materials Transactions B*. – 48. – 2017. – P. 2649–2663.



69. Paar A. Effect of electrical parameters on type and content of non-metallic inclusions after electro-slag-remelting / A. Paar, R. Schneider, P. Zeller, G. Reiter, S. Paul // *Steel Research Int.* – 85. – 2014. – P. 570–578.
70. Чуманов В.И. Математическая модель переплава вращающегося электрода / В.И. Чуманов, Б.П. Белозёров, И.В. Чуманов // *Известия вузов. Черная металлургия.* – № 12. – 1991. – С. 74–75.
71. Чуманов И.В. Особенности электрошлакового переплава на постоянном токе с вращением расходуемого электрода / И.В. Чуманов, Д.А. Пятыгин // *Известия вузов. Черная металлургия.* – № 3. – 2006. – С. 22–25.
72. Chumanov I.V. Increasing the efficiency of the electroslag process and improving the metal quality by rotating f consumable electrode: Part I / I.V. Chumanov, V.I. Chumanov // *Russian metallurgy (Metally).* – 68. – 2010. – P. 499–504.
73. Chumanov V.I. Speed control of remelting in the electroslag process by changing the rotation speed consumable electrode / V.I. Chumanov, Chumanov I.V. // *2nd International Conference on Industrial Engineering, Applications and Manufacturing.* – 2016. – P. 21-25.
74. Коптев А.А. Движение жидкости в центробежных полях. Ч. I. Течение жидкости вблизи вращающегося диска / А.А. Коптев // *Монография.* – М.: Машиностроение. – 2005. – 240 с.
75. Воробьев А.А. Электрошлаковый переплав / А.А. Воробьев, Ю.В. Пожидаев // *СибГИУ.* – Новокузнецк. – 2002. – 116 с.
76. Лопаев Б. Е. Расчет вязкости флюсов для электрошлакового переплава на основе способа равных сумм / Б.Е. Лопаев, И. И. Кагарманов // *Омский научный вестник.* – № 1. – 2016. – С. 18–21.
77. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя / Г. Шлихтинг // *Москва: Наука.* – 1974. – 712 с.
78. Гельфгат Ю.М. Жидкий металл под действием электромагнитных сил / Ю.М. Гельфгат, О.А. Лиелаусис, Э.В. Щербинин // *Рига.* – 1975. – 248 с.

79. Ячиков И.М. Моделирование электровихревых течений в ванне дуговой печи постоянного тока / И.М. Ячиков, О.И. Карандаева, Т.П. Ларина // Магнитогорск. ГОУВПО «МГТУ». – 2008. – 234 с.
80. Сергеев Д.В. Моделирование процесса ЭШП с прошивающим дорном / Д.В. Сергеев // Технологии металлургии, машиностроения и материалообработки. – № 19. – 2020. – С. 142–145.
81. Чуманов И.В., Сергеев Д.В., Лутков В.Н. Электрошлаковая печь для получения полого слитка / Патент 189750. – 03.06.2019.
82. Чуманов И.В. Разработка комплекса оборудования для получения полой заготовки методом эшп по одноэлектродной схеме / И.В. Чуманов, В.Н. Лутков, Д.В. Сергеев // Металлургия машиностроения. – № 5. – 2018. – С. 39–41;
83. Деднев А.А Система автоматизированного управления процессом ЭШЛ полых заготовок в подвижном кристаллизаторе / А.А. Деднев, С.М. Нехамин, С.В. Орлов, Р.Ф. Ганиев, И.В. Огурцов, М.А. Киссельман // ЭлектрOMETаллургия. – №7. – 2006. – С.20–25.
84. Чуманов И.В., Сергеев Д.В., Мамаев Д.А. Способ получения полой заготовки методом электрошлакового переплава на твердом старте / Патент 2660495. – 03.07.2017.
85. Kanchan M. Computational Modeling of Electros slag Remelting (ESR) Process Used for the Production of High-Performance Alloys / M. Kanchan, V. Suhas, K. Shesh // Proceedings of the 2013 International Symposium on Liquid Metal Processing & Casting. – 9. – 2013. P. 3–12.
86. Kharicha A. Droplet Formation in Small Electrs lag Remelting Processes / A. Kharicha, A. Ludwig, M. Wu // Proceedings of the 2011 International Symposium on Liquid Metal Processing & Casting. – 2011. P. 113–119.
87. Kelkar K.M. Computational Modeling of the Electros lag Remelting (ESR) Process for the Production of Ingots of High-Performance Alloys / K.M. Kelkar, S.V. Patankar, A. Mitchell // Proc. of Liquid Metal Processing and Casting. – 2005. P. 137–144.

88. Patel A.D. Analytical Model for Electromagnetic Fields in ESR and VAR Processes / A.D Patel, P.D Lee // *Proceedings of Liquid Metal Processing and Casting*. – 2003. – P. 205–214.
89. Пятыгин Д.А. Удаление неметаллических включений при ЭШП постоянном токе / Д.А. Пятыгин, И.В. Чуманов // *Известия высших учебных заведений. – Черная металлургия*. – № 7. – 2006. – С. 25–26.
90. Пятыгин Д.А. К вопросу оценки электромагнитных сил, возникающих при ЭШП на постоянном токе / Д.А. Пятыгин, И.В. Чуманов // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – № 7. – 2007. – С. 19–22.
91. Чуманов В.И. Стабилизация ванны жидкого металла при ЭШП на постоянном токе / В.И. Чуманов, И.В. Чуманов, Ю.С. Сергеев // *Электрометаллургия*. – № 3. – 2018. – С. 18–22.
92. Bale C.W. FactSage Thermochemical Software and Databases / C.W. Bale, P. Chartrand, S.A. Degterov // *Calphad*. – Vol. 26. – Iss. 2. – 2014. – P. 189–228.
93. Bale C.W. FactSage thermochemical software and databases - recent developments / C.W. Bale, E. Bélisle, P. Chartrand // *Calphad*. – Vol. 33. – Iss.2. – 2009. – P. 295–311.
94. Bale C.W. Reprint of: FactSage thermochemical software and databases, 2010-2016 / C.W. Bale, E. Belise, P. Chartrand // *Calphad*. – Vol. 55. – 2016. – P. 1-19.
95. Д.А. Пятыгин Особенности плавления и кристаллизации металла при ЭШП на постоянном токе с вращением расходуемого электрода: дисс... канд.техн.наук: 05.16.02. – Челябинск: Издательство Южно-Уральского государственного университета, 2006. – 137 с.
96. Shubert C. Numerical Simulations of the Molten Metal Droplet Formation in the Electroslag Remelting Process with a Rotating Electrode / C. Shubert, M. Eickhoff, P. Herbert // *Steel Research International*. – 2100765. – 2022. – 12 p.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А. Акт об использовании результатов диссертационной работы



ИНН 7404062929; КПП 740401001; ОГРН 1137404002680;  
р/сч 40702810224140001112; к/сч 30101810165770000446  
Филиал ПАО "БАНК УРАЛСИБ" в г. Екатеринбург

Тел.: +7 (351) 777-62-09, +7 (351) 325-01-34  
456209, Челябинская обл.,  
г. Златоуст, ул. Радищева, 3-19  
www.nihard-anosov74.ru  
rmz.nihard@mail.ru, nihard-servis@mail.ru

### РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКИЙ ЗАВОД «НИХАРД-СЕРВИС»

#### АКТ

об использовании результатов диссертационной работы Сергеева Д.В.

Модернизация электрошлаковой установки А-550 в соответствии с конструкторской документацией, разработанной в рамках диссертационной работы Сергеева Дмитрий Владимировича на тему «Технология получения полой заготовки методом электрошлакового переплава по одноэлектродной схеме» по специальности 2.6.2 «Металлургия черных, цветных и редких металлов», проведены на производственных мощностях ООО РМЗ «НИХАРД-СЕРВИС».

Генеральный директор  
ООО РМЗ «Нихард-сервис»



М.А. Порсев

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б. Акт об использовании результатов диссертационной работы



Общество с ограниченной ответственностью  
**«ЮЖНО-УРАЛЬСКАЯ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНАЯ  
КОМПАНИЯ»**


Россия, 456200, г. Златоуст Челябинская область  
ул. 5-я Нижне-вокзальная д.54  
Тел/факс 8(3513) 69-52-52, 69-52-53, 69-52-54, 69-52-55  
E-mail: sumc@mail.ru

### АКТ

об использовании результатов диссертационной работы Сергеева Д.В.

Основные положения и результаты, представленные в диссертационной работе Сергеева Дмитрий Владимировича на тему «Технология получения полых заготовки методом электрошлакового переплава по одноэлектродной схеме» по специальности 05.16.02 «Металлургия черных, цветных и редких металлов» (2.6.2 «Металлургия черных, цветных и редких металлов») использованы для повышения экономического эффекта при производстве детали «вставка спайдера» на предприятии в рамках выполнения договора №2998ГС1/45324 от 02.04.2019 Фонда содействия инновациям по теме: «Разработка энергетически эффективных технологий создания металлических и композиционных материалов для нужд различных отраслей промышленности».

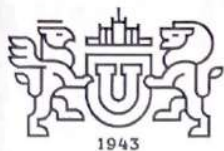
Также настоящим актом подтверждаем, что работы по механической обработке полученных полых заготовок, описанные в диссертационной работе, проведены на оборудовании и в условиях ООО «ЮУрМК».

Зам. генерального директора общим вопросам  / Запарий А.П.

м.п.



## ПРИЛОЖЕНИЕ В. Акт о внедрении результатов диссертационной работы в учебный процесс



МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ЮЖНО-УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ (НАЦИОНАЛЬНЫЙ  
ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)»  
(филиал ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» в г. Златоусте)

456209, Челябинская область, г. Златоуст, ул. Тургенева, 16, тел.(3513) 79-06-90, <http://zb.susu.ru>, e-mail: [zlat-susu@yandex.ru](mailto:zlat-susu@yandex.ru),  
ОКПО 36926196, ОГРН 1027403857568, ИНН/КПП 7453019764/740402001

от 12.12.2022 № Б-1

На № \_\_\_\_\_

### СПРАВКА

о внедрении (использовании) результатов диссертационной работы Сергеева Д.В.  
в учебный процесс

Основные научно-технические результаты, представленные в диссертационной работе Сергеева Дмитрия Владимировича на тему «Технология получения полой заготовки методом электрошлакового переплава по одноэлектродной схеме» по специальности 2.6.2 «Металлургия черных, цветных и редких металлов», внедрены и используются в учебном процессе при подготовке студентов по направлениям 22.03.02 и 22.04.02 «Металлургия».

Директор филиала

Начальник учебного отдела



А.Н. Дильдин

О.В. Маршалов